4.2.2.6. Определяется длина заряда взрывчатого вещества (ВВ) в скважине ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_с - l_{заб}. \quad (4.5)$$

4.2.2.7. Определяется удельная вместимость скважины (p, кг/м)

$$p = 7{,}85 d_с^2 \Delta, \quad (4.6)$$

где $d_с$ – диаметр скважины, дм;

Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм^3 (см. прил. 4).

4.2.2.8. Исходя из заданных удельного расхода эталонного ВВ (q', кг/м^3) и коэффициента, учитывающего тип ВВ ($k_{ВВ}$) (см. прил. 4), вычисляется удельный расход принятого ВВ ($q_п$, кг/м^3)

$$q_п = q' k_{ВВ}. \quad (4.7)$$

4.2.2.9. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве (W, м)

$$W = 0{,}9\sqrt{\frac{p}{q_п}}. \quad (4.8)$$

4.2.2.10. Выполняется проверка величины линии сопротивления по подошве по условию:

$$W \geq W_{min}, \quad (4.9)$$

$$W_{min} = H_у \operatorname{ctg} \alpha_р + Z, \quad (4.10)$$

где $\alpha_р$ – угол откоса рабочего уступа, град (прил. 4);

Z – расстояние от верхней бровки уступа до скважины первого ряда, м.

$$Z = H_у\left(\operatorname{ctg} \alpha_у - \operatorname{ctg} \alpha_р\right) \geq 2,$$

где $\alpha_у$ – угол устойчивого откоса уступа, град ($\alpha_у$ на 5-10° меньше $\alpha_р$);

$H_у\left(\operatorname{ctg} \alpha_у - \operatorname{ctg} \alpha_р\right)$ – ширина призмы возможного обрушения уступа, м.

Если $W < W_{min}$, то, по согласованию с руководителем, увеличивается диаметр скважины до ближайшего стандартного и соответственно по формуле (4.6) увеличивается величина p, по формуле (4.8) увеличивается W и снова проверка по формуле (4.9).

4.2.2.11. Выполняется проверка $l_{пер}$ по условию

$$l_{\text{пер}} \le 0{,}3W. \tag{4.11}$$

Если $l_{\text{пер}} > 0{,}3W$, то принимается $l_{\text{пер}} = 0{,}3W$ и производится перерасчет величин $l_{\text{с}}$, $l_{\text{заб}}$ и $l_{\text{зар}}$.

4.2.2.12. Определяется масса заряда в скважине ($Q_{\text{З}}$, кг)

$$Q_{\text{З}} = pl_{\text{зар}}. \tag{4.12}$$

4.2.2.13. Определяется расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = \frac{Q_{\text{З}}}{q_{\text{п}} H_{\text{у}} W}. \tag{4.13}$$

4.2.2.14. Выполняется проверка величины a по допустимому коэффициенту сближения скважин m

$$m = a/W. \tag{4.14}$$

На практике коэффициент сближения скважин составляет: m = 0,8 ÷1,4.

При расчетном значении m, отличающемся от рекомендуемого, необходимая величина его достигается путем изменения величины заряда в скважине $Q_{\text{З}}$ и соответствующего изменения расстояния между скважинами в ряду. При этом необходимо пересчитать длину заряда $l_{\text{зар}} = \frac{Q_{\text{З}}}{p}$ и длину забойки $l_{\text{заб}} = l_{\text{с}} - l_{\text{зар}}$.

4.2.2.15. Определяется ширина развала ($B_{\text{р}}$, м)

$$B_{\text{р}} \approx k_{\text{З}} k_{\text{в}} \sqrt{q_{\text{п}}} H_{\text{у}}, \tag{4.15}$$

где $k_{\text{в}}$ – коэффициент, характеризующий взрываемость породы (для средневзрываемых пород $k_{\text{в}}$ = 2,5 ÷ 3,0);

$k_{\text{З}}$ – коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого интервала замедления между отдельными скважинами (прил. 6);

Интервал замедления (τ, мс)

$$\tau = kW. \tag{4.16}$$

где k – коэффициент, зависящий от взрываемости пород (для средневзрываемых пород $k = 3{,}0 \div 4{,}0$).

4.2.2.16. Определяется высота развала ($h_р$, м)

$$h_р \approx \frac{2H_у W k_р}{B_р}, \qquad (4.17)$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления пород после взрыва (в развале).

При взрывании пород на дробление с однорядным расположением скважин развал имеет форму, близкую к треугольной. При этом $k_р = 1{,}4 \div 1.6$.

4.2.2.17. Определяется выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины ($q_{г.м}$, м^3/м)

$$q_{г.м} = \frac{H_у a W}{l_с}. \qquad (4.18)$$

4.2.3. На миллиметровой бумаге вычертить буровую заходку (план и разрез), взрывные скважины и развал породы (на разрезе) с указанием всех необходимых размеров (см. рис. 4.1).

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, а также чертеж буровой заходки в выбранном масштабе.

Контрольные вопросы к практической работе № 4

1. Дайте определение скважинного заряда.
2. Перечислите параметры скважинного заряда.
3. Исходя из каких условий принимается (задается) тип ВВ?
4. Что такое линия сопротивления по подошве (W)? В чем ее геометрический и физический смысл?
5. Каким условием определяется минимально допустимая линия сопротивления по подошве (W_{min})?
6. Каким параметром определяется положение первого ряда скважин?
7. Какими параметрами характеризуется сетка скважин?
8. Что такое «удельная вместимость скважины»? В каких единицах она измеряется? Выведите формулу для определения удельной вместимости скважины.

9. По какой формуле определяется выход горной массы с одного погонного метра скважины?
10. Какими факторами определяется ширина развала взорванной горной массы?
11. Каким показателем определяется отношение площади поперечного сечения развала взорванной горной массы к площади поперечного сечения буровой (взрывной) заходки? В каких пределах он изменяется?

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВОГО СТАНКА

Цель работы – изучить методику определения производительности буровых станков типа СБШ.

5.1. Задачи работы

5.1.1. Ознакомиться с технологией бурения взрывных скважин станками шарошечного бурения.

5.1.2. Выполнить расчет технической скорости бурения и производительности бурового станка.

5.1.3. Исследовать зависимость технической скорости бурения от показателя буримости горных пород.

5.2. Порядок выполнения работы

5.2.1. По учебнику [1, с. 49 - 50] ознакомиться с технологией, условиями и областью применения шарошечного бурения взрывных скважин на карьерах.

5.2.2. Ознакомиться с исходными данными в прил. 7. По данным заданного варианта выполнить расчет технической скорости бурения и сменной производительности бурового станка типа СБШ.

Техническая скорость бурения ($v_б$, м/ч) скважин станками СБШ определяется по формуле

$$v_б = \frac{P_o n_в^{0,8}}{П_б^{1,6} d_д}, \qquad (5.1)$$

где P_o – осевое усилие, кН;

$n_в$ – частота вращения бурового става, мин$^{-1}$;

$П_б$ – показатель буримости пород;

$d_д$ – диаметр долота (коронки), см.

Сменная производительность бурового станка ($A_{б}^{см}$, м/смену) рассчитывается по формуле

$$A_{б}^{см} = \frac{T_{см} - (T_{п.з} + T_{р})}{v_{б}^{-1} + T_{в}}, \quad (5.2)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч/смену;

$T_{п.з}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции в течение смены, ч/смену;

$T_{р}$ – затраты времени на ремонты в течение смены, ч/смену;

$T_{в}$ – затраты времени на вспомогательные операции при бурении в расчёте на 1 м скважины ч/м;

$v_{б}$ – техническая скорость бурения, м/ч.

Расчет выполняется в следующей последовательности:

5.2.2.1. По заданным величинам $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сд}$, ρ определяется показатель буримости горных пород ($П_{б}$)

$$П_{б} = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\rho, \quad (5.3)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие, МПа;

$\sigma_{сд}$ – предел прочности породы на сдвиг, МПа;

ρ – плотность горных пород, т/м^3.

По показателю буримости ($П_{б}$) определяется класс горных пород:

I класс – легкобуримые породы ($П_{б}$ = 1÷5);

II класс – породы средней трудности бурения ($П_{б}$ = 5,1÷10);

III класс – труднобуримые породы ($П_{б}$ = 10,1÷15,0);

IV класс – весьма труднобуримые породы ($П_{б}$ = 15,1÷20,0);

V класс – исключительно труднобуримые породы ($П_{б}$ = 20,1÷25,0).

5.2.2.2. В зависимости от показателей буримости пород ($П_б$) и заданного диаметра долота ($d_д$) по графику (прил. 8) определяется частота вращения бурового става ($n_в$).

5.2.2.3. Рассчитывается осевое усилие ($P_о$, кН) по выражению

$$P_о \geq kП_б d_д, \tag{5.4}$$

где $d_д$ – диаметр долота, см;

k – коэффициент, зависящий от показателя буримости (прил. 9).

5.2.2.4. По формуле (5.1) рассчитывается техническая скорость бурения ($v_б$, м/ч).

5.2.2.5. По заданным величинам $T_{см}$, ($T_{п.з}$+$T_р$), $T_в$ и полученному значению $v_б$ рассчитывается сменная производительность станка ($A_б^{см}$, м/смену).

5.2.2.6. Определяется суточная производительность бурового станка ($A_б^с$, м/смену)

$$A_б^с = A_б^{см} n_{см}, \tag{5.5}$$

где $n_{см}$ – количество рабочих смен станка в сутки, смен/сут. ($n_{см} = 2 \div 3$).

5.2.2.7. Определяется годовая производительность станка ($A_б^г$, м/год)

$$A_б^г = A_б^с n_{р.д.с}, \tag{5.6}$$

где $n_{р.д.с}$ – число рабочих дней станка в году, дней/год (с учетом вычета времени: ремонтов, перемещений с участка на участок, остановок в работе по климатическим условиям и др.). Для станков СБШ $n_{р.д.с} = 230 \div 280$ дней/год.

5.2.2.8. Рассчитывается парк буровых станков.

Списочный парк станков ($N_{б.с}$, ед.)

$$N_{б.с} = \frac{V_{г.м}}{A_б^г q_{г.м}}, \tag{5.7}$$

где $V_{г.м}$ – годовой объем обуриваемой горной массы, м³ (принимается $V_{г.м}$ = = $П_{г.м}$ по результатам выполнения практ. работы № 3);

$q_{г.м}$ – выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины, м³/м (принимается по результатам выполнения практ. работы № 4).

Рабочий парк буровых станков ($N_{бр}$, ед.)

$$N_{бр} = \frac{N_{бс}}{k_{рез}}, \tag{5.8}$$

где $k_{рез}$ – коэффициент резерва буровых станков.

$$k_{рез} = \frac{T_г}{n_{р.д.с}}, \tag{5.9}$$

где $T_г$ – число рабочих дней карьера в году, дней/год ($T_г$ = 350 дней/год).

5.2.3. Исследовать зависимость технической скорости бурения ($v_б$, м/ч) от показателя буримости горных пород ($П_б$).

Для этого произвести расчет $v_б$ для пяти значений $П_б$. За базовое значение принять $П_б$, полученное при выполнении п. 5.2.2.1. Для принятия четырех оставшихся значений $П_б$ принять шаг варьирования от базового $\Delta П_б$ = 0,5÷1,5. Два принятых значения $П_б$ должны превышать базовое, а два быть меньше его. Строится график $v_б = f(П_б)$.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы, все необходимые расчеты, а также график зависимости $v_б = f(П_б)$ на миллиметровой бумаге.

Контрольные вопросы к практической работе № 5

1. Перечислите основные элементы станков шарошечного бурения.
2. Как маркируются модели станков шарошечного бурения?
3. От каких свойств пород зависят показатели буримости и что характеризуют эти свойства? В каких единицах они измеряются?
4. От каких факторов зависит скорость бурения?
5. От каких факторов зависит величина требуемого осевого усилия?
6. Написать формулу часовой производительности бурового станка.
7. Как определяется списочный парк бурстанков?
8. Как определяется рабочий парк бурстанков?

Практическая работа № 6

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Цель работы – ознакомиться с технико-экономическими показателями и освоить методику расчета производительности одноковшовых экскаваторов.

6.1. Задачи работы

6.1.1. Ознакомиться с распределением рабочего времени, производительностью и технико-экономическими показателями одноковшовых экскаваторов.

6.1.2. Выполнить расчет технической, сменной и годовой производительности экскаватора типа ЭКГ в скальных породах.

6.1.3. Исследовать зависимость технической производительности экскаватора от угла поворота на разгрузку.

6.2. Порядок выполнения работы

6.2.1. По учебнику [1, с. 103 - 108] ознакомиться с распределением рабочего времени, принципами расчета производительности и технико-экономическими показателями работы одноковшовых экскаваторов.

6.2.2. Ознакомиться с исходными данными в прил. 10. По данным заданного варианта выполнить расчет технической, сменной и годовой производительности и параметров забоя одноковшового экскаватора типа ЭКГ в скальных породах.

Расчет выполняется в следующей последовательности:

6.2.2.1. Определяется техническая производительность экскаватора ($A_т$, м^3/ч)

$$A_т = \frac{3600E}{T_ц} k_э, \qquad (6.1)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

$T_ц$ – продолжительность цикла экскавации, с;

$$T_ц = T_ч + T_{пов} + T_р, \qquad (6.2)$$

где $T_ч$ – длительность черпания, с;

$$T_ч = \frac{194 d_{ср}^2}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6}, \quad (6.3)$$

$d_{ср}$ – размер «среднего» куска в развале взорванной горной массы, м;

$$d_{ср} = (0{,}3 \div 0{,}4)\sqrt[3]{E}, \quad (6.4)$$

$T_{пов}$ – длительность поворота экскаватора для разгрузки ковша, с:

$$T_{пов} = (10 + E) + 0{,}18(\beta - 90°), \quad (6.5)$$

$T_р$ – длительность разгрузки ковша, с;

где β – средний угол поворота экскаватора для разгрузки ковша, град;

(при E = 1÷3 м^3, $T_р$ = 1.5÷2,5 с;

при E = 3÷8 м^3, $T_р$ = 2,5÷2,7 с;

при E = 12÷20 м^3, $T_р$ = 2,9÷3,5 с);

$k_э$ – коэффициент экскавации пород,

$$k_э = \frac{k_н}{k_р},$$

где $k_н$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_р$ коэффициент разрыхления пород в ковше экскаватора.

Значения $k_н$ и $k_р$ принимать по прил. 11 в зависимости от заданной категории пород по трудности экскавации.

6.2.2.2. Сменная производительность экскаватора ($A_{см}$, м^3/смену)

$$A_{см} = A_т T_{см} k_и, \quad (6.6)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены. ч/смену;

$k_и$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены (прил. 10).

6.2.2.3. Суточная производительность экскаватора ($A_с$, м^3/сут)

$$A_с = A_{см} n_{см}, \quad (6.7)$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутках, смен/сут. ($n_{см}$ = 2÷3).

6.2.2.4. Годовая производительность экскаватора ($A_г$, м^3/год)

$$A_г = A_с\, n_г, \tag{6.8}$$

где $n_г$ – число рабочих дней экскаватора в году, дней/год (прил. 10).

6.2.2.5. Определяется парк экскаваторов. Списочный парк экскаваторов ($N_{эс}$, ед.)

$$N_{эс} = \frac{П_{г.м}}{Аг}, \tag{6.9}$$

где $П_{г.м}$ – производительность карьера по горной массе, м^3/год (принимается по результатам выполнения практической работы № 3).

Рабочий парк экскаваторов ($N_{эр}$, ед.)

$$N_{эр} = \frac{N_{эс}}{k_{рез}}, \tag{6.10}$$

где $k_{рез}$ – коэффициент резерва экскаваторов

$$k_{рез} = \frac{T_г}{n_г}, \tag{6.11}$$

где $T_г$ – число рабочих дней карьера в году, дней/год ($T_г$ = 350 дней/год).

6.2.2.6. Определяется ширина экскаваторной заходки (забоя) ($A_з$, м):

при железнодорожном транспорте

$$A_з = (1{,}5 \div 1{,}7) R_{ч.у}; \tag{6.12}$$

при автомобильном транспорте

$$A_э = (0{,}8 \div 1{,}2) R_{ч.у}, \tag{6.13}$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м [1, с. 85, табл. 10].

6.2.2.7. Определяется допустимая высота уступа (забоя) ($H_у$, м) для скальных пород

$$H_у \le 1{,}5 H_ч^{max}, \tag{6.14}$$

где $H_ч^{max}$ – максимальная высота черпания экскаватора, м [1, с. 85, табл. 10].

6.2.3. Исследовать зависимость технической производительности экскаватора от угла поворота и построить график $A_т = f(\beta)$.

Для этого производится расчет $A_т$ для пяти значений β. Область варьирования угла поворота $150° > \beta > 90°$. Интервал варьирования $\Delta\beta = 5 \div 10°$.

Базовое значение β принять из прил. 10 для заданного варианта. Для принятия четырех оставшихся значений β принять шаг варьирования от базового $\Delta\beta = (5 \div 10)°$.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, а также график зависимости $A_т = f(\beta)$ на миллиметровой бумаге.

Контрольные вопросы к практической работе № 6

1. Дайте определение производительности.
2. Вывести формулу технической производительности экскаватора.
3. Из каких элементов складывается цикл экскавации?
4. Вывести формулу максимальной ширины экскаваторной заходки.
5. Почему рациональная ширина экскаваторной заходки при железнодорожном транспорте больше, чем при автомобильном транспорте?
6. Как определяется допустимая высота уступа в сыпучих и связных породах?
7. Как определяется рабочий и списочный парк экскаваторов?

Практическая работа № 7

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

Цель работы – ознакомиться с методикой и освоить принципы расчета производительности карьерных автосамосвалов.

7.1. Задачи работы

7.1.1. Ознакомиться с техническими характеристиками и областью применения карьерных автосамосвалов для перевозки горной массы.

7.1.2. Выполнить расчет сменной производительности карьерного автосамосвала.

7.1.3. Исследовать зависимость сменной производительности карьерного автосамосвала от заданных параметров трассы.

7.2. Порядок выполнения работы

7.2.1. По учебнику [1, с. 145 - 151] ознакомиться с техническими характеристиками и областью применения карьерных автосамосвалов для перевозки горной массы.

7.2.2. Ознакомиться с исходными данными в прил. 12. По данным заданного варианта выполнить расчет сменной производительности автосамосвала.

Производительность автосамосвала по заданной трассе ($Q_{\text{а}}$, т/смену) рассчитывается

$$Q_{\text{а}} = N_{\text{р}} q = \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}^{\text{а}}} k_{\text{и}} q, \qquad (7.1)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин./смену;

q – вес груза в кузове автосамосвала, т;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени;

$T_{\text{ц}}^{\text{а}}$ – продолжительность транспортного цикла автосамосвала, мин.;

$N_р$ – количество рейсов автосамосвала в течение смены, рейс/смену.

Продолжительность транспортного цикла ($T_ц^а$, мин.)

$$T_ц^а = t_о + t_п + t_д + t_{м.п} + t_{м.р} + t_р\,, \qquad (7.2)$$

где $t_о$ – продолжительность ожидания погрузки, мин. ($t_о \approx 0{,}5t_п$);

$t_п$ – продолжительность погрузки автосамосвала, мин.;

$t_д$ – продолжительность движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях, мин.;

$t_{м.п}$, $t_{м.р}$ – продолжительность маневровых операций соответственно при установке на погрузку и разгрузку, мин.;

$t_р$ – продолжительность разгрузки, мин.

Расчеты выполняются в следующей последовательности:

7.2.2.1. По заданной модели экскаватора (см. практическую работу № 6) подбирается модель автосамосвала прил. 13. Подбор осуществляется из условия обеспечения рационального соотношения (μ) между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора

$$\mu = \frac{V_а}{E} = 3 \div 5, \qquad (7.3)$$

где $V_а$ – геометрическая вместимость кузова выбранного автосамосвала, м^3 (см. прил. 13);

E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

7.2.2.2. Производится расчет времени погрузки автосамосвала ($t_п$, мин.) и веса груза в кузове (q, т)

$$t_п = \frac{T_ц^э (n_{\min\ цик} - 0{,}5)}{60}, \qquad (7.4)$$

где $T_ц^э$ – длительность цикла экскавации, с (см. практическую работу № 6);

$n_{\min\ цик}$ – количество циклов экскавации при загрузке автосамосвала.

Для определения $n_{\min \text{ цик}}$ рассчитывается необходимое количество ковшей для полной загрузки автосамосвала ($n_к$):

исходя из грузоподъемности автосамосвала

$$n_к = \frac{q_а k_р}{E k_н \rho}, \quad (7.5)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т;

$k_р$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

$k_н$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора;

ρ – плотность пород в целике, т/м^3 (значения $k_н$, $k_р$ и ρ принимаются по прил. 11 в зависимости от заданной категории пород);

исходя из вместимости кузова автосамосвала с «шапкой»

$$n_к = \frac{0{,}9 V'_а}{E k_н}, \quad (7.6)$$

где $V'_а$ – вместимость кузова автосамосвала с «шапкой» (см. прил. 13), м^3.

Затем сравниваются значения $n_к$, вычисленные по формулам (7.5) и (7.6), выбирается меньшее ($n_к$) и округляется до ближайшего целого числа, которое принимается за $n_{\min \text{ цик}}$.

Вес груза рассчитывается (q, т)

$$q = \frac{E k_н}{k_р} n_{\min \text{ цик}} \rho. \quad (7.7)$$

Осуществляется проверка условия

$$q \le 1{,}1 q_а, \quad (7.8)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

7.2.2.3. Производится расчет времени движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях ($t_д$, мин.)

$$t_д = 60 \frac{2L}{v_{ср\ т}}, \quad (7.9)$$

где L – расстояние транспортирования горной массы, км;

$v_{ср.т}$ – средняя техническая скорость движения автосамосвала по трассе, км/ч; $v_{ср.т}$ определяется в зависимости от заданного расстояния транспортирования (L, км) и высоты подъема горной массы ($H_п$, м) по прил. 15.

7.2.2.4. Производится расчет $T_ц^а$. При этом $t_{м.п}$, $t_{м.р}$ и $t_р$ принимаются из прил. 13 для выбранной модели автосамосвала.

7.2.2.5. По формуле 7.1 производится расчет сменной производительности автосамосвала при $k_и = 0{,}8$; $T_{см} = 8$ ч.

7.2.2.6. Производится расчет рабочего и инвентарного парка автосамосвалов.

Рабочий парк автосамосвалов ($N_{а.р}$, ед.)

$$N_{а.р} = \frac{V_{см}}{Q_а}, \tag{7.10}$$

где $V_{см}$ – сменный объем перевозок, т/смену.

$$V_{см} = k_н\left(П_{п.и}^{см} + П_в^{см}\rho\right), \tag{7.11}$$

где $k_н$ – коэффициент неравномерности выдачи горной массы из карьера ($k_н = 1{,}1$);

$П_{п.и}^{см}$ – сменная производительность карьера по полезному ископаемому, т/смену;

$П_в^{см}$ – сменная производительность карьера по вскрыше в целике, м^3/смену;

ρ – плотность вскрышных пород в целике, т/м^3.

$П_{п.и}^{см}$ и $П_в^{см}$ принимаются по результатам выполнения практической работы № 3, ρ – по прил. 11 в зависимости от заданной категории пород по трудности экскавации.

Инвентарный парк автосамосвалов ($N_{а.и}$, ед.)

$$N_{\text{а.и}} = \frac{N_{\text{а.р}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (7.12)$$

где $k_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности, определяемый по прил. 14, в зависимости от суточного пробега автосамосвала.

Суточный пробег автосамосвала ($L_{\text{с}}$, км/сут)

$$L_{\text{с}} = \frac{2LQ_{\text{а}}}{q} k_{\text{о}} k_{\text{см}}, \qquad (7.13)$$

где $k_{\text{о}}$ – коэффициент, учитывающий нулевой пробег от гаража до места работы и обратно ($k_{\text{о}}$ = 1,05);

$k_{\text{см}}$ – коэффициент сменности – среднее количество полных смен отработанных автосамосвалом за сутки (принять $k_{\text{см}}$ = 2,5).

7.2.3. Исследовать зависимость сменной производительности автосамосвала от расстояния транспортирования или высоты подъема горной массы и построить график $Q_{\text{а}} = f(L)$ или $Q_{\text{а}} = f(H_{\text{п}})$.

Производится расчет для пяти значений L или $H_{\text{п}}$. Интервал варьирования расстояния транспортирования ΔL = 0,2÷0,4 км, высоты подъема горной массы $\Delta H_{\text{п}}$ = 20 м.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, а также графики зависимостей $Q_{\text{а}} = f(L)$ или $Q_{\text{а}} = f(H_{\text{п}})$.

Контрольные вопросы к практической работе № 7

1. Чем отличается процесс выемки горной массы от процесса транспортирования горной массы?
2. Вывести формулу сменной производительности автосамосвала.
3. От каких факторов зависит сменная производительность автосамосвала?
4. Из каких элементов складывается транспортный цикл?
5. Как определить количество рейсов (транспортных циклов) автосамосвала за смену?
6. От чего зависит продолжительность погрузки автосамосвала?
7. В чем различие между величиной количества циклов экскавации для загрузки автосамосвала и количества ковшей для загрузки автосамосвала?
8. От каких факторов зависит время движения автосамосвала в транспортном цикле?
9. Какое различие между рабочим и инвентарным парком автосамосвалов?
10. Как определить сменный пробег автосамосвала?

Практическая работа № 8

КОНСТРУКЦИЯ РАБОЧЕГО И НЕРАБОЧЕГО БОРТОВ КАРЬЕРА

Цель работы – изучить конструкцию рабочего и нерабочего бортов карьера, освоить методику расчета ширины рабочей площадки и угла откоса рабочих и нерабочих бортов.

8.1. Задачи работы

8.1.1. Ознакомиться с конструкцией рабочего и нерабочего бортов карьера.

8.1.2. Выполнить расчет углов откоса рабочих и нерабочих бортов.

8.1.3. Исследовать зависимость величины угла откоса рабочего борта от определяющих факторов.

8.2. Порядок выполнения работы

8.2.1. По учебнику [1, с. 23 - 27; 269 - 271] ознакомиться с конструкцией рабочего и нерабочего бортов карьера и факторами, определяющими величины углов их откосов.

8.2.2. Ознакомиться с исходными данными в прил. 16. По данным заданного варианта выполнить расчет углов откоса рабочего и нерабочего бортов.

Порядок выполнения расчетов

8.2.2.1. Определяется высота рабочего борта карьера ($H_{р.б}$, м)

$$H_{р.б} = H_у n_{р.у}, \qquad (8.1)$$

где $H_у$ – высота уступа, м;

$n_{р.у}$ – количество рабочих уступов.

8.2.2.2. Определяется ширина рабочей площадки при погрузке горной массы в автомобильный транспорт ($Ш_{р.п}$, м)

$$Ш_{р.п} = B_р + C + T + S + Z + Ш_{в.б}, \qquad (8.2)$$

где $B_р$ – ширина развала породы, м (принимается по результатам расчетов из практической работы № 4);

C – безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой, м (2-3 м);

T – ширина транспортной полосы (проезжей части временной автодороги при двухполосном движении), м (см. прил. 13);

S – безопасное расстояние (1,5÷2,0 м) от транспортной полосы до призмы возможного обрушения;

Z – ширина призмы возможного обрушения, м;

$Ш_{в.б}$ – ширина взрывного блока, м (при однорядном взрывании $Ш_{в.б} = W$, принимается по результатам расчетов из практической работы № 4);

$$Z = H_у (\text{ctg}\, \alpha_у - \text{ctg}\, \alpha); \quad (8.3)$$

α – угол откоса рабочего уступа, град.;

$\alpha_у$ – угол устойчивого откоса уступа, град. (см. прил. 16).

8.2.2.3. Определяется горизонтальное проложение откоса рабочего борта ($C_{р.б}$, м)

$$C_{р.б} = H_у \,\text{ctg}\, \alpha\, n_{р.у} + Ш_{р.п} (n_{р.у} - 1). \quad (8.4)$$

8.2.2.4. Определяется тангенс угла откоса рабочего борта карьера (φ)

$$\text{tg}\, \varphi = H_{р.б} / C_{р.б}. \quad (8.5)$$

8.2.2.5. Определяется величина угла откоса, град, рабочего борта φ: $\varphi = \text{arctg}\, (\text{tg}\, \varphi)$.

8.2.2.6. Определяется высота нерабочего борта карьера ($H_{н.б}$, м)

$$H_{н.б} = H_у\, n_{н.у}, \quad (8.6)$$

где $n_{н.у}$ – количество нерабочих уступов (принимается $n_{н.у} = 3$).

8.2.2.7. Определяется горизонтальное проложение откоса нерабочего борта ($C_{н.б}$, м)

$$C_{н.б} = n_{н.у} (H_у \,\text{ctg}\, \alpha_у + b_с) + (n_{н.у} - 1)\, b_б, \quad (8.7)$$

где $b_с$ – ширина съезда, м;

$b_б$ – ширина бермы безопасности, м ($b_б$ = 8÷10 м).

8.2.2.8. Определяется тангенс угла откоса нерабочего борта карьера (γ)

$$\operatorname{tg}\gamma = H_{н.б} / C_{н.б}. \quad (8.8)$$

Затем сам угол откоса, град, нерабочего борта карьера (γ):

$$\gamma = \operatorname{arctg}(\operatorname{tg}\gamma). \quad (8.9)$$

8.2.3. На миллиметровой бумаге вычертить разрез рабочей площадки (рис. 8.1), рабочего борта (рис. 8.2), план и разрез нерабочего борта карьера с тупиковыми съездами (рис. 8.3) в выбранном масштабе.

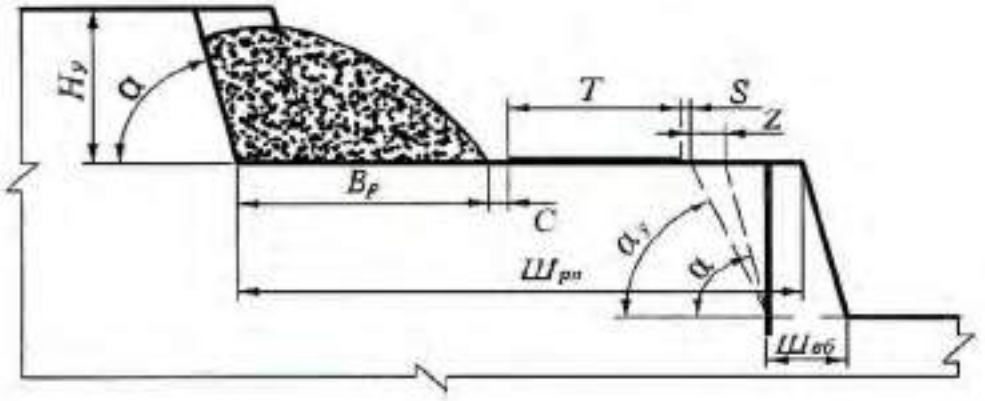


Рис. 8.1. Рабочая площадка

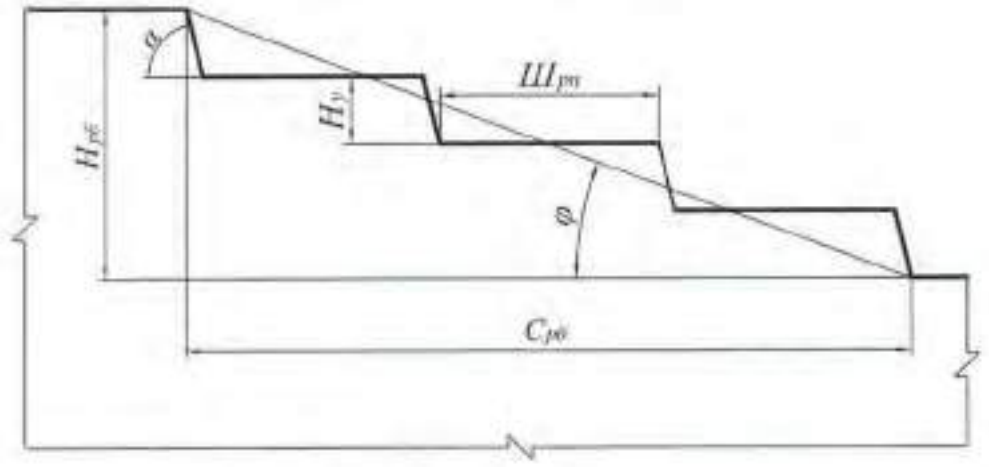
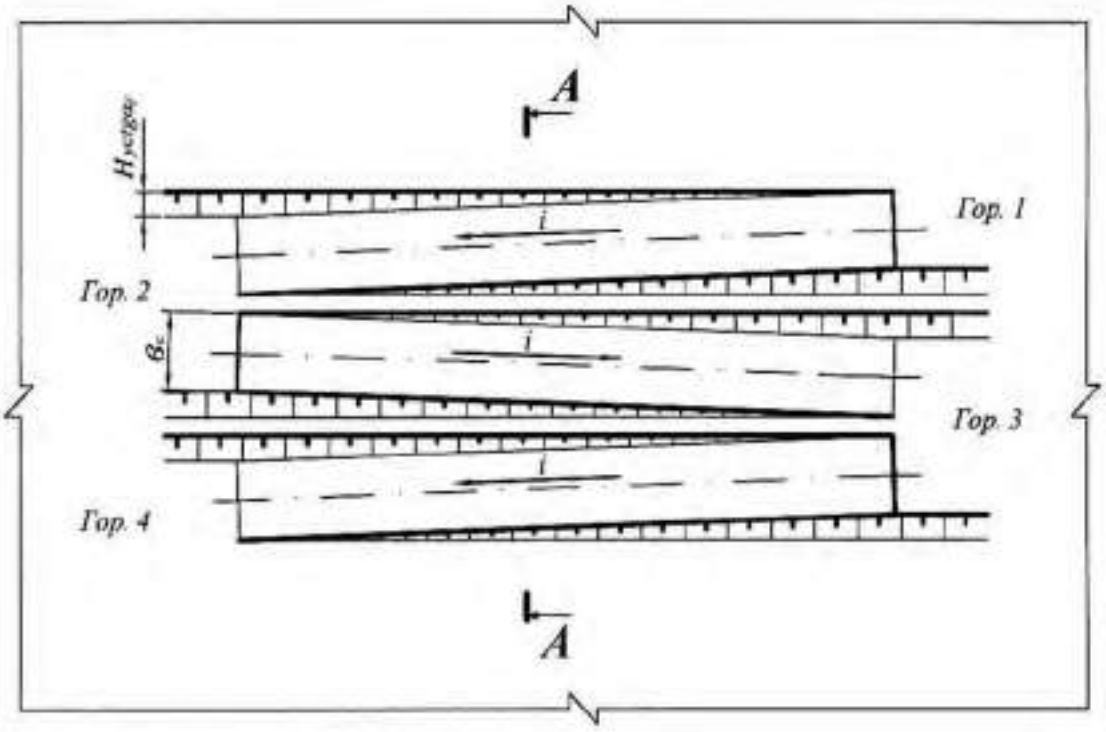


Рис. 8.2. Рабочий борт карьера

а)



б)

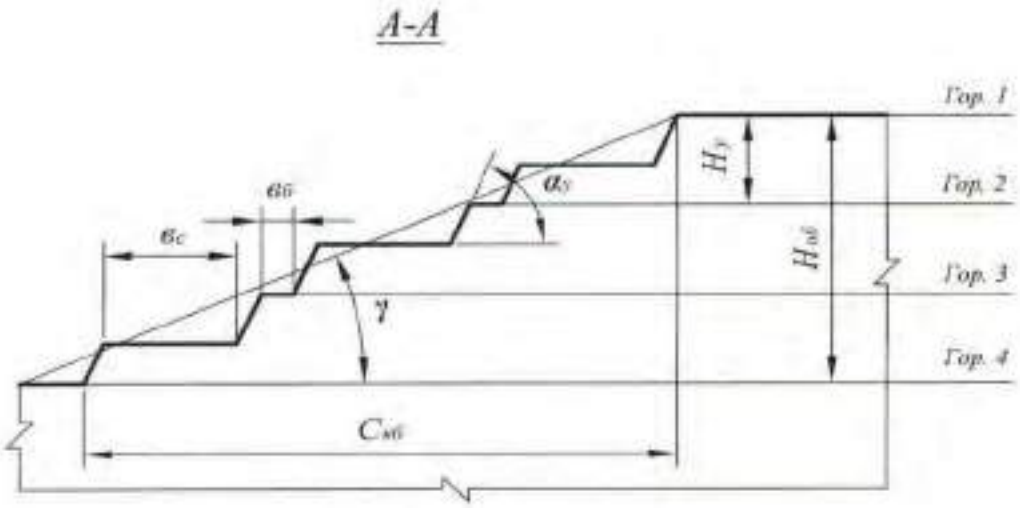


Рис. 8.3. Нерабочий борт карьера:
а – автомобильный съезд на нерабочем борту; *б* – профиль нерабочего борта

8.2.4. Исследовать зависимость угла откоса рабочего борта карьера (φ, град) от высоты уступа ($H_у$, м) или ширины рабочей площадки ($Ш_{р.п}$, м) и построить график $\varphi = f(H_у)$ или $\varphi = f(Ш_{р.п})$.

Производится расчет φ для пяти значений $H_у$ и $Ш_{р.п}$. Величина аргумента задается в пределах 10 м ≤ $H_у$ ≤ 25 м и 30 м ≤ $Ш_{р.п}$ ≤ 80 м.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы и результаты расчетов, а также графики зависимостей $\varphi = f(H_у)$ или $\varphi = f(Ш_{р.п})$.

Контрольные вопросы к практической работе № 8

1. Дайте определение рабочего и нерабочего борта карьера.
2. Из каких элементов состоят рабочий и нерабочий борт карьера?
3. Назовите параметры рабочего и нерабочего бортов карьера и их элементов.
4. Какими условиями определяется угол откоса нерабочего борта карьера?
5. От каких факторов зависит угол откоса рабочего борта карьера?
6. Из каких элементов состоит рабочая площадка (как определяется ширина рабочей площадки)?
7. Как определяется ширина призмы возможного обрушения уступа?
8. Как определить угол откоса борта карьера, если известны его высота и горизонтальное проложение?
9. Как определить горизонтальное проложение борта карьера (рабочего и нерабочего)?
10. Как определяется уклон внутрикарьерной траншеи?
11. В каких единицах измеряется уклон траншеи?

Практическая работа № 9

РАСЧЕТ БУЛЬДОЗЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы – ознакомиться с методикой и освоить принципы расчета основных параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

9.1. Задачи работы

9.1.1. Изучить технологию бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

9.1.2. Выполнить расчет основных параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

9.2. Порядок выполнения работы

9.2.1. По учебнику [1, с. 176 - 177] ознакомиться с основными параметрами отвалов и технологией бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

9.2.2. Ознакомиться с исходными данными в прил. 17. По данным заданного варианта выполнить расчет основных параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

Порядок выполнения расчетов

9.2.2.1. Определяется требуемая площадь отвала (S_o, м^2)

$$S_o = \frac{W k_p^o}{n_я h_я \eta_o}, \qquad (9.1)$$

где W – объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования, м^3 (см. прил. 17);

k_p^o – коэффициент разрыхления пород в отвале (см. прил. 18);

$h_я$ – высота яруса, м (см. прил. 18);

$n_я$ – количество ярусов;

$\eta_о$ – коэффициент использования площади отвала ($\eta_о$ принимать: для одно- и двухъярусных отвалов – 0,8÷0,7; для трехъярусных и более – 0,5).

Тип (категорию) складируемых пород принимать согласно прил. 17. Количество отвальных ярусов принимать самостоятельно (на практике отвалы формируются, как правило, из одного-трех ярусов), исходя из необходимости минимизировать площадь отвалов и максимальной общей высоты отвала не более 120-180 м. По требуемой площади отвала, определяются его размеры в плане: ширина (B, м), длина (L, м). При этом рекомендуется выдерживать соотношение $B : L = 1 : 2$, тогда: $L = \sqrt{2S_0}$.

9.2.2.2. Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа ($N_о$, ед./ч)

$$N_о = \frac{П_в^ч k_н}{Q_п}, \qquad (9.2)$$

где $П_в^ч$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3/ч;

$k_н$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_н = 1{,}1 \div 1{,}2$);

$Q_п$ – объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м^3.

$$Q_п = q/\rho, \qquad (9.3)$$

где q – вес груза в кузове автосамосвала, т (величина q принимается по результатам расчетов в практической работе № 7);

ρ – плотность пород в целике, т /м^3.

$$П_в^ч = \frac{П_в}{T_г n_{см} T_{см}},$$

где $П_в$ – годовая производительность карьера по вскрыше (см. прил. 17), м^3/год;

$T_{г}$ – число рабочих дней карьера в году, дней/год ($T_г$ = 350 дн./год);

$n_{см}$ – число рабочих смен в сутки, смен/сут. ($n_{см}$ = 3 смены/сут.);

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч/смену ($T_{см}$ = 8 ч/смену).

9.2.2.3. Определяется число одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале ($N_{а.о}$, ед.)

$$N_{а.о} = N_{о} \frac{t_{р} + t_{м.р}}{60}, \qquad (9.4)$$

где $t_{р}$, $t_{м.р}$ – продолжительность разгрузки и маневровых операций при установке на разгрузку, мин. (см. прил. 13).

9.2.2.4. Определяется длина участка разгрузки ($L_{р}$, м)

$$L_{р} = N_{а.о}\, l_{п}, \qquad (9.5)$$

где $l_{п}$ – ширина полосы по рабочему фронту отвала, м, занимаемой одним автосамосвалом при маневрировании, для автосамосвалов грузоподъемностью:

30 – 55 т $l_{п}$ = 30÷40 м,
80 – 130 т $l_{п}$ = 50÷60 м,
180 – 240 т $l_{п}$ = 60÷70 м.

9.2.2.5. Отвальный фронт состоит из трех участков: разгрузки, планировки и резервный.

По мере заполнения участка разгрузки и выравнивания участка планировки, последний начинает выполнять функцию первого, а участок разгрузки становится участком планировки. Если участок планировки не подготовлен, то разгрузка производится на резервном участке. Таким образом, все три участка должны иметь одинаковую длину и общая длина отвального фронта ($L_{о}$, м) определится:

$$L_{о} = 3L_{р}. \qquad (9.6)$$

9.2.2.6. Определяется сменный объем бульдозерных работ по формированию отвала ($Q_{б}$, м^3/смену)

$$Q_{б} = П_{в}^{см} k_{н} k_{зав}, \quad (9.7)$$

где $П_{в}^{см}$ – сменная производительность карьера по вскрыше, м^3/смену;

$$П_{в}^{см} = П_{в}^{ч} T_{см}, \quad (9.8)$$

где $k_{зав}$ – средний коэффициент «заваленности» (см. прил. 18).

9.2.2.7. Выбирается модель бульдозера (см. прил. 19) и определяется число бульдозеров в работе ($N_б$, ед.):

$$N_б = Q_б / П_б, \quad (9.9)$$

где $П_б$ – сменная производительность бульдозера, м^3/смену (принимается по прил. 19).

9.2.2.8. Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров ($N_{б.и}$, ед.)

$$N_{б.и} = 1{,}4\ N_б, \quad (9.10)$$

где 1,4 – ориентировочное значение коэффициента резерва бульдозеров.

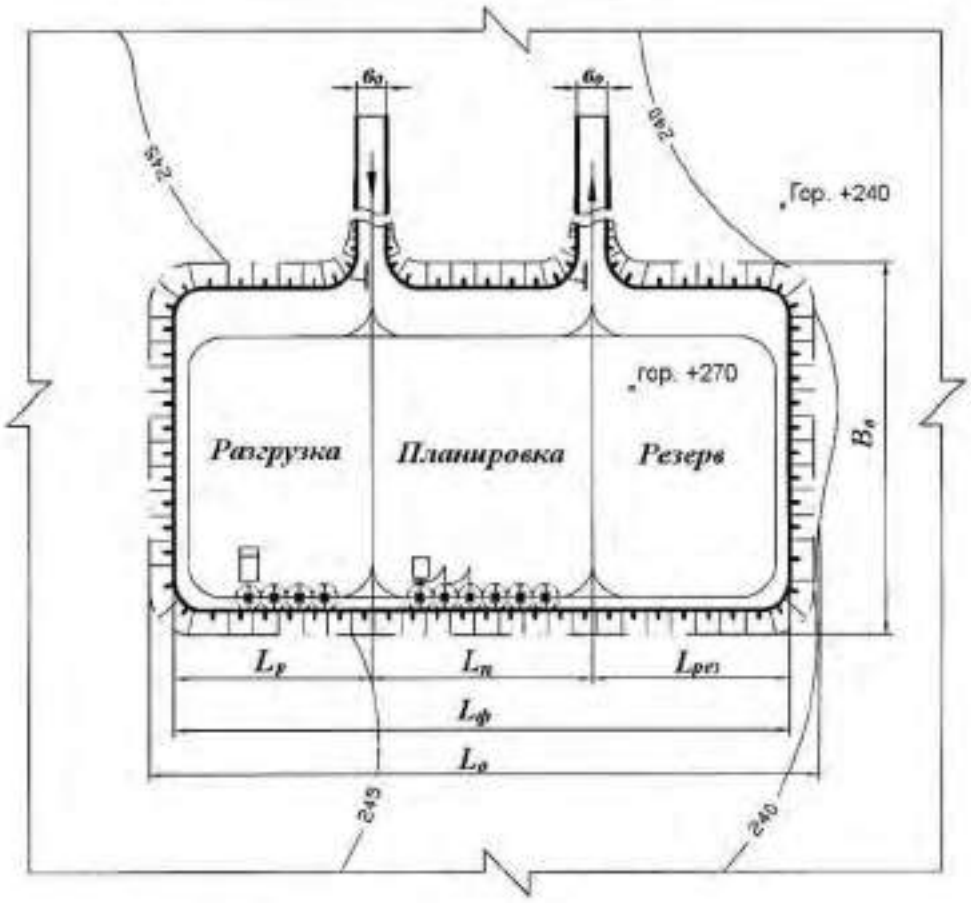


Рис. 9.1. План бульдозерного отвала

9.2.3. На миллиметровой бумаге вычертить план бульдозерного отвала с выделением рабочих участков, участков, находящихся в планировке, и резервных участков (см. рис. 9.1).

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные формулы результаты расчетов, а также план бульдозерного отвала на миллиметровой бумаге.

Контрольные вопросы к практической работе № 9

1. Перечислите способы отвалообразования, применяемые при открытой разработке месторождений.
2. В чем заключается отличительный признак бульдозерного отвалообразования?
3. Перечислите достоинства и недостатки бульдозерного отвалообразования.
4. Перечислите параметры отвалов.
5. От каких факторов зависит высота яруса отвала?
6. Перечислите операции технологии бульдозерного отвалообразования.
7. Перечислите параметры технологии бульдозерного отвалообразования.
8. Из каких участков состоит фронт отвальных работ при бульдозерном отвалообразовании?
9. Как соотносятся между собой размеры участков фронта отвальных работ?
10. От каких факторов зависит длина участка разгрузки?
11. Как определить количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на участке разгрузки?
12. Как определить объем бульдозерных работ по формированию отвала (по планировке вскрышных пород на отвале)?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ЛИТЕРАТУРНЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Хохряков, В. С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых /В. С. Хохряков. – 5-е изд. – М.: Недра, 1991. – 336 с.
2. *Томаков, П. И.; Наумов, И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ /П. И. Томаков, И. К. Наумов: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во Моск. горного ин-та, 1992. – 464 с.
3. *Пахомов, Е. М.; Буянов, М. И.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых /Е. М. Пахомов, М. И. Буянов. – М.: Недра, 1990. – 250 с.
4. *Русский, И. П.* Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах /И. П. Русский. – М.: Недра, 1979. – 262 с.

Приложение 1

Исходные данные к практической работе № 1 «Графическое изображение элементов горных работ»

Таблица П 1.1

Графическое изображение забоев и уступов

Номер варианта	Уступ			Забой												
	тип уступа, м	высота $H_р$, м	угол откоса, A, град	тип забоя	высота уступа, $H_у$, м	высота развала, $H_р$, м	ширина развала, $B_р$, м	ширина взрывной заходки, $B_в$, м	ширина заходки экскаватора (забоя), $A_з$, м	угол откоса, град		$R_{у.}$ м	$R_{у.max.}$ м	R_1, м	R_2, м	$H_{сл.}$ м
										забоя, F	уступа, A					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1	Вскрышной	12	70	Экскаваторный (мехлопата)	10		Без БВР	-	13	65	70	9.04				
	Склад руды	10	60	Экскаваторный (драглайн)	30		Без БВР	-	25	40	65		71.4			
2	Рудный	12	75	Экскаваторный (мехлопата)	15	16	26	17	13	70	80	13.5				
	Отвал	25	55	Экскаваторный (мехлопата)	15		Без БВР	-	20	60	65	13.5				
3	Сложный (руда и порода)	7.5	78	Экскаваторный (роторный)	10		Без БВР	-	20	60	60			15	16	2
	Отвал	30	55	бульдозерный	7		Без БВР	-	30	20	65					
4	Вскрышной	15	75	бульдозерный	5		Без БВР	-	30	10	65					
	Склад руды	12	55	Экскаваторный (драглайн)	35		Без БВР	-	25	30	60		83.0			
5	Рудный	12	80	Экскаваторный (роторный)	17		Без БВР	-	25	60	60			21	24	4
	Отвал	25	50	Экскаваторный (драглайн)	40		Без БВР	-	35	35	55		91.5			
6	Вскрышной	20	80	Бульдозерный	3		Без БВР	-	25	10	65					
	Склад руды	10	50	Экскаваторный (мехлопата)	12	15	45	30	15	50	80	12,6				

Продолжение табл. П.1.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
7	Сложный	7,5	70	Экскаваторный (драглайн)	40		Без ВВР	-	35	30	60		94,8			
	Вскрышной	35	50	Экскаваторный (роторный)	15	15	Без ВВР	-	24	55	55			21	24	
8	Рудный	15	75	Экскаваторный (мехлопата)	12		Без ВВР	-	20	60	65	13,5				
	Отвал	30	55	Экскаваторный (мехлопата)	12		Без ВВР	-	18	45	70	12,6				
9	Вскрышной	12	60	Экскаваторный (драглайн)	30		Без ВВР	-	30	40	65		71,4			
	Склад руды	10	50	Экскаваторный (мехлопата)	15		Без ВВР	-	14	55	60	14,3				
10	Рудный	12	80	Бульдозерный	5		Без ВВР	-	35	10	65					
	Отвал	25	55	Экскаваторный (роторный)	17		Без ВВР	-	28	60	65	14,3				
11	Вскрышной	15	65	Экскаваторный (мехлопата)	15	18	45	32	15	55	75	14,3				
	Склад руды	12	50	Экскаваторный (мехлопата)	12		Без ВВР	-	16	50	80	12,6				
12	Рудный	15	80	Экскаваторный (драглайн)	40	40	Без ВВР	-	30	30	60		91,5			
	Отвал	25	55	Экскаваторный (мехлопата)	15	15	Без ВВР	-	20	55	65	15,2				
13	Сложный	7,5	65	Экскаваторный (мехлопата)	15	18	36	24	12	55	75	14,3				
	Склад руды	10	50	Бульдозерный	5		Без ВВР	-	35	15	65					
14	Вскрышной	20	80	Экскаваторный (роторный)	16		Без ВВР	-	25	60	60			18	24	8
	Склад руды	15	55	Экскаваторный (мехлопата)	12		Без ВВР	-	9	45	70	12,6				
15	Рудный	20	75	Бульдозерный	10		Без ВВР	-	40	18	65					
	Отвал	20	55	Экскаваторный (мехлопата)	12		Без ВВР	-	13	55	65	12,6				
16	Сложный	7,5	80	Бульдозерный	10	10	Без ВВР	-	40	20	60					
	Отвал	25	50	Экскаваторный (драглайн)	30		Без ВВР	-	25	30	60		71,4			

Продолжение табл. П.1.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
17	Вскрышной	15	75	Экскаваторный (мехлопата)	12	14	36	24	18	45	70	12,6				
	Склад руды	15	55	Экскаваторный (мехлопата)	15		Без БВР	-	22	55	65	15,2				
18	Рудный	15	80	Бульдозерный	7		Без БВР	-	35	20	65					
	Отвал	25	50	Экскаваторный (роторный)	20		Без БВР	-	34	60	60			29	33	5
19	Вскрышной	20	80	Экскаваторный (драглайн)	45		Без БВР	-	25	35	60		91,5			
	Склад руды	10	60	Бульдозерный	5	5	Без БВР	-		15	60					
20	Сложный	10	70	Экскаваторный (мехлопата)	15	12	28	6	12	55	75	14,3				
	Отвал	30	50	Бульдозерный	5		Без БВР	-		17	65					
21	Рудный	12	70	экскаваторный (мехлопата)	15	15	28	8	14	55	75	14,3				
	Отвал	35	50	Экскаваторный (драглайн)	40		Без БВР	-	30	45	65		91,5			
22	Вскрышной	12	65	Экскаваторный (драглайн)	30		Без БВР	-	25	45	60		83,0			
	Склад руды	12	50	Экскаваторный (мехлопата)	10		Без БВР	-	8	55	65	9,04				
23	Рудный	15	70	экскаваторный (драглайн)	40		Без БВР	-	35	45	65		91,5			
	Отвал	25	50	Экскаваторный (роторный)	18		Без БВР	-	27	65	65			18	26	8
24	Вскрышной	20	80	Экскаваторный (мехлопата)	15	18	60	30	20	55	80	14,3				
	Склад руды	12	55	Бульдозерный	3		Без БВР	-	40	10	60					
25	Рудный	15	65	Экскаваторный (мехлопата)	10		Без БВР	-	12	55	65	9,04				
	Отвал	25	50	Экскаваторный (мехлопата)	15	12	28	6	14	50	80	14,3				
26	Сложный	12	70	Экскаваторный (драглайн)	30	30	Без БВР	-	25	45	65		71,4			
	Склад руды	10	50	Бульдозерный	5		Без БВР	-	20	20	55					

Окончание табл. П.1.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
27	Рудный	15	80	Бульдозерный	7		Без БВР	-	25	18	60					
	Отвал	15	55	Экскаваторный (роторный)	16		Без БВР	-	25	65	65			18	26	8
28	Вскрышной	15	75	Экскаваторный (драглайн)	40		Без БВР	-	30	45	60		83.5			
	Склад руды	10	50	Экскаваторный (мехлопата)	12	9	24	7	12	45	70	12.6				
29	Сложный	7.5	70	Экскаваторный (мехлопата)	10		Без БВР	-	12	50	60	9.04				
	Склад руды	10	50	Бульдозерный	7		Без БВР	-	30	8	55					
30	Рудный	15	80	Экскаваторный (мехлопата)	15		Без БВР	-	12	55	60	15.2				
	Отвал	40	50	Экскаваторный (мехлопата)	12	14	48	32	16	45	70	12.6				

Таблица П.1.2

Графическое изображение траншей и съездов

Номер варианта	Горизонтальная траншея								Наклонная траншея					
	тип траншеи	уклон косогора, γ, град	внешний радиус серпантины, $R_{вн}$, м	радиус поворота трассы, R, м	глубина траншеи, $H_{тр}$, м	ширина траншеи, $B_{тр}$, м	длина траншеи, $L_{тр}$, м	угол откоса борта траншеи, G, град	тип траншеи	ширина траншеи, $B_{тр}$, м	уклон траншеи, i, %	число вскрываемых уступов, ед.	высота уступа, H_y, м	угол откоса борта траншеи, G, град
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	На косогоре	10			20	25		65	Съезд	25	4	1	10	75
	Внутри карьера				15	25	500	70	Крутая траншея	22	32	3	10	60
2	Серпантина	40	45	30		25		75	Внешняя траншея	25	6	1	12	50
	На косогоре	15			25	30	350	60	Съезд	30	8	1	10	65
3	На косогоре	12			10	18	400	60	Внешняя траншея	18	4	1	15	60
	Серпантина	35	60	35		30		70	Крутая траншея	25	27	3	17	70
4	Серпантина	45	60	35		25		80	Внешняя групповая траншея	25	4	2	10	70
	Внутри карьера				10	35	500	80	Съезд	35	10	1	15	75

Продолжение табл. П.1.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
5	Серпантина	30	45	30		20		70	Съезд	20	6	1	12	50
6	На косогоре	13			20	30		60	Внешняя групповая траншея	30	4	3	10	55
	Внутри карьера				15	30	700	70	Крутая траншея	24	27	8	12	60
7	Внутри карьера				10	22	500	80	Съезд	25	10	1	15	75
	Серпантина	60	50	30		22		75	Крутая траншея	25	32	6	12	75
8	На косогоре	10			17	28		55	Внешняя траншея	30	8	1	15	75
	Серпантина	50	50	30		30		70	Съезд	30	10	1	12	65
9	На косогоре	8			12	25		60	Внешняя траншея	24	4	1	15	60
	Внутри карьера				15	22	550	65	Крутая траншея	22	32	4	12	65
10	Серпантина	30	45	30		25		75	Внешняя групповая траншея	22	4	2	10	70
	На косогоре	11			17			60	Съезд	22	4	1	20	55
11	Внутри карьера				10	30	100	75	Съезд	26	6	1	20	75
	Серпантина	50	60	35		25		75	Внешняя групповая траншея	26	6	3	12	60
12	Внутри карьера				15	22	200	65	Внешняя траншея	28	8	1	17	65
	На косогоре	12			25	30		50	Крутая траншея	24	32	6	12	50
13	Серпантина	45	50	30		28		65	Съезд	30	8	1	15	60
	На косогоре	12				28		50	Крутая траншея	24	27	5	15	55
14	Внутри карьера				12	22	700	70	Внешняя траншея	32	8	1	12	60
	Серпантина	30	50	35		30		75	Съезд	30	8	1	12	75
15	На косогоре	15			15	25		60	Съезд	30	10	1	10	75
	Серпантина	45	50	35		30		70	Крутая траншея	22	27	4	10	60
16	Внутри карьера				15	22	250	65	Внешняя траншея	22	4	1	15	65
	Серпантина	35	50	35		25		70	Съезд	24	6	1	15	70
17	Внутри карьера				12	25	300	80	Внешняя траншея	24	6	1	17	70
	На косогоре	10			17	28		75	Крутая траншея	24	32	6	12	65
18	На косогоре	15			25	30		60	Внешняя групповая траншея	25	4	2	12	65
	Серпантина	40	50	35		25		65	Съезд	22	4	1	12	80

Окончание табл. П.1.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
19	Серпантина	60	60	40		25		75	Съезд	28	8	1	15	75
	Внутри карьера				17	22	700	70	Внешняя траншея	28	8	1	20	60
20	Внутри карьера				7,5	22	450	65	Внешняя траншея	25	6	1	20	60
	На косогоре	12			20	30		50	Крутая траншея	24	27	8	15	55
21	На косогоре	8			12	30		55	Съезд	24	8	1	20	70
	Внутри карьера				10	28	500	75	Крутая траншея	22	27	8	10	65
22	На косогоре	8			10	25		50	Внешняя траншея	30	8	1	15	60
	Внутри карьера				12	25	700	80	Съезд	28	8	1	17	70
23	Серпантина	50	60	40		28		75	Съезд	30	8	1	12	70
	На косогоре	10			15	24		55	Крутая траншея	24	32	7	12	60
24	На косогоре	8			15	24		70	Внешняя траншея	26	8	1	15	65
	Серпантина	40	50	30		24		75	Съезд	26	10	1	12	75
25	Серпантина	60	70	40		25		65	Внешняя траншея	22	4	1	17	60
	Внутри карьера				10	30	300	75	Крутая траншея	22	32	4	8	55
26	Серпантина	30	60	35		25		75	Внешняя групповая траншея	20	4	3	10	75
	На косогоре	8			12	25		65	Съезд	22	6	1	15	80
27	На косогоре	10			12	30		75	Съезд	28	10	1	17	80
	Внутри карьера				7	30	600	65	Внешняя траншея	30	8	1	17	70
28	Внутри карьера				15	30	600	75	Внешняя групповая траншея	24	6	3	12	60
	Серпантина	30	50	30		25		80	Крутая траншея	24	27	5	12	60
29	На косогоре	12			15	25		63	Съезд		8	1	15	70
	Серпантина	50	60	35		30		75	Крутая траншея	22	32		15	55
30	На косогоре	15			25	25		58	Внешняя траншея	26	8	1	17	60
	Внутри карьера				20	25	500	70	Съезд	26	8	1	17	70
31	Серпантина	55	50	30		25		80	Съезд	28	8	1	15	70
	На косогоре	15			22	25		60	Крутая траншея	22	32	6	12	65
32	Внутри карьера				10	30	280	70	Внешн. траншея	24	4	1	17	65
	Серпантина	55	40	25		23		70	Съезд	26	6	1	12	70

Исходные данные к практической работе № 2
«Определение объема капитальных траншей»

Вариант	$h_т$, м	$b_т$, м	i, ед.	$\alpha_т$, град	Исследуемая зависимость
1	5	10	0,025	35	$V_т = f(b_т)$
2	6	12	0,030	40	$V_т = f(\alpha_т)$
3	8	16	0,040	41	$V_т = f(b_т)$
4	16	50	0,060	65	$V_т = f(i)$
5	15	22	0,055	25	$V_т = f(\alpha_т)$
6	35	29	0,060	50	$V_т = f(b_т)$
7	45	26	0,080	65	$V_т = f(\alpha_т)$
8	55	10	0,100	35	$V_т = f(h_т)$
9	54	18	0,110	37	$V_т = f(i)$
10	18	11	0,035	34	$V_т = f(\alpha_т)$
11	41	22	0,085	62	$V_т = f(h_т)$
12	26	17	0,036	40	$V_т = f(i)$
13	37	44	0,085	43	$V_т = f(h_т)$
14	19	23	0,040	38	$V_т = f(i)$
15	82	30	0,120	49	$V_т = f(b_т)$
16	66	38	0,066	62	$V_т = f(\alpha_т)$
17	45	34	0,040	51	$V_т = f(h_т)$
18	75	40	0,080	45	$V_т = f(h_т)$
19	67	20	0,080	37	$V_т = f(i)$
20	25	25	0,035	30	$V_т = f(b_т)$

Исходные данные к практической работе № 3

«Определение объема, размеров, производительности и срока службы карьера, запасов полезного ископаемого коэффициента вскрыши»

Вариант	L, м	M, м	$H_к$, м	$h_н$, м	$\rho_{п.и}$, т/м^3	$\gamma_{ср}$, град	$\eta_и$	$П_{п.и}$, млн т/год
1	1200	300	350	45	2,8	40	0,92	10,7
2	1500	400	460	40	2,9	39	0,93	20,9
3	1700	500	170	20	3,0	38	0,94	12,8
4	1600	450	280	30	3,1	36	0,92	16,1
5	1400	350	390	40	3,2	35	0,93	14,0
6	1300	250	200	20	3,3	34	0,94	6,1
7	1900	550	210	30	3,2	33	0,93	17,9
8	1800	180	220	40	3,1	32	0,94	5,8
9	1900	280	330	30	3,0	31	0,95	15,4
10	2000	380	240	10	2,9	40	0,96	15,1
11	2200	200	450	25	3,1	41	0,97	20,0
12	1300	100	210	40	3,4	42	0,92	2,5
13	1500	250	180	15	2,1	43	0,93	4,5
14	1900	150	250	30	2,8	44	0,94	5,7
15	1200	230	320	45	2,7	45	0,92	7,9
16	1800	210	280	20	2,5	44	0,94	9,1
17	2200	190	345	25	3,0	43	0,95	13,2
18	1900	245	360	35	1,9	40	0,92	8,7
19	2100	320	500	10	2,7	39	0,93	9,9
20	1600	195	370	12	2,5	38	0,95	9,7

Исходные данные к практической работе № 4
«Расчет заряда одиночной скважины»

Расчет проводится для станков шарошечного бурения (СБШ), пород II – IV классов по буримости и взрываемости, III – IV категорий по трещиноватости, сухих вертикальных скважин, сплошных колонковых зарядов.

Вариант	$d_д$, мм	f	$H_у$, м	$\alpha_р$, град	Тип ВВ	Δ, кг/дм^3	q', кг/м^3	$K_{ВВ}$	$\alpha_у$, град
1	214	9,7	10	65	Граммонит 79/21	0,9	0,85	1,00	55
2	190	8,0	10	70	Граммонит 79/21	0,9	0,80	1,00	55
3	243	14,0	12	65	Граммонит 79/21	0,9	0,95	1,00	55
4	320	15,9	12	70	Граммонит 79/21	0,9	1,10	1,00	55
5	243	12,0	15	70	Ифзанит Т-80	1,0	0,90	1,08	55
6	214	8,7	15	75	Ифзанит Т-80	1,0	0,80	1,08	55
7	320	14,5	18	75	Ифзанит Т-80	1,0	1,20	1,08	55
8	214	9,0	18	80	Ифзанит Т-80	1,0	0,85	1,08	55
9	190	8,5	10	75	Игданит	1,0	0,80	1,13	55
10	269	11,4	15	80	Игданит	1,0	0,90	1,13	55
11	320	16,4	20	65	Граммонит 50/50	1,0	1,20	1,01	55
12	320	15,2	10	70	Граммонит 50/50	1,0	1,20	1,01	55
13	269	11,2	15	65	Граммонит 50/50	1,0	1,15	1,01	55
14	190	8,0	20	70	Граммонит 50/50	1,0	0,75	1,01	55
15	269	10,0	12	70	Ифзанит	1,0	0,80	1,08	55
16	190	16,0	10	80	Ифзанит	1,0	1,20	1,08	55
17	320	16,4	12	65	Ифзанит	1,0	1,20	1,08	55
18	214	14,5	20	70	Граммонит 79/21	0,9	1,15	1,00	55
19	269	15,0	15	70	Граммонит 79/21	0,9	1,20	1,00	55
20	214	8,0	20	75	Граммонит 79/21	0,9	0,80	1,00	55

Приложение 5

Значение коэффициента $k_{проч}$ в зависимости от крепости пород

Крепость пород, f	2	4	6	8 - 10	12 - 14	16
$k_{проч}$	1,00	1,05	1,04	1,037 - 1,031	1,03 - 1,021	1,02

Приложение 6

Значение коэффициента k_3

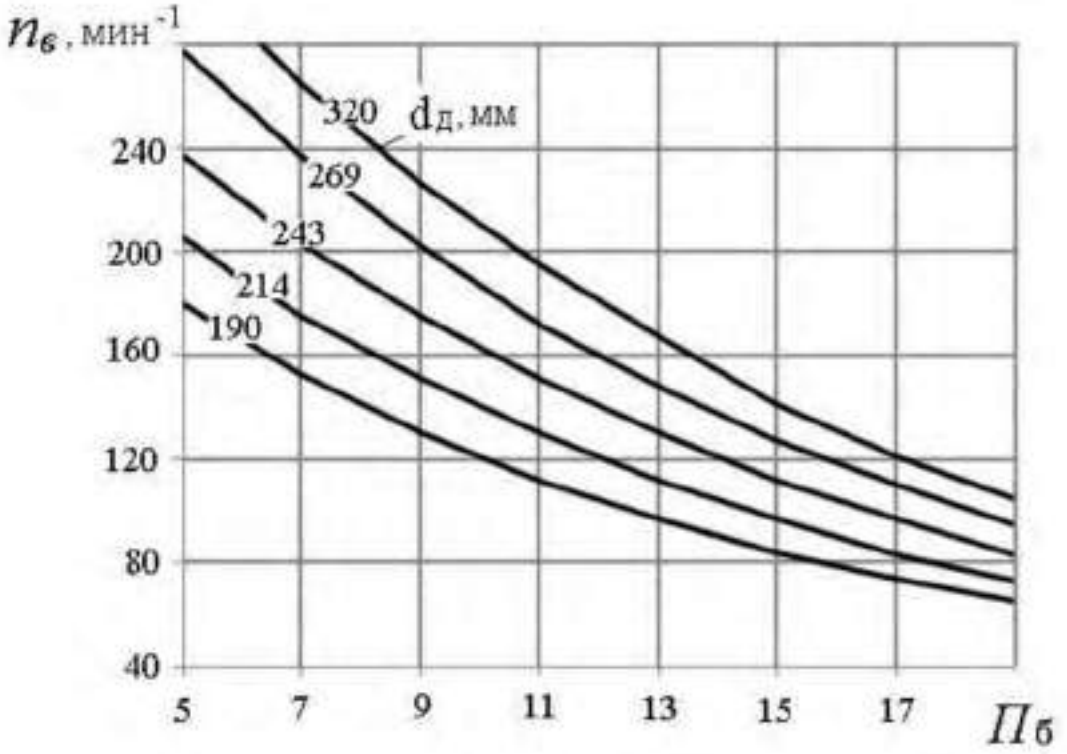
Время замедления, τ, мс	0	10	25	50	75 и более
k_3	1	0,95	0,90	0,85	0,80

Исходные данные к практической работе № 5
«Расчет производительности бурового станка»

Вариант	$d_д$, мм	$\sigma_{сж}$, МПа	$\sigma_{сд}$, МПа	ρ, т/м³	$T_{см}$, ч/смен	$T_в$, ч/м	$(T_{п.з}+T_р)$, ч/смен
1	214	97	13	3,4	8	0,03	0,5
2	190	80	9	3,0	12	0,03	0,7
3	243	140	14	3,8	8	0,04	0,6
4	320	159	16	2,7	12	0,04	0,7
5	243	120	10	2,5	8	0,05	0,5
6	214	87	10	3,9	12	0,05	0,7
7	320	145	17	3,7	8	0,03	0,6
8	214	90	10	2,7	12	0,03	0,7
9	190	95	17,5	2,8	8	0,04	0,5
10	269	113,5	8,5	2,9	12	0,04	0,7
11	320	164	8,5	3,1	8	0,05	0,6
12	320	152	9	4,0	12	0,05	0,7
13	269	112	14	3,4	8	0,03	0,5
14	190	80	8	2,3	12	0,03	0,7
15	269	100	15	2,4	8	0,04	0,6
16	190	160	10	3,2	8	0,03	0,7
17	320	164	9	2,7	12	0,04	0,6
18	214	145	16	2,3	8	0,03	0,5
19	269	150	15	3,1	12	0,04	0,7
20	214	80	12	2,5	8	0,05	0,6

Приложение 8

Зависимость оптимальной скорости вращения $n_в$ бурового става станков СБШ от $П_б$ и $d_д$



Приложение 9

Значение коэффициента k в зависимости от показателя буримости горных пород

$П_б$	≥ 8	10	12	14	16	18
k	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Приложение 10

Исходные данные для расчетов к практической работе № 6
«Расчет производительности карьерных экскаваторов»

Вариант	Модель экскаватора	Категория пород по трудности экскавации	β, град	$T_{см}$, ч/смен	$n_г$, дней/год	Вид транспорта	$k_н$
1	ЭКГ-3,2	III	90	8	260	Авто	0,75
2	ЭКГ-5А	IV	130	12	260	Ж -д	0,60
3	ЭКГ-8И	V	120	8	250	Авто	0,72
4	ЭКГ-6,3УС	III	100	12	250	Ж -д.	0,63
5	ЭКГ-5А	IV	120	8	250	Авто	0,74
6	ЭКГ-8И	V	130	12	250	Ж -д.	0,68
7	ЭКГ-6,3УС	III	120	8	250	Авто	0,75
8	ЭКГ-12,5	IV	110	12	230	Ж -д.	0,65
9	ЭКГ-3,2	V	90	8	260	Авто	0,73
10	ЭКГ-5А	III	120	12	240	Ж -д	0,68
11	ЭКГ-6,3УС	IV	130	8	240	Авто	0,75
12	ЭКГ-8И	V	140	12	240	Ж -д	0,63
13	ЭКГ-12,5	III	150	8	250	Авто	0,73
14	ЭКГ-20	IV	90	12	230	Ж -д	0,64
15	ЭКГ-5А	V	120	8	240	Авто	0,74
16	ЭКГ-3,2	III	110	12	260	Ж -д.	0,65
17	ЭКГ-5А	IV	115	8	240	Авто	0,75
18	ЭКГ-6,3УС	V	140	12	250	Ж -д.	0,68
19	ЭКГ-8И	III	95	8	240	Авто	0,74
20	ЭКГ-12,5	IV	115	12	250	Ж -д.	0,63

Приложение 11

Коэффициенты разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнении ковша (по ЕНВ)

Категория пород по трудности экскавации	Плотность пород в целике ρ, т/м³	$k_р$	$k_н$
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Приложение 12

Исходные данные для расчетов к практической работе № 7
«Определение производительности карьерных автосамосвалов»

Вариант	Категория пород (по ЕНВ)	Параметры трассы		Исследуемая зависимость
		L, км	$H_п$, м	
1	I	1,2	20	$Q_э = f(L)$
2	II	4,0	80	$Q_э = f(H_п)$
3	III	1,4	40	$Q_э = f(L)$
4	IV	3,8	20	$Q_э = f(H_п)$
5	V	1,6	60	$Q_э = f(L)$
6	I	3,6	200	$Q_э = f(H_п)$
7	II	1,8	100	$Q_э = f(L)$
8	III	3,4	120	$Q_э = f(H_п)$
9	IV	2,0	60	$Q_э = f(L)$
10	V	3,2	140	$Q_э = f(H_п)$
11	I	2,2	80	$Q_э = f(L)$
12	II	3,0	140	$Q_э = f(H_п)$
13	III	2,4	140	$Q_э = f(L)$
14	IV	2,8	60	$Q_э = f(H_п)$
15	V	2,6	160	$Q_э = f(L)$
16	I	4,0	200	$Q_э = f(H_п)$
17	II	1,0	20	$Q_э = f(L)$
18	III	1,4	60	$Q_э = f(H_п)$
19	IV	1,8	80	$Q_э = f(L)$
20	V	3,6	220	$Q_э = f(H_п)$

Приложение 13

Техническая характеристика карьерных автосамосвалов БелАЗ

Показатель	Модель автосамосвала				
	БелАЗ - 7540	БелАЗ - 7548	БелАЗ - 7549	БелАЗ - 7514	БелАЗ - 7521
Грузоподъемность, q_a, т.	30,0	42,0	80,0	120,0	180,0
Собственная масса, G_a, т	21,9	29,5	67,0	95,0	163,0
Геометрическая вместимость кузова, V_a, м^3	15,0	21,0	35,0	47,0	84,0
Вместимость кузова «с шапкой», V'_a, м^3	18,0	26,0	46,0	61,0	110,0
К. п. д. трансмиссии, $\eta_т$	0,70	0,70	0,78	0,77	0,77
Мощность двигателя, $N_д$, кВт.....	310	368,0	809	1029,0	1691
Продолжительность, мин					
маневровых операций при установке на погрузку, $t_{м.п}$	0,50	0,59	0,64	0,70	0,87
маневровых операций при установке на разгрузку, $t_{м.р}$	0,54	0,64	0,69	0,76	0,94
разгрузки, $t_р$	0,67	0,78	1,00	1,17	1,51
Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении, T, м	10,5	11,5	14,5	16,0	19,0

Приложение 14

Значение коэффициента технической готовности автосамосвалов ($k_{т.г}$)

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значение $k_{т.г}$ при суточном пробеге, $L_с$, км						
	50	100	150	200	250	300	350
30 – 42	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
80	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
110 – 180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

Среднетехнические скорости движения карьерных автосамосвалов ($v_{ср.т}$), км/ч

Расстояние, L, км	Высота подъема горной массы, $H_п$, м												
	0	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	240
1,0	22,7	21,1	18,4	16,0									
1,2	23,9	21,8	19,5	17,5	15,8								
1,4	24,1	22,0	20,0	18,3	16,7								
1,6	24,7	22,5	20,6	19,0	17,6	16,3							
1,8	25,3	23,3	21,5	19,9	18,6	17,4	16,2						
2,0	26,0	24,0	22,3	20,8	19,5	18,3	17,2						
2,2	26,7	24,8	23,1	21,7	20,4	19,2	18,1	17,2					
2,4	27,3	25,5	23,9	22,5	21,2	20,0	19,0	18,0	17,2				
2,6	27,9	26,2	24,6	23,2	22,0	20,8	19,8	18,9	17,9	17,2			
2,8	28,6	26,9	25,4	24,0	22,7	21,6	20,6	19,6	18,8	18,0			
3,0	29,2	27,5	26,1	24,7	23,5	22,4	21,3	20,4	19,5	18,7	18,0		
3,2	29,7	28,2	26,7	25,3	24,2	23,2	22,0	21,1	20,2	19,4	18,6		
3,4	30,4	28,8	27,4	26,1	24,9	23,7	22,7	21,8	20,9	20,1	19,2	18,2	
3,6	31,0	29,4	28,0	26,7	25,5	24,4	23,4	22,5	21,6	20,8	19,6	18,7	17,7
3,8	31,6	30,0	28,6	27,4	26,1	25,1	24,1	23,1	22,3	21,4	20,2	19,4	18,4
4,0	32,0	30,6	29,2	28,0	26,8	25,7	24,7	23,8	22,9	22,1	20,9	20,0	19,2

Исходные данные к практической работе № 8
«Конструкция рабочего и нерабочего бортов карьера»

Вариант	H_y, м	n_{ps}	α, град	α_y, град	b_c, м	λ, ед	Исследуемая зависимость φ от следующих параметров
1	10	3	65	55	16	0,08	$\varphi = f(H_y)$
2	10	4	70	55	12	0,04	$\varphi = f(Ш_{рн})$
3	12	5	65	52	15	0,06	$\varphi = f(H_y)$
4	12	3	70	64	20	0,03	$\varphi = f(Ш_{рн})$
5	15	4	70	60	15	0,04	$\varphi = f(H_y)$
6	15	5	75	67	18	0,06	$\varphi = f(Ш_{рн})$
7	18	3	75	70	12	0,03	$\varphi = f(H_y)$
8	18	4	80	70	10	0,04	$\varphi = f(Ш_{рн})$
9	10	5	75	68	15	0,06	$\varphi = f(H_y)$
10	15	3	80	69	16	0,03	$\varphi = f(Ш_{рн})$
11	20	4	65	57	12	0,04	$\varphi = f(H_y)$
12	10	5	70	60	13	0,06	$\varphi = f(Ш_{рн})$
13	15	3	65	57	10	0,03	$\varphi = f(H_y)$
14	20	4	70	65	15	0,04	$\varphi = f(Ш_{рн})$
15	12	5	70	59	16	0,06	$\varphi = f(H_y)$
16	10	3	80	68	17	0,03	$\varphi = f(Ш_{рн})$
17	12	4	65	58	18	0,04	$\varphi = f(H_y)$
18	20	5	70	60	15	0,06	$\varphi = f(Ш_{р.п})$
19	15	3	70	60	12	0,08	$\varphi = f(H_y)$
20	20	4	75	60	13	0,04	$\varphi = f(Ш_{рн})$

Исходные данные к практической работе № 9
«Расчет бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте»

Вариант	W, млн м³	$П_в^г$, млн м³/год	Характеристика складируемых пород	
			тип	ρ, т/м³
1	160	8,0	Рыхлые	1,6
2	180	9,0	Полускальные	1,8
3	200	10,0	Полускальные	2,0
4	220	11,0	Скальные	2,5
5	120	5,0	Скальные	3,5
6	140	6,0	Рыхлые	1,6
7	185	7,5	Полускальные	1,8
8	260	12,5	Полускальные	2,0
9	170	8,5	Скальные	2,5
10	210	9,5	Скальные	3,5
11	250	13,0	Рыхлые	1,6
12	280	13,5	Полускальные	1,8
13	300	14,0	Полускальные	2,0
14	320	14,5	Скальные	2,5
15	195	9,0	Скальные	3,5
16	100	5,0	Рыхлые	1,6
17	150	7,5	Полускальные	1,8
18	200	9,4	Полускальные	2,0
19	210	8,3	Скальные	2,5
20	240	12,7	Скальные	3,5

Приложение 18

Значение коэффициентов $k_{р}^{о}$, $k_{зав}$ и высоты яруса $h_{я}$

Породы	$h_{я}$, м	Значения коэффициентов	
		$k_{р}^{о}$	$k_{зав}$
Скальные	30 - 60	1,12 - 1,20	0,7
Полускальные, смешанные ...	20 - 40	1,06 - 1,12	0,8
Рыхлые, глинистые	15 - 20	1,05 - 1,07	0,9

Приложение 19

Производительность бульдозеров (по данным института Гипрорула)

Тип бульдозера	Сменная (за 8 ч) производительность при дальности перемещения грунта до 10 м в породах, м³		
	рыхлые	полускальные	скальные
Д-685 на базе Т-100М	1100	950	750
ДЗ-27 на базе Т-130	1500	1300	1000
Д-575 на базе Т-180	1900	1650	1300
ДЗ-118 на базе ДЭТ-250М	2200	1850	1500
ДЗ-159УХЛ на базе Т-50.01	4740	4000	3230
D10N (фирма «Катерпиллер»)	3730	3130	2536
D11N (фирма «Катерпиллер»)	5510	4630	3750

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

ОТКРЫТАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ ……3
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА……4
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ……5
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА……8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 89 часов, заочной – 151 часов.

По курсу «Открытая геотехнология» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Открытая геотехнология*». Она содержит названия 7 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема № 1. Способы добычи полезных ископаемых, их достоинства и недостатки.

Способы добычи полезных ископаемых. Достоинства и недостатки открытой разработки. Сырьевая база горного производства. Технологические свойства горных пород. Элементы и формы залегания месторождений. Продукция горного производства, запасы, качество, потери полезного ископаемого ([1], С. 9-23).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные способы добычи полезных ископаемых?
2. Перечислите достоинства и недостатки открытой разработки?
3. . Перечислите технологические свойства горных пород?
4. Что является продукцией горного предприятия и как определяется ее качество?

Тема № 2. Основные горнотехнические понятия, термины и определения. Элементы карьера и уступа.

Карьер, земельный отвод и горный отвод. Открытые горные выработки. Элементы уступа. Рабочая площадка. Элементы карьера. ([1], С. 23-30).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что называют карьером, земельным отводом и горным отводом?
2. Перечислите основные горные выработки?
3. Изобразите уступ и перечислите его элементы?
4. Изобразите карьер и перечислите его элементы?

Тема № 3. Подготовка горных пород к выемке.

Механическое рыхление горных пород. Способы и технические средства бурения взрывных скважин. Типы буровых станков. Конструкция взрывных скважин. Взрывчатые вещества. Средства взрывания Расчет параметров буровзрывных работ. Техника безопасности при производстве буровзрывных работ. ([1], С. 45-70).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Как и когда осуществляется механическое рыхление пород?

2. Перечислите способы и технические средства бурения взрывных скважин?

3. Перечислите типы буровых станков и условия их применения?

4. Изобразите взрывную скважину и опишите ее конструкцию?

5. Перечислите взрывчатые вещества, применяемые на ОГР и их состав?

6. Перечислите средства взрывания?

7. Перечислите основные требования техники безопасности при производстве буровзрывных работ?

Тема № 4. Выемочно-погрузочные работы.

Классификация, принцип действия и область применения выемочно-погрузочного оборудования, его основные параметры. Паспорт забоя экскаватора. Расчет производительности и показателей работы выемочно-погрузочного оборудования. Техника безопасности при производстве выемочно-погрузочных работ. ([1], С. 83-134).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1.Перечислите и опишите основное выемочно-погрузочное оборудование, применяемое на ОГР?

2. Вычертите паспорт забоя карьерного экскаватора?

3.Перечислите какие параметры и факторы влияют на производительность экскаватора?

4. Перечислите основные требования техники безопасности при производстве выемочно-погрузочных работ

Тема № 5. Транспортирование горной массы.

Виды карьерного транспорта. Условия и область применения различных видов транспорта. Транспортные машины. Схемы транспортирования. Расчет показателей работы транспортных машин. Техника безопасности при работе карьерного транспорта. ([1], С. 135-155).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1.Перечислите основные виды карьерного транспорта и опишите условия их применения?

2.Перечислите какие параметры и факторы влияют на производительность транспортных машин?

3. Перечислите основные требования техники безопасности при работе карьерного транспорта?

Тема № 6. Отвалообразование.

Способы отвалообразования. Механизация отвальных работ при различных видах транспорта на вскрышных работах. Техника безопасности при производстве отвальных работ. ([1], С. 160-179).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1.Перечислите основные способы отвалообразования?

2.Перечислите оборудование, которое используется при отвалообразовании?

3. Перечислите основные требования техники безопасности при производстве отвальных работ?

Тема № 7. Вскрытие и системы разработки месторождений.

Системы разработки месторождений и их классификация. Основные элементы системы разработки. Расчет их параметров. Виды вскрывающих выработок. Параметры и способы проходки траншей. ([1], С. 231-277).

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1.Приведите классификацию систем разработки при ОРГ?

2. Назовите основные элементы системы разработки и их параметры?

3. Перечислите вскрывающие выработки?

4. Назовите основные параметры траншей?

5. Назовите основные способы проходки траншей?

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Хохряков В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1991. 336 с.

2. Половов Б.Д., Химич А.А., Валиев Н.Г. Основы горного дела: общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии: учебник для вузов / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев; ФГБОУ ВПО «Урал. гос. горный ун-т». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. 789 с.

3 Ржевский В.В. Открытые горные работы: производственные процессы: учебник.8-е изд. . М:- : Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2013. 512 с

4 Ржевский В.В. Открытые горные работы: технология и комплексная механизация: учебник.8-е изд.. М:- : Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. 552 с.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Автор: Кокарев К.В.

Екатеринбург
2019

«ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» Методическое пособие по выполнению контрольной работы студентами специальности 21.05.04 Горное дело / К.В. Кокарев Уральский государственный горный университет. Кафедра горного дела - Екатеринбург Изд. УГГУ. 2019 г. - 44 с.

В методических указаниях изложены общие положения, требования и содержание контрольной работы, включающие определение запасов, годовой производительности и срока службы рудника, обоснование способа вскрытия месторождения, расчет параметров и общих показателей проведения главной откаточной выработки. Исходные данные выдаются преподавателем.

Методические указания рассмотрены на заседании кафедры горного дела (протокол №7 от 17.04.19 г) и рекомендованы для издания в УГГУ.

© Уральский государственный горный университет 2019 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ТРЕБОВАНИЯ К РАБОТЕ	4
2. СОСТАВ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ	6
3. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛОВ	6
3.1 Подсчет запасов	6
3.2. Определение годовой производительности и срока существования предприятия	9
3.3. Система разработки	16
3.4. Выбор способа вскрытия	17
3.5 Выбор схемы подготовки шахтного поля	25
3.6 Расчет проходки горной выработки	28
4. СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ РАБОТЫ	38
5.СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ	44

ВВЕДЕНИЕ

Цель выполнения контрольной работы состоит в том, чтобы:

- способствовать закреплению, углублению и обобщению знаний, полученных студентом в процессе изучения курса "Подземная геотехнология".

- научить студента правильно применять приобретенные знания для комплексного решения инженерно-технических задач, связанных с подземной разработкой месторождений в конкретных горнотехнических условиях.

- способствовать закреплению навыков работы студентов с учебной и справочной литературой.

Контрольная работа выполняется по разработке месторождения применительно к условиям, содержащимся в задании.

Варианты задания представляются в виде заполненного стандартного бланка, в котором отражены горнотехнические условия разработки месторождения. В задании указывается место расположения обогатительной фабрики, приводятся сведения о рельефе поверхности, наличие на поверхности в зоне влияния горных работ охраняемых природных объектов или сооружений, даются указания о наличии участка некондиционных полезных ископаемых и т.д. В текстовой части задания приводятся сведения о величине углов сдвижения пород, крепости и устойчивости полезного ископаемого и пород, мощности ПИ, а также некоторые дополнительные данные, характеризующие индивидуальные особенности условий разработки, которые необходимо учитывать при выполнении работы.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ТРЕБОВАНИЯ К РАБОТЕ

Основанием для выполнения контрольной работы является задание на проектирование, выдаваемое студенту. Работа выполняется в сроки, установленные учебным планом.

Контрольная работа состоит из чертежа и пояснительной записки к нему. В записке приводятся необходимые описания, обоснования и расчеты. Законченная работа должна быть подписана студентом и сдана руководителю на проверку.

1.1. *Оформление графической части работы*

Графическая часть выполняется на листе формата А1 (594х841 мм); а схемы, рисунки и графики прилагаемых к записке, на листах формата А4 (210х297 мм).

При размещении на листе нескольких чертежей его поле разбивается на зоны согласно ГОСТ 2.104-68.

Графика выполняется в системе автоматизированного проектирования AutoCAD.

Оформление чертежа (масштабы, толщина линий, шрифты, разрезы и т.д.) должно соответствовать требованиям ГОСТ 2.301-68-2.303-68; ГОСТ 2.104-68. Основная подпись (угловой штамп) помещаются в правом нижнем углу листа. Графы ее и спецификация заполняются в соответствии с ГОСТ 2.104-68 (3).

1.2. *Оформление пояснительной записки*

Пояснительная записка должна содержать:

- титульный лист, являющийся первым листом документа, выполняется на листе формата А4 (3).
- задание на проектирование, которое прилагается в записке после титульного листа.
- текст с расчетами, обоснованиями и схемами.
- заключение (выводы);
- список литературы.

Пояснительная записка выполняется машинописным текстом на бумаге формата А4 (210х297 мм). Оформление текста пояснительной записки производится в соответствии с действующими стандартами (3).

1.3. *Задание на проектирование*

Основанием для выполнения контрольной работы является задание на проектирование, выдаваемое студенту преподавателем.

В задании указывается:

мощность рудного тела (нормальная), угол падения, длина месторождения по простиранию, глубина залегания, толща покрывающих пород, мощность наносов, углы сдвижения пород, рекомендуемая система разработки.

Задание может быть выдано также в виде разрезов месторождения, выполненных в масштабе. В этом случае недостающие линейные и угловые размеры могут быть взяты непосредственно из чертежа

2. СОСТАВ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Графическая часть работы включает:

- схемы вскрытия и подготовки шахтного поля,
- общий вид системы разработки.
- поперечное сечение главных вскрывающих выработок и паспорт буро-взрывных работ.

Пояснительная записка должна содержать следующие разделы

- подсчет запасов,
- определение годовой производительности и срока существования предприятия.
- корректировка годовой производительности и срока существования предприятия,
- выбор технологии, механизации и организации очистных работ и определение числа очистных забоев;
- обоснование способа вскрытия шахтного поля.
- выбор типа главной вскрывающей выработки;
- выбор места заложения вскрывающих выработок.
- обоснование схемы подготовки шахтного поля;
- расчет проведения горизонтальной горной выработки;
- список использованной литературы

3. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛОВ

3.1. *Подсчет запасов*

Раздел начинается с подсчета геологических запасов полезного ископаемого в шахтном поле [1]. Эти запасы подсчитываются с использованием графических и цифровых данных, представленных в задании, по формуле:

$$Qг = m \cdot \sin\alpha * L * (Hг - h_{пр}) * \gamma, т, \quad (3.1)$$

где, Qg – геологические запасы, т;

m – нормальная мощность месторождения, м;

α – угол падения месторождения, град.

L – длина месторождения по простиранию, м;

Hr – разведанная глубина месторождения, м,

$h_{пр}$ – мощность покрывающих пород, м;

γ – плотность руды, т/м^3.

Такой метод подсчета геологических запасов называется способом среднего арифметического, он наиболее приемлем для месторождений с выдержанными элементами залегания

В других случаях определение объема руды, заключенного в рудном теле, можно также осуществить любым доступным способом, например, с помощью планиметра, методом сечений и т.д. с использованием графических материалов задания и содержащихся в задании дополнительных сведений о мощности рудных тел, их количеству и т.д.

При отсутствии в задании каких-либо дополнительных сведений, ограничивающих запасы, которые подлежат отработке, можно считать, что геологические запасы равны балансовым

$$Qg = Qb \qquad (3.2)$$

При наличии в задании дополнительных условий, ограничивающих подлежащие выемке запасы, вследствие их низкого качества установленным кондициям, или по-за необходимости оставления части запасов в различного рода не кондиционных участках месторождения, подсчитываются балансовые запасы:

$$Qb = Qg - Qn, \text{ т.} \quad \text{где} \qquad (3.3),$$

Qb - балансовые запасы, т,

Qn - некондиционные (забалансовые) запасы, т.

Затем подсчитываются промышленные запасы руды, т.е. запасы, подлежащие отработке:

$$Qpr = Qb - Q\,охр.\,цел\,, \text{ т, где} \qquad (3.4)$$

$Q\,охр.\,цел$ - запасы, оставляемые в охранном целике

Эксплуатационные запасы рудной массы определяются с учетом потерь и разубоживания руды при добыче, которые зависят от технологии производства очистных работ. В связи с этим, расче-

ту величины эксплуатационных запасов должен предшествовать предварительный выбор системы разработки.

Выбор системы разработки необходимо произвести, руководствуясь геологическими условиями (главным образом, условиями залегания месторождения) с учетом оговоренных в задании горнотехнических факторов.

Если в условиях, соответствующих заданию, технически возможно применение нескольких различных систем разработки, то необходимо назвать эти системы и методом логического обоснования, т.е. путем общей оценки достоинств и недостатков этих систем [3], выбрать ту из них, которая способна обеспечить в рассматриваемых условиях наиболее высокие технико-экономические показатели.

Ориентировочными значениями потерь ($П$) и засорения (разубоживания $Р$) для выбранной системы можно задаться, руководствуясь данными табл.3.1

Таблица 3.1

Ориентировочные значения потерь и засорения (разубоживания) руды при различных системах разработки

№ п/п	Наименование системы и вариантов	Потери %	Засорение %
1	2	3	4
1	Сплошные системы разработки с естественным поддержанием выработанного пространства	5 - 10	4 – 5 до 50-60 *
2	Камерно-столбовые системы разработки	15 - 25	4 – 5 до 50-60 *
3	Потолкоуступная с распорной крепью	4 - 10	2 – 5 до 50-60 *
4	Камерные системы разработки с этажной и подэтажной отбойкой	1 0-15	5-10
5	С магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой	3-5 до 10	3-5 до 50-60 *
6	С магазинированием руды и отбойкой глубокими скважинами	15-20	15-20
7	Система этажного обрушения	10-15	10-20
8	Система подэтажного обрушения	10-15	10-20
9	С закладкой и отбойкой руды горизонтальны-	0.5-4.0	2-3

	ми слоями		
10	С раздельной выемкой и закладкой подрываемыми вмещающими породами	0,5-4,0	10-15 до 50-60 *
11	Сплошная система с креплением и последующим обрушением кровли	2-5	4-5 до 50-60 *
12	Система слоевого обрушения	2-5	4-5

* - при отработке тонких жил

Величина эксплуатационных запасов рудной массы определяется из выражения

$$Q_э = Q_{пр}(1 - K_п) \cdot (1 - K_р), \text{ т}, \quad \text{где} \quad (3.5),$$

$K_п$ - коэффициент эксплуатационных потерь при добыче, ($K_п = П/100$);

$K_р$ - коэффициент разубоживания, ($K_р = Р/100$).

3.2. Определение годовой производительности и срока существования предприятия

При наклонном или крутом залегании рудных тел годовая производительность рудника [3] по его горным возможностям может быть определена из выражения

$$A = V * S_э \cdot \gamma * (1 - K_п) \cdot (1 - K_р) * \gamma * K_1 * K_2 * K_3, \text{ т/год}, \quad \text{где} \quad (3.6)$$

A – годовая производительность, т/год;

V - годовое понижение горных работ, м/год,

$S_э$ - горизонтальная эксплуатация площадь рудной залежи в шахтном поле, м^2

γ - плотность руды, т/м^3,

$K_п$ - коэффициент эксплуатационных потерь, доли ед.

$K_р$ - коэффициент разубоживания, доли ед.;

K_1, K_2, K_3 - поправочные коэффициенты на угол падения, мощность рудного тела и применяемую систему разработки

Величина годового понижения показывает, на сколько метров опустятся горные работы в среднем по всей горизонтальной эксплуатационной площади шахтного поля в течение одного года.

Эта величина может определяется двумя способами, первый – из таблиц, в зависимости от горизонтальной площади месторождения

и числа одновременно отрабатываемых этажей. Для месторождений цветных металлов (МЦМ) среднее годовое понижение горных работ может быть принято из таблицы 3.2 в зависимости от горизонтальной площади шахтного поля.

Таблица 3.2

Годовое понижение горных работ для месторождений цветных металлов

№ п/п	Площадь рудных тел. S_3, тыс. м^2	Величина годового понижения, V, м / год
1	до 4	33 - 26
2	4 - 6	30 – 23
3	6 - 12	25 – 17
4	12 - 20	22 - 13
5	более 20	15 - 9

Для месторождений черных металлов (МЧМ) среднее годовое понижение может быть принято из табл. 3.3 также в зависимости от горизонтальной площади шахтного поля.

Таблица 3.3

Годовое понижение горных работ для месторождений черных металлов

№ п/п	Горизонтальная площадь шахтного поля (S_3), тыс.м^2	Годовое понижение, V, м/год
1	10 - 20	30 - 25
2	20 - 50	25 - 30
3	50 - 100	20 - 15
4	100 – 200	15 - 12
5	200-400	12 - 8

Горизонтальная площадь находится из выражения

$$S_3 = m \cdot Sin\,\alpha * L, \text{ м}^2 \qquad (3.7)$$

Коэффициент эксплуатационных потерь полезного ископаемого, выраженный в долях единицы, зависит от применяемой системы разработки.

Коэффициент засорения (разубоживания) также зависит от применяемой системы разработки.

Поправочные коэффициенты в выражении (3.6) находятся из таблиц 3.4, 3.5, 3.6.

Таблица 3.4

Поправочный коэффициент на угол падения.

№ пп	Угол падения. α	Значение K_1
1	90	1.2
2	60	1.0
3	45	0.9
4	30	0.8

Таблица 3.5

Поправочный коэффициент на мощность месторождения.

№ п/п	Мощность месторождения. м	Значение K_2
1	до 5	1.25
2	5-15	1.0
3	15-25	0.8
4	> 25	0.6

Таблица 3.6

Поправочный коэффициент K_3 к величине годового понижения горных работ в зависимости от применяемых систем разработки.

№ п/п	Система разработки	K_3
1	Камерные. камерно-столбовые, с магазинированием руды. с обрушением руды и вмещающих пород (без профилактического заполнения)	1.0
2	С обрушением и профилактическим заполнением	0.9
3	Камерные, сплошные и столбовые с закладкой	0.85
4	Системы слоевого обрушения	0.80
5	Горизонтальные слои с закладкой	0.75

Размеры шахтного поля, средняя мощность рудных тел и объемная плотность руды принимаются в расчетах в соответствии с заданием.

Второй способ нахождения годового понижения, для сравнения можно воспользоваться данными таблицы 3.7 и 3.8. Для определения величины годового понижения горных работ по данным таблицы 3.7 устанавливается категория шахтного поля. Затем, в соответствии с размерами шахтного поля и условиями разработки, по таблицы 3.8 принимается ориентировочное значение среднегодового понижения горных работ

Таблица 3.7

Классификация шахтных полей по их размерам и запасам содержащихся в них полезных ископаемых

№ п/п	Характеристика шахтных полей по размерам	МПИ тонкие и средней мощности с длиной поля, м	Мощные МПИ (более 15-20 м) с длиной поля, м
1	Очень большие	свыше 1500	свыше 1000
2	Большие	1000–1500	600–1200
3	Средних размеров	600-1000	300-600
4	Небольшие	менее 600	менее 300

Таблица 3.8

Среднегодовое понижение горных работ в зависимости от размеров шахтного поля

№ п/п	Характеристика шахтных полей по размерам	Среднегодовое понижение V, м/год
1	Очень большие	12-20
2	Большие	15-30
3	Средних размеров	20-40
4	Небольшие	20-50

Содержащиеся в этой таблице данные характеризуют отработку месторождений, представленных рудными телами средней мощности при средних значениях угла падения. Поэтому, принимаемые из таблицы значения годового понижения горных работ также необходимо откорректировать путем введения соответствующих коэффициентов на мощность рудных тел и угол их падения.

Срок существования рудника складывается из срока ввода рудника в эксплуатацию (t_1); срока отработки месторождения с производительностью "*A*" (t_2) и срока затухания горных работ на руднике (t_3).

$$T = t_1 + t_2 - t_3, \text{ лет} \qquad (3.8)$$

По нормам технологического проектирования t_1 =3 года.

t_2 - время работы рудника с проектной (расчетной) производительностью "*A*", лет

$$t_2 = Qpr * (1 - Kp) : A * (1-K_d), \text{ лет} \qquad (3.9)$$

где *Qpr* - промышленные запасы шахтного поля (1.5), т;

A - годовая производительность (3,6), т/год

t_3 - время затухания горных работ. По нормам технологического проектирования 3-5 лет.

Для определения годовой производительности предприятия, разрабатывающего пологие или горизонтально залегающие рудные тела, можно воспользоваться выражением

$$A_{год} = (b \quad t_2, \text{ т/год}, \quad \text{где} \qquad (3.10)$$

t_2 - расчетный срок существования предприятия, лет;

$$t_2 = T - t_1 - t_3, \text{ лет}, \quad \text{где} \qquad (3.11)$$

T - полный срок существования рудника, лет.

Полный срок существования предприятия в известной степени зависит от запасов месторождения и условий разработки. При установленных запасах и известных условиях эксплуатации полный срок службы предприятия может быть определен путем использования данных табл 3.9, составленной на основе статистической обработки фактических материалов

Зная срок существования предприятия уже легко можно определить его годовую производительность, воспользовавшись формулой (3.10)

3.2.1. *Проверка и корректировка годовой производительности*

Для оценки достоверности принятых решений и выполненных расчетов предлагаются диаграммы, представленные на рис. 3.1 и 3.2

Зная эксплуатационные запасы месторождения, из диаграммы можно определить минимальную и максимальную экономически целесообразную годовую производительность рудника.

Таблица 3.9

Срок существования горнодобывающих предприятий в зависимости от запасов полезного ископаемого и условий эксплуатации месторождения

Небольшая глубина и легкие условия разработки		Большая глубина и трудные условия разработки	
Запасы рудной массы, тыс т.	Срок существ предпр., лет	Запасы рудной массы, тыс т.	Срок существ. предпр., лет
400-1000	8-10	600-1500	12-15
1000-2400	10-12	1500-3600	15-18
2400-7500	12-15	4000-12500	20-25
7500-20000	15-20	12500-30000	25-30
20000-25000	20-25	30000-40000	30-40

Если полученная расчетом (3.6) годовая производительность рудника
будет находится между *Amin* и *Amax*, полученных из диаграммы, то годовое понижение V выбрано верно. Если же расчетное значение годовой производительности не попадает в "вилку" *Amin - Amax*, то необходимо изменить годовое понижение (V)

Диаграмма на рис. 3.1 разработана для небольших глубин распространения месторождений (до 400-600 м). Диаграмма рис. 3.2 - для месторождений с глубиной более 600 м

На диаграммах по величине эксплуатационных запасов находятся точки пересечения с линиями *Tmax*, *Amin* и *Tmin*, *Amax*.

Из точек пересечения проводятся перпендикуляры на ось абсцисс для нахождения *Amin* и *Tmax* значений производительности рудника. В случае несовпадения А из (3.6) и из диаграмм (2.2,2.3) требуется вновь определить годовое понижение горных работ

Из (3.6) получим значение *V*.

$$V = A/(1-K_B)\cdot(S_3(1-Kp)\,K_1\,K_2\,K_3), \text{ м/год} \qquad (3.12)$$

Таким образом, необходимо несколько раз определить годовую производительность по разным методикам, включая диаграммы на рис. 3.1 или 3.2.



Рис. 3.1. Диаграмма для определения годовой производительности рудника (глубины до 600 м).

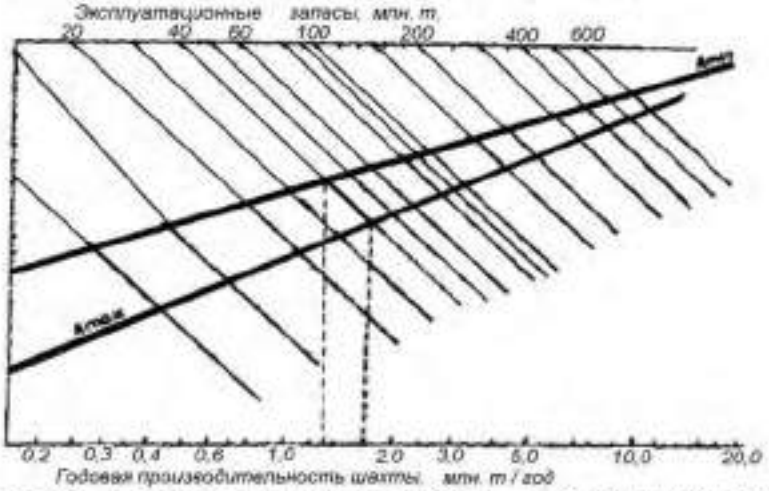


Рис. 3.2. Диаграмма для определения годовой производительности рудника (глубины более 600 м)

Возможно, определить среднюю из них, «затвердить» ее в проекте и по принятой в проекте годовой производительности найти срок отработки месторождения.

3.3. Системы разработки

Описание системы разработки.

В учебной или справочной литературе находится класс или группа, к которым относится заданная система разработки.

Анализируются все варианты этой системы разработки. Выбирается вариант в наибольшей степени соответствующий параметрам месторождения (мощность и угол падения).

Приводится общее описание системы разработки, условия применения, выбираются основные параметры (длина блока, высота этажа, ширина междукамерных целиков, длина камеры, толщина днища, потолочины, высота подэтажей), подготовительно-нарезные работы, отбойка руды, выпуск и доставка руды, проветривание блока, мероприятия по технике безопасности, достоинства и недостатки системы, приводятся основные технико-экономические показатели по принятой системе разработки, на основании горно-технической литературы.

В виде эскиза показывается схема расположения штуров или скважин с указанием расстояния между штурами или скважинами, их рядами или веерами.

На основании опыта работы предприятий, описаний в учебной и специальной горнотехнической литературе, выбираются средства механизации подготовительных и очистных работ.

Дается описание основных технологических операций очистной выемки по стадиям работ – подсечка, образование отрезной щели, отработка основных запасов блока, погашение целиков, и проветривания очистных работ.

Таблица 3.10

Вертикальная высота этажа для основных систем разработки месторождений

Системы разработки	Высота этажа, м
Камерно-столбовая система разработки и	

со сплошной камерой	
Потолкоуступная система разработки с распорным креплением	30–60
Камерные системы разработки с подэтажной и этажной отбойкой руды	50-100
С магазинированием руды	40–75
С закладкой и отбойкой руды горизонтальными слоями	30–50
Система слоевого обрушения	30-60
Система подэтажного обрушения	40-75
Система этажного принудительного обрушения	40-100

С учетом конструктивных особенностей принятого варианта системы разработки и средств механизации погрузочно-доставочных работ устанавливается возможное число действующих в блоке забоев, рассчитывается производительность блока и определяется необходимое количество действующих блоков для обеспечения расчетной производительности предприятия.

Эскизно в 2-3 проекциях вычерчивается принятый вариант системы разработки с указанием пунктов погрузки руды и направления движения воздушной струи по основным выработкам блока. Указываются размеры конструктивных основных элементов системы разработки.

3.4. Обоснование и выбор способа вскрытия

При выполнении этого раздела основной задачей исполнителя является выбор наиболее рационального способа вскрытия, который обеспечил бы безопасность работ, наибольшую экономичность по капитальным затратам, эксплуатационным расходам и степени использования запасов месторождения, необходимую интенсивность вскрытия месторождения, необходимого в техническом отношении удобства при эксплуатации.

Выбор наиболее рационального способа вскрытия должен производится на основе отбора вариантов вскрытия, технически приемлемых для месторождения с параметрами, установленными заданием, с учетом топографических, горнотехнических и других, отмеченных в задании условий. Выбранные два варианта вскрытия

сравниваются по технико-экономическим параметрам с использованием укрупненных экономических показателей.

Выбор способа вскрытия складывается из выбора отдельных его элементов, основными из которых являются: тип основной вскрывающей выработки, тип и количество вспомогательных вскрывающих выработок, место заложения основных и вспомогательных вскрывающих выработок по отношению к рудному телу (по линии простирания и вкрест простирания), высота этажа и тип этажных вскрывающих выработок.

С учетом геологических и горнотехнических условий выбираются основные элементы вскрытия и, таким образом, устанавливается способ вскрытия, технически приемлемый в условиях проектируемого месторождения. Если таких способов окажется несколько, то производится их технико-экономическое сравнение на основе укрупненных экономических показателей с целью выбора наиболее экономичного.

При выборе типа основной вскрывающей выработки необходимо учитывать рельеф поверхности, угол падения и склонения месторождения, свойства пород и глубину разработки. При углах падения 15-75° месторождения могут вскрываться как вертикальными, так и наклонными шахтными стволами. При углах падения до 15° длина наклонных стволов чрезмерно велика, а при углах падения более 75 длина квершлагов при вертикальных стволах незначительна, поэтому в интервалах углов падения 0-15° и 75-90° в большинстве случаев целесообразно применение вертикальных шахтных стволов. Вскрытие наклонными стволами может быть целесообразным при углах падения рудного тела в пределах от 15-20° до 50 градусов.

Влияние угла склонения месторождения по простиранию сказывается при расположении ствола на фланге месторождения. При небольшом угле склонения (до 15-30°) следует применять вертикальные стволы, а при значительном склонении (45° и более) - наклонные [1,2].

Вскрытие штольней целесообразно применять в условиях гористой местности при таком расположении рудных тел относительно поверхности, которое допускает расположение штольни ниже всего месторождения или значительной по объему его части, а также в тех случаях, когда вскрытие штольней обеспечивает зна-

чительное уменьшение длины квершлагов по сравнению со вскрытием шахтным стволом.

3.4.1. *Выбор места заложения вскрывающих выработок*

Количество и взаимное расположение главных и вспомогательных вскрывающих выработок определяется размерами шахтного поля, производственной мощностью предприятия и схемой проветривания.

Шахтное поле вскрывается обычно одним главным шахтным стволом или главной вскрывающей штольней и одной или несколькими вспомогательными вскрывающими выработками, предназначенными для вентиляции, вспомогательного подъема, в качестве запасного выхода на поверхность, а также для ускорения подготовки этажей или шахтного поля в целом [1].

Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов определяется, прежде всего, принятой схемой проветривания. При диагональной схеме проветривания главный ствол располагают в центральной части шахтного поля, а вспомогательные стволы - на флангах, или же - главный и вспомогательный стволы располагаются на разных флангах [5].

Условия применения центральной схемы расположения главного и вспомогательного шахтных стволов предопределяются ее достоинствами, которые состоят в минимальном числе вспомогательных стволов (что особенно важно при большой глубине разработки), компактности расположения поверхностных сооружений, возможности оставления у обоих стволов общего охранного целика, если стволы заложены в висячем боку, легкости соединения главного и вспомогательного шахтных стволов, что позволяет ускорить начало очистных работ, удобстве углубки стволов. экономичности способа вскрытия. Вместе с тем центральное расположение стволов имеет и много недостатков, главнейшим из которых - сложные условия проветривания. Поэтому при больших размерах шахтного поля и сложных условиях проветривания предпочтительнее фланговое расположение вспомогательных стволов с диагональной схемой проветривания.

Центральное расположение главного и вспомогательного стволов применяется в тех случаях, когда вышеперечисленные факторы имеют первостепенное значение для обеспечения При не-

большой глубине шахт и невысокой их производительности часто оказывается целесообразным вместо вентиляционного ствола на флангах шахтного поля проходить вентиляционные шурфы, оборудованные при необходимости ходовым отделением. Эти шурфы проходят до верхнего вентиляционного штрека: с нижележащими штреками последние соединяются восстающими, проводимыми по мере подготовки новых рабочих горизонтов.

В отдельных случаях, при очень высокой производительности предприятий, специфически сложных условиях разработки или в связи с особенностями технологии производства очистных работ может возникнуть необходимость в проведении шахтных стволов специального назначения: вентиляционных, водоотливных, закладочных и т.п.

Главный и вспомогательные шахтные стволы закладывают на поверхности за границей зоны сдвижения пород. В тех случаях, когда по каким-либо причинам заложение шахтного ствола за пределами зоны сдвижения оказывается невозможным, возле шахтного ствола оставляют предохранительный целик.

Если содержащиеся в задании условия позволяют выбрать способ вскрытия с расположением шахтных стволов за пределами зоны сдвижения пород, задача исполнителя состоит в определении расположения зоны сдвижения и ее границ и установлении места возможного заложения шахтных стволов с учетом размеров бермы безопасности [1,5].

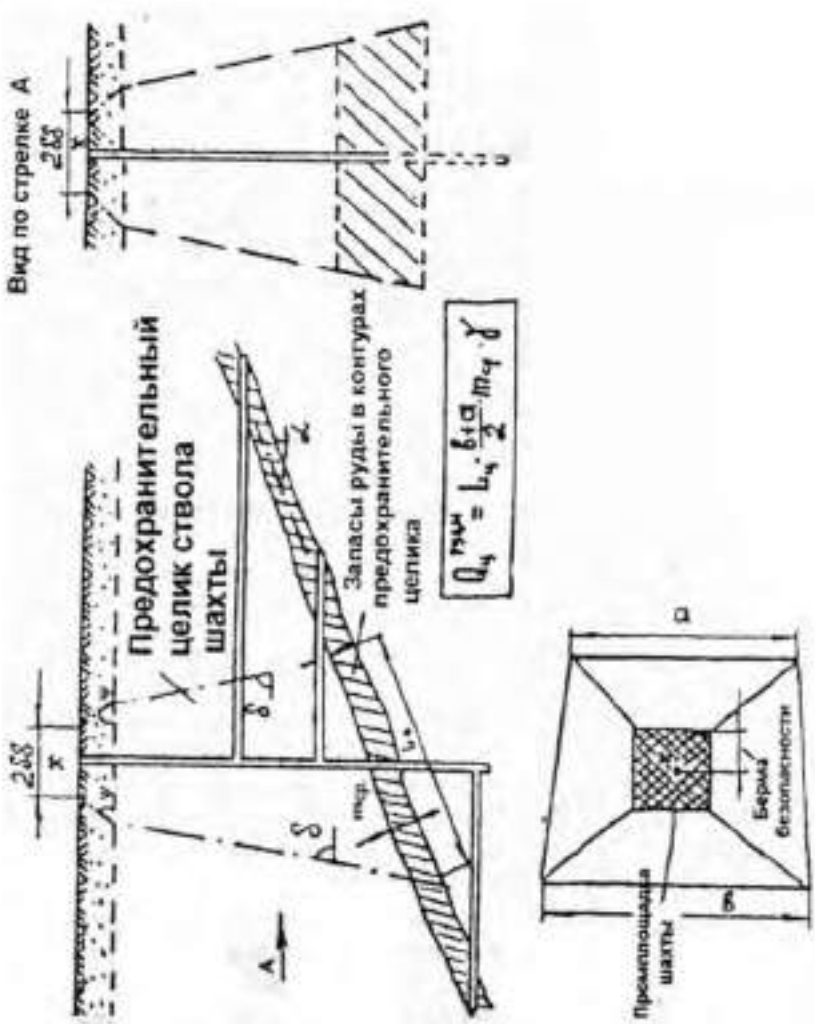


Рис. 3.4. Построение охранного целика

При необходимости оставления предохранительных целиков производится (рис. 3.4) построение этих целиков графическим методом [2,5] и подсчитываются запасы руды, попадающие в контуры целика.

Положение главного рудоподъемного ствола или главной откаточной штольни в направлении простирания необходимо определять с учетом следующих основных факторов: безопасности и удобства расположения устья вскрывающих выработок и поверхности сооружений; расходов на подземный и поверхностный транспорт руды, а также с учетом особых условий местного характера, указанных в задании.

Оптимальное расположение основной вскрывающей выработки из условия минимальной работы транспорта обеспечивается, если общая работа по транспортировке полезного ископаемого по откаточным выработкам, выраженная произведением грузов на расстояния, для всего шахтного поля будет наименьшей.

Практически это означает, что ствол должен быть расположен в плоскости, перпендикулярной к простиранию решается следующим образом. Рудная залежь или группа рудных тел в пределах шахтного поля, вскрываемых одной главной выработкой, разбивается по длине шахтного поля вертикальными сечениями на группу условных блоков.

Для каждого из этих блоков любым доступным методом ориентировочно подсчитываются содержащиеся в них промышленные запасы руды Q1, Q2, Q3, ..., Qi, ..., Qn. Общие запасы месторождения при этом составят Q. Затем, путем суммирования запасов слева направо устанавливается положение такого блока, прибавление запасов которого Qi к сумме запасов блоков левого фланга Q даст величину, большую половины общих промышленных запасов шахтного поля, место этого блока в шахтном поле и определит примерное положение вертикальной плоскости, расположение в которой главной вскрывающей выработки (ствола или штольни) обеспечит минимальную работу, а следовательно и минимальные затраты на подземный транспорт [1,2,4].

Оптимальное расположение вскрывающей выработки определится тем более точно, чем чаще расположены сечения, разделяющие шахтное поле на блоки. Решение будет достаточно точным, если расстояние между сечениями, т.е. длину блоков по простиранию принять равной 50-100 м.

Содержащиеся в задании дополнительные сведения, отражающие специфику местных условий (рельеф местности, застроенность поверхности дорогостоящими сооружениями, расположение

вблизи месторождения рек и озер, а также наличие в лежачем или висячем боках месторождения сильно обводненных пород, карстовых пустот или плывунов) могут обусловить невозможность или техническую нецелесообразность заложения главных вскрывающей выработки в месте, оптимальном с точки зрения обеспечения минимума работы подземного транспорта. В этом случае необходимо выбрать новое место заложения ствола или главной откаточной штольни с учетом особых местных условий, считаясь однако с тем, чтобы увеличение затрат на подземный транспорт или стоимости проведения капитальных выработок было по возможности минимальным.

Описанные выше действия позволяют определить место заложения шахтного ствола или штольни, когда переработка (обогащение) добытой руды будет производится на фабрике, расположенной в непосредственной близости от промплощадки шахтного ствола, т.е. когда затраты на транспортировку руды на поверхности отсутствуют или незначительны по величине.

Однако, в целом ряде случаев добытую руду приходится транспортировать по поверхности до фабрики, промплощадка которой расположена на значительном расстоянии от промплощадки шахты. В этом случае затраты на поверхностный транспорт могут быть весьма значительными и это обстоятельство необходимо учитывать при определении места заложения главной вскрывающей выработки.

С учетом выбранной высоты этажа определяется время на вскрытие и подготовку нового горизонта:

$$t_{в.п} = (Н_э S \gamma (1 - К_п)) / (А_{год} \omega_{в.п.} (1-К_R)), \quad (3.23)$$

где S - горизонтальная площадь месторождения, м;

ω - коэффициент опережения, учитывающий обеспечение условий для своевременного вскрытия и подготовки этажа при заданной производственной мощности шахты.

Значение коэффициента опережения принимают в зависимости от сложности геологических и горно-технических условий разработки. Он изменяется в пределах от 1,1-1,2 до 2,0-2,5.

Наиболее высокие значения коэффициента принимают в особо неблагоприятных условиях.

Вследствие стремления как можно быстрее приступить к эксплуатации месторождения, стволом, проводимым с поверхно-

сти, вскрывают обычно один - два верхних этажа. Вскрытие нижележащих этажей при этом осуществляется путем последовательной углубки ствола с этажа на этаж.

Однако в последние годы, всвязи с увеличением скорости проходки шахтных стволов и значительного сокращения сроков отработки этажей вследствие интенсификации горных работ, часто оказывается целесообразным проходить стволы сразу на несколько этажей или даже на всю разведочную глубину месторождения [1]. Ориентировочно можно считать нормальной проходку ствола на глубину, обеспечивающую работу рудника без углубки в течение 12-15 лет.

Стволы глубиной до 400-500 м при расположении их в достаточно устойчивых породах, целесообразно проходить сразу на всю глубину.

При вскрытии шахтных полей со значительной их длиной по простиранию и большой рудной площадью сбойку ствола с месторождением осуществляют обычно на каждом этаже и околоствольные дворы с полным комплектом выработок также проходят на каждом этаже. В тех же случаях, когда запасы руды в этажах невелики, а годовая производительность шахты значительна, проходить на каждом этаже околоствольные выработки и длинные квершлаги часто оказывается экономически невыгодным и технически трудно осуществимым из-за ограниченных сроков вскрытия и подготовки. Если при этом не представляется возможным из-за технических, геологических, горнотехнических или других причин увеличить высоту этажа, то целесообразно квершлаги с полным комплектом околоствольных выработок проходить через несколько этажей, а на промежуточных горизонтах либо вообще не проходить квершлагов, либо проходить их небольшим сечением с минимальным числом наиболее необходимых выработок в околоствольном дворе. Подъем руды при такой схеме вскрытия этажей будет осуществляться с промежуточных рабочих горизонтов через капитальные рудоспуски.

Для решения вопроса о целесообразности применения той или иной схемы вскрытия этажей в условиях, соответствующих заданию, необходимо по формуле (2.11) рассчитать время подготовки или вскрытия и подготовки нового горизонта и путем построения календарного графика вскрытия и подготовки этажа с исполь-

зованием средних значений скорости проведения и оборудования горных выработок и учетом объемов работ, соответствующих геологическим, горнотехническим условиям месторождения и мощности предприятия, установить техническую возможность выполнения этих работ в установленные сроки.

Если в результате сравнения расчетных величин окажется, что $t_0 \omega_п < t_{вп}$, - принимается решение о применении концентрационных горизонтов (при сложной схеме подготовки этажа, больших размерах и запасах шахтного поля) или применении вскрытия групповыми квершлагами [1].

При выборе способа вскрытия может случится, что в рассматриваемых условиях технически возможно применение нескольких вариантов вскрытия, при этом трудно какому-либо из них отдать предпочтение. В этом случае выбор наиболее целесообразного из вариантов производится путем их технико-экономического сравнения, которое необходимо производить в следующем порядке. Для каждого из конкурирующих вариантов определяются величины капитальных затрат и эксплуатационных расходов, зависящих от схемы вскрытия. В общем случае это:

- капитальные затраты на проведение вскрывающих и околоствольных выработок, на устройство надшахтных и других технических сооружений на поверхности и связанное с ними оборудование;

- эксплуатационные расходы на поддержание вскрывающих выработок, подземную откатку и поверхностный транспорт, подъем, водоотлив и пр.;

- экономический ущерб от оставления руды в охранных целиках.

Экономические расчеты по сравниваемым способам или вариантам вскрытия необходимо производить на одни и те же балансовые запасы и полный срок существования предприятия.

При этом в сравнительном расчете принимают участие лишь те статьи затрат, по которым рассматриваемые варианты отличаются друг от друга.

3.5. *Выбор схемы подготовки шахтного поля*

Выбор способа подготовки месторождения состоит в определении типа, числа подготовительных выработок откаточного горизонта, а также построения схемы из взаимного расположения в увязке с контурами рудного тела [2].

Подготовка горизонтально залегающих месторождений производится главными штреками или главными и панельными штреками. Их количество и схема взаимного расположения определяется с учетом конструктивных параметров принятого варианта системы разработки, способа доставки руды, ее погрузки и транспортировки.

При сложной гипсометрии почвы подготовительные откаточные выработки необходимо располагать в подстилающих породах (полевые штреки). При выдержанном контакте рудной залежи с породами почвы панельные и главный откаточные штреки проводят по руде у контакта с подстилающими породами.

Подготовка наклонных и крутопадающих месторождений осуществляется этажными штреками или этажными штреками и ортами. При этом подготовку маломощных рудных тел целесообразно производить одним штреком, проводимым по рудному телу одновременно используя его в качестве разведочной выработки, при средней мощности рудного тела его подготовку следует производить штреком в контакте с породами лежачего бока. От этого правила отступают при весьма сложном извилистом характере контакта, наличии возле контакта зоны ослабленных неустойчивых пород. В таких условиях штреки необходимо проводить либо по руде в контурах рудного тела, либо полевыми - в породах лежачего бока.

Подготовка мощных наклонных и крутопадающих рудных тел осуществляется комбинированным способом - штреками и ортами. Вообще необходимость применения комбинированной схемы подготовки определяется условиями залегания рудного тела прежде всего - мощностью и углом падения, - и конструкцией днища выемочных блоков. Орты проводят в том случае, когда комбинация этих условий не позволяет осуществить выпуск - доставку руды к откаточному штреку [3].

В зависимости от способа выпуска, доставки и погрузки руды, свойственного выбранному варианту системы разработки, а так же в зависимости от организации работы подземного транспорта, при подготовке мощных наклонных и крутопадающих рудных тел может быть применена либо комбинированная схема подготовки с произведением откаточного штрека со стороны лежачего бока и тупиковых ортов-заездов по рудному телу, либо кольцевая схема подготовки со штреками в висячем и лежачем боках и сквозными откаточными ортами, количество которых и расстояние между которыми определяется конструктивными параметрами системы разработки с расположением доставочных выработок в днище выемочных блоков.

Для определения количества подготовительных выработок на откаточном горизонте и их взаимного расположения необходимо выбрать вариант подготовки днища выемочного блока в наиболее полной мере соответствующего геологическим и горнотехническим условиям задания, а также с учетом возможности применения высокопроизводительного погрузочно-доставочного оборудования.

Затем, руководствуясь данными горнотехнической литературы [1,3,4,7] выбрать основные конструктивные параметры принятого варианта системы разработки (размеры блока или панели, расстояние между откаточными штреками или ортами и т.д.), на основании этих данных вычертить схему расположения подготовительных выработок на откаточном горизонте в пределах шахтного поля в увязке с контурами рудных тел. Образец схемы расположения подготовительных выработок откаточного горизонта показан на рис. 3.9.

В заключительной части раздела производится расчет удельного объема подготовительных выработок откаточного горизонта в расчете на 1000 т. добычи и устанавливаются объем руды (в тыс. т.) и количество блоков, соответствующие установленным нормам обеспеченности предприятия подготовленными и готовыми к выемке запасами.

При определении количества подготовленных и готовых к выемке запасов месторождения необходимо руководствоваться данными табл. 3.19.

Расчет величины подготовительных и готовых к выемке запасов производится по формулам

$$Q_{подг} = (N_{подг} А_{год}) / 12, т \qquad (3.38)$$

и $Q_{гот} = (N_{гот} A_{год}) / 12$, т (3.39)

где $N_{подг}$ и $N_{гот}$ - норма обеспеченности соответственно подготовленными и готовыми к выемке запасами, мес.;

Таблица 3.19

Нормы обеспеченности подготовленными и готовыми к выемке запасами руды (в месяцах).

Тип месторождения	Подготовлен. запасы	Готовые к выемке
Крутопадающие пластообразные залежи мощные и весьма мощные (от 5-10 до 90-200 м)	24-54	4-8
Крутопадающие пластообразные залежи маломощные и мощные (от 1 до 5-6 м)	12	6
Крутопадающие линзы мощные и весьма мощные (от 2-6 до 40-90 м)	12-36	6-12
Крутопадающие маломощные жилы (до 2 м.)	9-16	4-8
Наклонные и пологопадающие пластообразные залежи и мощные линзы от 2-3 до 10-12 м.	8-24	6-12
Горизонтальные залегающие гнезда мощностью до 2-3 м. и на некоторых участках до 4-5 м	6-10	3-4

Число подготовленных блоков определяется из выражения

$N_{подг.} = (N_{подг.} A_{год} (1-Кр)) / 12 V_{бл} К_{н.ш.}$, (3.40)

в том числе готовых к выемке

$N_{гот} = (N_{гот} A_{год} (1-Кр)) / 12 V_{бл} К_{н.ш.}$, (3.41)

где $V_{бл}$ - средний объем блока, м

3.6. Расчет проходки горной выработки

Задача этого раздела работы состоит в выполнении технического расчета проходки горизонтальной горной выработки (откаточного штрека, или квершлага) с построением графика цикличной организации работ

Работу над разделом следует начинать с определения формы и площади поперечного сечения выработки. Форма поперечного сечения выработки, как известно, зависит от материала и конструкции крепи, которые в свою очередь зависят от крепости и устойчивости окружающих пород, срока службы выработки. Поэтому при выборе материала к конструкции крепи необходимо руководствоваться характеристикой пород, приведенной в задании, а также сроком службы выработки, которая с учетом последующего использования ее в качестве вентиляционной, при отработке нижнего этажа соответствует двойному сроку отработки этажа.

При наличии крепких устойчивых пород выработку можно оставить без крепления. В средних условиях, при относительно небольшом сроке службы выработки необходимо применять деревянную крепь. При недостаточной устойчивости пород, сложных условиях выработки и большом сроке службы выработки следует принимать металлическую арочную крепь, монолитную бетонную, или сборную железобетонную (рис. 3.10).

Форму поперечного сечения выработки, проведенной без крепления, следует принимать сводчатую с полуциркульным или коробовым сводом (в зависимости от ширины выработки). Для выработок с креплением форму поперечного сечения выбирают в соответствии с типом крепи, при деревянной крепи – трапециевидную, при арочной металлической - сводчатую.

При определении площади поперечного сечения выработки необходимо руководствоваться типом и габаритными размерами транспортного оборудования, величиной зазоров, регламентируемых правилами безопасности, а также допустимой скоростью движения по выработке воздушной струи.

При выборе типа и габаритных размеров транспортного оборудования можно использовать данные, представленные в табл. 3.20 и 3.21. При этом необходимо иметь в виду, что аккумуляторные электровозы в условиях рудных шахт применяются, главным образом, при малых объемах перевозок и незначительной длине откатки. Транспортные выработки при этом обычно имеют один рельсовый путь с шириной колеи 600 мм. При значительном объеме перевозок выработки обычно проводятся двухпутевыми.

Из этого правила могут стать исключением однопутевые орты-заезды и откаточные штреки, расположенные в висячем боку

рудной залежи при кольцевой схеме подготовки и одностороннем движении транспорта по этим выработкам.

После определения основных размеров поперечного сечения выработки, пользуясь графическими и аналитическими зависимостями между отдельными ее конструктивными параметрами, определяют все остальные, важные для последующих расчетов размеры поперечного сечения и конструктивных элементов выработки [3]

Таблица 3.20

Таблица для выбора подвижного состава

Производительность рудника тыс т/год	Подвижной состав	
	Электровозы	Вагонетки
30 -300	КЗ-1; К5-1	ВГ-07; ВГ-1,2; УВО-0.5, УВО-0.8, УВГ-0.7
300-600	2К10-1	ВГ-2.2,ВГ-1,2, УВГ-2,2
600-1200	К5-2, 2К10-2	ВГ-1.2, ВГ-2.2
1500-3000	2К14-2; К20-2	ВГ-4,0 У
3000-5000	К25-2	ВГ-8.0

Таблица 3.21

Данные для определения габаритов подземного транспортного оборудования

Вагонетки			Электровозы		
Тип куз.	Ширина, мм	Высота от головки рельс, мм	Тип куз	Ширина, мм	Высота от головки рельс, мм
ВГ-0,7-600*	850	1250	4КР-600	1300	1515
ВГ-1,2-750	1000	1300	7КРТУ-900	1332	1500
ВГ-2,2-750	1200	1300	10КР2-900	1348	1500

ВГ-4.0-900	1320	1550	14КР2-900	1350	1650
ВГ-8.0-900	1350	1550	К10-900	1350	1650
УВО-0.5-600	870	1200	К14-900	1350	1650
УВО-0.8-600	1000	1250	КТ28-900	1350	1650
УВО-1.0-750	1190	1250			
УВБ-2,5-900	1340	1400			

* - первая цифра – емкость вагонетки, вторая – ширина колеи.

Установленная расчетная площадь поперечного сечения выработки проверяется по скорости движения воздушной струи. Минимальная площадь, удовлетворяющая требованиям правил безопасности по максимально допустимой скорости движения воздуха определяется из выражения

$$Sсв = (Ав\ q\ Кн) / (N\ Vв\ 60),\ м^2. \qquad (3.42)$$

где Ав - среднегодовой объем добычи, транспортируемой по выработке, т.,

q - количество свежего воздуха, проходящего по выработке на 1 т.добычи, $м^3$ / мин;

Кн - коэффициент неравномерности добычи,

N - число рабочих дней в году.

Vв – допустимая скорость движения воздуха, м/сек;

Величину q для рудных шахт в обычных условиях следует принимать равной 1,0 $м^3$ /мин., коэффициент неравномерности добычи - 1,3-1.45.

Если в результате проверочного расчета по формуле (3.42) площадь поперечного сечения окажется большей, чем установленная по габаритам транспортного оборудования с учетом безопасных зазоров, то для последующих расчетов принимается большая площадь, при этом линейные размеры поперечного сечения выработки соответствующим образом корректируются.

Размеры крепи можно принимать без расчета ее по величине горного давления, руководствуясь практическими соображениями или литературными данными.

На основании результатов расчета площади поперечного сечения выработки в свету и выбранных размеров крепи определя-

ется площадь поперечного сечения выработки в свету, вчерне и в проходке

$$S_{пр} = (1{,}03 - 1{,}06)\ S_{вч},\ м^2 \qquad (3.43)$$

Вычерчивается общий вид подготовительной выработки в ее поперечном сечении (рис. 3.11).

В пояснительной записке приводятся основные паспортные данные выработки: площадь поперечного сечения в свету, вчерне и в проходке, ее габаритные размеры (ширина и высота, тип крепи, расход крепежного материала на 1 пог.м. выработки).

На основании литературных данных, а также сведений, полученных при изучении курса "Основы горного дела", выбирается основное проходческое оборудование - буровое и погрузочное. Приводится тип выбранного оборудования и его основные технические данные: для перфораторов - вес,
число ударов поршня, ударная мощность, расход воздуха, скорость бурения; для погрузочных машин - емкость ковша, ширина фронта погрузки, габаритные размеры, производительность погрузки.

Число шпуров в забое можно определить по формуле Н.М.Покровского:

$$N = (q\ S_{вп}) / \gamma,\ шт., \qquad (3.44)$$

где q - удельный расход В.В., кг/м^3 ;

γ - количество В.В. на 1 пог.м. шпура, кг.

Удельный расход В.В. можно принимать, руководствуясь следующими практическими данными: при взрывании по крепким породам с f - 10-20 q - 1,0-1,5 кг/ м^3, в породах средней крепости с f - 5-10 q - 0,5-1,0 кг/м^3, в породах мягких q = 0,2-0,4 кг/м^3.

Количество В.В. на 1 пог.м. шпура следует принимать равным 0,6-0,8 кг, или можно определить по формуле:

$$\gamma = 0{,}25\ \alpha\ \rho\ \pi\ d^2,\ кг/м^3, \quad где \qquad (3.45)$$

α - коэффициент заполнения шпуров (ориентировочно 0,7 - 0,85),

ρ - плотность ВВ, кг/м^3,

d - диаметр патронов ВВ.

Глубину шпуров можно ориентировочно определить по формуле

$$l = (0,5 - 0,8)B, \text{ м} \qquad (3.46)$$

где B - ширина выработки в проходке, м..

тип выбрать, руководствуясь данными представленными в табл. 3.22.

Таблица 3.22

Ориентировочные значения глубины шпуров при проведении горизонтальных выработок

Коэффициент крепости пород	Глубина шпуров (м) при площади поперечного сечения выработки	
	до 6,5 м	более 6,5 м
3-4	2,6-3,5	3,0-4,3
5-7	2,2-2,9	2,4-3,5
8-10	1,5-2,2	1,8-2,4
11-12	1,2-1,8	1,8-1,9
более 12	0,9-1,1	1,0-1,2

Выбирается тип вруба, глубина врубовых шпуров принимается на 15-20% большей, чем глубина рядовых шпуров. Далее производится расчет общего объема буровых работ на цикл

На основании выбранных и определенных расчетом параметров составляется паспорт буровзрывных работ - вычерчивается в трех проекциях схема расположения шпуров в забое (рис. 3.12), а в пояснительной записке приводятся основные данные по буровзрывным работам площадь забоя, количество шпуров, тип вруба, длина шпуров врубовых и отбойных, коэффициент использования шпуров (принимается на основании практики горных работ в соответствующих условиях), общий объем буровых работ на цикл, количество В.В. на взрыв, объем отбиваемой взрывам породы, удельный расход ВВ (фактический).

Определяется состав и последовательность выполнения основных технологических операций проходческого цикла, - бурения, уборки породы, крепления, заряжания и взрывания, проветривания В случае, если горнотехническое условие проходки предопределя-

ют необходимость возведения временной крепи с последующей ее заменой постоянной крепью, то расчет производится только по работам, связанным с сооружением временной крепи, т.е. включенным в состав основного проходческого цикла.

Далее рассчитывается трудоемкость технологических операций основного цикла работ:

$$Тб = Qб / Нб, \text{ чел. см}, \qquad (3.47)$$

$$Ту = Qу / Ну, \text{ чел. см}, \qquad (3.48)$$

$$Тк = Qк / Нк, \text{ чел. см}, \qquad (3.49)$$

$$Тз = Qз / Нз, \text{ чел. см}, \qquad (3.50)$$

где Тб, Ту, Тк, Тз - трудоемкость работ соответственно по бурению шпуров, уборке породы, возведению крепи, заряжению шпуров, чел.-см.;

Qб, Qу, Qк, Qз - соответствующие объемы работ;

Нб, Ну, Нк, Нз - нормы выработки на соответствующие работы.

Нормы выработки на бурение шпуров переносными перфораторами принимается в расчете в соответствии с данными табл. 3.23 с учетом поправочных коэффициентов на диаметр шпуров и их глубину приведенных в табл. 3.24 и 3.25, [10]. При использовании для бурения буровых кареток норму выработки на бурение шпуров необходимо определять по технической характеристике буровых агрегатов с учетом крепости пород и чистого времени бурения 55-70% общей продолжительности работ на бурение шпуров.

Норма выработки на крепление принимается по данным табл. 3.26; на уборку породы - по данным табл. 3.27. Если при погрузке породы используется погрузочная машина, существенно отличающаяся по производительности от машин типа ППН-1с, то норму выработки на погрузку необходимо принимать исходя из ее технической производительности и чистого времени погрузки в объеме 60-70% общей продолжительности работ по погрузке породы.

Таблица 3.23

Нормы выработки на бурение шпуров переносными перфораторами, м/см

Типы перфораторов	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М М Протодьяконова				
	4-6	7-9	10-14	15-18	19-20
Легкие весом до 18 кг и мощн. до 1.5 л.с.	51	38	25 55	19	17
Средние весом 18-24 кг. и мощн. 1.4-2.2 л.с	65	48	31	25	21
Тяжелые весом более 24 кг и мощн более 2,2-3 л.с.	73	54	36	23	26
Тяжелые весом более 24 кг и мощн более 3 л.с.	81	62	42	33	28
Легкие весом до 30 кг и мощн. до 3 л.с.	65	47	32	27	22
Средние весом до 45 кг и мощн. более 3 л.с.	74	53	37	29	26

Таблица 3.24

Значения поправочного коэффициента к нормам выработки на бурение шпуров в зависимости от диаметра шпуров

Диаметр шпуров, мм	32	36	80	43	46
Значения поправочного коэффициента	1,25	1,1	1.0	0.9	0.8

Таблица 3.25

Значения поправочного коэффициента к нормам выработки на бурение шпуров в зависимости от глубины шпуров

Глубина шпуров, м	1,5	2,5	4,0
Значения поправочного коэффициента	1.0	0.85	0.8

Таблица 3.26

Нормы выработки на крепление горизонтальных выработок деревянной и металлической арочной крепью, рам /см

Тип крепи	Площадь поперечного сечения выработки, м²						
	до 4.0	4,0--6.0	6.1--8,0	8.1--10,0	10.1--12,0	12.1--14.0	14.1 и более
Крепление деревянной крепью вспомогательную врубовку	4,4	3.92	3.46	3.8	2,7	2.6	2.6
	4,25	3,80	3.35	2.96	2.6	2.96	2.0
Врубовку с затяжкой	3.85	3.44	3.04	2.68	2.36	2.68	1.81

Установка металлической рамы из спецпрофиля СП-18	0.455
" СП-28	0,660
Затяжка кровли и боков для СП-18 и СП-28	0.263
Установка рам СП-18 с затяжкой боков и кровли при расстоянии между рамами, м. 1,0	0.835
0,75	0,770
0,50	0,715

Норму выработки на заряжение шпуров обычным способом можно определить из расчета нормы времени 4 мин. на заряжение

рабочим одного штрека. При использовании механических зарядчиков норма выработки на заряжение устанавливается с учетом технической производительности зарядчика и чистого времени их работы - 60% от общей продолжительности заряжения.

Таблица 3.27

Норма выработки на погрузку породы погрузочными машинами (на звено рабочих в составе 2-х человек), м³

Виды работы	Емкость вагонетки до 1 м³	Емкость вагонетки свыше 1 м³
Погрузка в вагонетку (откатка ручная до 50 м), машиной ПНН-1с	12-14	13-16
Погрузка в вагонетку (откатка ручная от 50 до 100 м) машиной ПНН-1с	10-12	11-14
Погрузка в вагонетку (откатка электровозом) машиной ПНН-1с	14-16	15-18

При использовании погрузочно-доставочных машин типа ПД-2, ПД-3, ПД-5 и т.д., или погрузочно-транспортных типа ПТ-2, ПТ-4 и др. нормы выработки увеличиваются в 2-2,5 раза по сравнению с вышеуказанными.

Далее определяется общая трудоемкость работ основного проходческого цикла

$$Т_ц = Т_б + Т_у + Т_к + Т_з \qquad (3.51)$$

и на основании результатов расчета устанавливается численный состав звена проходчиков и продолжительность цикла - $t_ц$. Время цикла необходимо принимать кратным смене, или целое число циклов в смену. При этом должно выдерживаться условие

$$Т_ц / n \cdot 7 + t_{пр} \geq t_{цикла} \qquad (3.52)$$

где n - число рабочих в звене, занятых выполнением работ в течении смены, чел.

7 час. - продолжительность рабочей смены.

Затем рассчитывается коэффициент перевыполнения норм выработки

$$К_{п.н.} = (7 \cdot Т_ц) / n(t_ц - t_{пр}). \qquad (3.53)$$

где tпр - время проветривания (учитывается в расчете в том случае, если проветривание забоя после взрыва проводится в рабочее время, принимается равным 30 мин.. п определяются затраты времени на выполнение отдельных технологических операций

$$tб = (7Тб) / nб \text{ Кп.н , час} \quad (3.54)$$

$$ty = (7 Ty) / ny \text{ Кп.н., час} \quad (3.55)$$

$$tк = (7 Тк) / nк \text{ Кп.н , час} \quad (3.56)$$

$$tз = (7 Тз) / nз \text{ Кп.н , час ,} \quad (3.57)$$

где nб, ny, nк, nз - число рабочих, занятых на выполнении соответствующих работ.

С использованием расчетных данных строится график цикличной организации работ при проведении горной выработки.

В пояснительной записке приводится описание организации работ при выполнении технологических операций основного проходческого цикла, а также порядок производства вспомогательных работ (укладка рельсовых путей, подвеска вентиляционных рукавов, прокладка трубопроводов и т.д.).

3. СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ РАБОТЫ

Как уже указывалось выше, графическая часть работы выполняется в карандаше на листе ватмана с размерами 594x841 мм, а также в виде эскизов и схем, помещенных в пояснительной записке Допускается выполнение графической части курсовой работы в туши.

На основном листе размещаются схемы вскрытия и подготовки месторождения, система разработки, а также общий вид подготовительной выработки в поперечном разрезе и схема расположения шпуров в забое.

Схема вскрытия месторождения выполняется на базе графической части задания в масштабе 1 5000 Вычерчиваются три разреза - продольная проекция шахтного поля на вертикальную плоскость, разрез вкрест простирания месторождения в плоскости расположения главной вскрывающей выработки и план откаточного горизонта

На схеме вскрытия должно быть представлено расположение главных и вспомогательных вскрывающих выработок, деление месторождения на этажи или панели и расположение главных подготовительных выработок (штреков), показаны границы зоны сдвижения, при наличии концентрационных горизонтов - расположение капитальных рудоспусков; указаны размеры предохранительных берм (берм безопасности), высотные отметки главных откаточных горизонтов и устье вскрывающих выработок, разведанная глубина, при выдержанных элементах залегания рудных тел - средний угол падения и средняя мощность, значения углов сдвижения в коренных породах и наносах.

На плане откаточного горизонта, располагаемом под продольной проекцией шахтного поля на вертикальную плоскость, показывается расположение главных и вспомогательных вскрывающих выработок со схематичным изображением околоствольных дворов, расположение подготовительных выработок откаточного горизонта в увязке с контурами рудного тела, размерами капитальных рудоспусков и отводящих вентиляционных выработок.

Вычерчиваются границы предохранительных целиков, шахтного поля и предельные границы зоны сдвижения горных пород при выходе ее на поверхность.

На схеме подготовки показывается расстояние между ортами (при комбинированной схеме подготовки) и размеры шахтного поля (при крутом или наклонном падении рудных тел - только длина шахтного поля).

На всех вышеописанных проекциях стрелками показывается направление движения воздушной вентиляционной струи. Направление движения струи свежего воздуха показывается красной стрелкой, загрязненного - синей.

В правой нижней четверти листа над штампом размещается общий вид подготовительной выработки в поперечном разрезе и схема расположения шпуров в масштабе 1:50.

На общем виде подготовительной выработки показывается крепление, устройство откаточных путей, водоотливной канавки, габариты транспортного оборудования, подвеска контактного провода и осветительных приборов, размещение вентиляционных водяных и воздушных трубопроводов, силовых и осветительных кабелей

[8]. Указываются основные размеры: ширина и высота выработки в свету и в проходке, габариты транспортного оборудования и ширина безопасных размеров между подвижными составами и подвижным составом и стенками выработки, ширина колей, высота от головки рельс до контактного провода, ширина прохода на высоте 1,8 м. от головки рельс.

На схеме расположения шпуров показываются габаритные размеры забоя, длина и углы наклона шпуров, на основной проекции тонкой штрих пунктирной линией выделяется группа врубовых шпуров, цифрами у устья шпуров показывается очередность их взрывания.

Все чертежные работы выполняются в соответствии с требованиями ГОСТов и рекомендаций, изложенных в работе [9].

В правом нижнем углу чертежа размещается штамп, размеры которого в порядок заполнения граф должны соответствовать образцу. Все подписи в штампе, а также все надписи и текстовые пояснения на чертеже и эскизах должны быть выполнены топографическим

шрифтом (*курсив*). Высота букв выбирается в соответствии со значимостью текста и должна соответствовать стандарту: 2,5; 3,0; 3,5; 4,0; 5,0; 7,0. мм.

В тексте пояснительной записки в обязательном порядке должны быть представлены: схема к определению места заложения главной вскрывающей выработки, эскиз принятого варианта системы разработки в трех проекциях с нанесением основных размеров ее конструктивных элементов, указанием направления движения вентиляционной струи в основных рабочих выработках выемочного блока и необходимыми объяснительными подписями; график цикличной организации работ при проведении подготовительной выработки, Схема расположения шпуров или скважин в очистном забое с указанием размеров длины шпуров или скважин расстояние между ними в ряду или расстояния между концами скважин в веере, а также расстояние между рядами или веерами скважин.

4. СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

Пояснительная записка оформляется на стандартных листах белой писчей бумаги размером 297х210 мм и включает: титульный лист (выполняется на обложке ватмана), задание на курсовую работу с графическим приложением, оглавление, расчетно-пояснительная часть с необходимыми по тексту эскизами, схемами и таблицами, список использованной литературы.

Титульный лист выполняется с применением стандартного чертежного (вертикального или наклонного) или топографического шрифта при строгом соответствии порядка размещения, содержания текста подписей и высоты букв шрифта. Допускается цветное художественное оформление шрифта в строке "пояснительная записка", а также написание текста " к курсовому проекту по Основам горного дела" цветной тушью (красной, синей, зеленой или коричневой) с измененной толщиной обводки.

Все остальные подписи и рамка титульного листа выполняются черной тушью.

Оглавление включает в себя перечень основных разделов записки с указанием номера страницы размещения раздела в тексте. Перед наименованием раздела в оглавлении и тексте записки ставится порядковый номер раздела арабскими цифрами.

Перед словом "Введение" и наименование раздела "Рекомендуемая литература" номер не ставится.

Текст расчетно-пояснительной записки размещается на странице с оставлением полей размером: слева и сверху - 25 мм, справа - 5-10 мм, снизу - 20 мм. Номер страницы проставляют на верхнем поле по средней линии листа, отступив 5 мм от среза. Нумерация страниц пояснительной записки - сквозная, начиная с оглавления и включая таблицы схемы и эскизы, выполненные на отдельных листах.

Наименование разделов в тексте пояснительной записки пишется топографическим шрифтом с высотой букв 3,5 мм тушью или чернилами. При большом объеме текста заголовка, не размещаемого в одной строке, он записывается в 2-3 симметричных строках. Наименование разделов подчеркивается одной сплошной чертой.

При большом объеме расчетов и пояснительного текста по разделу целесообразно разделить его на подразделы. В этом случае в начале подраздела посередине строки произвольным шрифтом с двойной обводкой букв записывается подзаголовок; ниже, отступив 1,5 см излагается текст подраздела. Нумеровать подчеркивать подзаголовки не следует.

Порядковый номер подразделов пишется следующим образом: сначала ставится порядковый номер раздела, затем - точка и после точки - собственно номер подраздела. Например, третий подраздел второго раздела записывается так: 2.3. Текст пояснительной записки должен быть написан сжато, четко, без общего рода рассуждений, аккуратно, без помарок и исправлений.

Расчеты представляются в виде формулы с последующей подстановкой в нее цифровых значений с указанием конечного результата расчета, т.е. без промежуточных расчетных стадий. Например:

$$q = \sum(lп.в. (1 - K_R) 1000) / (S H \gamma (1 - Kп)) =$$
$$= (1200 (1 - 0,15) 1000) / 10500 50 2,6 (1 -0,1) =$$
$$= 0,83 пог.м./1000т$$

Ниже формулы приводится расшифровка буквенных обозначений.

При заимствовании каких-либо данных литературы в тексте записки делается ссылка на использованный литературный источник. Ссылка выполняется в виде квадратных скобок с помещением в них порядкового номера литературного источника, под которым он значится в списке использованной литературы.

Ссылка на таблицы, схемы или эскизы в тексте записки производится в форме "см. рис.", "табл." или "продолжение (показано, приведено) в табл. (или на рис.)" с указанием номера соответствующей таблицы или рисунка. Рисунки и таблицы помещаются в тексте сразу же после ссылки на них; Если же это невозможно из-за недостатка места, то - в начале новой страницы. Перед таблицей с правой стороны пишется слово "Таблица" с соответствующим номером, ниже на всю ширину строки - полное наименование таблицы. При большом объеме текста названия он размещается в нескольких симметрично расположенных строках.

Графы таблицы вычерчиваются тушью, чернилами или карандашом под линейку.

Текст пояснительной записки рекомендуется излагать в следующей последовательности.

Раздел 1. Подсчет запасов: подсчет геологических запасов, построение охранных целиков и подсчет промышленных запасов, предварительный выбор системы разработки и расчет эксплуатационных запасов рудной массы.

Раздел 2. Определение годовой производительности и срока существования предприятия.

Раздел 3. Система разработки: выбор варианта системы разработки и основных ее конструктивных параметров, выбор технологической схемы и средств механизации очистных работ, определение производительности блока, числа действующих очистных забоев для обеспечения годовой производительности предприятия, расчет объема подготовительных и готовых к выемке запасов.

Раздел 4. Выбор способа вскрытия: рассмотрение технически возможных вариантов вскрытия шахтного поля и выбор конкурирующих вариантов, определение типа, количества и взаимного расположения вскрывающих выработок, выбор высоты этажа, определение места заложения главной вскрывающей выработки, технико-экономическое сравнение конкурирующих вариантов или расчетов стоимости выбранного варианта по основным статьям затрат.

Раздел 5. Выбор схемы подготовки шахтного поля: анализ варианта системы разработки и основных ее конструктивных параметров; определение типа, количества и взаимного расположения подготовительных выработок в шахтном поле, расчет удельного объема подготовительных работ на откаточном горизонте.

Раздел 6. Расчет проходки горной выработки: определение формы и размеров поперечного сечения выработки, типа и размеров крепи, выбор типа проходческого оборудования, расчет параметров буровзрывных работ, определение трудоемкости и времени выполнения основных технологических операций, продолжительности цикла и численного состава бригады проходчиков, построение графика цикличной организации работ.

Основные технико-экономические показатели.

В заключительной части пояснительной записки приводится список использованной литературы. Отступив 2-3 см от заключительного абзаца основной расчетно-пояснительной части записки

слева пишут слово "Литература" и ниже в последовательности и с нумерацией, соответствующей очередности ссылок в тексте, приводится перечень литературных источников. По каждому из них записывается: автор, инициалы автора, наименование работы, издательство, место и год издания.

Переписанный начисто материал вместе с заданием вкладывается в обложку с титульным листом и скрепляется металлическими скрепками в трех местах на расстоянии 10 мм от левого края титульного листа. На титульном листе рядом с фамилией исполнителя ставится его подпись и дата сдачи курсового проекта руководителю

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА.

1. М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Недра, 1983.

2. Справочник по горнорудному делу (Под редакцией В.А. Гребенюка и др.) - М.: Недра, 1983.

3. Справочник по горнорудному делу. ГНТИ литературы по горному делу, том 2. М., 1961.

4. Г.Н. Попов. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. Недра, 1970.

5. С.С. Борисов. Горное дело. Недра, 1987.

6. Н.Н. Мельников. Проведение и крепление горных выработок. М.: 1969.

7. Г.Г. Ломоносов и др. Горно-инженерная графика. М., Недра, 1976.

8. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки. - Санкт-Петербург: Гипроруда, 1993.

9. Горно-графическая документация.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Автор: Кокарев К.В.

Екатеринбург
2019

Печатается по решению учебно-методической комиссии
Горно-технологического факультета

Методические рекомендации по организации самостоятельной работы студентов по дисциплине «Подземная геотехнология»

Методическое пособие предназначено для студентов, обучающихся по специальности 21.05.04 Горное дело как руководство для организации самостоятельной работы при выполнении практических работ, подготовки и написании рефератов, по изучению теоретических основ дисциплин, аудиторной и внеаудиторной самостоятельной работы, написании курсовых работ (проектов).

Составлено в соответствие с требованиями Федерального государственного образовательного стандарта по специальности 21.05.04 Горное дело.

Введение

Самостоятельная работа студентов является одной из основных форм внеаудиторной работы при реализации учебных планов и программ.

Самостоятельная работа – это познавательная учебная деятельность, когда последовательность мышления ученика, его умственных и практических операций и действий зависит и определяется самим студентом.

Студент в процессе обучения должен не только освоить учебную программу, но и приобрести навыки самостоятельной работы. Студенту предоставляется возможность работать во время учебы более самостоятельно, чем учащимся в средней школе. Студент должен уметь планировать и выполнять свою работу.

Целью самостоятельной работы студентов является овладение фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по профилю, опытом творческой, исследовательской деятельности.

Самостоятельная работа студентов способствует развитию самостоятельности, ответственности и организованности, творческого подхода к решению проблем учебного и профессионального уровня.

Этапы самостоятельной работы:

- осознание учебной задачи, которая решается с помощью данной самостоятельной работы;
- ознакомление с инструкцией о её выполнении;
- осуществление процесса выполнения работы;
- самоанализ, самоконтроль;
- проверка работ студента, выделение и разбор типичных преимуществ и ошибок.

Самостоятельная работа студентов является обязательным компонентом учебного процесса для каждого студента и определяется учебным планом. При определении содержания самостоятельной работы студентов следует учитывать их уровень самостоятельности и требования к уровню самостоятельности выпускников для того, чтобы за период обучения искомый уровень был достигнут. Так, удельный вес самостоятельной работы на очном отделении составляет до 50% от количества аудиторных часов, отведённых на изучение дисциплины, на заочном отделении количество часов, отведенных на освоение дисциплины, увеличивается до 90%.

Формы самостоятельной работы студентов определяются при разработке рабочих программ и учебных методических комплексов дисциплин содержанием учебной дисциплины.

видами заданий для самостоятельной работы являются:

- *для овладения знаниями*: чтение текста (учебника, первоисточника, дополнительной литературы), составление плана текста, графическое изображение структуры текста, конспектирование текста, выписки из текста, работа со словарями и справочниками, ознакомление с нормативными документами, учебно-исследовательская работа, использование аудио- и видеозаписей, компьютерной техники и Интернета и др.
- *для закрепления и систематизации знаний*: работа с конспектом лекции, обработка текста, повторная работа над учебным материалом (учебника, первоисточника, дополнительной литературы, аудио и видеозаписей, составление

плана, составление таблиц для систематизации учебного материала, ответ на контрольные вопросы, заполнение рабочей тетради, аналитическая обработка текста (аннотирование, рецензирование, реферирование, конспект-анализ и др), завершение аудиторных практических работ и оформление отчётов по ним, подготовка мультимедиа сообщений/докладов к выступлению на семинаре (конференции), материалов-презентаций, подготовка реферата, составление библиографии, тематических кроссвордов, тестирование и др.

- *для формирования умений*: решение задач и упражнений по образцу, решение вариативных задач, выполнение чертежей, схем, выполнение расчетов (графических работ), решение ситуационных (профессиональных) задач, подготовка к деловым играм, проектирование и моделирование разных видов и компонентов профессиональной деятельности, опытно экспериментальная работа, рефлексивный анализ профессиональных умений с использованием аудио- и видеотехники и др.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

Контроль результатов самостоятельной работы студентов может осуществляться в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине и внеаудиторную самостоятельную работу студентов по дисциплине, может проходить в письменной, устной или смешанной форме.

1. Методические рекомендации

Приступая к изучению дисциплины, обучающемуся необходимо внимательно ознакомиться с тематическим планом занятий, списком рекомендованной литературы. Следует уяснить последовательность выполнения индивидуальных учебных заданий. Самостоятельная работа обучающегося предполагает работу с научной и учебной литературой, умение создавать тексты. Уровень и глубина усвоения дисциплины зависят от активной и систематической работы на лекциях, изучения рекомендованной литературы, выполнения контрольных письменных заданий.

При изучении дисциплины обучающиеся выполняют следующие задания:

- изучают рекомендованную научно-практическую и учебную литературу;
- выполняют задания, предусмотренные для самостоятельной работы.

Основными видами аудиторной работы обучающихся являются лекции и практические / семинарские занятия.

1.1. Методические рекомендации по организации работы обучающихся во время проведения лекционных занятий

В ходе лекций преподаватель излагает и разъясняет основные, наиболее сложные понятия темы, а также связанные с ней теоретические и практические проблемы, дает рекомендации на семинарское занятие и указания на самостоятельную работу.

Знакомство с дисциплиной происходит уже на первой лекции, где от

обучающегося требуется не просто внимание, но и самостоятельное оформление конспекта. При работе с конспектом лекций необходимо учитывать тот фактор, что одни лекции дают ответы на конкретные вопросы темы, другие – лишь выявляют взаимосвязи между явлениями, помогая обучающемуся понять глубинные процессы развития изучаемого предмета как в истории, так и в настоящее время.

Конспектирование лекций – сложный вид вузовской аудиторной работы, предполагающий интенсивную умственную деятельность обучающегося. Конспект является полезным тогда, когда записано самое существенное и сделано это самим обучающимся. Не надо стремиться записать дословно всю лекцию. Такое «конспектирование» приносит больше вреда, чем пользы. Целесообразно вначале понять основную мысль, излагаемую лектором, а затем записать ее. Желательно запись осуществлять на одной странице листа или оставляя поля, на которых позднее, при самостоятельной работе с конспектом, можно сделать дополнительные записи, отметить непонятные места.

Конспект лекции лучше подразделять на пункты, соблюдая красную строку. Этому в большой степени будут способствовать вопросы плана лекции, предложенные преподавателям. Следует обращать внимание на акценты, выводы, которые делает лектор, отмечая наиболее важные моменты в лекционном материале замечаниями «важно», «хорошо запомнить» и т.п. Можно делать это и с помощью разноцветных маркеров или ручек, подчеркивая термины и определения.

Целесообразно разработать собственную систему сокращений, аббревиатур и символов. Однако при дальнейшей работе с конспектом символы лучше заменить обычными словами для быстрого зрительного восприятия текста.

Работая над конспектом лекций, всегда необходимо использовать не только учебник, но и ту литературу, которую дополнительно рекомендовал лектор. Именно такая серьезная, кропотливая работа с лекционным материалом позволит глубоко овладеть теоретическим материалом.

1.2. Методические рекомендации по подготовке к практическим занятиям (семинарам)

Подготовку к каждому практическому занятию обучающийся должен начать с ознакомления с планом практического занятия, который отражает содержание предложенной темы. Тщательное продумывание и изучение вопросов плана основывается на проработке текущего материала лекции, а затем изучения обязательной и дополнительной литературы, рекомендованной к данной теме. Все новые понятия по изучаемой теме необходимо выучить наизусть и внести в глоссарий, который целесообразно вести с самого начала изучения курса.

Результат такой работы должен проявиться в способности обучающегося свободно ответить на теоретические вопросы практикума, его выступлении и участии в коллективном обсуждении вопросов изучаемой темы, правильном выполнении практических заданий и контрольных работ.

В процессе подготовки к практическим занятиям, обучающимся необходимо обратить особое внимание на самостоятельное изучение

рекомендованной литературы. При всей полноте конспектирования лекции в ней невозможно изложить весь материал из-за лимита аудиторных часов. Поэтому самостоятельная работа с учебниками, учебными пособиями, научной, справочной литературой, материалами периодических изданий и Интернета является наиболее эффективным методом получения дополнительных знаний, позволяет значительно активизировать процесс овладения информацией, способствует более глубокому усвоению изучаемого материала, формирует у обучающихся свое отношение к конкретной проблеме.

Семинарские занятия завершают изучение наиболее важных тем учебной дисциплины. Они служат для закрепления изученного материала, развития умений и навыков подготовки докладов, сообщений, приобретения опыта устных публичных выступлений, ведения дискуссии, аргументации и защиты выдвигаемых положений, а также для контроля преподавателем степени подготовленности обучающихся по изучаемой дисциплине.

Семинар предполагает свободный обмен мнениями по избранной тематике. Он начинается со вступительного слова преподавателя, формулирующего цель занятия и характеризующего его основную проблематику. Затем, как правило, заслушиваются сообщения обучающихся. Обсуждение сообщения совмещается с рассмотрением намеченных вопросов. Сообщения, предполагающие анализ публикаций по отдельным вопросам семинара, заслушиваются обычно в середине занятия. Поощряется выдвижение и обсуждение альтернативных мнений. В заключительном слове преподаватель подводит итоги обсуждения и объявляет оценки выступавшим обучающимся. В целях контроля подготовленности обучающихся и привития им навыков краткого письменного изложения своих мыслей преподаватель в ходе семинарских занятий может осуществлять текущий контроль знаний в виде тестовых заданий.

При подготовке к семинару обучающиеся имеют возможность воспользоваться консультациями преподавателя. Кроме указанных тем обучающиеся вправе, по согласованию с преподавателем, избирать и другие интересующие их темы.

1.3. Методические рекомендации по работе с литературой

Работу с литературой целесообразно начать с изучения общих работ по теме, а также учебников и учебных пособий. Далее рекомендуется перейти к анализу монографий и статей, рассматривающих отдельные аспекты проблем, изучаемых в рамках курса, а также официальных материалов и неопубликованных документов (научно-исследовательские работы, диссертации), в которых могут содержаться основные вопросы изучаемой проблемы.

Работу с источниками надо начинать с ознакомительного чтения, т.е. просмотреть текст, выделяя его структурные единицы. При ознакомительном чтении закладками отмечаются те страницы, которые требуют более внимательного изучения.

В зависимости от результатов ознакомительного чтения выбирается дальнейший способ работы с источником. Если для разрешения поставленной задачи требуется изучение некоторых фрагментов текста, то используется метод

выборочного чтения. Если в книге нет подробного оглавления, следует обратить внимание ученика на предметные и именные указатели.

Избранные фрагменты или весь текст (если он целиком имеет отношение к теме) требуют вдумчивого, неторопливого чтения с «мысленной проработкой» материала. Такое чтение предполагает выделение: 1) главного в тексте; 2) основных аргументов; 3) выводов. Особое внимание следует обратить на то, вытекает тезис из аргументов или нет.

Необходимо также проанализировать, какие из утверждений автора носят проблематичный, гипотетический характер и уловить скрытые вопросы.

Понятно, что умение таким образом работать с текстом приходит далеко не сразу. Наилучший способ научиться выделять главное в тексте, улавливать проблематичный характер утверждений, давать оценку авторской позиции – это сравнительное чтение, в ходе которого обучающийся знакомится с различными мнениями по одному и тому же вопросу, сравнивает весомость и доказательность аргументов сторон и делает вывод о наибольшей убедительности той или иной позиции.

Если в литературе встречаются разные точки зрения по тому или иному вопросу из-за сложности прошедших событий и правовых явлений, нельзя их отвергать, не разобравшись. При наличии расхождений между авторами необходимо найти рациональное зерно у каждого из них, что позволит глубже усвоить предмет изучения и более критично оценивать изучаемые вопросы. Знакомясь с особыми позициями авторов, нужно определять их схожие суждения, аргументы, выводы, а затем сравнивать их между собой и применять из них ту, которая более убедительна.

Следующим этапом работы с литературными источниками является создание конспектов, фиксирующих основные тезисы и аргументы. Можно делать записи на отдельных листах, которые потом легко систематизировать по отдельным темам изучаемого курса. Другой способ – это ведение тематических тетрадей-конспектов по одной какой-либо теме. Большие специальные работы монографического характера целесообразно конспектировать в отдельных тетрадях. Здесь важно вспомнить, что конспекты пишутся на одной стороне листа, с полями и достаточным для исправления и ремарок межстрочным расстоянием (эти правила соблюдаются для удобства редактирования). Если в конспектах приводятся цитаты, то непременно должно быть дано указание на источник (автор, название, выходные данные, № страницы). Впоследствии эта информации может быть использована при написании текста реферата или другого задания.

Таким образом, при работе с источниками и литературой важно уметь:

– сопоставлять, сравнивать, классифицировать, группировать, систематизировать информацию в соответствии с определенной учебной задачей;

– обобщать полученную информацию, оценивать прослушанное и прочитанное;

– фиксировать основное содержание сообщений; формулировать, устно и письменно, основную идею сообщения; составлять план, формулировать тезисы;

– готовить и презентовать развернутые сообщения типа доклада;

– работать в разных режимах (индивидуально, в паре, в группе), взаимодействуя друг с другом;

– пользоваться реферативными и справочными материалами;

– контролировать свои действия и действия своих товарищей, объективно оценивать свои действия;

– обращаться за помощью, дополнительными разъяснениями к преподавателю, другим обучающимся.

– пользоваться лингвистической или контекстуальной догадкой, словарями различного характера, различного рода подсказками, опорами в тексте (ключевые слова, структура текста, предваряющая информация и др.);

– использовать при говорении и письме перифраз, синонимичные средства, слова-описания общих понятий, разъяснения, примеры, толкования, «словотворчество»;

– повторять или перефразировать реплику собеседника в подтверждении понимания его высказывания или вопроса;

– обратиться за помощью к собеседнику (уточнить вопрос, переспросить и др.);

– использовать мимику, жесты (вообще и в тех случаях, когда языковых средств не хватает для выражения тех или иных коммуникативных намерений).

1.4. Методические рекомендации по подготовке к сдаче зачета

Подготовка к зачету способствует закреплению, углублению и обобщению знаний, получаемых, в процессе обучения, а также применению их к решению практических задач. Готовясь к зачету, обучающийся ликвидирует имеющиеся пробелы в знаниях, углубляет, систематизирует и упорядочивает свои знания. На зачете обучающийся демонстрирует то, что он приобрел в процессе изучения дисциплины.

Подготовка к зачету включает в себя самостоятельную и аудиторную работу обучающегося в течение всего периода изучения дисциплины и непосредственную подготовку в дни, предшествующие зачету по разделам и темам дисциплины.

При подготовке к зачету обучающимся целесообразно использовать не только материалы лекций, а и рекомендованные преподавателем правовые акты, основную и дополнительную литературу.

При подготовке к промежуточной аттестации целесообразно:

– внимательно изучить перечень вопросов и определить, в каких источниках находятся сведения, необходимые для ответа на них;

– внимательно прочитать рекомендованную литературу;

– составить краткие конспекты ответов (планы ответов).

1.1. Методические рекомендации по подготовке к сдаче экзамена

Подготовка к экзамену способствует закреплению, углублению и обобщению знаний, получаемых, в процессе обучения, а также применению их к решению практических задач. Готовясь к экзамену, обучающийся ликвидирует

имеющиеся пробелы в знаниях, углубляет, систематизирует и упорядочивает свои знания. На экзамене обучающийся демонстрирует то, что он приобрел в процессе изучения дисциплины.

Подготовка к экзамену включает в себя самостоятельную и аудиторную работу обучающегося в течение всего периода изучения дисциплины и непосредственную подготовку в дни, предшествующие экзамену по разделам и темам дисциплины.

При подготовке к экзамену обучающимся целесообразно использовать не только материалы лекций, а и рекомендованные основную и дополнительную литературу.

При подготовке к промежуточной аттестации целесообразно:

– внимательно изучить перечень вопросов и определить, в каких источниках находятся сведения, необходимые для ответа на них;

– внимательно прочитать рекомендованную литературу;

– составить краткие конспекты ответов (планы ответов).

1.5. Методические рекомендации по подготовке доклада

Написание доклада является:

– одной из форм обучения, направленной на организацию и повышение уровня самостоятельной работы обучающихся;

– одной из форм научной работы обучающихся, целью которой является расширение их научного кругозора, ознакомление с методологией научного поиска.

Доклад, как форма обучения - это краткий обзор доступных публикаций по заданной теме.

Темы докладов определяются преподавателем и содержатся в программе курса.

Преподаватель рекомендует литературу, которая может быть использована для написания доклада.

Целью написания докладов является:

– привитие обучающимся навыков библиографического поиска необходимой литературы (на бумажных носителях, в электронном виде);

– привитие обучающимся навыков компактного изложения мнения авторов и своего суждения по выбранному вопросу в письменной форме, научно грамотным языком и в хорошем стиле;

– приобретение обучающимися навыка грамотного оформления ссылок на используемые источники, правильного цитирования авторского текста; – с максимальной полнотой использовать литературу по выбранной теме (как рекомендуемую, так и самостоятельно подобранную) для правильного понимания авторской позиции;

Алгоритм создания доклада:

1 этап – определение темы доклада

2 этап – определение цели доклада

3 этап – подробное раскрытие информации

4 этап – формулирование основных тезисов и выводов.

Требования к содержанию доклада:

– -материал, использованный в докладе, должен относиться строго к выбранной теме;

– -необходимо изложить основные аспекты проблемы не только грамотно, но и в соответствии с той или иной логикой (хронологической, тематической, событийной и др.)

– -при изложении следует сгруппировать идеи разных авторов по общности точек зрения или по научным школам;

Объем работы должен быть, как правило, не менее 5-10 страниц. Работа должна выполняться через одинарный интервал 14 шрифтом, размеры оставляемых полей: левое - 25 мм, правое -15 мм, нижнее -20 мм, верхнее -20 мм. Страницы должны быть пронумерованы.

Требования к выступлениям студентов

Одним из условий, обеспечивающих успех семинарских занятий, является совокупность определенных конкретных требований к выступлениям, докладам, рефератам студентов. Эти требования должны быть достаточно четкими и в то же время не настолько регламентированными, чтобы сковывать творческую мысль, насаждать схематизм.

Перечень требований к любому выступлению студента примерно таков:

- связь выступления с предшествующей темой или вопросом;
- раскрытие сущности проблемы;
- методологическое значение для научной, профессиональной и практической деятельности.

Важнейшие требования к выступлениям студентов – самостоятельность в подборе фактического материала и аналитическом отношении к нему, умение рассматривать примеры и факты во взаимосвязи и взаимообусловленности, отбирать наиболее существенные из них.

Приводимые участником семинара примеры и факты должны быть существенными, по возможности перекликаться с профилем обучения. Примеры из области наук, близких к будущей специальности студента, из сферы познания, обучения поощряются руководителем семинара. Выступление студента должно соответствовать требованиям логики. Четкое вычленение излагаемой проблемы, ее точная формулировка, неукоснительная последовательность аргументации именно данной проблемы, без неоправданных отступлений от нее в процессе обоснования, безусловная доказательность, непротиворечивость и полнота аргументации, правильное и содержательное использование понятий и терминов.

Обсуждение докладов и выступлений

Порядок ведения семинара может быть самым разнообразным, в зависимости от его формы и тех целей, которые перед ним ставятся.

Обычно имеет место следующая последовательность:

а) выступление (доклад) по основному вопросу;

б) вопросы к выступающему;

в) обсуждение содержания доклада, его теоретических и методических достоинств и недостатков, дополнения и замечания по нему;
г) заключительное слово докладчика;
д) заключение преподавателя.

Разумеется, это лишь общая схема, которая может включать в себя развертывание дискуссии по возникшему вопросу и другие элементы.

При реферативно-докладной форме семинара первыми получают слово ранее намеченные докладчики, а при развернутой беседе - желающие выступить. Принцип добровольности выступления сочетается с вызовом студентов. Остальным желающим выступить по основному вопросу, чтобы не погасить у них интереса к семинару, можно посоветовать быть готовыми для анализа выступлений товарищей по группе, для дополнений и замечаний.

Желательно, чтобы студент излагал материал свободно.

Преподавателю, по возможности не следует прерывать выступление студента своими замечаниями и комментариями. Допустима тактичная поправка неправильно произнесенного слова, ошибочного ударения и т. п. Если далее выступающий допустил ошибки, гораздо лучше, если не сам преподаватель, а другие участники семинара первыми сделают ему соответствующее замечание.

Обстановка в аудитории во время выступления докладчика находится постоянно в сфере внимания руководителя семинара. Добиваясь внимательного и аналитического отношения студентов к выступлениям товарищей, руководитель семинара заранее ставит их в известность, что содержательный анализ выступления, доклада или реферата он оценивает так же высоко, как и выступление с хорошим докладом.

Вопросы к докладчику задают прежде всего студенты, а не преподаватель, в чем их следует поощрять. Необходимо требовать, чтобы вопросы, задаваемые студентам, были существенны, связаны с темой, точно сформулированы. Вопросам преподавателя обычно присущи следующее требования:

- ясность и четкость формулировок, определенность границ, весомость смысловой нагрузки;

- уместность постановки вопроса в данный момент, острота его звучания в сложившейся ситуации, пробуждающая живой интерес студенческой аудитории;

- вопросы должны быть посильными для студентов.

По своему характеру вопросы бывают уточняющими, наводящими, встречными; другая категория вопросов, например, казусных, может содержать предпосылки различных суждений, быть примером или положением, включающим кажущееся или действительное противоречие.

Уточняющие вопросы имеют своей целью заставить студента яснее высказать мысль, четко и определенно сформулировать ее, чтобы установить, оговорился ли он или имеет место неверное толкование проблемы. Ответ позволяет преподавателю принять правильное решение: исправленная оговорка снимает вопрос, ошибочное мнение выносится на обсуждение участников семинара, но без подчеркивания его ошибочности.

Наводящие или направляющие вопросы имеют своей задачей ввести полемику в нужное русло, помешать нежелательным отклонениям от сути

проблемы. Важно, чтобы такие вопросы приоткрывали новые сферы приложения высказанных положений, расширяли мыслительный горизонт студентов. Наводящие вопросы на вузовском семинаре являются редкостью и ставятся лишь в исключительных случаях.

Встречные вопросы содержат требования дополнительной аргументации, а также формально-логического анализа выступления или его отдельных положений. Цель таких вопросов — формирование у студентов умения всесторонне и глубоко обосновывать выдвигаемые положения, способности обнаруживать логические ошибки, обусловившие неубедительность или сомнительность вывода.

Казусные вопросы предлагаются студенту или всей группе в тех случаях, когда в выступлении, докладе проблема освещена в общем-то верно, но слишком схематично, все кажется ясным и простым (хотя подлинная глубина проблемы не раскрыта) и в аудитории образуется «вакуум интересов». Возникает необходимость показать, что в изложенной проблеме не все так просто, как это может показаться. По возможности, опираясь на знания, уже известные студентам, преподаватель найдет более сложный аспект проблемы и вынесет его на обсуждение в виде вопроса. Цель таких вопросов в том, чтобы сложное, противоречивое явление реальной действительности, содержащее в себе предпосылки для различных суждений, было осмыслено студентами в свете обсужденной теоретической проблемы, чтобы студент научился мыслить шире и глубже.

Вопрос может быть поставлен в чисто теоретическом плане, но могут быть упомянуты и конкретные случаи, события, по возможности близкие или хорошо известные участникам семинара, и предоставлена возможность самим комментировать их в плане теоретической проблемы, обсуждаемой на семинаре.

Вопросы, преследующие создание «ситуации затруднений», обычно представляют собой две-три противоречащих друг другу формулировки, из которых необходимо обнаружить и обосновать истинную, или же берется высказывание какого-либо автора (без указания его фамилии) для анализа. В основном характер таких вопросов совпадает с постановкой задач на самостоятельность мышления.

1.6. Методические рекомендации по составлению глоссария

1. Внимательно прочитайте и ознакомьтесь с текстом. Вы встретите в нем много различных терминов, которые имеются по данной теме.

2. После того, как вы определили наиболее часто встречающиеся термины, вы должны составить из них список. Слова в этом списке должны быть расположены в строго алфавитном порядке, так как глоссарий представляет собой не что иное, как словарь специализированных терминов.

3. После этого начинается работа по составлению статей глоссария. Статья глоссария - это определение термина. Она состоит из двух частей: 1. точная формулировка термина в именительном падеже; 2. содержательная часть, объемно раскрывающая смысл данного термина.

При составлении глоссария важно придерживаться следующих правил:

- стремитесь к максимальной точности и достоверности информации;
- старайтесь указывать корректные научные термины и избегать всякого рода жаргонизмов. В случае употребления такового, давайте ему краткое и понятное пояснение;
- излагая несколько точек зрения в статье по поводу спорного вопроса, не принимайте ни одну из указанных позиций. Глоссарий - это всего лишь констатация имеющихся фактов;
- также не забывайте приводить в пример контекст, в котором может употреблять данный термин;
- при желании в глоссарий можно включить не только отельные слова и термины, но и целые фразы.

1.7. Методические рекомендации по организации самостоятельной работы для освоения дисциплины

Самостоятельная работа является одним из видов учебных занятий, она в значительной мере определяет успех обучения в университете. Самостоятельная работа способствует приобретению глубоких и прочных знаний по изучаемым дисциплинам, вырабатывает умение ориентироваться в огромном потоке информации и дает навыки работы с учебной и научной литературой. Самостоятельная работа приучает делать обобщения и выводы, вырабатывает умение логично излагать изучаемый материал, формирует творческий подход, способствует использованию полученных знаний для разнообразных практических задач, развивает самостоятельность в принятии решений. Необходимо помнить, что начинать самостоятельные занятия следует с начала семестра и проводить их регулярно. Очень важно приложить максимум усилий, чтобы заставить себя работать с полной отдачей. Необходимо помнить, что время учебы крайне ограничено, его нельзя растрачивать понапрасну. Следует осознать, что, если не использовать для занятий всего лишь один вечер в неделю, то за год их наберется не менее 40, т.е. полтора учебных месяца окажутся потерянными. Успеху в самостоятельной работе способствует соблюдение некоторых правил. Прежде всего, следует приучить себя начинать работу немедленно, как только сели за стол. Надо работать сосредоточенно и все доводить до конца. Необходимо определить реальный объем работы и продумать последовательный план ее выполнения. Работать следует не спеша, но аккуратно, точно. Излишняя поспешность влияет на качество самостоятельной работы.

Необходимо самостоятельно планировать свое рабочее время, исходя из своих возможностей и приоритетов. Это создает более спокойную обстановку, что в итоге положительно сказывается на усвоении материала. Важно полнее осознать цели своей работы, уяснить, что является главным на данном этапе, какую последовательность работы выбрать, чтобы выполнить ее лучше и с наименьшими затратами времени и энергии. Продуктивность работы зависит от правильного чередования труда и отдыха. Поэтому каждые час или два следует делать перерыв на 10-15 минут. Выходные дни лучше посвятить активному отдыху, занятиям спортом, прогулками на свежем воздухе и т.д. Даже переключение с одного вида умственной работы на другой может служить активным отдыхом.

В процессе обучения важнейшую роль играет самостоятельная работа с литературой. Без навыка правильного использования источников будет чрезвычайно трудно изучать программный материал, и много времени будет потрачено нерационально. Работа с книгой складывается из умения подобрать необходимые книги, разобраться в них, законспектировать, выбрать главное, усвоить и применить на практике.

Работу с книгой следует начать с беглого ознакомления, чтобы решить, есть ли там материал, необходимый для самостоятельной работы. В первую очередь, ознакомиться с титульной страницей, на которой указаны автор, название и год издания. На обороте титульной страницы обычно помещена аннотация, в которой дается сжатая характеристика книги с указанием, для какого круга читателей она предназначена. Особое внимание следует обратить на оглавление, так как оно раскрывает содержание книги. Предисловие позволит узнать, с какой целью книга написана, каким вопросам посвящена. В заключение книги подводятся итоги, делаются выводы. Чтение книги может быть сплошным и выборочным (чтение отдельных глав или разделов). Чтение должно быть вдумчивым, внимательным, при чтении не следует торопиться. При чтении могут встретиться непонятные слова, термины и определения. В этих случаях следует обратиться к справочнику или соответствующему словарю. Не следует при чтении пропускать сноски и примечания, т.к. в них разъясняются отдельные места, дополняются сжато изложенные в тексте положения. При чтении необходимо выделить основную мысль, представить прочитанное как единое целое. Это легче сделать, если при чтении каждого параграфа (раздела) самому себе ответить на вопросы, о чем говорится в данной части текста, чем сказанное подтверждается или поясняется.

Заключительным этапом изучения книги, статьи является запись, конспектирование прочитанного. Конспект - это сжатое логически связанное изложение прочитанного. В конспекте помещаются не только главные положения книги, но и аргументы (цифры, примеры, таблицы и т.д.). Конспект позволяет быстро восстановить в памяти содержание прочитанной книги. Кроме того, процесс конспектирования организует мысль, побуждает читающего к обдумыванию, к активному мышлению, улучшает качество усвоения и запоминания. Запись способствует выработке ясно, четко и лаконично формулировать и излагать мысль. Запись следует вести сжато и обязательно своими словами. Помимо сказанного следует иметь в виду, что научиться извлекать из книги все полезное, овладеть рациональными методами чтения и конспектирования можно только на основании практического опыта регулярной работы с книгой.

Приступая к изучению дисциплины, обучающемуся необходимо внимательно ознакомиться с тематическим планом занятий, списком рекомендованной литературы. Следует уяснить последовательность выполнения индивидуальных учебных заданий. Самостоятельная работа обучающегося предполагает работу с научной и учебной литературой, умение создавать тексты. Уровень и глубина усвоения дисциплины зависят от активной и систематической работы на лекциях, изучения рекомендованной литературы, выполнения контрольных письменных заданий.

1.8. Методические рекомендации по созданию презентации

Алгоритм создания презентации:

1 этап – определение цели презентации

2 этап – подробное раскрытие информации,

3 этап – основные тезисы, выводы.

Следует использовать 10-15 слайдов. При этом:

- первый слайд – титульный. Предназначен для размещения названия презентации, имени докладчика и его контактной информации;

- на втором слайде необходимо разместить содержание презентации, а также краткое описание основных вопросов;

- оставшиеся слайды имеют информативный характер.

Обычно подача информации осуществляется по плану: тезис – аргументация – вывод.

Роль студента:

• изучить материалы темы, выделяя главное и второстепенное;
• установить логическую связь между элементами темы;
• представить характеристику элементов в краткой форме;
• выбрать опорные сигналы для акцентирования главной информации и отобразить в структуре работы;
• оформить работу и предоставить к установленному сроку.

Требования к оформлению и представлению презентации:

1. Читабельность (видимость из самых дальних уголков помещения и с различных устройств), текст должен быть набран 24-30-ым шрифтом.

2. Тщательно структурированная информация.

3. Наличие коротких и лаконичных заголовков, маркированных и нумерованных списков.

4. Каждому положению (идее) надо отвести отдельный абзац.

5. Главную идею надо выложить в первой строке абзаца.

6. Использовать табличные формы представления информации (диаграммы, схемы) для иллюстрации важнейших фактов, что даст возможность подать материал компактно и наглядно.

7. Графика должна органично дополнять текст.

8. Выступление с презентацией длится не более 10 минут;

Не рекомендуется:

- перегружать слайд текстовой информацией;
- использовать блоки сплошного текста;
- в нумерованных и маркированных списках использовать уровень вложения глубже двух;
- использовать переносы слов;
- использовать наклонное и вертикальное расположение подписей и текстовых блоков;
- текст слайда не должен повторять текст, который преподаватель произносит вслух (зрители прочитают его быстрее, чем расскажет преподаватель, и потеряют

интерес к его словам).

Рекомендуется:

- сжатость и краткость изложения, максимальная информативность текста: короткие тезисы, даты, имена, термины — главные моменты опорного конспекта;
- использование коротких слов и предложений, минимум предлогов, наречий, прилагательных;
- использование нумерованных и маркированных списков вместо сплошного текста;
- использование табличного (матричного) формата предъявления материала, который позволяет представить материал в компактной форме и наглядно показать связи между различными понятиями;
- выполнение общих правил оформления текста;
- тщательное выравнивание текста, буквиц, маркеров списков;
- горизонтальное расположение текстовой информации, в т.ч. и в таблицах;
- каждому положению, идее должен быть отведен отдельный абзац текста;
- основную идею абзаца располагать в самом начале — в первой строке абзаца (это связано с тем, что лучше всего запоминаются первая и последняя мысли абзаца);
- идеально, если на слайде только заголовок, изображение (фотография, рисунок, диаграмма, схема, таблица и т.п.) и подпись к ней.

1.9. Методические рекомендации по выполнению рефератов

Реферат предусматривает углубленное изучение дисциплины, способствует развитию навыков самостоятельной работы с литературными источниками.

Реферат – краткое изложение в письменном виде содержания научного труда по предоставленной теме. Это самостоятельная научно-исследовательская работа, где студент раскрывает суть исследуемой проблемы с элементами анализа по теме реферата. Приводит различные точки зрения, а также собственные взгляды на проблемы темы реферата. Содержание реферата должно быть логичным, изложение материала носить проблемно-тематический характер.

Требования к оформлению реферата:

Объем реферата может колебаться в пределах 15-20 печатных страниц. Основные разделы: оглавление (план), введение, основное содержание, заключение, список литературы.

Текст реферата должен содержать следующие разделы:

- титульный лист с указанием: названия ВУЗа, кафедры, темы реферата, ФИО автора и ФИО преподавателя – куратора.
- введение, актуальность темы.
- основной раздел.
- заключение (анализ результатов литературного поиска); выводы.
- библиографическое описание, в том числе и интернет-источников, оформленное по ГОСТ 7.1 – 2003; 7.80 – 2000.
- список литературных источников должен иметь не менее 10 библиографических названий, включая сетевые ресурсы.

Текстовая часть реферата оформляется на листе следующего формата:
- отступ сверху – 2 см; отступ слева – 3 см; отступ справа – 1,5 см; отступ снизу – 2,5 см;
- шрифт текста: Times New Roman, высота шрифта – 14, пробел – 1,5;
- нумерация страниц – снизу листа. На первой странице номер не ставится.

Реферат должен быть выполнен грамотно с соблюдением культуры изложения. Обязательно должны иметься ссылки на используемую литературу, включая периодическую литературу за последние 5 лет).

Критерии оценки реферата:

- актуальность темы исследования;
- соответствие содержания теме;
- глубина проработки материала;
- правильность и полнота разработки поставленных вопросов;
- значимость выводов для дальнейшей практической деятельности;
- правильность и полнота использования литературы;
- соответствие оформления реферата стандарту;
- качество сообщения и ответов на вопросы при защите реферата.

1.10 Методические указания к выполнению контрольной работы

Контрольная работа является одной из составляющих учебной деятельности студента по овладению знаниями в области подземной разработки месторождений. К ее выполнению необходимо приступить только после изучения тем дисциплины.

Целью контрольной работы является определения качества усвоения лекционного материала и части дисциплины, предназначенной для самостоятельного изучения.

Задачи, стоящие перед студентом при подготовке и написании контрольной работы:

1. закрепление полученных ранее теоретических знаний;
2. выработка навыков самостоятельной работы;
3. выяснение подготовленности студента к будущей практической работе.

Контрольные выполняются студентами самостоятельно. Тема контрольной работы известна и проводится она по сравнительно недавно изученному материалу.

Преподаватель готовит задания либо по вариантам, либо индивидуально для каждого студента. По содержанию работа может включать теоретический материал, задачи, тесты, расчеты и т.п. выполнению контрольной работы предшествует инструктаж преподавателя.

Ключевым требованием при подготовке контрольной работы выступает творческий подход, умение обрабатывать и анализировать информацию, делать самостоятельные выводы, обосновывать целесообразность и эффективность предлагаемых рекомендаций и решений, чётко и логично излагать свои мысли. Подготовку контрольной работы следует начинать с повторения

соответствующего раздела учебника, учебных пособий по данной теме и конспектов лекций.

Министерство науки и высшего образования
Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. М. Вандышев, В. В. Потапов

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебно-методическое пособие

по выполнению практических работ по дисциплине
«Основы горного дела»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации
«Открытые горные работы»

Екатеринбург
2019

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. М. Вандышев, В. В. Потапов

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебно-методическое пособие

по выполнению практических работ по дисциплине
«Основы горного дела»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации
«Открытые горные работы»

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.34
В 17

Рецензент: Беркович В. Х., канд. техн. наук, доцент кафедры ГД
(ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»)

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры горного дела 17 апреля 2019 (протокол № 7-17.04.2019) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Вандышев А. М., Потапов В. В.

В 17 ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ по дисциплине «Основы горного дела» для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации «Открытые горные работы»

Изложены теоретические основы, методические указания и задания по практическим работам. Приведены примеры выполнения работ.
Учебное пособие составлено в соответствии с требованиями Федерального государственного образовательного стандарта высшего образования по специальности 21.05.04 Горное дело специализации «Открытые горные работы»

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Вандышев А. М., 2019
Потапов В. В., 2019

1. ИЗУЧЕНИЕ ФОРМ И ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Цель работы. Закрепление и углубление знаний студентов по условиям и элементам залегания угольных пластов, а также привитие студентам навыков по определению основных параметров залегания полезных ископаемых.

Теоретические основы выполнения работы.

По форме залегания месторождения твердых полезных ископаемых подразделяются на правильные и неправильные.

К правильным месторождениям относятся пласты (рис. 1.1, *а*) и пластообразные залежи.

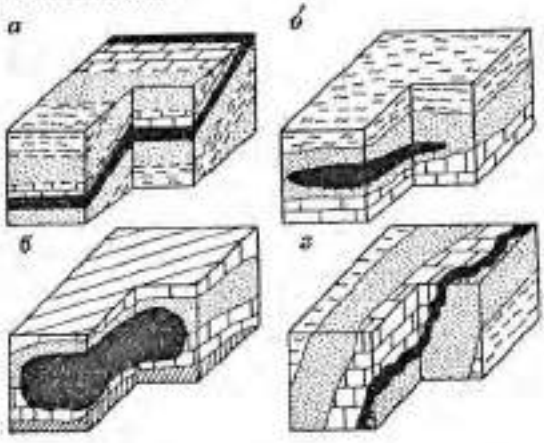


Рис .1.1. Форма залегания полезных ископаемых в недрах:
а – пласт; *б* – линза; *в* – гнездо; *г* – жила

Пластом называется плитообразная залежь, имеющая значительное распространение в земной коре и ограниченная двумя более или менее параллельными плоскостями. Весьма тонкие пласты, не разрабатываемые вследствие малой мощности (до 0,4 м), называются прослойками. Плоскости соприкосновения пластов отдельных пород называются плоскостями напластования.

Породы, залегающие над пластом полезного ископаемого, называются кровлей или висячим боком, залегающие ниже пласта, – почвой или лежачим боком.

Пласты могут иметь однородное (простое) и сложное строение (рис. 1.2). Тонкие слои пустой породы, заключенные в пласте, называются прослойками.

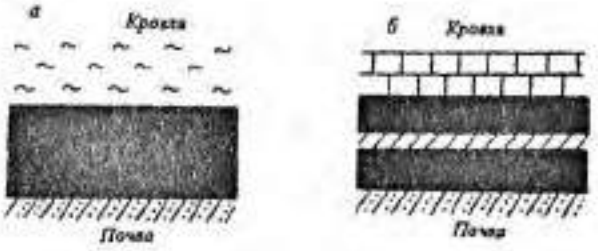


Рис. 1.2. Строение пластов:
а – простое; *б* - сложное

Правильную форму залегания обычно имеют месторождения полезных ископаемых осадочного происхождения (уголь, горючие сланцы, различные соли, гипс, марганцевые руды и т. п.).

Часть пласта, выходящая на земную поверхность или находящаяся неглубоко от нее под наносами, называется выходом пласта под наносы. Пласты угля залегают согласно, если они в земной коре расположены параллельно друг другу. Несколько согласно залегающих пластов составляют свиту.

К неправильным месторождениям относятся линзы (рис. 1.1, *б*), гнезда (рис. 1.1, *в*), жилы (рис. 1.1, *г*). Неправильную форму залегания имеют, как правило, рудные месторождения.

Жилой называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. Жилы бывают простые и сложные. Ответвления от жил называют апофизами.

Такие формы залегания, как линзы, гнезда, штоки, представляют собой полости в земной коре, заполненные минеральным веществом. Они отличаются друг от друга формой и размерами. Такую форму залегания имеют месторождения железных, медных, полиметаллических и других руд.

Пласты горных пород в период образования залегали более или менее горизонтально, но под действием тектонических (горообразовательных) процессов, протекавших в земной коре, первоначальное залегание пород нарушалось в той или иной степени. В некоторых районах пласты оказались собранными в складки. Они могут занимать любое положение в земной коре.

Нарушения нормального залегания пластов называются дислокациями. Дислокации без разрыва сплошности называются пликативными, с разрывом сплошности – дизъюнктивными.

К пликативным нарушениям относятся утолщения и утонения пластов, а также складчатость (рис. 1.3).

В разрезе складки в горизонтальной плоскости в центре расположено **ядро**, а вокруг – боковые части или **крылья** складки. Если в ядре залегают более молодые породы, чем в крыльях, то складку называют синклинальной или сокращенно **синклиналью** (см. рис. 1.3, *а*).

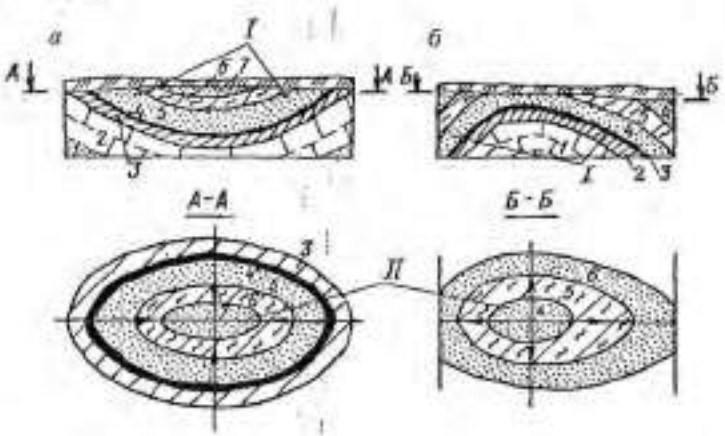


Рис. 1.3. Синклинальная (*а*) и антиклинальная (*б*) складки угольного пласта и вмещающих пород (стрелками на плане показано падение крыльев складок):

I - крылья складки; *II* - ядро складки; *1 - 7* – номера слоев горных пород в порядке убывания их геологического возраста

Если ядро складки сформировано более древними породами, чем крылья, то такую складку называют антиклинальной или **антиклиналью** (рис. 1.3, *б*). В синклинальной складке падение направлено к ядру, в антиклинальной – от ядра к ее краевым частям.

К дизъюнктивным (разрывным) нарушениям относят сброс, взброс, надвиг, сдвиг, грабен, горст. Для дизъюнктивного нарушения характерно наличие поверхности внутри горного массива, по которой произошли разрыв и последующие перемещения блоков сместителя. Породы, залегающие над сместителем, называют его висячим крылом, под сместителем - лежачим крылом. Угол между плоскостью сместителя и горизонтальной плоскостью называют углом падения сместителя.

Сброс образуется в том случае, если породы висячего крыла в результате тектонических движений оказываются опущенными по отношению к породам лежачего крыла (рис. 1.4, *а*).

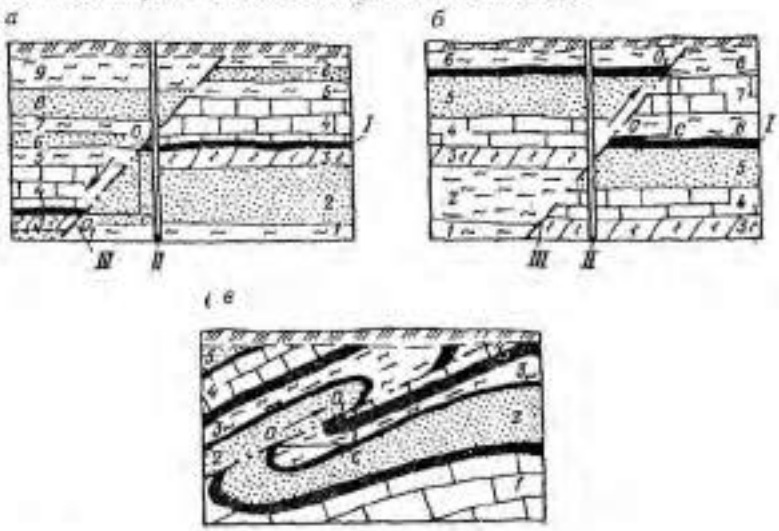


Рис.1.4. Сброс (*а*), взброс (*б*) и надвиг (*в*) пород:
1 - 9 - номера слоев горных пород в порядке убывания их геологического возраста; *I* – угольный пласт; *II* – разведочная скважина; *III* – след плоскости смещения

Взброс – такое разрывное нарушение залегания пласта, когда породы висячего крыла смещены вверх над породами лежачего крыла (рис. 1.4, *б*). Плоскость смещения при взбросе называют взбрасывателем. Для безошибочного распознавания типа нарушения следует пронумеровать слои пород и пласты в порядке убывания их геологического возраста и через плоскость смещения мысленно провести вертикальную скважину. При сбросе по линии скважины наблюдается пропуск слоев или пластов, при взбросе – их повторение.

Надвиг – взброс, у которого плоскость взбрасывателя наклонена на угол до 45° при значительном горизонтальном смещении взброшенного крыла (рис. 1.4, *в*). Сдвиг – разрыв с перемещением (раздвижкой) крыльев в горизонтальном направлении. Грабен и горст представляют собой блокообразное опускание и поднятие горных пород. Каждый из них имеет два разрыва и три крыла.

Перемещение какой-либо точки горных пород от начального ее положения по горизонтали (отрезок A_1M) называют горизонтальной, по вертикали (отрезок AM) – вертикальной амплитудой нарушения. На рис. 1.5 показаны элементы разрывных нарушений: простирание, характеризуемое азимутом линии простирания, и падение, характеризуемое углом падения, азимутом линии падения и амплитудой.

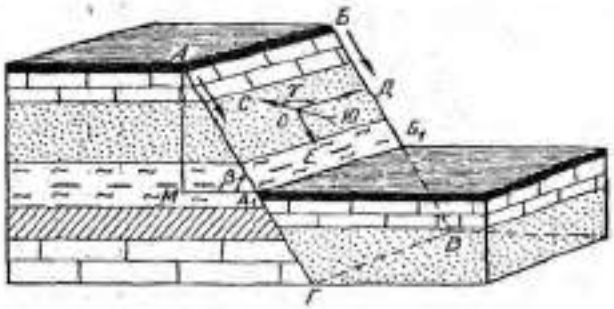


Рис.1.5. Элементы залегания геологического нарушения пласта типа сброса:
АБВГ – плоскость сместителя; *ОД* и *ОЕ* – соответственно простирание и падение сбрасывателя; *АМ* и *МА*$_1$ - соответственно вертикальная и горизонтальная амплитуды нарушения; γ - азимут линии простирания; β – угол падения сбрасывания

Для правильного выбора способа, технологии и средств механизации ведения горных работ важно возможно точнее знать не только форму, простирание, падение и мощность угольных пластов, но и тип, число и элементы залегания геологических нарушений.

Положение пластов в земной коре определяется элементами их залегания. К ним относятся простирание, угол падения и мощность.

Положение пласта в пространстве определяется линией простирания – линией пересечения пласта с любой горизонтальной плоскостью (рис. 1.6). Направление линии простирания в пространстве принято называть простиранием пласта. Так как линия простирания всегда лежит в горизонтальной плоскости, то на плане ее длина изображается без искажений.

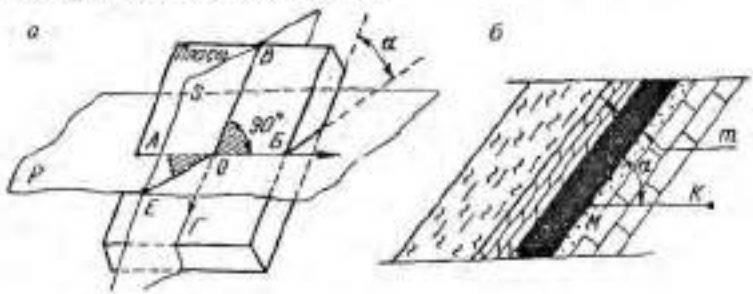


Рис. 1.6. Элементы залегания угольного пласта:
а – общий вид; *б* – вертикальный разрез, проведенный перпендикулярно к линии простирания; *P* – горизонтальная плоскость; *S* - вертикальная плоскость; *EO, MK* – линии вырез простирания; *α* – угол падения; *m* – мощность пласта; $\angle AOE = 90°$

Направление простирания пласта определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом.

Линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно линии простирания, называется линией падения, а само направление этой линии – падением пласта.

Угол, который составляет линия падения пласта с горизонтальной плоскостью, называется углом падения пласта.

В зависимости от формы залегания и способа разработки полезных ископаемых их делят на горизонтальные, пологие, крутонаклонные и крутые (табл. 1.1).

Таблица 1.2

Классификация залежей полезных ископаемых по мощности

Тип пласта (залежи) по мощности	Мощность, м			
	угольных пластов			рудных месторождений
	при подземной разработке	при открытой разработке		
		горизонтальные и пологие	наклонные и крутые	
Весьма тонкий	до 0,7	-	-	до 0,6
Весьма малой мощности	-	до 3-5	до 15-25	-
Тонкий	0,71-1,2	-	-	0,6-2
Малой мощности	-	6-20	25-75	-
Средней мощности	1,21-3,5	20-40	75-100	2-5
Мощный	> 3,5	-	-	5-20
Весьма мощный	-	-	-	>20
Большой мощности	-	> 40	>100	-

Содержание и порядок выполнения работы

Первоначально студенты должны ознакомиться с теоретическими основами работы. Затем по планам горных работ они знакомятся с правилами нанесения элементов залегания пластов, изучают их структурные колонки, устанавливают наличие и вид геологических нарушений

При работе с планами и схемами горных работ студенты осуществляют зарисовку структурных колонок пластов, геологических нарушений (по указанию преподавателя) с основными элементами их залегания.

Далее следует ознакомиться с примерами и выполнить соответствующие расчеты для заданных преподавателем условий.

Пример 1. *Мощность угольного пласта* $m = 2,5$ *м, угол падения* $\alpha = 20°$. *Определить горизонтальную* $m_г$ *и вертикальную* $m_в$ *мощности пласта.*

Решение.

$$m_г = \frac{2,5}{\sin 20^\circ} = \frac{2,5}{0,342} = 7,2 \text{ м};$$

$$m_в = \frac{2,5}{\cos 20^\circ} = \frac{2,5}{0,946} = 2,6 \text{ м}.$$

Пример 2. *Из данных геологоразведочных работ известны значения вертикальной мощности $m_в$ = 3,0 м и угла падения пласта* α=25 °. *Определить истинную m и горизонтальную $m_г$ мощности пласта*

Решение.

$$m = 3,0 \cdot \cos 25^\circ = 3,0 \cdot \cos 25^\circ = 3,0 \cdot 0,914 = 2,75 \text{ м};$$

$$m_г = \frac{2,75}{\sin 25^\circ} = \frac{2,75}{0,42} = 6,5 \text{ м}$$

Контрольные вопросы

1. Что такое угольный пласт?
2. Что называется простиранием пласта?
3. Что называется углом падения пласта?
4. Приведите классификацию угольных пластов по углу падения.
5. Приведите классификацию угольных пластов по мощности.
6. Какие угольные пласты относятся к угольным пластам сложного строения?
7. Что называется истинной мощностью пласта?
8. Чем принципиально различаются группы пликативных и дизъюнктивных нарушений?
9. Чем отличается синклиналь от антиклинали?
10. Чем отличается сброс от взброса?

Рекомендуемая литература

1. Основы горного дела: учебник для вузов / В. П. Егоров [и др.] – М.: Изд-во МГУ, 2000. – 408 с.

2. ИЗУЧЕНИЕ ФОРМ И ЭЛЕМЕНТОВ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

Цель работы. Закрепление знаний о формах и элементах шахтных полей на примерах реально существующих шахт, а также приобретение навыков по определению размеров шахтного поля по простиранию и падению и построения по разведочным линиям геологических разрезов вкрест простирания пластов.

Теоретические основы выполнения работы. Промышленное предприятие, предназначенное для разработки или разведки месторождений полезных ископаемых, называют **горным предприятием**. Горное предприятие, осуществляющее добычу угля подземным способом, называют **шахтой**. Месторождение или его часть, отводимая для разработки одной шахте, называется **шахтным полем**.

Шахтное поле имеет границы по восстанию, падению и простиранию (рис. 2.1).

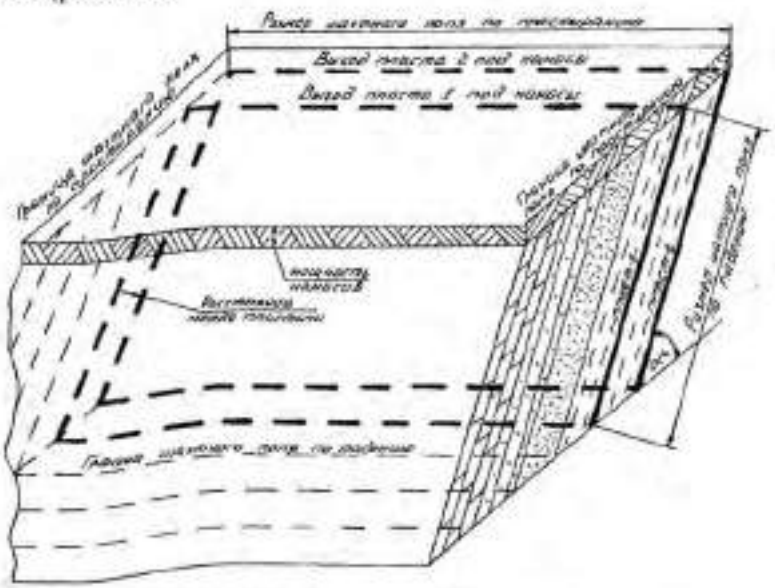


Рис. 2.1. Элементы шахтного поля

Границы шахтного поля могут быть фиксированными и условными. Форма шахтных полей может быть различной. Если все месторождение разрабатывают только одной шахтой, то его форма предопределяет конфигурацию шахтного поля, а границы месторождения и шахтного поля совпадают. Если же месторождение делят на несколько шахтных полей, то при выдержанных элементах залегания пластов шахтному полю по возможности придают форму прямоугольника, вытянутого по простиранию.

При невыдержанных элементах залегания пластов и в случае, если в пределах месторождения имеются крупные геологические нарушения, а также охранные целики под зданиями и сооружениями и водоемами, шахтные поля могут иметь самую разнообразную конфигурацию (рис. 2.2). Их границы в данном случае являются фиксированными.

Параметрами шахтного поля являются размеры по простиранию и падению. Размером по простиранию (S) называется наибольшее расстояние между боковыми границами шахтного поля.

Размером по падению (H) называется наибольшее расстояние между верхней и нижней границами шахтного поля в плоскости пласта.

Размеры полей угольных шахт колеблются в широких пределах. На пологих пластах они составляют 3 - 10 км по простиранию и до 2 - 3 км по падению, при наличии в шахтном поле мощных крутых пластов – 3 - 4 км по простиранию и до 0,7 - 1,5 км по падению.

Шахтное поле со всеми расположенными в их пределах выработками изображают на специальных (маркшейдерских) планах: при пологом, наклонном и крутонаклонном залегании пластов в виде проекции на горизонтальную плоскость, при крутом падении – на вертикальную плоскость (рис. 2.3). Возможна проекция и на плоскость, параллельную пласту. Пласты угля вычерчивают с соблюдением их истинного угла падения.

На маркшейдерские планы обычно наносят и изогипсы пласта (рис. 2.4). Изогипсы представляют собой линии пересечения почвы (или кровли) пласта с мысленно проводимыми на одинаковом расстоянии одна от другой горизонтальными плоскостями. изогипсы проводят через 10, 50 и даже 100 м в зависимости от угла падения и

принятого масштаба. Каждая изогипса имеет свою относительную отметку.

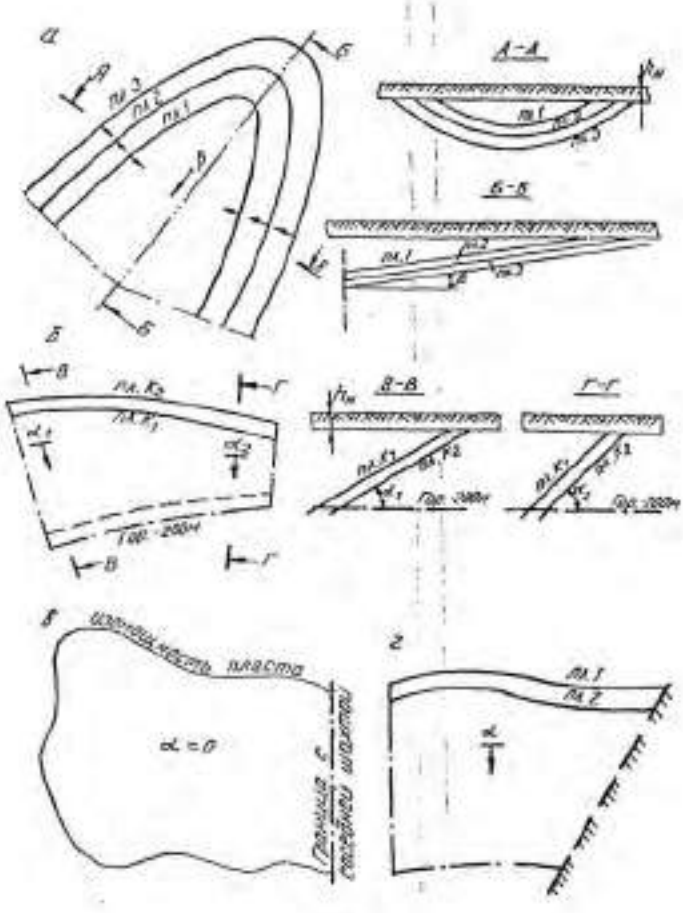


Рис. 2.2. Формы шахтных полей:
при синклинальной складке с наклонной осью (*а*); с переменным простиранием и углом падения пласта (*б*); при горизонтальном залегании пласта (*в*); при разрывных тектонических нарушениях (*г*)

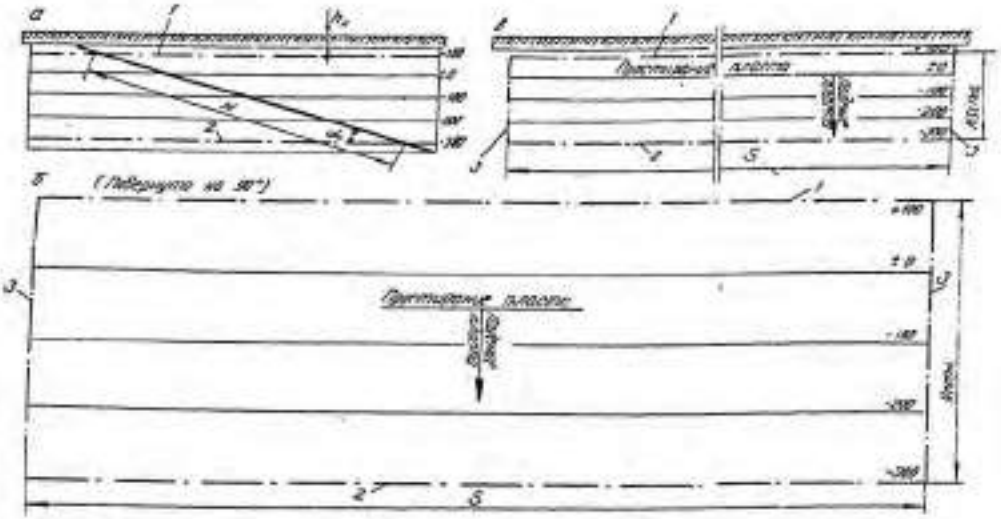


Рис. 2.3. Разрез по падению (*а*), горизонтальная (*б*) и вертикальная (*в*) проекции шахтного поля

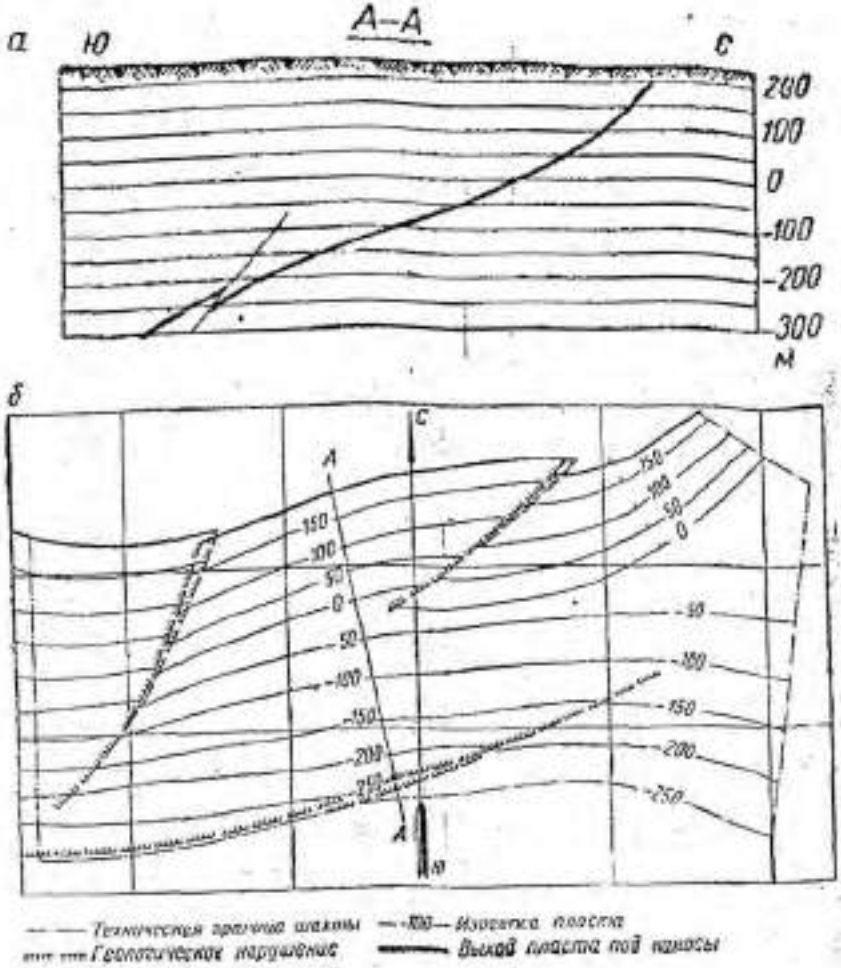


Рис. 2.4. Вертикальный разрез вкрест простирания (*а*) и гипсометрический план пласта (*б*)

Изогипсы почвы пласта предопределяют направление штреков по пласту. По изогипсам обычно проводят и нижнюю, и верхнюю границы шахтного поля.

Содержание и порядок выполнения работы

Сначала студенты должны ознакомиться с теоретическими основами выполнения работы и тщательно разобрать приведенный пример.

Каждому студенту выдается план горных работ шахты. По определенным планам горных работ студенты изучают характер изменения изогипс почвы пласта.

Рассчитывается кратчайшее расстояние между изогипсами (м) по формуле

$$l = h \operatorname{ctg} \alpha, \qquad (2.1)$$

Изучаются границы шахтного поля по простиранию, падению и восстанию, обращается внимание на обоснованность выбора технических границ шахты.

Вычерчивается в масштабе 1: 5000 или 1: 10000 план шахтного поля, на котором должны быть изображены границы шахтного поля по пласту, выход пласта под наносы, изогипсы почвы пласта, зарегистрированные геологические нарушения, разведочные скважины и выработки. Рассчитываются размеры шахтного поля по падению:

$$H = \frac{H_n}{\cos \alpha}, \qquad (2.2)$$

где H_n - размер проекции шахтного поля по падению;

α - угол падения пласта, град.

При правильной форме шахтного поля приближенно рассчитывается его площадь, м^2:

$$F = SH. \qquad (2.3)$$

Строится геологический разрез по разведочной линии вкрест простирания в масштабе 1 : 1000 или 1 : 2000.

Пример. 1. *Шахта «Центральная». Пласты I, II, III.*

2. Вычерчиваем в масштабе 1 : 5000 или 1 : 10000 топографический план поверхности с выходами пластов под наносы (рис. 2.5) и наносим на нем границы шахтного поля.

3. Границами шахтного поля шахты «Центральная» являются:

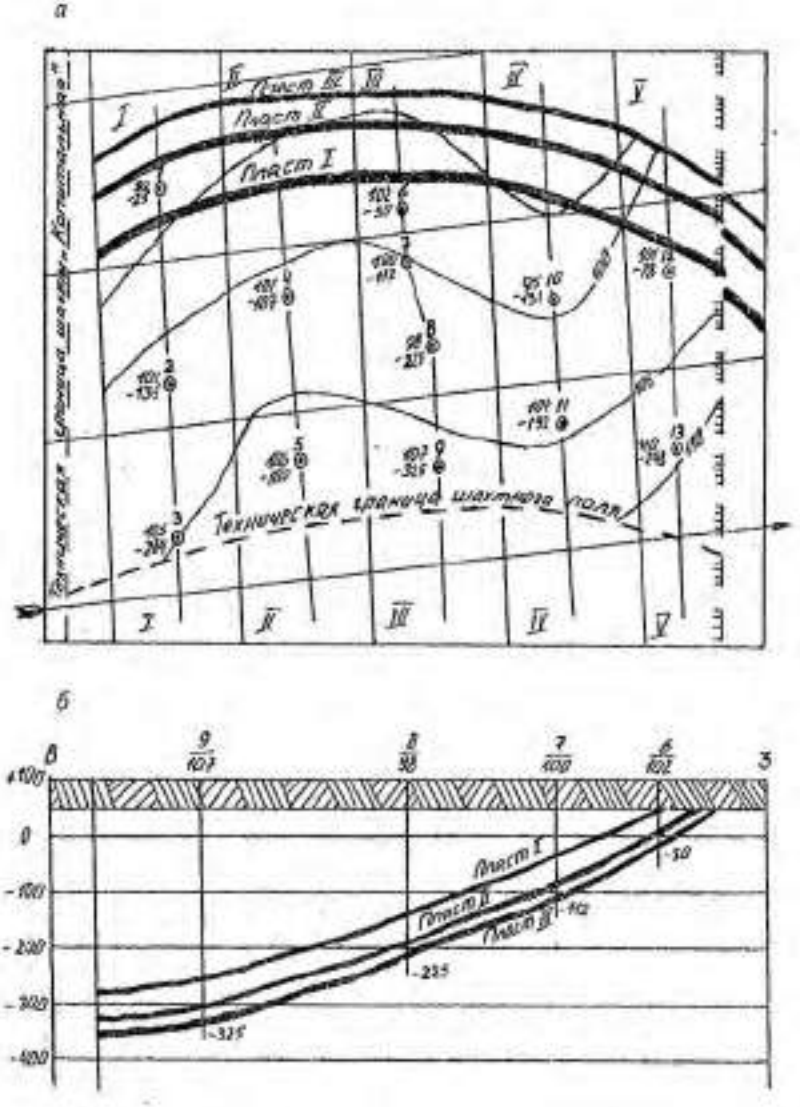


Рис. 2.5. Топографический план шахтного поля (*а*) и разрез по разведочной линии III – III (*б*)

по восстанию – выход пластов под наносы;

по падению – отметка горизонта -300 м;

по простиранию: на южном крыле – условная техническая граница поля шахты «Капитальная»; на северном крыле – геологическое нарушение с амплитудой 20 - 25 м.

На основе представленного на рис. 2.5. топографического плана поверхности с выходами пластов под наносы строим геологический разрез по разведочной линии *III - III*.

Средний размер шахтного поля по простиранию равен 4300 м, по падению - 2100 м.

Ориентировочная площадь шахтного поля шахты «Центральная»

$$F = SH = 4300 \cdot 2100 = 90300 \text{ м}^2.$$

Контрольные вопросы

1. Что называют шахтным полем?
2. Какие бывают шахтные поля по форме границ?
3. Как принимаются границы шахтного поля по простиранию, падению и восстанию?
4. Назовите наиболее распространенные размеры шахтного поля по простиранию и падению?
5. Почему размеры шахтного поля по простиранию больше размеров по падению?
6. Почему верхнюю и нижнюю границы шахтного поля принимают по изогипсе пласта?

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАПАСОВ И ПОТЕРЬ УГЛЯ В ШАХТНОМ ПОЛЕ

Цель работы. Приобретение навыков укрупненного определения балансовых и промышленных запасов, обоснования величины потерь угля в шахтном поле.

Теоретические основы выполнения работы.

Часть угольного месторождения, отведенную для разработки одной шахте, называют **шахтным** полем.

Запасы угля в шахтном поле – масса угля в недрах, заключенного в пределах шахтного поля. По народнохозяйственному значению запасы угля делят на геологические, балансовые, забалансовые и промышленные. **Геологическими** ($Z_{геол}$) называют общие запасы угля в шахтном поле. **Балансовыми** ($Z_{бал}$) считают такие запасы, разработка которых экономически целесообразна при существующем уровне техники и технологии. Забалансовыми ($Z_{заб.}$) называют такие запасы угля, разработка которых в настоящее время вследствие некондиционности мощности пластов, высокого содержания пустой породы, наличия многих геологических нарушений или обводненности экономически нецелесообразна. Эти запасы в будущем с совершенствованием техники и технологии добычи и обогащения угля могут быть полностью или частично вовлечены в разработку. Таким образом,

$$Z_{геол} = Z_{бал} + Z_{заб.} \qquad (3.1)$$

Балансовые запасы подразделяются на промышленные ($Z_{пр.}$) и потери ($Z_п$):

$$Z_{бал} = Z_{пр} + Z_п. \qquad (3.2)$$

Промышленные запасы – часть балансовых запасов, подлежащая извлечению и выдаче на поверхность. Отношение промышленных запасов к балансовым называют коэффициентом извлечения (C):

$$C = \frac{Z_{пр}}{Z_{бал}}. \quad (3.3)$$

Величина коэффициента извлечения зависит от горно – геологических условий и колеблется в широких пределах. При ориентировочных расчетах рекомендуется этот коэффициент принимать равным:

для тонких пластов – 0,90 – 0,92;
для пластов средней мощности – 0,85 - 0,88;
для мощных пологих пластов – 0,82 - 0,85;
для мощных крутых пластов – 0,75 - 0,80.

В зависимости от условий залегания пластов применяют различные методы подсчета балансовых запасов /1, 2/. При выдержанных элементах залегания (мощность, угол падения) подсчет запасов ($Z_{бал}$) рекомендуется производить методом среднеарифметического по формуле

$$Z_{бал} = SH \sum_{i=1}^{n} m_i \gamma_i . \quad (3.4)$$

где S – размер шахтного поля по простиранию, м;
H - размер шахтного поля по падению, м;
n - число рабочих пластов в шахтном поле;
m_i - мощность i-го рабочего пласта, м;
γ_i - объемная масса угля i-го пласта, т/м^3, γ_i = 1,30 – 1,45 т/м^3.

Для определения промышленных запасов необходимо установить величину потерь по каждому из пластов по их источникам: общешахтные (в охранных и барьерных целиках), эксплуатационные и связанные с геологическими нарушениями.

Промышленные запасы определяются по формуле

$$Z_{пр} = Z_{бал} - Z_{п} . \quad (3.5)$$

где $Z_{п}$ - суммарные потери угля, т.

Потери определяются на основании расчетов частных видов потерь: общешахтных ($Z_{об.}$), эксплуатационных ($Z_{эксп.}$) и вблизи геологических разрушений ($Z_{г.н.}$), т. е.

$$Z_{п} = Z_{об} + Z_{эксп} + Z_{г.н.}. \quad (3.6)$$

Общешахтные потери слагаются из потерь угля в барьерных (Z_1) и охранных (Z_2) целиках:

$$Z_{об} = Z_1 + Z_2. \quad (3.7)$$

Барьерные целики, как правило, оставляют у границ шахтного поля по простиранию, чтобы исключить возможность вскрытия старых затопленных горных выработок соседних шахт. Ширина барьерных целиков (l) условно принимается равной 50 м.

Потери в барьерных целиках (Z_1, т) определяются по формуле

$$2l\sum_{i=1}^{n} m_i\gamma_i H. \quad (3.8)$$

Охранные целики оставляют для предотвращения разрушений зданий и сооружений технологического комплекса на поверхности, а также природных объектов. Методика построения охранных целиков и подсчета потерь угля в них приведена в Приложении 1. Потери угля в охранных целиках (Z_2, т) условно составляют при пологих пластах 1 - 2 %, при крутых - 2 - 4 % от балансовых запасов:

$$Z_2 = (0{,}01\ldots 0{,}04)Z_{бал.}. \quad (3.9)$$

Потери в целиках вблизи геологических нарушений ($Z_{г.н.}$) определяются характером и числом нарушений. Их величина в среднем составляет 1 - 1,5 % от балансовых запасов:

$$Z_{г.н.} = (0{,}010\ldots 0{,}015)Z_{бал.}. \quad (3.10)$$

Эксплуатационные потери ($Z_{эксп}$, т) включают потери по площади – в целиках у горных выработок, по мощности – в пачках угля

в кровле, почве или между слоями пласта, а также потери угля в забоях и при транспортировании.

Эксплуатационные потери угля

$$Z_{эксп} = (Z_{бал} - Z_{об} - Z_{г.в.})\, K_{э.п.}, \qquad (3.11)$$

где $K_{э.п.}$ - коэффициент эксплуатационных потерь; принимается для тонких пластов – 0,08; средней мощности – 0,12; мощных пологих – 0,15; мощных крутых – 0,20.

Общий коэффициент извлечения запасов в шахтном поле ($C_{извл.}$):

$$C_{извл} = \frac{Z_{изв}}{Z_{бал}}. \qquad (3.12)$$

Пример. *Подсчитать промышленные запасы шахтного поля для следующих условий: размер шахтного поля по простиранию $S = 5250$ м, по падению – $H = 1800$ м; количество пластов 3, их мощность: $m_1 = 2{,}4$ м, $m_2 = 2{,}0$ м, $m_3 = 3{,}1$ м; средняя плотность угля $\gamma = 1{,}4$ т/м^3; коэффициент эксплуатационных потерь $K_{эп} = 0{,}15$; коэффициент потерь в охранных целиках $K_ц = 0{,}01$; ширина барьерных целиков на границах шахтного поля по простиранию $l = 50$ м.*

Решение.

1. Определяем балансовые запасы в шахтном поле:

$$Z_б = SH \sum_{i=1}^{n} m_i \gamma_i = 5250 \cdot 1800 \cdot (2{,}4 + 2{,}0 + 3{,}1) \cdot 1{,}4 = 99225000 \text{ т}.$$

2. Подсчитываем потери угля в шахтном поле:

в барьерных целиках

$$Z_1 = 2lH \sum_{i=1}^{n} m_i \gamma_i = 2 \cdot 50 \cdot 1800 \cdot (2{,}4 + 2{,}0 + 3{,}1) \cdot 1{,}4 = 1890000 \text{ т};$$

в охранных целиках

$$Z_2 = K_ц Z_{бал} = 0{,}01 \cdot 99225000 = 992250 \text{ т};$$

эксплуатационные

$$Z_{экп} = (Z_{бал} - Z_1 - Z_2)K_{эп} = (99225000 - 1890000 - 992250) \cdot 0{,}15 =$$

$$= 14451413 \text{ т};$$

суммарные

$$Z_п = Z_1 + Z_2 + Z_{экп} = 1890000 + 992250 + 14451413 = 17333663 \text{ т}.$$

3. Определяем промышленные запасы угля в шахтном поле:

$$Z_{эр} = Z_б - Z_п = 99225000 - 17333663 = 81891337 \text{ т}.$$

4. Рассчитываем коэффициент извлечения запасов угля из недр:

$$C_{изв} = \frac{Z_{ер}}{Z_{бал}} = \frac{81891337}{992250000} = 0{,}83 .$$

Графическая интерпретация потерь угля в шахтном поле показана на рис. 3.1.

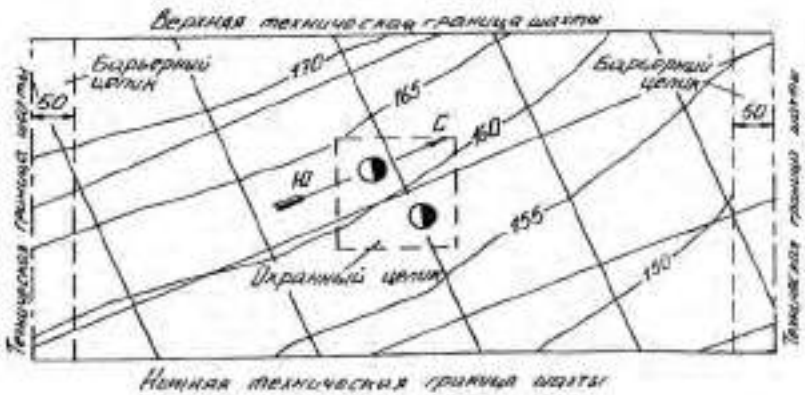


Рис. 3.1. Графическая интерпретация потерь угля в шахтном поле

Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студенты получают вариант задания, отражающий горно-геологические и горнотехнические условия шахтного поля (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Исходные данные для выполнения работы

Номер варианта	Размеры шахтного поля, м		Выемочная мощность пластов, м				Плотность угля γ, т/м³	Коэф. эксплуатационных потерь $K_{эксп}$	Коэф. потерь в целиках $K_ц$
	S	H	m_1	m_2	m_3	m_4			
1	6100	1950	1,80	1,75	1,45	1,65	1,30	0,15	0,01
2	3800	1100	1,75	1,15	1,65	1,55	1,34	0,14	0,02
3	4300	3850	1,95	1,25	2,00	1,75	1,40	0,10	0,03
4	4900	1950	2,10	1,35	2,05	1,25	1,32	0,12	0,01
5	5300	2550	1,25	1,45	1,95	1,45	1,30	0,15	0,04
6	5150	2450	1,35	1,95	1,85	1,50	1,35	0,16	0,03
7	4000	1350	1,45	1,35	1,75	1,60	1,40	0,09	0,02
8	5050	1500	1,75	1,85	1,65	1,70	1,31	0,10	0,01
9	4250	1400	1,65	1,45	1,55	1,95	1,36	0,12	0,04
10	5250	2350	1,85	1,55	1,75	1,90	1,41	0,14	0,03
11	5100	3250	2,10	1,85	2,00	1,40	1,37	0,11	0,02
12	3150	1200	2,25	1,75	1,15	1,50	1,31	0,10	0,01
13	4700	1850	2,05	1,45	1,35	1,60	1,33	0,12	0,04
14	4650	2300	1,15	1,55	1,95	1,80	1,35	0,15	0,03
15	5050	2200	1,35	1,65	1,70	1,70	1,36	0,14	0,02
16	4200	4350	1,85	1,55	1,40	2,00	1,38	0,10	0,01
17	5200	1800	1,65	1,50	1,55	2,10	1,40	0,12	0,04
18	5000	3150	1,70	1,45	1,85	2,15	1,42	0,13	0,03
19	5650	1550	1,60	1,50	1,65	2,05	1,35	0,09	0,01
20	4950	2650	1,35	1,80	1,55	1,90	1,35	0,10	0,02
21	4050	4450	1,45	1,95	1,85	1,85	1,30	0,13	0,04
22	5550	1750	1,85	1,70	1,60	1,90	1,40	0,14	0,03
23	3950	1450	1,95	1,50	1,40	2,05	1,33	0,10	0,01
24	5350	4950	1,35	1,40	1,95	2,10	1,30	0,11	0,04
25	5500	2050	1,45	1,60	1,75	2,05	1,40	0,13	0,03

По заданным условиям осуществляется расчет балансовых промышленных запасов шахтного поля, а также коэффициента из влечения угля из шахтного поля.

Приводится графическая интерпретация шахтного поля с нанесением границ возможных потерь угля.

Контрольные вопросы

1. Что называется шахтным полем?
2. Какие запасы в шахтном поле называются балансовыми?
3. Какие запасы угля называются промышленными?
4. Какие виды потерь угля в шахтном поле Вы знаете?
5. Что называется коэффициентом извлечения запасов угля шахтном поле?

Рекомендуемая литература

1. Основы горного дела: учебник для вузов / П. В. Егоров [и др.]-М.: Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2000. – 408 с.

2. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий: учебное пособие. – 2-е изд. перераб. и доп. / О. В. Михеев [и др.]; под ред. Л. А. Пучкова. – М.: Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 200 – 487 с.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ ШАХТЫ

Цель работы. Приобретение навыков по определению мощности шахты и срока ее службы по укрупненным значениям исходных данных.

Теоретические основы выполнения работы. Мощность шахты является важнейшим производственным параметром, определение которого требует обязательного учета конкретных горно-геологических и горнотехнических характеристик.

Производственной мощностью шахты (A, т) называют количество полезного ископаемого, добываемого в единицу времени (сутки, год). Ее величину определяют такие горно-геологические характеристики, как: количество, мощность и угол падения пластов, свойства вмещающих пород, газоносность месторождения, величина запасов угля, степень нарушенности пластов и другие факторы. В значительной степени величина производственной мощности зависит и от организационно-технических факторов: режима работы очистных забоев и нагрузки на них, производительности транспорта, подъема и др.

Срок службы шахты (T, год) равен периоду, в течение которого отрабатываются промышленные запасы угля в пределах шахтного поля.

В учебных целях на первом этапе изучения дисциплины с учетом уровня и объема имеющихся знаний показатели A и T можно определять по упрощенной методике. Между промышленными запасами $Z_{пр}$, годовой мощностью шахты $A_г$ и расчетным сроком ее службы $T_р$ существует следующая взаимосвязь:

$$Z_{пр} = A_г T_р . \qquad (4.1)$$

При правильной конфигурации шахтного поля и выдержанных элементах залегания пластов промышленные запасы угля определяются по формуле

$$Z_{пр} = SH \sum PC_0 . \qquad (4.2)$$

где S - размер шахтного поля по простиранию, м;

H - размер шахтного поля по падению, м;

$\sum P$ - суммарная производительность рабочих пластов в шахтном поле, т/м^2;

C_0 - общий коэффициент извлечения угля в шахтном поле.

Суммарная производительность пластов в шахтном поле

$$\sum P = m_1\gamma_1 + m_2\gamma_2 + \cdots + m_n\gamma_n, \qquad (4.3)$$

где m_i - мощность рабочих пластов в шахтном поле, м;

γ_i - плотность угля соответствующих пластов, т/м^3.

Отсюда значение $A_г$ можно определить по формуле

$$A_г = \frac{Z_{пр}}{T_р}. \qquad (4.4)$$

Полученное значение $A_г$ следует привести в соответствие с параметрическим рядом мощностей шахт: 0,9; 1,2; 1,5; 1,8: 2,1; 2,4; 3,0; 4,5; 6,0 млн т в год. При этом расчетный срок службы шахты мощностью более 1,8 млн т в год рекомендуется принимать не менее 50 - 60 лет.

Полный срок службы шахты $T_п$ будет больше расчетного за счет времени освоения проектной мощности и ее затухания к концу отработки запасов:

$$T_п = T_р + (t_р + t_з)/2, \qquad (4.5)$$

где $t_р$ - срок освоения проектной мощности шахты, $t_р = 2 - 3$ года;

$t_з$ - срок затухания добычи, $t_з = 2 - 3$ года.

Между годовой $A_г$ и суточной $A_с$ мощностью шахты существует следующая зависимость:

$$A_г = 300A_с, \qquad (4.6)$$

где 300 - число рабочих дней шахты в году.

Более объективный и надежный аналитический метод расчета мощности шахты с учетом геологических и организационно-технических возможностей предложен проф. А. С. Малкиным:

$$A_{\text{ш.г}} = K_{\text{н}}(K_{\text{пл}} + K_{\text{н.о.з}})\sqrt{Z_{\text{ар}}\frac{\sum m'}{\sum m}K_{\text{гг.}}}, \qquad (4.7)$$

где $K_{\text{н}}$ - коэффициент надежности технологической схемы шахты; при шахте блочного типа $K_{\text{н}}$ = 0,85-0,95.

Для индивидуальной шахты при вскрытии вертикальными стволами и панельной подготовке $K_{\text{н}}$ = 0,80 - 0,85; при этажной подготовке $K_{\text{н}}$ = 0,70 - 0,80. При вскрытии шахтного поля наклонными стволами $K_{\text{н}}$ = 0,80;

$\sum m$ - суммарная мощность всех пластов в шахтном поле, м;

$K_{\text{пл}}$ - коэффициент, учитывающий общее количество пластов в шахтном поле $n_{\text{пл}}$ и количество пластов, принятых к одновременной разработке $n'_{\text{пл}}$, определяется по формуле

$$K_{\text{пл}} = \frac{n'_{\text{пл}} + \sqrt{n_{\text{пл}} - n'_{\text{пл}}}}{\sqrt{n_{\text{пл}}}}; \qquad (4.8)$$

$K_{\text{н.о.з}}$ - коэффициент, учитывающий уровень нагрузки на очистной забой, определяется по формуле

$$K_{\text{н.о.з}} = \sqrt{\Psi A_{\text{о.з.м}}\frac{m_{\text{ср}}}{m'_{\text{ср}}}}; \qquad (4.9)$$

Ψ - коэффициент, учитывающий условия бассейна (месторождения, шахтного поля):

$$\Psi = \frac{K_{\text{у.кр}}K_{\text{кр.п}}}{1 + K_{\text{наруш}} + K_{\text{газ}}}, \qquad (4.10)$$

где $K_{\text{у.кр}}$ - коэффициент, учитывающий устойчивость кровли пластов; для неустойчивых кровель $K_{\text{у.кр}}$ = 0,06; средней устойчивости $K_{\text{у.кр}}$ = 0,08 и устойчивых $K_{\text{у.кр}}$ = 0,10;

$K_{\text{кр.п}}$ - коэффициент, учитывающий крепость пород почвы; при $f = 3-4$ $K_{\text{кр.п}}$ = 0,01; при $f = 5-6$ $K_{\text{кр.п}}$ = 0,015; при $f \geq 7$ $K_{\text{кр.п}}$ = 0,02;

$K_{\text{наруш}}$ - коэффициент, учитывающий геологическую нарушенность шахтного поля, $K_{\text{наруш.}}$ = 0 ... 0,03;

$K_{газ}$ - коэффициент, учитывающий влияние газового фактора, $K_{газ} = 0 \div 1$.

$A_{о.з.м}$ - месячная нагрузка на очистной забой, т :

$$A_{о.з.м.} = l m_{ср} V_{сут} \gamma C N , \qquad (4.11)$$

где l – длина лавы, м;

$m_{ср}$ – средняя мощность пластов в шахтном поле, м;

$V_{сут}$ – суточное подвигание очистного забоя, м;

γ - средняя плотность угля, т/м^3;

C – коэффициент извлечения угля по системе разработки, $C = 0{,}95 \div 0{,}97$;

N – число рабочих дней в месяце, $N = 25$;

$m'_{ср}$ – средняя мощность одновременно разрабатываемых пластов, м:

$$m'_{ср} = \frac{\sum m'}{n'_{пл}} , \qquad (4.12)$$

где $\sum m'$ - суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов, м;

$K_{гл}$ - коэффициент, учитывающий глубину залегания пластов:

$$K_{гл} = 1 + \frac{H_{в.гр}}{H_{н.гр}} , \qquad (4.13)$$

где $H_{в.гр}$ и $H_{н.гр}$ - вертикальная глубина соответственно верхней и нижней технических границ шахтного поля, м.

Пример. *Количество пластов в шахтном поле $n_{пл.} = 3$; мощность пластов $m_1 = 1{,}2$ м; $m_2 = 1{,}6$ м; $m_3 = 0{,}8$ м; угол падения пластов $\alpha = 15°$; промышленные запасы шахтного поля $Z_{пр} = 80000$ тыс. т; глубина нижней границы $H_{н.гр} = 600$ м; плотность угля $\gamma = 1{,}4$ т/м^3; породы кровли средней устойчивости; крепость пород почвы $f = 6$; коэффициент нарушенности шахтного поля $K_{наруш.} = 0{,}02$; коэффициент влияния газового фактора $K_{газ} = 0{,}5$; коэффициент надежности технологической схемы $K_н = 0{,}8$; длина лавы $l = 200$ м; суточное подвигание очистного забоя $V_{сут} = 3{,}15$ м.*

Определить мощность и срок службы шахты.

Решение. К одновременной разработке принимается два пласта. Средняя мощность одновременно разрабатываемых пластов

$$m'_{ср} = \frac{1,2 + 1,6}{2} = 1,4 \text{ м}.$$

Средняя мощность угольных пластов в шахтном поле

$$m_{ср} = \frac{1,2 + 1,6 + 0,8}{3} = 1,2 \text{ м}.$$

Коэффициент, учитывающий влияние общего числа угольных пластов в шахтном поле и принятых к одновременной разработке:

$$K_{кл} = \frac{2 + \sqrt{3 - 2}}{\sqrt{3}} = 1,73.$$

Месячная нагрузка на очистной забой

$$A_{о.з.м.} = 200 \cdot 1,4 \cdot 3,15 \cdot 1,4 \cdot 0,90 \cdot 25 = 27783 \text{ т}.$$

Коэффициент, учитывающий условия работы очистных забоев:

$$\Psi = \frac{0,08 + 0,015}{1 + 0,02 + 0,5} = 0,0008.$$

Коэффициент, учитывающий влияние нагрузки на очистной забой:

$$K_{н.о.з.} = \sqrt{\frac{0,0008 \cdot 27783 \cdot 1,2}{1,4}} = 4,2.$$

Определяется коэффициент, учитывающий влияние глубины разработки на производственную мощность шахты:

$$K_{гл} = 1 + \frac{400}{600} = 1,668.$$

Коэффициент надежности технологической схемы шахты в соответствии с заданием принят $K_н$ = 0,8. Тогда проектная мощность шахты

$$A_{ш.г.} = 0{,}8(1{,}73 + 4{,}2)\sqrt{80000 \cdot \frac{2{,}8}{3{,}6}} \cdot 1{,}668 = 1518 \text{ тыс.т/год}$$

С учетом параметрического ряда мощностей шахт принимаем типовую производственную мощность A = 1500 тыс. т/год = = 1,5 млн т/год.

Полный срок службы шахты T с учетом периода освоения и затухания

$$T = \frac{80000}{1500} + \frac{1}{2} \cdot 6 = 56 \text{ лет.}$$

Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы и разбора приведенного примера студенты осуществляют расчет для заданных условий (см. табл. 3.1.) мощности шахты по методике проф. А. С. Малкина и срока ее службы с кратким обоснованием принятых технических решений.

Контрольные вопросы

1. Дайте определение производственной мощности шахты.
2. Как влияют на мощность шахты основные горно-геологи-Ч0еские факторы?
3. Как сказывается на мощности шахты влияние таких факторов, как нагрузка на очистной забой, количество одновременно отрабатываемых пластов, производительность транспорта и подъема?
4. Поясните сущность аналитического метода расчета мощности шахты.

Рекомендуемая литература

1. Проектирование шахт / А. С. Малкин и [др.] - М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 375 с.

5. ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ И НАЗНАЧЕНИЕ

Цель работы. Закрепление и углубление знаний студентов по горным выработкам, привитие навыков работы с геолого-маркшейдерской документацией.

Теоретические основы выполнения работы. Сооружение в недрах земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ и представляющее собой полость в массиве, называется горной выработкой. Горные выработки, проведенные в недрах земли, независимо от того, имеют они выход на поверхность или нет, называются подземными, а проведенные на поверхности земли – открытыми.

В зависимости от народнохозяйственного значения различают выработки разведочные, используемые для поиска и разведки месторождений полезных ископаемых, и эксплуатационные, используемые для эксплуатации месторождений.

Разработка месторождений полезного ископаемого складывается из трех этапов: вскрытие, подготовка и очистная выемка. В связи с этим эксплуатационные горные выработки подразделяются на вскрывающие (капитальные), подготовительные и очистные.

К **вскрывающим** относятся выработки, по которым осуществляется доступ к месторождению или его части (стволы, штольни, главные квершлаги).

Подготовительные выработки проводят от вскрывающих. Они служат для подготовки отдельных частей шахтного поля к очистной выемке.

Очистными называют выработки, служащие для непосредственной выемки полезного ископаемого.

По положению в земной коре подземные выработки могут быть вертикальными, наклонными и горизонтальными. Расположение горных выработок в пространстве, их названия и назначение рассмотрим на рис. 5.1 – 5.5.

Вертикальные горные выработки. К ним относят ствол, шурф, гезенк, слепой ствол, скважину (см. рис. 5.1).

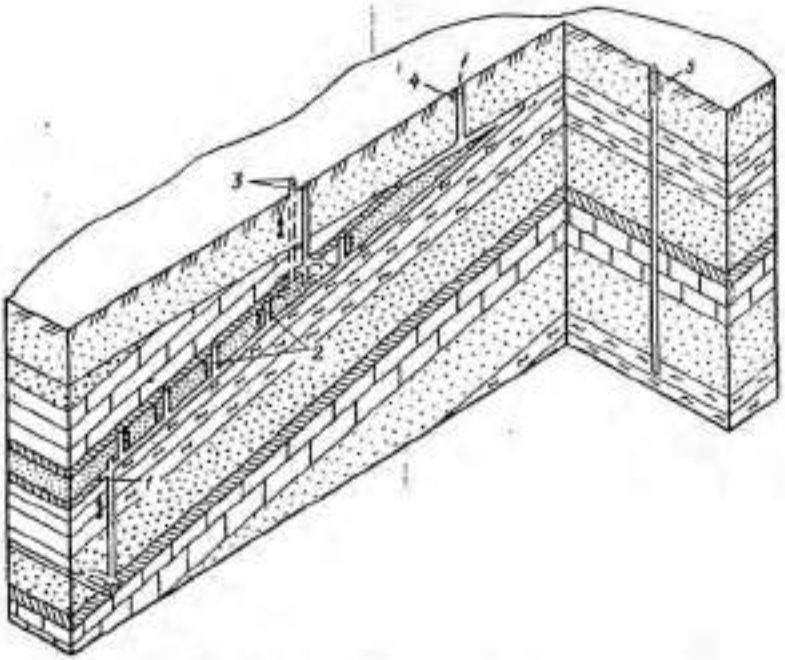


Рис. 5.1. Вертикальные горные выработки:
1 – слепой ствол; *2* – гезенки; *3* – стволы; *4* – шурф;
5 - скважина

Ствол – выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ. Если ствол сооружается для разведки месторождения, то его называют разведочным, если для строительства и эксплуатации шахты – шахтным. В зависимости от назначения стволы бывают главными, вспомогательными и вентиляционными. Главный ствол служит для подъема полезного ископаемого на поверхность и других целей, вспомогательный – для спуска и подъема людей, материалов, оборудования, выдачи породы, подвода электроэнергии, сжатого воздуха и воды, вентиляционный – для подачи в шахту свежего или отвода из шахты загрязненного воздуха. При подаче по вентиляционному стволу свежего воздуха его называют воздухоподающим. Ствол обычно оборудуют механизированным подъемом.

Шурф – выработка небольшой площади поперечного сечения и небольшой глубины, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для вентиляции и других вспомогательных целей. Шурфы используют так же, как запасные выходы из шахты. Отличительной особенностью шахтного шурфа является отсутствие подъема полезного ископаемого и породы.

Гезенк – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для спуска угля из вышележащих выработок в нижележащие под действием собственного веса, передвижения людей, вентиляции, подвода электроэнергии и др.

Слепой ствол – выработка, не имеющая выхода на земную поверхность и предназначенная для подъема угля, вентиляции, спуска-подъема людей, оборудования, подвода электроэнергии, воды и др. Слепые стволы служат для вскрытия отдельных частей месторождения из подземных горных выработок.

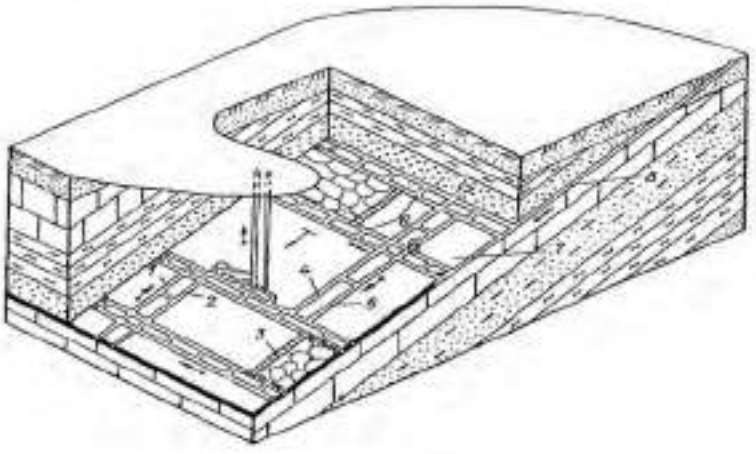
Скважина – вертикальная выработка, пройденная путем выбуривания горных пород, обычно диаметром до 2 м. Скважины бывают вентиляционными, лесоспускными, доставочными и др. Такие скважины бурят как с поверхности, так и из горных выработок. Следует иметь в виду, что скважины могут иметь любой угол наклона к горизонту.

Наклонные выработки включают наклонный ствол, бремсберг, уклон, ходок, скат, восстающий, печь (рис. 5.2).

Наклонный ствол – выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого на поверхность, вентиляции шахты, водоотлива, подвода электро- и пневмоэнергии, доставки оборудования, передвижения людей. Наклонные стволы проводят как по полезному ископаемому, так и по пустым породам.

Бремсберг – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, пройденная по восстанию или падению пласта и служащая для транспортировки полезного ископаемого сверху вниз, вентиляции, подвода электроэнергии, воды, передвижения людей и доставки оборудования. Бремсберги проводят по пласту и реже по породе.

а



б

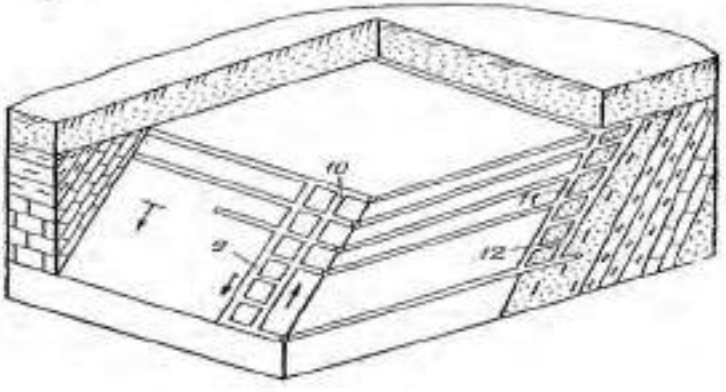


Рис. 5.2. Наклонные горные выработки на пологих (*а*) и крутых (*б*) пластах:

1 – уклон; *2* – ходок при уклоне; *3* – очистной забой (не относится к наклонным выработкам); *4* – ходок при бремсберге; *5* - бремсберг; *6* – сбоечные печи (сбойки); *7* – угольный пласт; *8* – наклонный ствол; *9* – углеспускная печь; *10* – воздухоподающая печь; *11* – пластовый скат; *12* – полевой скат

Уклон – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, пройденная по восстанию или падению пласта и служащая для транспортировки полезного ископаемого снизу вверх, вентиляции, подвода электроэнергии, воды, передвижения людей и доставки оборудования. Уклон проводят по пласту и реже по породе.

Ходок – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, пройденная, как правило, параллельно бремсбергу (уклону) на расстоянии от него 20-40 м и служащая для передвижения людей, доставки материалов и оборудования, вентиляции и других целей.

Скат – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, расположенная по падению пласта и служащая для спуска полезного ископаемого сверху вниз под действием собственного веса. Скат сооружают в том случае, если угол его наклона достаточен для движения угля или породы вниз самотеком ($30\text{-}35^0$ и более). Скат может быть пластовым и полевым.

Восстающий – выработка, пройденная по рудному телу или вмещающим породам и предназначенная для подготовки отдельных участков (блоков) полезного ископаемого, проветривания, спуска закладочного материала, передвижения людей и других целей. Восстающий в ряде случаев проводят вертикально.

Рудоспуск – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и предназначенная для спуска руды под действием собственного веса. Рудоспуск служит для тех же целей, что и скат. Часто он проводится вертикально.

Печь – выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по пласту без присечки породы и предназначенная для монтажа очистного оборудования, проветривания, передвижения людей и грузов, подвода электро - и пневмоэнергии. Печь, предназначенная только для монтажа очистного оборудования, называется **разрезной**.

К горизонтальным выработкам относят штольню, квершлаг, штрек, орт, просек (рис. 5.3).

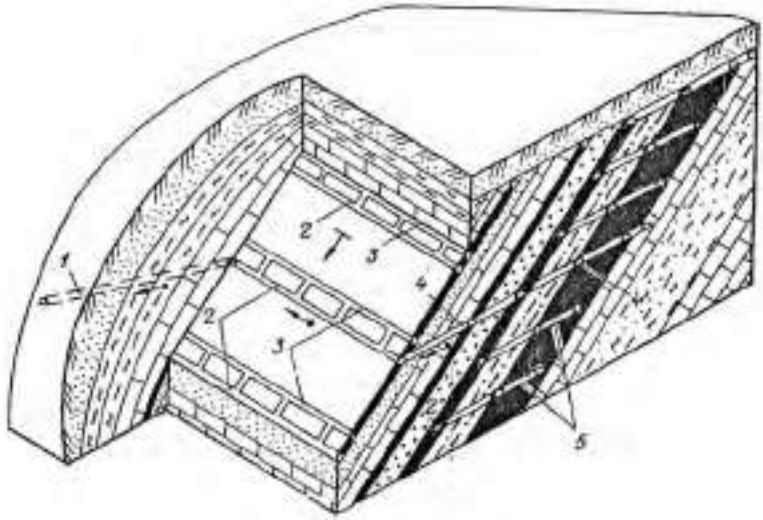


Рис. 5.3. Горизонтальные горные выработки:
1 – штольня; *2* – штреки; *3* – просеки; *4* – квершлаг; *5* - орты

Штольней называется горная выработка, проведенная к месторождению с поверхности горизонтально или с незначительным наклоном, имеющая непосредственный выход и предназначенная для обслуживания подземных горных работ. Штольни проводят как в крест, так и по простиранию пород при гористом рельефе местности.

В зависимости от назначения различают штольни разведочные и эксплуатационные (для разработки месторождения), а также откаточные, вентиляционные и водоотливные.

Квершлаг – горизонтальная (реже наклонная) горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проведенная по вмещающим породам вкрест простирания месторождения и используемая для транспорта, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, для прокладки электрических кабелей и линий связи.

Штрек – горизонтальная (с углом наклона не более 0 - 3°) подземная горная выработка, проведенная по простиранию залегающего месторождения или в любом направлении при горизон-

тальном его залегании. Штрек может быть пройден по полезному ископаемому (с подрывкой или без подрывки боковых пород) или по породам (полевой). Штрек выполняет в основном те же функции, что и квершлаг.

Орт – горизонтальная (с углом наклона не более 0-3°) выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и проведения в крест простирания месторождения (при крутом и наклонном падении). Орт обычно служит для соединения выработок, пройденных у висячего и лежачего боков мощного пласта (залежи).

Просеком называется подземная горная выработка, проводимая обычно в толще полезного ископаемого по простиранию пласта или залежи и предназначенная для проветривания, передвижения людей и транспортирования грузов. Просек обычно проводится параллельно штреку и соединяется с ним с помощью печей. Просек необходим для обеспечения нормальных условий проведения штрека, а также для соединения очистной выработки с примыкающими к ней выемочными выработками.

Камеры и очистные выработки

Камерами называются горные выработки, имеющие небольшую длину по сравнению с размерами поперечного сечения. Они предназначаются для размещения в них различных машин, оборудования, хранения материалов и других целей. Камеры в основном располагаются около шахтных стволов.

Совокупность камер и выработок, примыкающих к шахтным стволам и предназначенных для обслуживания подземного хозяйства, называют **околоствольным двором**. В околоствольном дворе располагаются следующие камеры: электроподстанция, насосная, электровозное депо, камера ожидания и др.

Выработки, образующиеся в результате выемки пласта или залежи, где осуществляется добыча полезного ископаемого, называются **очистными**. Обязательный признак очистной выработки – очистной забой, который может быть длинным и коротким.

К первому относится лава – протяженная (до 250 и более м) очистная выработка линейной или уступной формы, одна стенка которой образована угольным массивом, другая – крепью, установленной на границе с выработанным пространством или закладочным массивом, а кровлей и почвой служат вмещающие породы или

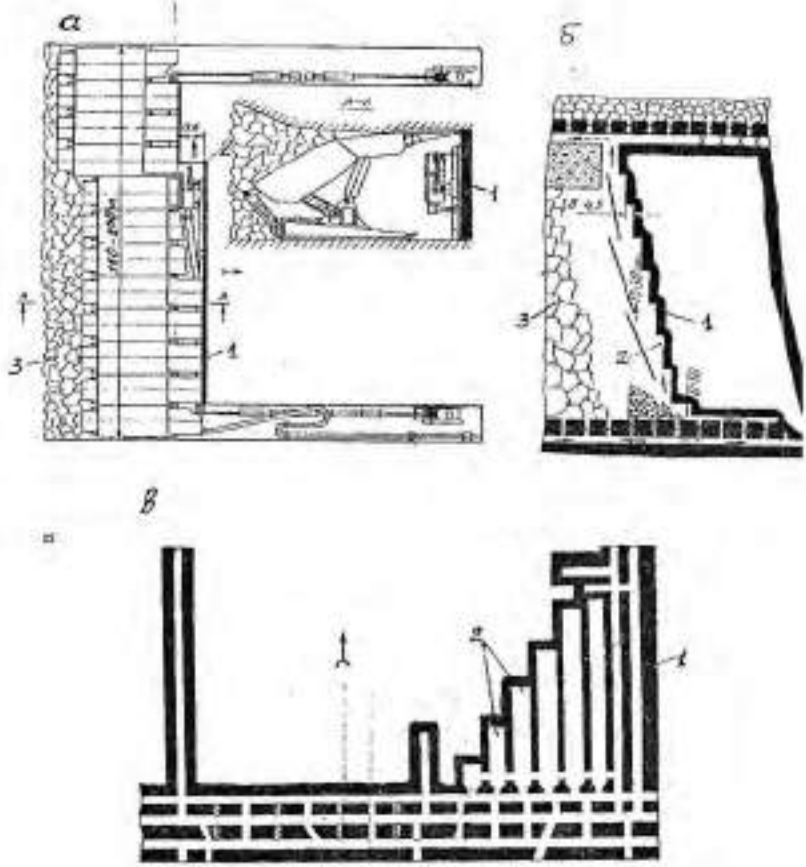


Рис. 5.4. Протяженный линейный (*а*), протяженный уступный (*б*) и короткие камерные (*в*) забои:
1 – угольный пласт; *2* – забои; *3* – выработанное пространство

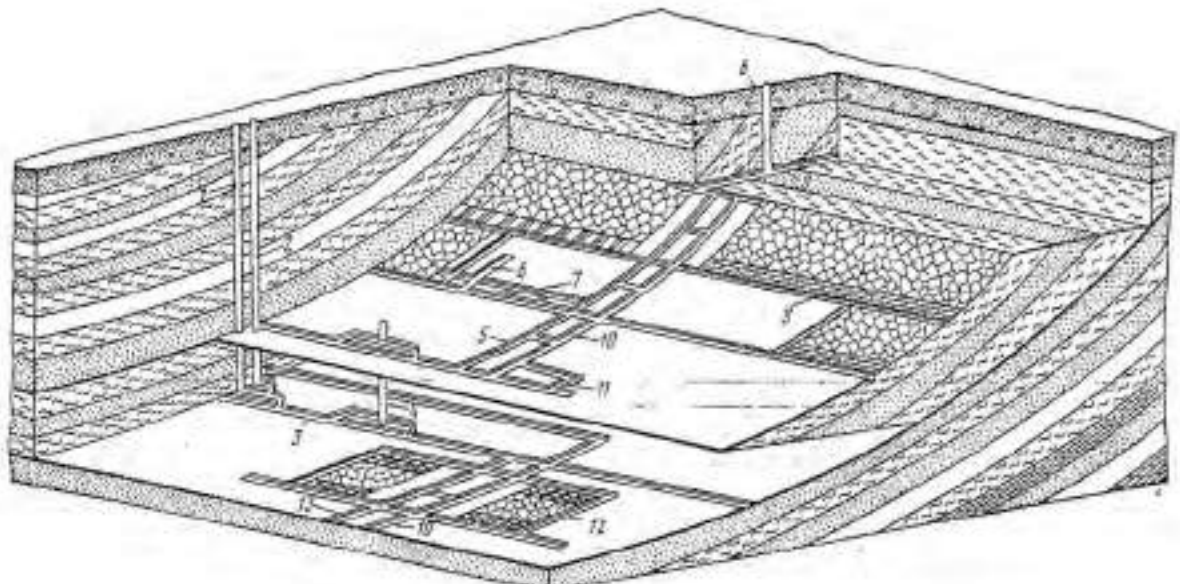


Рис. 5.5. Расположение горных выработок:

1, 2 - вертикальные стволы, соответственно главный и вспомогательный; *3* – штрек; *4* – гезенк; *5* – бремсберг; *6* – очистная камера; *7* – просек, *8* – шурф; *9* – квершлаг; *10* – ходок; *11* – печь; *12* – лава; *13* - уклон

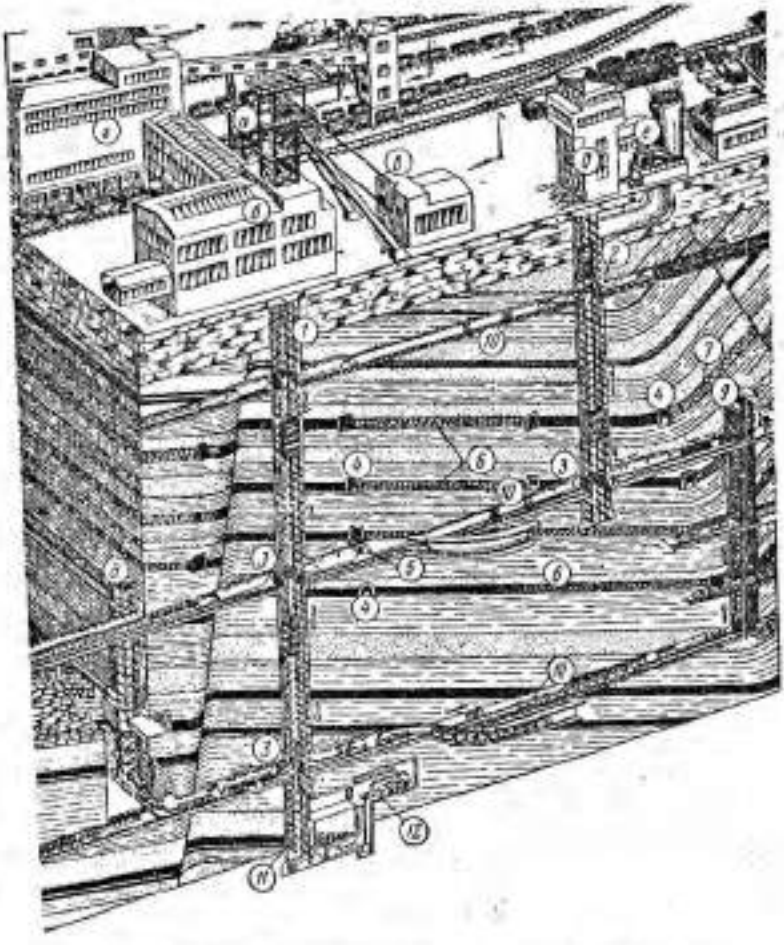


Рис. 5.6. Взаимное расположение подземных выработок и поверхностных сооружений:

а – шахтный копер главного ствола; *б* – надшахтное здание; *в* – здание подземной машины; *г* – обогатительная фабрика; *д* – башенный копер вспомогательного ствола; *е* – вентилятор главного проветривания; *1* – главный подъемный вертикальный ствол; *2* – вертикальный вспомогательный ствол; *3* – сопряжение вертикального ствола с выработками околоствольного двора; *4*– пластовый штрек; *5* – полевой штрек; *6, 7* - выработанное пространство; *8* – гезенк; *9* – слепой ствол; *10* – квершлаг; *11* – зумпф; *12* – насосная камера

пачки угля (рис. 5.4, *а*). Длина протяженных выработок во много раз больше их размеров по ширине и высоте. К коротким очистным забоям относят **очистную камеру** – выработку с забоем небольшой (до 16 м) протяженности, ограниченную по бокам массивом полезного ископаемого или целиками угля (рис. 5.4, *в*).

Пример общей схемы расположения горных выработок в шахтном поле приведен на рис. 5.5. и 5.6.

Содержание и порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы (классификация, терминология и функциональная характеристика горных выработок) студенты изучают выработки по предложенным планам горных работ. Затем по заданию преподавателя описывают выработки на определенном участке шахтного поля, графически показывает залегание угольных пластов на вертикальном разрезе (вкрест простирания пласта) с указанием мощности и угла падения пластов и горных выработок, пройденных при этом.

Вопросы для самоконтроля

1. Перечислите вертикальные горные выработки.
2. Дайте определение вертикальному стволу.
3. Перечислите горизонтальные горные выработки.
4. В чем отличие квершлага от штрека?
5. Какие горные выработки относятся к наклонным?
6. Чем отличается бремсберг от уклона?
7. Назовите принципиальное отличие лавы от очистной камеры.

Рекомендуемая литература

1. Основы горного дела: учебник для вузов / П. В.Егоров [и др.].- М.: Изл-во Моск. гос. горного ун-та, 2000.- 408 с.

6. ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Цель работы. Изучение форм поперечного сечения горных выработок и методики определения их размеров в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Теоретические основы выполнения работы. При подземной разработке полезных ископаемых применяются следующие формы поперечного сечения горных выработок: прямоугольная (рис. 6.1), трапециевидная (рис. 6.1, *б*), арочная (рис. 6.1, *в, г*), сводчатая (рис. 6.1. *д, е*), подковообразная с обратным сводом (рис. 6.1, *ж*), а также полигональная и др.

Наибольшее распространение получили трапециевидная и арочная формы поперечного сечения горных выработок. Первая обеспечивает лучшее использование площади поперечного сечения, вторая – большую устойчивость при возведении в слабых породах.

Выбор формы поперечного сечения горных выработок зависит от величины и направления горного давления, назначения и размеров выработки, типа и конструкции применяемой крепи.

Крепь – это строительная конструкция, возводимая в подземных горных выработках для сохранения их заданных размеров и формы, защиты от обрушений и чрезмерных смещений окружающих пород.

Тип, размеры и материал крепи должны соответствовать горно-геологическим условиям и сроку службы выработки.

Деревянную крепь рационально применять в выработках трапециевидной формы поперечного сечения при умеренном горном давлении со сроком службы до 2-3 лет.

Наиболее широко для крепления горных выработок применяют металлическую крепь. Преимущественно выработки крепят арочной податливой трехзвенной (АП-3) или пятизвенной (АП-5) крепями из спецпрофиля СВП.

Монолитную бетонную (железобетонную) крепь применяют при проведении капитальных горных выработок с большим сроком службы – выработки околоствольных дворов, капитальные квершлаги, штреки, бремсберги и уклоны, проводимые по слабым породам.

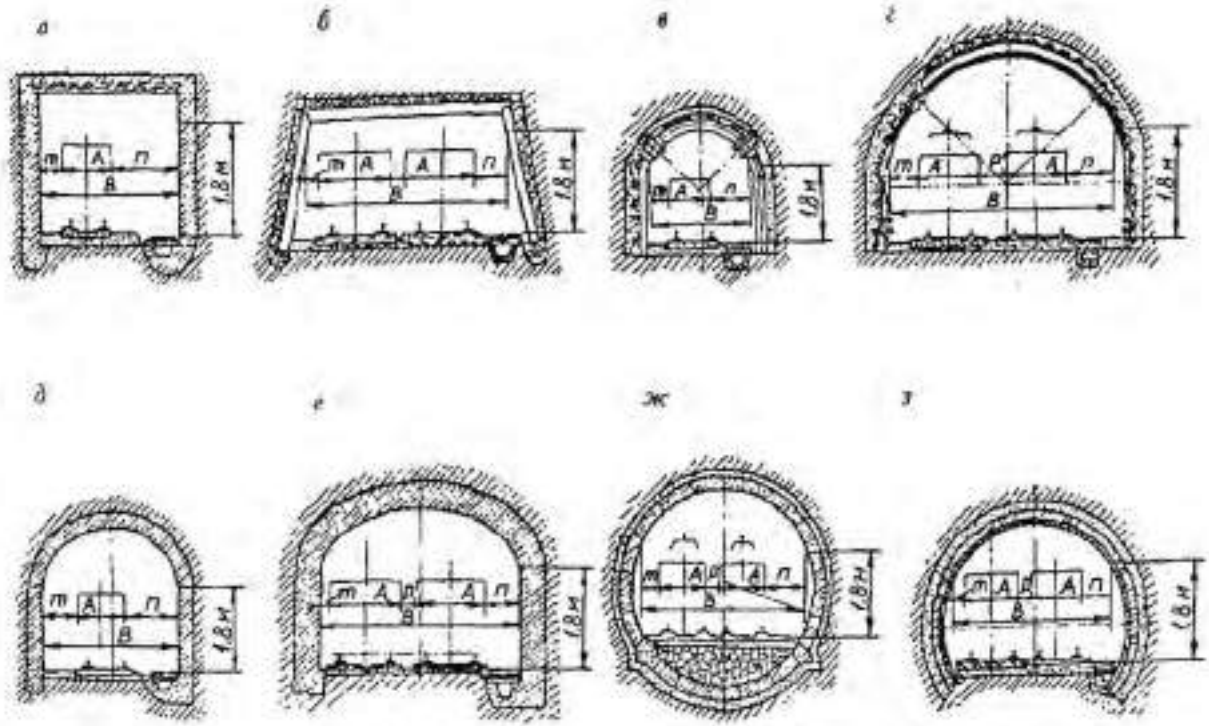


Рис. 6.1. Формы поперечного сечения горных выработок

Анкерная крепь представляет собой стержни (анкеры), закрепляемые различными способами в шпурах, пробуренных в определенном порядке в породах кровли и боков выработки. Она обеспечивает возможность использования несущей способности породного массива, снижения материалоемкости применяемых в сочетании с ней крепей и может использоваться:

в качестве самостоятельной в квершлагах, полевых штреках, бремсбергах, уклонах и ходках, в выемочных штреках, вентиляционных сбойках и др.

в комбинации с набрызгбетоном в подготовительных выработках, проводимых в трещиноватых породах;

в качестве временной в камерах и нишах, на сопряжениях горных выработок, с последующим креплением их подпорной крепью;

как средство борьбы с пучением пород почвы – в необводненных породах капитальных и подготовительных выработках. Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова f должен быть не ниже 4.

Набрызгбетон применяется для крепления горных выработок, проведенных в крепких устойчивых породах с $f \geq 9$, в сочетании с анкерной крепью – может применяться для пород с $f = 6 - 9$.

Крепь из железобетонных тюбингов применяют в капитальных горных выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ.

Площадь поперечного сечения подготовительных выработок рассчитывается исходя из условий нормальной работы средств транспорта (электровозы, вагонетки, конвейеры и др.), числа рельсовых путей, наличия зазоров, предусмотренных ПБ, и подачи к очистному забою с допустимыми скоростями необходимого количества воздуха.

В выработке различают площадь сечения *в свету* (площадь по внутреннему контуру крепи и почве выработки), *вчерне* (площадь по наружному контуру крепи, включая затяжку, и почве выработки), в проходке (площадь по контуру пород, которую принимают на 3 – 5 % больше площади вчерне), а также размеры выработок до осадки и после осадки крепи.

Тип крепи подготовительных выработок выбирается с учетом запаса сечения на осадку:

- при вертикальных смещениях пород до 300 мм применяется арочная податливая трехзвенная крепь АП3;

- при вертикальных смещениях пород от 300 до 1000 мм применяется арочная податливая пятизвенная крепь АП5 ;

- при вертикальных смещениях пород до 1000 мм и горизонтальных до 500 мм рекомендуется податливая крепь типа МПК.

В целях унификации рекомендуются семь типовых сечений выработок с арочной трехзвенной крепью АП3, три сечения с арочной пятизвенной крепью АП5 и два сечения с металлической крепью из прямолинейных элементов МПК (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Типовые площади сечения подготовительных выработок

Тип крепи	Площадь сечения в свету, м²			Размер выработки до осадки, м	
	после осадки	до осадки	в проходке	высота *H*	ширина *B*
АП3	5,2	6,4	8,2	2,79	2,46
АП3	6	7,3	9,3	2,87	2,78
АП3	7,1	8,5	10,8	3,13	3,07
АП3	8,9	10,1	12,9	3,26	3,69
АП3	11,2	12,8	15,9	3,58	4,25
АП3	12,	14,5	17,8	3,69	4,7
АП3	16,4	17,2	20,8	4,11	5,11
АП5	7,1	10,3	12.1	3,52	3,55
АП5	8,9	12,5	15,1	3,64	4,16
АП5	11,2	15,2	18,3	3,95	4,72
МПК	7	7,5	10,5	2,55	2,96
МПК	8,4	9,2	10,9	2,55	3,43

Размеры поперечного сечения выработки в свету определяются графическим путем. При определении размеров поперечного сечения горных выработок необходимо, в первую очередь, иметь данные о размерах вагонеток, скипов (для наклонных выработок), электровозов (приложение 2) и самоходного оборудования, а также выполнять требования Правил безопасности (ПБ) по зазорам.

Все выработки, по которым производится транспортирование грузов, должны иметь зазоры между крепью или размещенным в выработках оборудованием и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава не менее 700 мм со стороны прохода лю-

дей, а с другой стороны – не менее 250 мм при рамных конструкциях крепи, и 200 мм-при сплошных видах крепи. Указанные зазоры должны быть выдержаны на высоте выработки не менее 1800 мм.

Зазор между встречными электровозами (вагонетками) в двухпутных выработках по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) должен быть не менее 200 мм.

Во всех выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода должна быть с одной стороны от конвейера не менее 700 мм, а с другой – не менее 400 мм. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 500 мм.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, а также в горизонтальных и наклонных выработках, оборудованных конвейерным и монорельсовым транспортом, зазор между конвейером и крепью должен быть не менее 400 мм, между конвейером и подвижным составом – не менее 400 мм, между подвижным составом и крепью – не менее 700 мм.

При применении самоходного оборудования зазоры между габаритом подвижного состава и крепью выработки со стороны свободного прохода для людей должны быть не менее 1,2 м, а с противоположной стороны – 0,5 м.

Высота подвески контактного провода должна быть не ниже 2 м от головок рельсов, а при механической доставке людей по выработке или при наличии отдельных выработок либо отделения для передвижения людей – на высоте не менее 1,8 м. В местах подвески расстояние контактного провода от верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

Установленные ПБ зазоры должны выдерживаться в течение всего срока службы выработки. В связи с этим выработки, подверженные влиянию очистных работ и закрепляемые податливыми крепями, должны иметь первоначальные размеры на 10 – 20 % больше, чем это требуется в соответствии с вышеприведенными условиями.

С учетом изложенного первоначально определяется необходимая ширина выработки (B, м) по формулам:

однопутной $B = m + A + n;$ (6.1)

двухпутной $$B = m + 2A + p + n; \quad (6.2)$$

конвейерной $$B = a + A + n, \quad (6.3)$$

где m - зазор между подвижным составом и крепью (с неходовой стороны a = 0,25 м);

a - зазор между конвейером и крепью, a = 0,4 м;

p - зазор между подвижными составами, p = 0,2 м;

n - ширина прохода для людей, n = 0,7 м;

A - габариты подвижного состава или конвейера, м (см. приложение 2).

По полученной ширине из табл. 6.1 принимается ближайшее типовое сечение и тип крепи. Примеры сечений горных выработок приведены в приложении 3. Далее площадь поперечного сечения выработки в свету проверяют на скорость движения вентиляционной струи:

$$V_{max} = \frac{Q}{S_{св}} \geq V_{min}, \quad (6.4)$$

где V_{max} - максимально допустимая скорость движения воздушной струи для главных шахтных стволов 12 м^3/с; для откаточных штреков, квершлагов, бремсбергов, уклонов – 8 м/с; для остальных выработок – 6 м/с;

Q – количество воздуха, проходящего по данной выработке, м^3/с;

$S_{св}$ - площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2;

V_{min} - минимальная скорость движения воздуха, V_{min} = 0,25 м/с.

Если неизвестна величина Q, то $S_{св}$ можно определять по формуле

$$S_{св} = 0{,}00154\frac{A_{ев}qK}{V_{в}}, \quad (6.5)$$

где $A_{оз}$ - нагрузка на очистной забой, т/сут;

q - относительная газообильность лавы, м^3/т;

K - коэффициент запаса, принимается K = 1,5;

$V_п$ - предельно допустимая скорость движения воздуха по выработке, м/с.

Принимается большее из двух сечений, определенных по габаритам средств транспорта и по фактору проветривания.

Плотность установки крепи в подготовительной выработке зависит от прочности вмещающих пород: при коэффициенте сти, по М. М. Протодьяконову, $f \leq 3$ плотность принимается равной 1,1 – - 1,5 рам/м; при f = 4 – 6 - 0,8 – 1,1 рам/м; при f > 6 - 0,8 – 1 рам/м.

При проведении подготовительной выработки по пласту угля забой располагают в сечении штрека так, чтобы пласт занимал как можно большую площадь сечения и была обеспечена наиболее простая перегрузка угля с конвейера лавы на штрек. В этой связи целесообразна подрывка почвы пласта.

Пример. *Определить поперечное сечение откаточного штрека, пройденного смешанным забоем по пласту мощностью 1,6 м с углом залегания 9° и коэффициентом крепости f = 1,4. Почва и кровля пласта представлены мелкозернистым алевролитом (f = 4–5, плотность γ = 2,2 т/м^3). Откатка грузов по выработке производится аккумуляторным электровозом АМ - 8Д в вагонетках УВГ - 3,3. Выработка двухпутная, ширина колеи 900 мм.Количество воздуха, преходящего по выработке Q = 50 м^3/с.*

Решение. Учитывая физико-механические свойства горных пород, окружающих откаточный штрек, и нахождение его в зоне влияния очистных работ, принимаем арочную податливую крепь.

Следовательно, форма поперечного сечения штрека будет сводчатая.

Для удобства погрузки угля с конвейера лавы в вагонетки на штреке принимаем подрывку почвы пласта. Пласт в сечении штрека располагаем так, чтобы высота подрывки кровли была минимальной, иначе это затруднит управление горным давлением на сопряжении лавы с откаточным штреком (рис. 6.2).

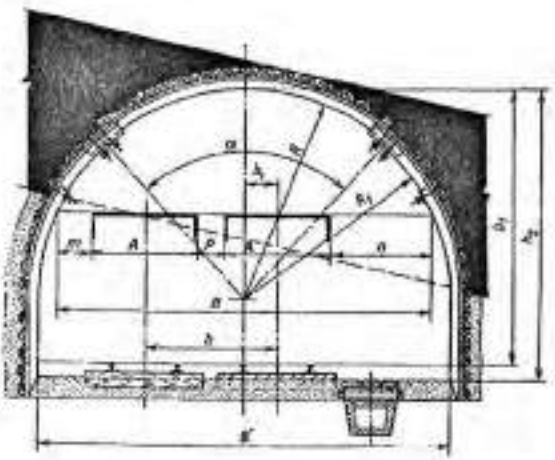


Рис. 6.2. Схема к определению поперечного сечения

Минимальная ширина штрека в свету на уровне подвижного состава определяется по формуле (6.2)

$$B = 0{,}25 + 2 \cdot 1{,}35 + 0{,}2 + 0{,}7 = 3{,}85 \text{ м}.$$

По полученному размеру B = 3,85 м принимаем типовое сечение согласно табл. 6.1. Применяем трехзвенную податливую крепь. Плотность установки крепи – одна рама на 1 м выработки. По типовым сечениям выбираем площадь сечения штрека, закрепленного арочной трехзвенной крепью.

Площадь сечения откаточного штрека: в проходке S_1 = 15,9 м^2, в свету до осадки S_2 = 12,8 м^2, после осадки S_3 = 11,2 м^2.

Минимальное сечение выработки по фактору проветривания определяется по формуле (6.4)

$$S_{св} = \frac{50}{8} = 6{,}25 \text{ м}^2.$$

Принимается большее из двух сечений – сечение, определенное по габаритам средств транспорта, т. е. $S_{св} = 11{,}2$ м^2.

Коэффициент присечки боковых пород при этом

$$K_п = \frac{15{,}9 - 6{,}4}{15{,}9} 100\ \% = 60\ \%.$$

Порядок выполнения работы

1. После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы в лабораторных условиях осуществляется изучение паспортов проведения и крепления горных выработок на шахтах.

2. По заданным горно-геологическим и горнотехническим условиям (табл. 6.2) обосновываются формы и размеры проводимой выработки.

Таблица 6.2

Исходные данные для выполнения работы

Показатель	Вариант				
	1	2	3	4	5
1	2	3	4	5	6
Тип выработки	бремсберг	уклон	откат. штрек	бремсберг	откат. штрек
Мощность пласта, м	1,5	1,2	2,0	1,4	1,8
Угол падения пласта, град	15	10	25	18	20
Коэффициент крепости пород: кровли	2,5	3,0	1,8	4,0	4,2
почвы	3,2	2,7	2,5	4,8	5,1
Нагрузка на лаву, т/сут	600	500	1400	1100	1300
Относительная газообильность, м^3/т	15	17	6	20	25
Показатель	Вариант				
	6	7	8	9	10
Тип выработки	уклон	конв. штрек	вент. штрек	откат. штрек	Уклон
Мощность пласта, м	1,7	1,6	1,4	1,9	2,0
Угол падения пласта, град	12	30	22	15	6
Коэффициент крепости пород: кровли	3,5	3,1	4,8	6,0	5,0
почвы	2,9	3,4	4,3	5,2	6,2
Нагрузка на лаву, т/сут	1200	700	800	1700	2000
Относительная газообильность, м^3/т	10	8	15	12	8

Продолжение табл. 6.2

1	2	3	4	5	6
Показатель	Вариант				
	11	12	13	14	15
Тип выработки	уклон	откат. штрек	вент. штрек	конв. штрек	Уклон
Мощность пласта, м	1,7	1,0	2,3	1,4	1,8
Угол падения пласта, град	5	25	11	22	10
Коэффициент крепости пород: кровли почвы	3,0 3,5	2,1 2,9	4,3 3,6	3,5 4,0	4,0 3,8
Нагрузка на лаву, т/сут	920	600	2200	7500	2000
Относительная газообильность, $м^3/т$	12	14	6	13	8
Показатель	Вариант				
	16	17	18	19	20
Тип выработки	откат. штрек	бремс-берг	откат. штрек	бремс-берг	бремс-берг
Мощность пласта, м	1,7	1,6	1,4	1,5	1,8
Угол падения пласта, град	18	12	15	12	8
Коэффициент крепости пород: кровли почвы	4,3 3,7	3,5 3,8	5,0 4,0	3,7 2,4	3,0 3,2
Нагрузка на лаву, т/сут	1300	900	1000	800	1400
Относительная газообильность, $м^3/т$	12	14	5	15	10

3. Обосновываются площадь поперечного сечения выработки, тип крепи и шаг ее установки.

4. Выбирается схема расположения забоя выработки по углю и устанавливается коэффициент присечки пород.

Контрольные вопросы

1. Какие основные факторы определяют форму и размеры поперечного сечения подготовительных выработок?

2. Что такое крепь?

3. Поясните основные принципы выбора типа крепи подготовительных выработок.

4. Какие функции может выполнять анкерная крепь?

Рекомендуемая литература

1. Шахтное и подземное строительство, проведение горизонтальных и наклонных выработок: учебное пособие / под общ. ред. М. В. Корнилкова. – Екатеринбург:. Изд-во УГГГА, 2002. - 188 с.

2. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий: учебное пособие / О. В. Михеев [и др.]; под общ. ред. Л. А. Пучкова.- М.: Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2001. - 487 с.

7. ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ СТВОЛОВ

Цель работы. Приобретение навыков по выбору места заложения главного и вспомогательного стволов при различных горно-геологических и горнотехнических условиях разработки шахтного поля.

Теоретические основы выполнения работы. Выбор места заложения стволов определяется многими горно-геологическими и горнотехническими факторами.

К основным горно-геологическим факторам следует отнести следующие: мощность и угол падения пластов; количество рабочих пластов в шахтном поле; размеры шахтного поля по простиранию и падению; расстояние между отрабатываемыми пластами; газообильность и водообильность углепородного массива; физико-механические свойства вмещающих пород; нарушенность месторождения и рельеф поверхности.

Горнотехнические факторы, определяющие выбор места заложения стволов, могут быть следующие: безопасность ведения горных работ; суточная мощность шахты и средняя нагрузка на очистной забой; количество подготовительных и очистных забоев; запасы шахтного поля и др.

На выбор места заложения стволов определенное влияние оказывают и социально-экономические факторы: учет требований охраны окружающей среды; отвод и очищение технических вод, удаление отходов производства; наличие подъездных путей, электроснабжения, водоснабжения и развитие инфраструктуры. Место заложения главного ствола определяется экономическими расчетами после учета вышеперечисленных факторов. При этом необходимо обеспечить минимальные первоначальные капитальные затраты и эксплуатационные расходы. Однако поиск оптимума комплекса горно-геологических, горнотехнических и социально-экономических аспектов, характерных для каждой конкретной ситуации, остается до сих пор не решенным.

При близкой к прямоугольной конфигурации шахтного поля и выдержанной мощности пластов оптимальное место заложения главного ствола по простиранию будет в середине шахтного поля.

Это определяется эксплуатационными затратами на транспортирование полезного ископаемого, оборудования и материалов.

Центральное расположение главного ствола обеспечивает концентрацию ведения горных работ, улучшение технико-экономических показателей добычи полезного ископаемого.

Выбор места заложения главного ствола вкрест простирания пластов рекомендуется производить по методике акад. Л. Д. Шевякова, согласно которой оптимальный пункт заложения главного ствола находится в пункте сосредоточения грузов на главном квершлаге, к которому по каждому направлению к стволу (справа и слева) свозится сумма грузов, меньшая полусуммы всех грузов, т. е. выполняется следующее условие:

$$\Sigma Z_{лев} < Z/2;$$
$$\Sigma Z_{пр} < Z/2, \qquad (7.1)$$

где Z - сумма всех грузов, транспортируемых к стволу, т.

Оптимальная точка своза грузов совпадает с точкой приложения такого груза, при котором сумма всех грузов делится пополам.

Если вскрытие шахтного поля производится не одним, а несколькими квершлагами, расположенными на разных горизонтах, то определение места заложения главного ствола, обеспечивающего минимальные транспортные расходы по всем квершлагам, производится следующим образом. Внизу чертежа схемы вскрытия, выполненной в масштабе, проводят горизонтальную линию АБ и проецируют на нее все пункты сосредоточения грузов на транспортных квершлагах. Проекции пунктов на прямую нумеруют слева направо. В точке проекций переносятся соответствующие грузы и находят оптимальный пункт, в котором выполняются неравенства (7.1). При равных размерах шахтного поля и этажа по простиранию и падению и одинаковой плотности угля всех пластов свиты данные, выражающие запасы угля, подлежащие транспортированию, можно заменить пропорциональными им мощностями пластов.

Пример1. *Выбрать место заложения главного ствола в крест простирания шахтного поля, оптимальное по фактору подземного транспорта, при следующих условиях: число разрабатываемых пластов – 4; мощности пластов:* $m_1 = 1,0$ *м,* $m_2 = 0,9$ *м,* $m_3 =$

= 0,7м, m_4 = 0,8 м; угол падения пластов – 60°; расстояние между пластами: a_1 = 60 м, a_2 = 45 м, a_3 = 50 м; размер шахтного поля по падению - H = 500 м; количество транспортных горизонтов –3.

Решение. В масштабе вычерчиваем схему вскрытия шахтного поля (рис. 7.1), проводим параллельно квершлагам линию АБ, на которую проецируем все точки пересечения транспортных квершлагов с пластами. В полученных точках сосредоточены соответствующие грузы. Так как размеры шахтного поля, этажей и плотность угля одинаковы для всех пластов, то заменяем грузы (промышленные запасы угля в этаже по каждому пласту) пропорциональными им величинами – мощностями пластов. Затем на транспортном пути 1…12 отыскиваем графическим способом оптимальное место заложения главного ствола. Из рисунка видно, что полусумма грузов располагается между пунктами 5 и 6. Следовательно, место заложения ствола может находиться в любой точке этого участка.

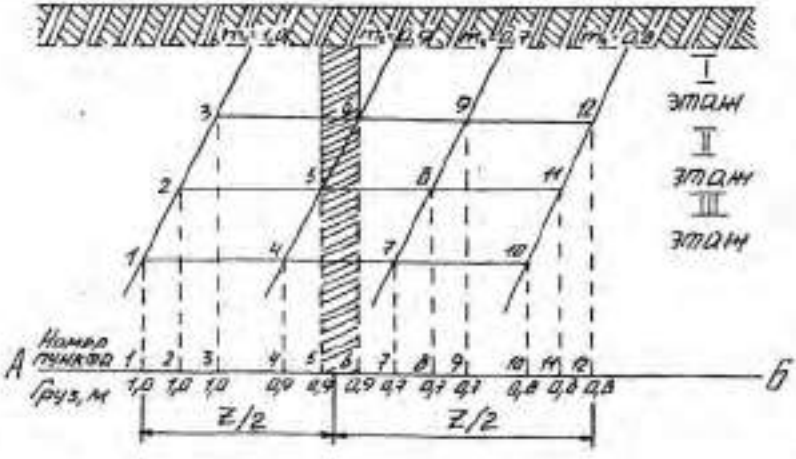


Рис. 7.1. К определению места заложения главного ствола

Пример 2. *Выбрать место заложения ствола шахты в направлении простирания пласта, обеспечивающее минимальную работу подземного транспорта угля при следующих условиях: разра-*

батывается пласт угля с переменным углом падения и невыдержанной мощностью; способ подготовки шахтного поля – этажный; этажи делятся на выемочные поля разной длины из-за невыдержанных элементов залегания пластов.

Решение. Грузы (запасы выемочных полей), подлежащие транспортировке по этажным штрекам, показываются на плане шахтного поля (рис. 7.2). Пункты сосредоточения грузов (точки пересечения участковых бремсбергов с этажными штреками) для удобства нумеруются.

На горизонтальную линию АБ проецируем все точки пересечения этажных штреков с участковыми бремсбергами. В этих точках сосредотачиваются величины соответствующих грузов. Затем на транспортном пути 1...12 отыскиваем графическим способом оптимальный пункт своза грузов. В данном случае он находится между пунктами 11 и 3.

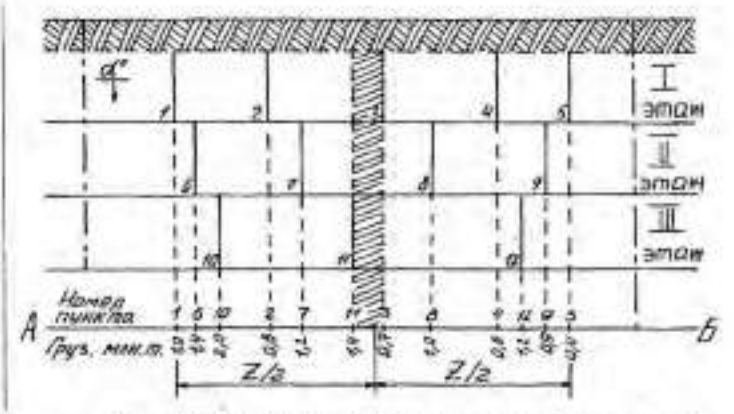


Рис. 7.2. К определению места заложения ствола в направлении простирания пласта

Порядок выполнения работы. После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы студенты в лабораторных условиях изучают место заложения главного ствола с использованием планов горных работ, макетов и планшетов.

На основании исходных данных (табл. 7.1) студенты вычерчи-

Таблица 7.1

Исходные данные для выполнения работы

Номер варианта	Размеры шахтного поля, м		Мощность угольных пластов, м				Расстояние между пластами, м			Угол падения пластов, α, град
	S	H	m_1	m_2	m_3	m_4	a_1	a_2	a_3	
1	5000	2380	2,5	4,5	3,8	-	15	32	-	27
2	5500	1800	1,8	2,4	2,8	-	40	60	-	35
3	4720	2100	3,9	2,1	-	-	70	-	-	30
4	4800	1900	4,5	2,5	1,8	3,2	20	15	60	38
5	5800	2300	2,0	3,1	1,5	5,0	40	35	80	30
6	4650	1600	1,2	1,8	2,1	1,5	25	15	40	45
7	3800	1200	4,2	2,9	3,5	-	60	40	-	60
8	5100	1700	1,3	2,0	1,8	1,5	30	50	20	32
9	4250	1400	2,7	1,8	3,6	-	80	30	-	28
10	6000	7000	2,0	3,1	1,6	2,2	10	60	20	35
11	3950	1350	1,5	1,8	2,5	1,2	20	70	30	40
12	7200	3000	3,1	3,3	1,7	2,0	45	20	60	22
13	4660	1380	1,6	2,4	4,1	-	70	30	-	34
14	3820	1160	2,8	1,7	1,5	-	25	40	-	55
15	6500	2800	1,4	3,6	4,2	5,0	18	35	50	36
16	4280	1120	3,1	1,5	2,6	2,8	40	25	70	42
17	5400	1460	1,9	2,7	1,4	2,3	20	38	55	50
18	7000	4000	2,0	1,5	2,2	3,3	40	20	15	28
19	5060	1700	1,4	1,7	2,0	-	30	40	-	25
20	6000	3100	1,5	3,0	2,5	2,0	25	18	30	27
21	3720	1330	1,3	1,8	1,9	2,5	12	30	38	37
22	4740	158	2,2	1,4	2,7	-	2	42	-	30

вают схему выбора места заложения ствола вкрест простирания и на плане шахтного поля. При этом производятся необходимые расчеты.

Контрольные вопросы

1. Назовите основные горно-геологические факторы, влияющие на выбор места заложения главного ствола.
2. Каковы достоинства и недостатки центрального расположения главного ствола в шахтном поле?
3. В чем заключается сущность методики акад. Л. Д. Шевякова по выбору места заложения главного ствола?
4. При каких условиях величины транспортируемых грузов можно заменить мощностями разрабатываемых пластов?

Рекомендуемая литература

1. Примеры и задачи по технологии горного производства / Ю. К. Нурмухамедов. - М.: Недра, 1973.- 296 с.
2. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых.- 2-е изд., перераб. и доп. / А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, А. Б. Ковальчук.- М.: Недра. – 536 с.

8. СПОСОБЫ ДЕЛЕНИЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ НА ЧАСТИ И ПОРЯДОК ЕГО ОТРАБОТКИ

Цель работы. Изучение способов деления шахтного поля на части, порядка и направления отработки шахтного поля в пространстве и времени в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий.

Теоретические основы выполнения работы. Шахтное поле угольной шахты не может разрабатываться одновременно по всей площади из-за его больших размеров. Для обеспечения системной и безопасной отработки шахтного поля его делят на части, удобные для разработки, – выемочные ступени (выемочные горизонты), крылья, блоки, этажи, панели, выемочные столбы и полосы. Параметры этих частей шахтного поля должны соответствовать условиям эффективного использования существующей и прогнозируемой горной техники и технологии.

Разделение шахтного поля на части зависит от ряда горно-геологических и горнотехнических факторов, основными из которых являются угол падения пластов, газообильность месторождения, технология и механизация очистных работ.

Горизонт (ступень) – часть шахтного поля, одной из границ которого по падению является главный транспортный штрек, а другой – верхняя или нижняя граница шахтного поля. Боковыми границами горизонта служат границы шахтного поля по простиранию.

Транспортным горизонтом называют совокупность вскрывающих, подготовительных выработок и выработок околоствольного двора, расположенных на одном уровне и служащих для транспортирования угля к стволу.

Часть шахтного поля, ограниченная по падению и восстанию смежными транспортными горизонтами или транспортным горизонтом и границей шахтного поля, а по простиранию границами шахтного поля, называют **выемочной ступенью** (выемочным горизонтом).

Наклонная высота выемочной ступени изменяется в широких пределах: от 100 - 150 м при крутом падении пластов до 1500 – 2000 м и более - при пологом.

При одногоризонтном вскрытии пологих пластов (с одним

транспортным горизонтом) шахтное поле обычно делят по падению на две части – бремсберговую ($H_{бр}$) и уклонную ($H_у$) независимо от способа подготовки (рис. 8.1).

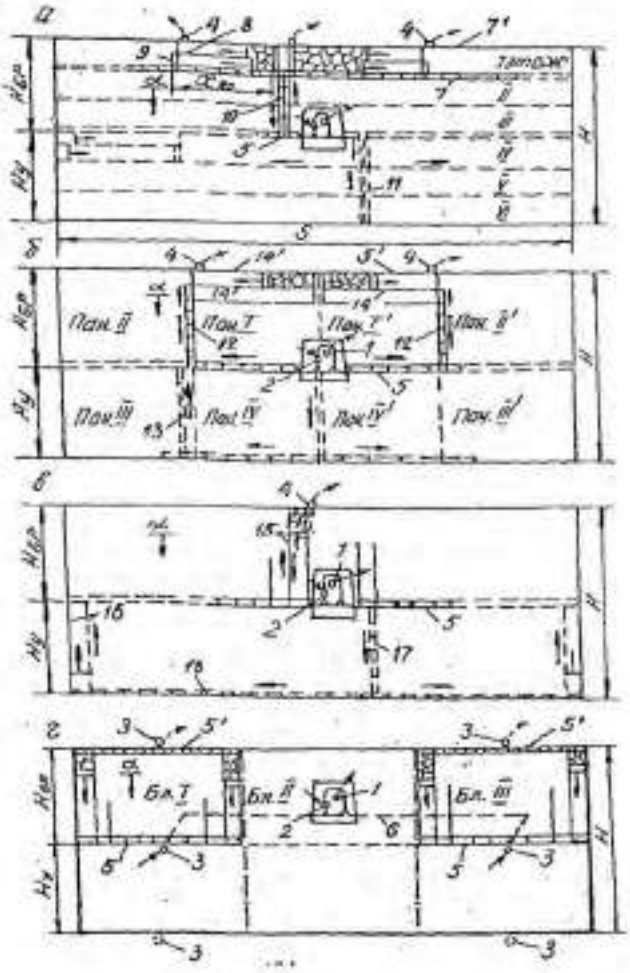


Рис. 8.1. Деление шахтного поля:
на этажи *(а)*; на панели *(б)*; на выемочные ступени, отрабатываемые длинными столбами по падению и восстанию *(в)*; на блоки *(г)*

По простиранию шахтное поле делится на **крылья.** Под крылом понимается часть шахтного поля, расположенная по одну сторону от главной вскрывающей выработки. Как правило, шахты отрабатывают двухкрылые шахтные поля. Крылья обычно обозначают частями света (западное, восточное и др.).

Блок – часть шахтного поля, характеризующаяся независимым проветриванием. Для этого проводятся блоковые воздухоподающие и воздухоотводящие стволы *3* (см. рис. 8.1, 8.2). Уголь из всех блоков по магистральному полевому штреку *6* доставляется к главному стволу *1*, располагаемому в центральном блоке. Размер блоков по простиранию обычно колеблется в пределах 3,0 – 4,5 км.

Границами блока по простиранию являются границы соседних блоков, а также одной из границ крайних блоков служат границы шахтного поля. Границами блоков по падению и восстанию являются границы шахтного поля.

К разделению шахтного поля на блоки прибегают при большой производственной мощности шахты, больших размерах шахтного поля, высокой газообильности месторождения.

При крутом, крутонаклонном, наклонном и, реже, пологом падении шахтное поле разделяется на этажи. **Этажом** называется часть шахтного поля, ограниченная по падению этажным откаточным штреком *7*, по восстанию этажным вентиляционным штреком *7'*, по простиранию – границами шахтного поля (см. рис. 8.1, *а*). При пологом падении в пределах выемочной ступени обычно располагается несколько этажей, соединяемых с транспортным горизонтом капитальными бремсбергами *10* и капитальными уклонами *11*.

При наклонном и пологом падении этаж, как правило, разделяется промежуточными штреками *8* на 2 - 3 подэтажа. Часть этажа по простиранию, заключенная между участковыми бремсбергами *9*, скатами и уклонами, а также между промежуточными квершлагами, называется **выемочным полем** ($x_{вп}$ на рис. 8.1, *а*). Длина выемочного поля по простиранию на пологих пластах принимается в пределах 1000 - 2000 м, на крутых – 300 - 600 м.

При углах падения до 18 – 25 ° выемочная ступень по простиранию может быть разделена на панели (см. рис. 8.1, *б*). **Панелью** называется часть шахтного поля, ограниченная по восстанию и па-

дению главными штреками (откаточным *5* и вентиляционным *5'*) либо с одной стороны границей шахтного поля, а по простиранию - границами соседних панелей или границей соседней панели с одной стороны и границей шахтного поля - с другой. Панели могут быть бремсберговыми и уклонными (см. рис. 8.1, *б*). Как и выемочные поля, они могут быть односторонними и двусторонними. Размеры панелей по простиранию находятся в пределах 1200 - 3500 м, а по падению – 1000 - 1200 м. По падению панели делятся на ярусы.

Ярус – одновременно отрабатываемая часть панели, ограниченная по падению конвейерным *14*, по восстанию вентиляционным *14* ярусными штреками. В ярусе обычно располагается один забой очистной. Возможно деление яруса на подъярусы.

При углах падения пластов до 10° пласт в пределах горизонта делят по простиранию месторождения на выемочные столбы, вытянутые по восстанию или падению от верхней границы горизонта до нижней. Такой способ подготовки называют **погоризонтным** (см. рис. 8.1, *в*). Выемочные ступени делятся конвейерными и вентиляционными бремсбергами *15* или уклонами *16* на столбы шириной 150 - 250 м, отрабатываемые по падению или восстанию.

Порядок отработки различных частей шахтного поля показан на рис. 8.2.

Порядок отработки шахтного поля – это определенная очередность выемки в пространстве и времени, увязанная со схемами вскрытия и подготовки шахтного поля и его участков.

Этажи (ярусы), как правило, отрабатывают в нисходящем порядке, а по простиранию можно отрабатывать в прямом или обратном порядке.

Порядок отработки свиты пластов устанавливается с учетом принятой производительности шахты и требований безопасности ведения работ.

При выборе порядка отработки частей шахтного поля следует учитывает достоинства и недостатки вариантов. При прямом порядке отработки сокращается срок строительства и обеспечивается быстрое начало эксплуатационных работ, не требуется больших разовых капиталовложений. Однако при этом увеличиваются утечки воздуха, возрастают пожарная опасность и затраты на противопожарную профилактику, значительно увеличиваются расходы на

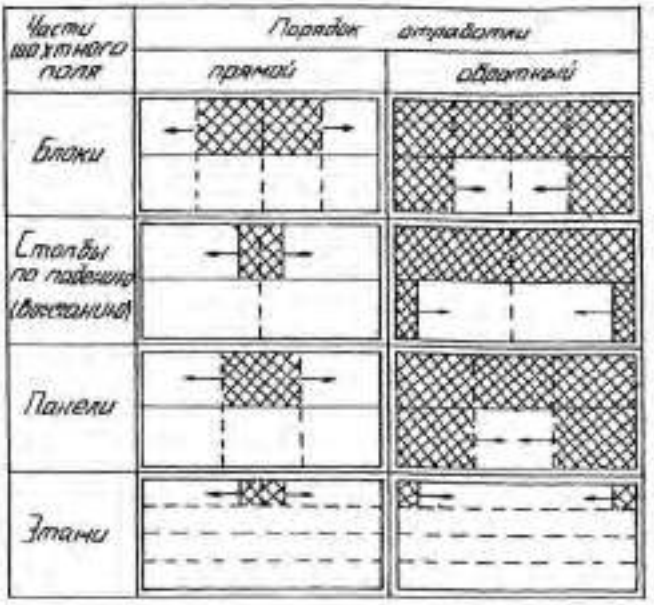


Рис. 8.2. Порядок отработки шахтного поля

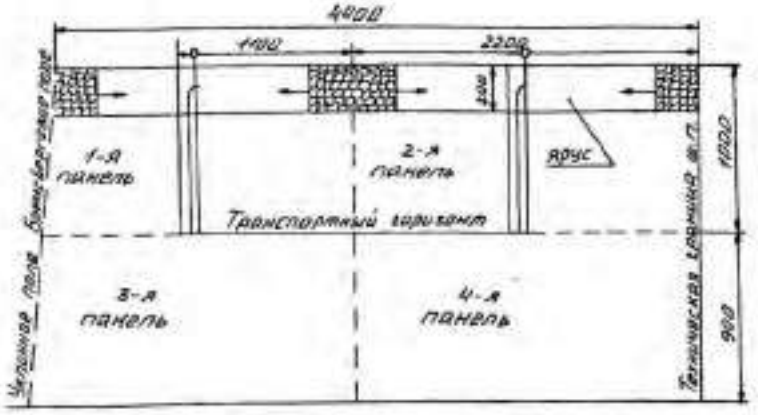


Рис. 8.3. Графическая интерпретация примера

поддержание транспортных и вентиляционных выработок, затрудняется борьба с пожарами.

Пример. *Разделить шахтное поле с размерами по простиранию 4,5 км и по падению 1,9 км на части. Обосновать возможные способы деления шахтного поля на части и вычертить их схемы для следующих условий: мощность пласта 2 м, угол падения 16°. Шахтное поле на западе ограничено дизъюнктивным нарушением амплитудой H=30 м, а на востоке – технической границей с шахтой «Центральная».*

Решение. С учетом заданных условий принимается панельный способ подготовки шахтного поля. По падению шахтное поле делится на бремсберговую ($h_б$ =1000 м) и уклонную ($h_у$ =900 м) части. Панели двусторонние с размерами по простиранию 2200 м. Панель делится на ярусы. Графическая интерпретация примера представлена на рис. 8.3.

Порядок выполнения работы

Первоначально необходимо ознакомиться с теоретическими основами выполнения работы. Затем по планам горных работ определить, на какие части разделено шахтное поле, установить их размеры и порядок отработки.

Далее по заданным условиям (табл. 8.1) осуществляется деление шахтного поля на части и обосновывается порядок их отработки. Принятые решения отображаются графически. При этом графическая часть выполняется в масштабе.

Таблица 8. 1

Исходные данные для выполнения работ

Номер варианта	Размер шахтного поля		Число пластов в шахтном поле	Мощность пластов, м	Угол падения, град	Категория шахты по метану
	по простиранию	по падению				
1	5500	2400	3	1,8; 2,4; 2,8	8	III
2	9000	3000	2	2,9; 3,5	15	Сверхкат.
3	4500	2100	2	2,7; 3,2	27	II
4	6000	2600	1	2,3	18	I
5	4000	1800	2	1,9; 2,6	12	III
6	8000	3000	1	3,1	10	Сверхкат.
7	7000	2700	2	1,8; 2,9	20	III
8	5000	1700	3	2,0; 2,2; 2,0	35	Сверхкат.
9	6350	1950	2	1,7; 3,0	22	II
10	4050	1550	3	3,1; 2,4; 1,8	30	I
11	5200	1800	2	2,5; 3,1	24	II
12	3450	1200	3	1,5; 2,0; 2,5	40	Сверхкат.
13	4250	1400	2	2,4; 3,0	50	II
14	6100	1950	1	3,6	6	I
15	3800	1100	3	1,5; 1,9; 2,6	45	II
16	4000	1420	2	3,2; 2,8	60	III
17	4650	1600	1	4,2	32	III
18	12000	2400	3	1,4; 2,1; 1,8	3	Сверхкат.
19	10000	1200	3	2,9; 3,8; 4,5	15	III
20	5400	2050	2	3,2; 4,3	26	II
21	6300	1980	3	1,9; 2,6; 1,7	18	III
22	7200	2400	2	4,0; 3,7	8	I
23	4630	1420	2	2,6; 3,2	45	II
24	10800	2500	3	3,0; 4,1; 2,5	32	Сверхкат.
25	5800	2100	2	2,2; 2,8	30	II

Контрольные вопросы

1. Что понимается под термином «шахтное поле»?
2. Перечислите основные горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на способы деления шахтного поля.
3. На какие основные части делится шахтное поле по падению и простиранию?
4. В чем заключается сущность этажного, панельного и погоризонтного способов подготовки шахтного поля?
5. Назовите области применения этажного, панельного и погоризонтного способов подготовки.
6. Порядок отработки шахтного поля при этажном, панельном и погоризонтном способах подготовки.

Рекомендуемая литература

1. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Подземная разработка пластовых месторождений: учебник для вузов / В. Н. Корнилков.- Екатеринбург: Изд-во Урал. гос. горного ун-та, 2005. – 494 с.
2. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых / А. С. Бурчаков [и др.] – М.: Недра, 1983. – 487 с.

9. ИЗУЧЕНИЕ ФАКТОРОВ И КЛАССИФИКАЦИОННЫХ ПРИЗНАКОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Цель работы. Закрепление и углубление знаний студентов, привитие навыков по определению классификационных признаков систем разработки угольных пластов по планам горных работ.

Теоретические основы выполнения работы

Под **системой разработки** пластовых месторождений понимается порядок проведения подготовительных и очистных работ в пределах выемочного поля, увязанный в пространстве и времени.

Условия залегания угольных месторождений весьма разнообразны, и поэтому выбор системы разработки зависит от многих геологических, технических и организационных факторов, определяющих эти условия. Основными факторами, влияющими на выбор системы разработки угольных пластов, являются: форма залегания пластов в недрах; их мощность и угол падения; строение пластов; свойства угля и вмещающих пород; газоносность и водоносность месторождения; склонность пластов к самовозгоранию; склонность пластов к горным ударам и внезапным выбросам; расстояние между смежными пластами угля; глубина разработки; способы и средства механизации производственных процессов в очистных и подготовительных выработках и др.

Рассмотрим основные из них.

Форма месторождений бывает правильная и неправильная (см. работу № 2). Пластовые месторождения характеризуются тем, что элементы их залегания сохраняются на значительных площадях. Однако довольно часто наблюдаются изменения мощности и угла падения пласта, нарушения его сплошности и др. Поэтому при выборе систем разработки следует предусматривать систему разработки, пригодную для диапазона колебаний элементов залегания пласта или, при необходимости, предусматривать возможность перехода от одной системы к другой.

Мощность пласта определяет способ выемки угля, интенсивность сдвижений вмещающих пород, способ управления горным давлением, а также способ проведения и поддержания подготовительных выработок.

Мощность пласта, как правило, выполняет роль классифицирующего признака систем разработки угольных пластов.

Угол падения пласта также является важным фактором при выборе систем разработки, а в некоторых классификациях - классификационным признаком. Он оказывает влияние на способ доставки угля вдоль очистного забоя, выбор средств механизации очистной выемки, форму и размер очистного забоя, способ управления горным давлением.

Свойства боковых пород оказывают существенное влияние на выбор способа охраны подготовительных выработок, способа управления горным давлением и крепления очистного забоя, средств механизации очистной выемки.

Основными характеристиками вмещающих угольный пласт пород являются их обрушаемость и устойчивость. При неустойчивых породах возникает необходимость использования механизированных крепей с максимальным коэффициентом перекрытия кровли, упрочнение пород кровли или оставление подкровельной пачки угля. На пластах с труднообрушающимися кровлями следует ориентироваться на очистные механизированные комплексы с высоким удельным сопротивлением, а также на проведение специальных мероприятий по разупрочнению пород кровли.

Устойчивость боковых пород предопределяет и расположение подготовительных выработок по пласту или пустым породам.

Газоносность пласта и вмещающих пород. При разработке угольных месторождений из пластов и вмещающих пород выделяются природные газы. При выборе системы разработки и их элементов наибольшее значение с точки зрения проветривания имеют метан (CH_4) и диоксид углерода (CO_2). Наибольшую опасность представляет метановоздушная смесь с содержанием метана 4,5 – 16 %, при котором она становится взрывчатой. На газовых шахтах предпочтительнее прямоточная и обособленная схема проветривания лав.

Водоносность. При высокой водообильности наблюдается вдавливание элементов крепей в породы почвы и интенсивно развивается пучение. Это должно учитываться при выборе вида крепей выработок и способов их охраны. Влияние этого фактора заключается и в том, что работа в обводненных забоях оказывает вредное

воздействие на здоровье рабочих, при этом увеличивается травматизм и снижается производительность труда. Поэтому при разработке обводненных месторождений необходимо применять также системы разработки, при которых либо данное месторождение дренируется, либо полностью исключается поступление воды в призабойное пространство очистного забоя.

Количество воды($м^3$), которое выдается из шахты, водоотливными установками на 1 т добычи полезного ископаемого в течение года называют коэффициентом водообильности шахты. Значение его изменяется в широком диапазоне от 0,1 до 35 $м^3/т$ и более. В учебных целях по коэффициенту водообильности шахты разделяют на три группы: 1 – незначительная обводненность -$W \leq 1$ $м^3/$ т; 2 – средняя $W = 1{,}0 - 4{,}5$ $м^3/$т; 3 – высокая - $W > 4{,}5$ $м^3/$т.

Склонность угля к самовозгоранию проявляется тем чаще, чем мощнее пласт. Эндогенные пожары обычно возникают в местах геологических нарушений и разрушенных целиках угля. Наиболее пожаробезопасны системы разработки с минимальными потерями угля.

Глубина разработки вносит существенные изменения в разработку месторождений. С глубиной возрастает напряженное состояние горных пород, увеличивается давление на крепь горных выработок, возрастает вероятность возникновения горных ударов и внезапных выбросов газа, угля и породы. Общими рекомендациями при этом являются: опережающая отработка защитных пластов, минимальный объем подготовительных выработок, проведение выработок без оставления целиков угля и повторное их использование и др.

Способы механизации очистных и подготовительных работ весьма тесно связаны с системами разработки. Внедрение в практику горных работ новых средств комплексной механизации очистных работ вызвало необходимость в изменении элементов системы разработки и способов управления горным давлением.

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов и технических средств их выемки предопределяет и многообразие вариантов и разновидностей систем разработки, которые характеризуются различными признаками.

В качестве основного классификационного признака в большинстве классификаций систем разработки принят признак разделе-

ния пласта по мощности на слои (табл. 9.1). В соответствии с этим признаком системы разработки разделяют на два вида – без разделения на слои (с выемкой на полную мощность) и с разделением на слои.

Первый дополнительный признак – длина очистного забоя. По этому признаку системы разработки разделяют на две группы: с длинными очистными забоями и с короткими забоями. Это разделение основывается не только на геометрическом признаке и на больших технологических различиях (виды механизации и организации очистных работ).

Второй признак – порядок проведения подготовительных выработок в выемочном поле по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя. Различают столбовую, сплошную и комбинированную системы разработки.

Для ***столбовых*** систем разработки характерным является то, что подготовительные выработки в выемочном поле по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя проводятся до начала очистной выемки.

Для ***сплошных*** систем разработки характерно одновременно-последовательное проведение подготовительных выработок в выемочном поле по отношению к перемещающейся поверхности очистного забоя, часть из них проводится до начала очистной выемки или одновременно с ней.

При ***комбинированной*** системе разработки можно применять одновременно или последовательно столбовую и сплошную системы разработки.

Третий признак – направление перемещения в пространстве очистного забоя в выемочном поле по отношению к элементам залегания пласта. Различают системы разработки с подвиганием очистных забоев по простиранию, падению, восстанию или диагонально.

Таблица 9.1

Классификационные признаки систем разработки

Классификационные признаки			
Разделение пласта по мощности на слои	Длина очистного забоя	Порядок проведения подготовительных выработок в выемочном поле по отношению к подвигаемой плоскости очистного забоя	Направление перемещения в пространстве очистного забоя в выемочном поле по отношению к элементам залегания пласта
Без разделения на слои	С длинными забоями	Одновременный (сплошная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Последовательный (столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Одновременно-последовательный (комбинированная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
	С короткими забоями	Одновременный (камерная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Последовательный (короткими столбами)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Одновременно-последовательный (камерно-столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
С разделением на слои: наклонные	С длинными забоями	Последовательный (столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
	С короткими забоями		По простиранию
Горизонтальные: поперечно-наклонные	С короткими забоями		По простиранию

Варианты систем разработки могут также отличаться: схемами проветривания в пределах выемочного участка (возвратноточная, прямоточная); способами охраны подготовительных выработок (целиками, без целиков); способами управления горным давлением (с обрушением, с закладкой); способами выемки угля в очистном забое и др. При слоевых системах разработки возможны варианты порядка отработки слоев – нисходящий, восходящий и комбинированный.

Отличительные признаки наиболее широко применяемых систем разработки угольных пластов с выемкой на полную мощность представлены на рис. 9.1.

Применяемые системы разработки в конкретных горно-геологических условиях и их конструктивные особенности находят отражение на планах горных работ – основном документе шахты. На план наносятся все горные выработки (обычно в масштабе 1 : 2000, 1 : 5000 и реже 1 : 10000); отмечаются последовательность и сроки их проведения, а для очистных работ – величина месячного подвигания линии очистного забоя; старые очистные работы отмечаются по годовому подвиганию очистного забоя; указываются тип механизации выемки и способ управления кровлей.

Порядок выполнения работы

После ознакомления с теоретическими основами выполнения работы, а также с примером выполнения работы студент получает план горных работ одной из действующих шахт. По полученному плану горных работ необходимо:

- определить и занести в таблицу (табл. 9.2) горно-геологические и горнотехнические параметры действующих выемочных участков;
- определить на основании отличительных признаков класс системы разработки;
- установить направление движения струи воздуха и транспорта угля на выемочном участке.

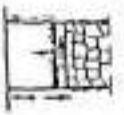
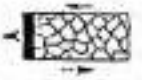
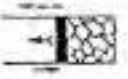
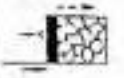
Признаки системы		Классификационные признаки		
		Вид системы разработки		
		Сплошная	Столбовая	Комбинированная
				
Основные	Порядок ведения очистных и подготовительных работ в выемочном поле	Одновременный	Разновременный	Комбинированный
Дополнительные	Условия поддержания участковых выработок	В выработанном пространстве или на границе с ним	В массиве угля или в зоне установившегося горного давления	В массиве и выработанном пространстве
	Направление движения очистных забоев и транспорта угля	Противоположное	Совпадает	Совпадает или не совпадает
	Направление движения очистных забоев и исходящей струи воздуха	Противоположное 	Совпадает 	Совпадает  Не совпадает 

Рис. 9.1. Отличительные признаки систем разработки.

Направление движения:

- ⟶ очистного забоя;
- ⟶ транспорта угля;
- ⟶ свежей струи воздуха;
- ⟶ исходящей струи воздуха

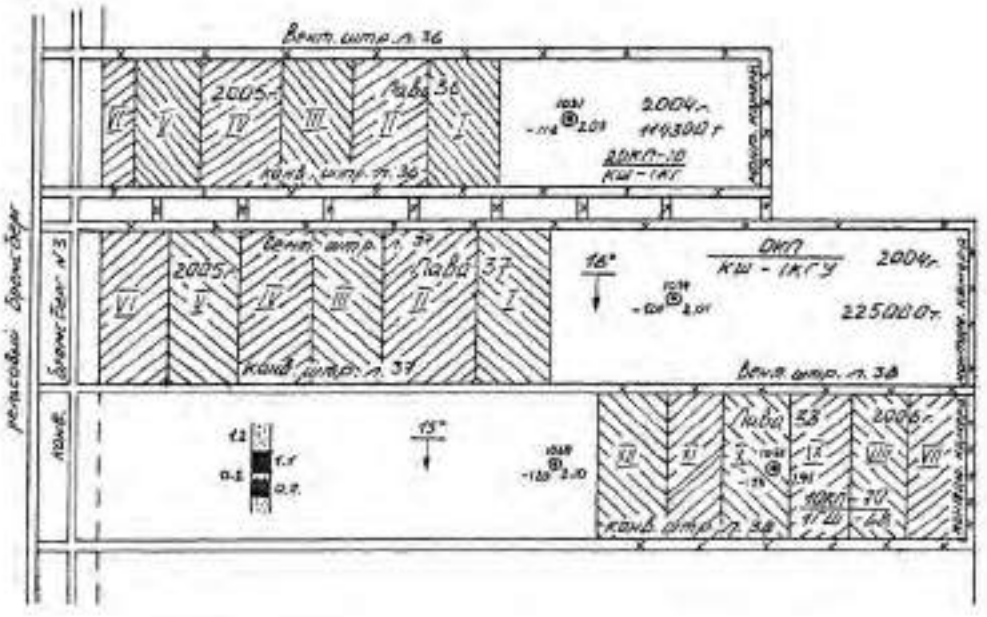


Рис. 9.2. Выкопировка из плана горных работ пласта «Ж» шахты «Капитальная» (масштаб 1: 5000)

Таблица 9. 2

Характеристика действующих выемочных участков

Выемочной участок	Система разработки	Мощность пласта, м	Угол падения, град	Вмещающие породы		Длина лавы, м	Запасы выемочного участка, тыс. т	Способ охраны выработки
				кровля	почва			
Лава 36	Длинные столбы по простиранию	2,05	16	Алевролит, песчаник	Аргиллит	150	300,0	Целик-массив
Лава 37	То же	2,00	16	То же	То же	175	460,7	То же
Лава 38	- « -	2,10	15	- « -	- « -	160	421,1	Без целика с повторным использованием

Пример. По плану горных работ (рис. 9.2) устанавливаем следующее:

1) шахта «Капитальная» ОАО «Челябинская угольная компания», пласт «Ж», лава 38;

2) мощность пласта m = 2,1 м; угол падения α = 16°; непосредственная кровля – алевролит мощностью 4 – 8 м; основная кровля – песчаник мощностью 6 – 8 м, почва – аргиллит; глубина ведения работ 250 м; шахта III категории по газу; глубина ведения работ 250 м; шахта III категории по газу;

3) очистной забой – лава длиной 160 м;

4) лава обслуживается конвейерным и вентиляционным штреками;

5) вентиляционным штреком лавы 38 является сохраненный для повторного использования конвейерный штрек лавы 37;

6) очистные и подготовительные работы разделены в пространстве и времени;

7) направление движения исходящей струи воздуха и транспортирования угля совпадает с направлением подвигания лавы.

Данная система разработки имеет классификационные признаки столбовой системы разработки. Полное название системы – «Столбовая система разработки с выемкой одинарными лавами по простиранию».

Контрольные вопросы

1. Назовите основные факторы, влияющие на выбор системы разработки.
2. Как влияет на выбор системы разработки мощность пласта?
3. Как влияет на выбор системы разработки и ее параметры угол падения пласта?
4. Назовите основные признаки классификации систем разработки пластовых месторождений.
5. Назовите главные отличия столбовых систем разработки от сплошных.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Таблица П.1.1

Углы сдвижения пород и ширина предохранительной бермы для основных бассейнов и месторождений

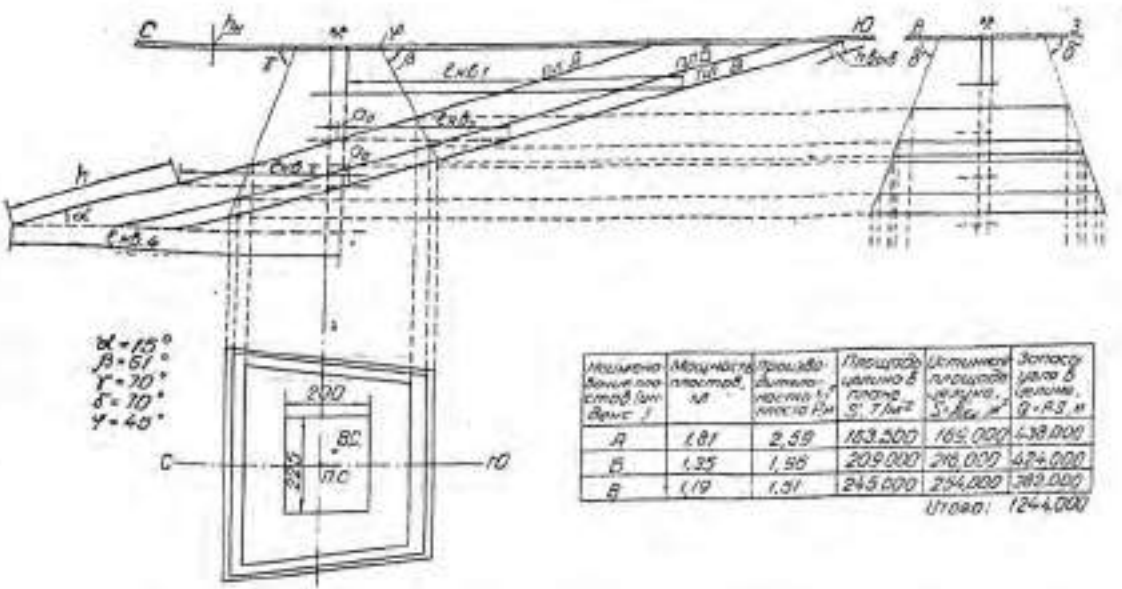
Бассейны или месторождения	Углы падения пластов α, град	Углы сдвижения пород, град				Ширина берм для объектов охраны, м
		в коренных породах			в наносах	
		β	γ	δ	φ	
Донецкий и Печорский	0…5	85	85	85	60	10
	6…44	90	85	85	60	
	45…65	90	85	85	60	
	66…69	40	90	85	60	
	70…85	30	85	85	60	
Челябинский	0…10	65	65	65	50	10
	11…60	70 - 0	70	65	50	
	61…65	40	75	65	50	
	66 и более	40	75	65	50	
Воркутинское	0…65	80	80	80	55, в обводненных 45	10
Карагандинский	0…70	70-0,6	70	70	45	10
	70…80	30		70	45	
Подмосковный	0…10	-	-	55	-	5
Кузнецкий	0	80	80	80	55	10
	10…50	82- 0	80	80	55	
	51..55	31	80	75	55	
	56…90	30	80	75	55	

Примечание. В Челябинском бассейне углы сдвижения пород β, γ, и δ в подработанной ранее толще пород принимаются на 10° меньше, чем углы, определенные по табл. П.3.1.

При разработке угольных пластов с углами падения более 65° угол сдвижения β_1 в породах лежачего бока изменяется от 55 до 40° обратно пропорционально изменению углов падения от 65 до 90°, т. е. при возрастании угла падения на каждые 5° угол сдвижения уменьшается на 3°.

В Донецком бассейне при наличии в толще меловых и третичных отложений углы сдвижения $\beta = \gamma = \delta = 70°$.

В Печорском бассейне при наличии в наносах плывунов угол сдвижения φ принимается равным 45°.



Наименование пластов (индекс)	Мощность пластов, м	Производительность пласта Рн	Площадь целика в плане S, тыс м²	Истинная площадь целика, S·Кн, м²	Запасы угля в целике, Q = 1,3 S·m
А	1,81	2,59	183.500	169.000	438.000
Б	1,35	1,96	209.000	218.000	424.000
В	1,19	1,91	245.000	254.000	389.000
				Итого:	1244.000

Рис. П. 1.1. Построение предохранительных целиков под промплощадку

Приложение 2

Таблица П.2.1

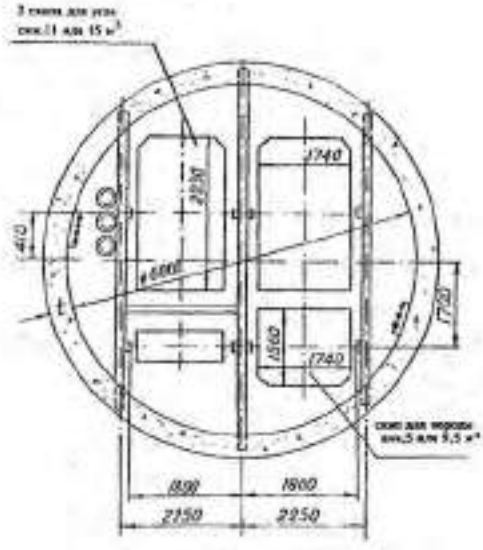
Габаритные размеры подвижного состава

Параметры	Шахтные вагонетки								
	ВГ-0,7	ВГ-1,2	ВГ-2,0	ВГ- 2,2	ВГ-3,3	ВГ-4,5А	ВГ-9А	ВГ-10А	УВГ-1,3
Вместимость кузова, м^3	0,7	1,2	2,0	2,2	3,3	4,5	9	10	1,3
Основные размеры, мм									
Длина	1250	1850	3070	2950	3450	4100	8000	7300	1500
Ширина	850	1000	1250	1200	1240	1350	1350	1800	850
Высота	1220	1300	1200	1300	1300	1550	1550	1600	1300
Колея, мм	600	600, 750	750, 900	600, 750	900	750, 900	750, 900	750, 900	600, 750
	Аккумуляторные электровозы								
Тип электровоза	4,5 АРП-2М	5АРВ-2М	АРИ-7	АРВ-7	АМВД	2АМ-8Д	АРИ-10	АРИ-14	АРП-28
Длина по буферам, мм	3300	3480	4200	4200	4550	9470	5500	5865	10870
Ширина, мм,при размере колея 600 мм	1000	1000	1050	1050	1045	1045	1060	-	-
Ширина, мм,при размере колея 900 мм	1300	1300	1350	1350	1315	1345	-	1350	1350
Высота, мм	1310	1450	1500	1500	1415	1415	1650	1650	1650
Исполнение электрооборудования	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ

Окончание табл. П.2.1

Контактные электровозы						
Тип электровоза	3КР-600	4КР-1	К-10	К-14	КТ-14	КТ-28
Длина по буферам, мм	2900	3120	5200	5440	5440	12360
Ширина, мм, по выступающим частям при колее 600 мм	960	1000	1350	1350	1350	1350
Ширина по выступающим частям при колее 750 и 900 мм	-	1300	1650	1650	1650	1650
Высота, мм	1400	1515	1650	1650	1650	1650
Шахтные конвейеры с шириной ленты 800 мм						
Тип конвейера	КЛ 150Д, КЛ-150У	1Л80	1ЛТ-80	2П80	2ПБ80	1ПБ80
Максимальная ширина, мм	1080	1108	1108	1108	1108	1108

а



б

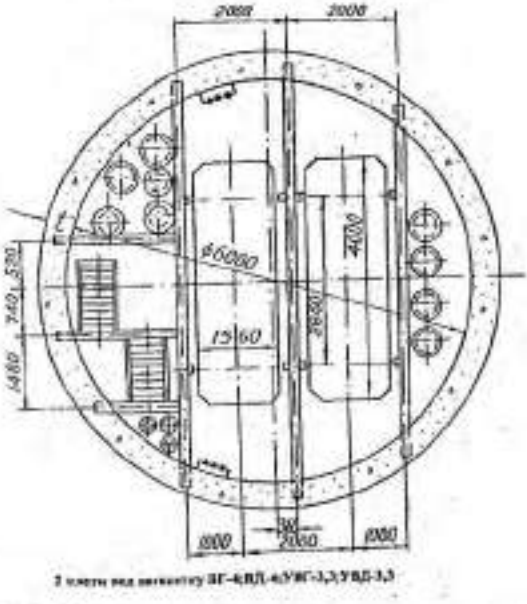


Рис. П. 3.1. Сечение скипового *(а)* и клетевого *(б)* стволов

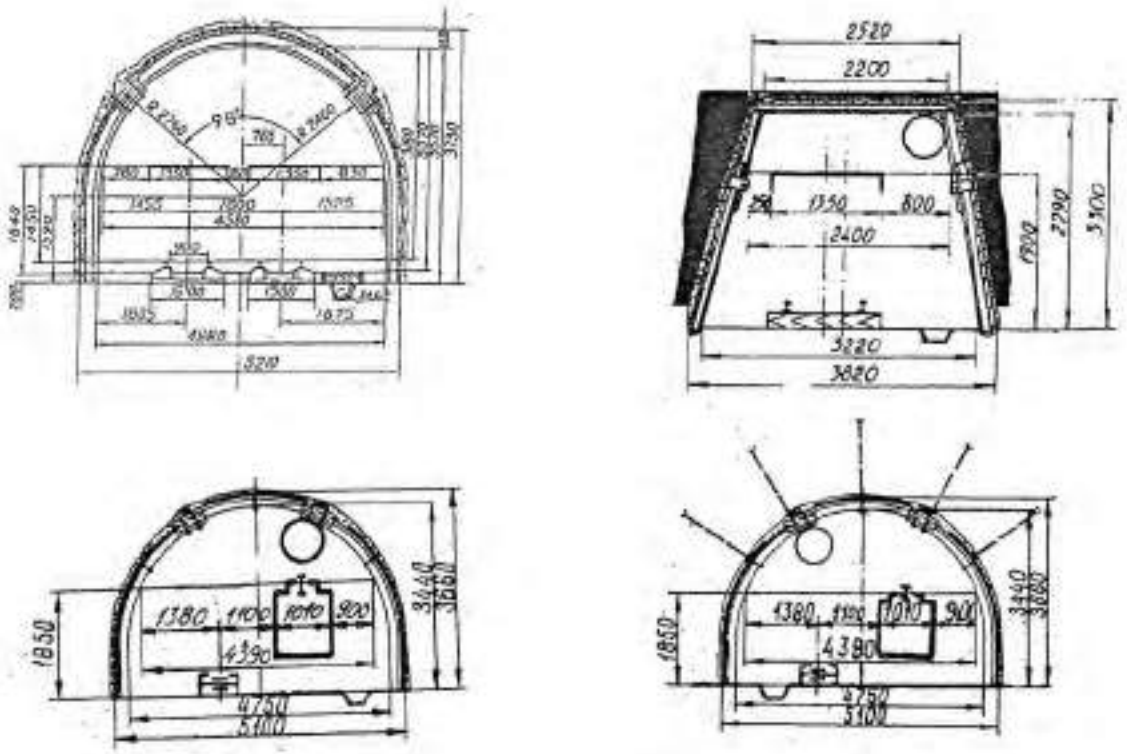


Рис. П. 3.2. Сечение квершлага *(а)*, вентиляционного штрека *(б)* и бремсберга *(в, г)*

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Горно-геологические условия залегания угольных месторождений весьма разнообразны. Это приводит и к различным техническим решениям на различных стадиях их разработки.

На этапе изучения дисциплины «Основы горного дела» при многовариантности решения вопросов во всех звеньях технологической цепи угольной шахты следует освоить основные ее элементы. При этом наибольший эффект в освоении материала достигается в результате прорисовывания чертежей схем графиков и проведения соответствующих расчетов после изучения теоретических вопросов.

Учебное издание

Александр Михайлович Вандышев

Владимир Валентинович Потапов

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА. ПОДЗЕМНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ по дисциплине
«Основы горного дела» для студентов
специальности 21.05.04 Горное дело специализации
«Открытые горные работы»

Редактор Устьянцева Л.В.
Компьютерная верстка Реснянской И.В.

Подписано в печать 2019 г.
Бумага писчая. Формат 60х84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. Уч.-изд. л. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра шахтного строительства

Е. В. Канков

СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Учебно – методическое пособие

для выполнения практических и контрольных работ

студентами специальности 21.05.04 «Горное дело»

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

1. Выбор типа крепи и определение её прочных размеров……3

1.1 Общие положения……3

1.2 Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горных выработок……4

2. Организация горнопроходческих работ……11

2.1. Общие положения……11
2.2. Определение объёмов работ……12
2.3. Проектирование цикличной организации работ……13

Приложение 1: Нормы времени основных технологических процессов……18

Исходные данные……20

Список литературы……23

1. ВЫБОР ТИПА КРЕПИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЁ ПРОЧНЫХ РАЗМЕРОВ

1.1. Общие положения

Крепь горных выработок является несущей конструкцией, возводимой для предотвращения обрушения окружающих выработку пород и сохранения проектных размеров выработки на период её эксплуатации.

Тип, размеры и материал крепи должны соответствовать горно-геологическим условиям и сроку службы выработки. Стоимость сооружения и ремонта крепи за весь период её службы должны быть минимальными.

Деревянную крепь рационально применять при установившемся умеренном горном давлении в выработках со сроком службы 2-3 года, а при пропитке крепи антисептиками – до 5-6 лет. Несущая способность деревянной крепи составляет 0,03 – 0,05 МПа.

Металлическая крепь широко используется для крепления капитальных и подготовительных горных выработок вследствие её высокой несущей способности, долговечности, огнестойкости и возможности повторного использования. Она применяется при сроке службы выработки от 3 до 25 лет. Выработки обычно крепят арочной податливой трёхзвенной (КПМ-А3) или пятизвенной (КПМ-А5) крепями из спецпрофиля СВП.

Монолитную бетонную (железобетонную) крепь применяют при проведении капитальных горных выработок с большим сроком службы, находящихся вне зоны активного опорного давления в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова f = 1÷9. В основном, монолитную бетонную крепь применяют для крепления выработок околоствольных дворов, квершлагов, штреков, капитальных бремсбергов и уклонов, проводимых по слабым породам.

Анкерная крепь – это пространственная система стержней (анкеров), закреплённых в породном массиве, вмещающем выработку. Обеспечивает возможность использования несущей способности породного массива, снижения материалоёмкости применяемых в сочетании с ней крепей и может использоваться:

– в качестве самостоятельной в квершлагах, полевых штреках, бремсбергах, уклонах и ходках, в выёмочных штреках, вентиляционных сбойках и разного рода нарезных выработках;

– в комбинации с набрызгбетоном в подготовительных выработках, пройденных в трещиноватых породах;

– в качестве временной в сопряжениях горных выработок, камерах и нишах, с последующим креплением их подпорной крепью;

– как средство борьбы с пучением почвы – в необводненных породах капитальных и подготовительных выработок, находящихся вне зоны влияния очистных работ.

К породам, в которых целесообразно использовать анкерные крепи, относятся глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты, песчаники, известняки и

другие скальные породы, коэффициент крепости которых по шкале проф. М. М. Протодьяконова не ниже 4.

Набрызгбетон применяется для крепления горных выработок, проведённых в крепких устойчивых породах с $f \geq 9$, в сочетании с анкерной крепью - может применяться для пород с $f = 6 \div 9$.

Крепь из железобетонных тюбингов применяют в капитальных горных выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ, при нагрузке на крепь до 150 – 200 кПа. Основное преимущество данного вида крепи – высокая степень надёжности. Крепь способна воспринимать нагрузку сразу после её установки.

1.2. Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горных выработок

Выбор формы поперечного сечения горных выработок производится в зависимости от материала, конструкции крепи, величины и направления горного давления, физико-механических свойств горных пород, пересекаемых выработкой, назначения и срока службы выработки.

Основные формы поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок приведены на рис. 1.1.

Трапециевидная **(а)** – при рамной крепи (деревянной, металлической, железобетонной) и при небольшом боковом давлении.

Арочная **(б, в)** – при креплении выработок арочной металлической или железобетонной крепью для большого давления со стороны свода и небольшого бокового.

Сводчатая (вертикальные стены и коробовый свод) **(г)** – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, набрызгбетонной, анкерной, комбинированной (анкерная и набрызгбетон; анкерная, металлическая сетка и набрызгбетон) для восприятия большого давления со стороны кровли или без крепления в устойчивых крепких породах.

Подковообразная **(д)** – при креплении выработок монолитной бетонной, железобетонной, каменной, металлической крепью для восприятия значительного давления со стороны кровли и боков.

Шатровая **(е)** – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, анкерной крепью, комбинированной (анкерная крепь и набрызгбетон; анкерная крепь, металлическая сетка и набрызгбетон), при проведении выработок в удароопасных породах.

Круглая **(ж)** – при замкнутой кольцевой крепи для восприятия всестороннего давления в слабых и неустойчивых породах.

Эллипсовидная **(з)** – при креплении выработок монолитной бетонной или железобетонной крепью, каменной, металлической, анкерной и набрызгбетонной в условиях, когда горизонтальные напряжения в 1,5–2,0 раза превышают вертикальные, а также при проведении выработок в удароопасных породах.

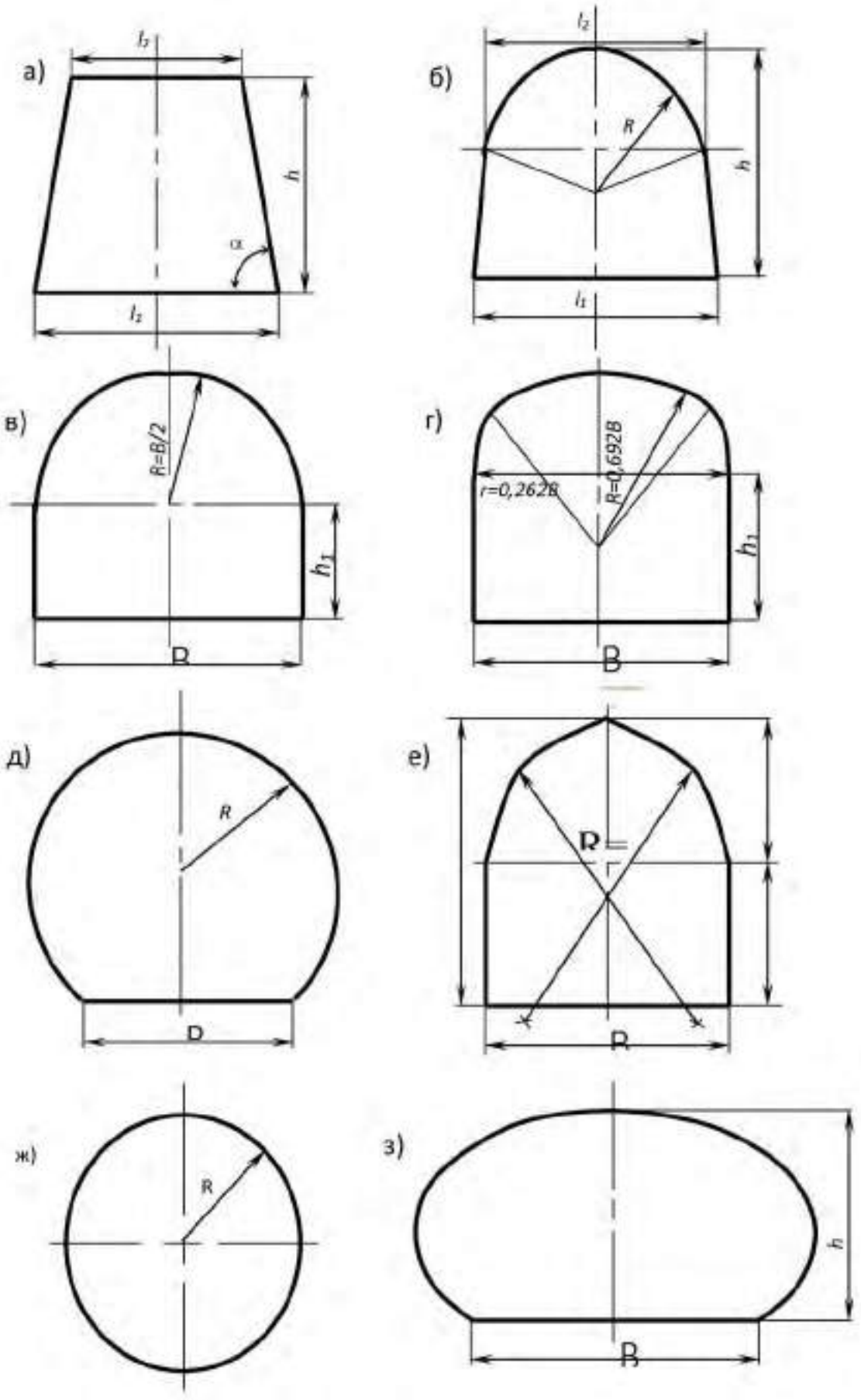


Рис. 1.1. Формы поперечного сечения выработок:

а – трапециевидная; *б, в* – арочная; *г* – сводчатая; *д* – подковообразная;

е – шатровая; *ж* – круглая; *з* - эллипсовидная

Размеры поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок зависят от назначения выработки, габаритных размеров транспортных средств, количества рельсовых путей, безопасных зазоров, назначаемых по требованиям Правил безопасности, и количества воздуха, проходящего по данной выработке.

Размеры поперечного сечения выработки в свету определяются графическим путем. При определении размеров поперечного сечения горных выработок необходимо, в первую очередь, иметь данные о размерах вагонеток, скипов (для наклонных выработок), электровозов (табл. 1.1) и самоходного оборудования, а также выполнять требования Правил безопасности.

Все выработки, по которым производится транспортирование грузов, должны иметь зазоры между крепью или размещёнными в выработках оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава, не менее 700 мм со стороны прохода людей, а с другой стороны – не менее 250 мм при рамных конструкциях крепи, и 200 мм при сплошных видах крепи. Указанная ширина прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки – не менее 1800 мм от подошвы или тротуара (трапа).

Зазор между встречными электровозами (вагонетками) в двухпутных выработках по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) должен быть не менее 200 мм.

Во всех выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода должна быть с одной стороны от конвейера – не менее 700 мм, а с другой – не менее 400 мм. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 500 мм.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, а также в горизонтальных и наклонных выработках, оборудованных конвейерным и монорельсовым транспортом, зазор между конвейером и крепью должен быть не менее 400 мм, между конвейером и подвижным составом – не менее 400 мм, между подвижным составом и крепью – не менее 700 мм.

При применении самоходного оборудования зазоры между габаритом подвижного состава и крепью выработки со стороны свободного прохода для людей должно быть не менее 1,2 м, а со стороны противоположной свободному проходу – 0,5 м. При устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м зазор со стороны свободного прохода для людей может быть уменьшен до 1,0 м. Ниши должны устраиваться высотой 1,8 м, шириной 1,2 м, глубиной 0,7 м. Параметры (габаритные размеры) самоходного погрузочно-доставочного оборудования приведены в табл. 1.1.

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовым транспортом, зазоры между крепью и конвейером, в зависимости от вида крепи, должны быть 700 мм; между конвейером и подвижным составом – 400 мм; и между подвижным составом и крепью – 200-250 мм. Указанные выше боковые зазоры и проходы должны соблюдаться на высоте не менее 1800 мм.

Габаритные размеры подвижного состава

Таблица 1.1

Параметры	Шахтные вагонетки											
	ВГ-0,7	ВГ-1,2	ВГ-1,6	ВГ-2,0	ВГ-2,2	ВГ-2,5	ВГ-3,3	ВГ-4,5А	ВГ-5,6	ВГ-9А	ВГ-10А	УВГ-1,3
Вместимость кузова, $м^3$	0,7	1,2	1,6	2,0	2,2	2,5	3,3	4,5	5,6	9	10	1,3
Основные параметры, мм												
Длина	1250	1850	2700	3070	2950	2760	3450	4100	4200	8000	7300	1500
Ширина	850	1000	850	1250	1200	1240	1240	1350	1350	1350	1800	850
Высота	1220	1300	1200	1200	1300	1300	1300	1550	1550	1550	1600	1300
Колея, мм	600	600,750	600	750,900	600,750	900	900	750,900	900	750,900	750,900	600,750
Аккумуляторные электровозы												
Тип электровоза	4,5АРП-2М	5АРВ-2М	АРИ-7	АРВ-7	АМ8Д	2АМ8Д	АРИ-10	АРИ-14	АРП-28			
Длина по буферам, мм	3300	3480	4200	4200	4550	9470	5500	5865	10870			
Ширина (мм) при размере колеи 600 мм	1000	1000	1050	1050	1045	1045	1060	-	-			
Ширина (мм) при размере колеи 900 мм	1300	1300	1350	1350	1315	1345	-	1350	1350			
Высота, мм	1310	1450	1500	1500	1415	1415	1650	1650	1650			
Исполнение электрооборудования	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ	РВ			
Контактные электровозы												
Тип электровоза	3КР-600	4КР-1	К-10	К-14	КТ-14	КТ-28						
Длина по буферам, мм	2900	3120	5200	5440	5440	12300						
Ширина (мм) по выступающим частям при колее: 600 мм	960	1000	1350	1350	1350	1350						
Ширина (мм) по выступающим частям при колее: 750 и 900 мм	-	1300	1650	1650	1650	1650						
Высота, мм	1400	1515	1650	1650	1650	1650						

Продолжение табл.1.1

Шахтные конвейеры с шириной ленты 800 мм												
Тип конвейера	КЛ 150Д; КЛ 150У	1Л80	1ЛТ80	2П80	2ЛБ80	1ПБ80						
Максимальная ширина, мм	1080	1108	1108	1108	1108	1108						
Подземные автосамосвалы												
	MT2010	MT431B	MT436B	MT436LP	MT42	MT5020	MT6020					
Габариты выработки ширина, высота	4,0 x 5,0	5,0 x 4,5	5,0 x 4,5	5,0 x 3,0	5,0 x 4,5	5,0 x 5,0	5,0 x 5,0					
Грузоподъёмность, кг	20000	28000	33000	33000	42000	50000	60000					
Ёмкость кузова, $м^3$	6,7 - 11	11,5 – 17,5	13,5 – 18,5	13,5 – 18,5	17,5 - 21	21 – 28	25 – 33,5					
Рабочая масса, кг	21000	28000	31000	31000	35000	43000	45000					
Ширина по кузову, мм	2400	2800	3050	3355	3050	3200	3440					
Высота по кабине, мм	2530	2650	2700	2300	2700	2830	2830					
Радиус поворота, макс., мм	7250	8540	7540	8540	8890	9320	9330					

Высота выработки складывается из высоты верхнего строения пути, высоты подвески контактного провода и зазора между контактным проводом и крепью. Рельсовый путь состоит из нижнего и верхнего строения. Нижнее строение - подошва выработки. Высота верхнего строения пути складывается из высоты рельсов, толщины шпал и балластного слоя под ними. Тип рельса зависит от сцепного веса электровоза. Во вспомогательных выработках применяют рельсы типов Р18 и Р24, на главных откаточных выработках – Р33 и Р38. Техническая характеристика рудничных рельсов приведена в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Техническая характеристика рудничных рельсов

Тип рельса	Основные размеры рельсов, мм				Теоретическая масса 1 м, кг	Площадь поперечного сечения, $см^2$	Момент инерции, $см^2$
	высота	ширина		толщина шейки			
		подошвы	головки				
Р18	90	80	40	10,0	18,8	23,07	240
Р24	107	92	51	10,5	24,14	32,70	468
Р33	128	110	60	12,0	33,48	42,76	967,98
Р38	135	114	68	13,0	38,40	49,06	1222,54

Шпалы применяют деревянные и железобетонные. Их укладывают на расстоянии 700 мм друг от друга на балласте из гравия или щебня. Толщина балласта составляет 200 мм при рельсах типа Р33 и 190 мм - при Р24; шпалы укладывают в балласт на 2/3 высоты. В выработках с углом наклона более 10^0 шпалы укладываются в поперечные канавки на 2/3 высоты.

На 1 км одноколейного пути требуется около 350-400 $м^3$ балласта.

При ширине колеи 600 мм укладывают шпалы длиной 1200-1300 мм, при ширине колеи 900 мм – длиной 1500-1700 мм. Толщина деревянных шпал составляет 120-140 мм, железобетонных – 130 мм; ширина верхней постели - 100-140 мм, нижней – 190-230 мм.

Высота верхнего строения пути увеличивается от 320 мм при рельсах Р18 до 400 мм при рельсах Р38.

Высота подвески контактного провода должна быть не ниже 2 м от головок рельсов, а при механической доставке людей по выработке или при наличии отдельных выработок, либо отделения для передвижения людей – на высоте не менее 1,8 м. В местах подвески расстояние контактного провода от верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

Установленные Правилами безопасности зазоры должны выдерживаться в течение всего срока службы выработки. В связи с этим выработки, подверженные влиянию очистных работ и закрепляемые податливыми крепями, должны иметь первоначальные размеры на 10-20 % больше, чем это требуется в соответствии с вышеприведенными условиями.

Размеры поперечного сечения выработки в свету в зависимости от ее формы могут быть определены по формулам, приведенным в табл.1.3.

Таблица 1.3

Формулы к определению поперечного сечения выработки

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения в свету	Периметр выработки в свету
Трапециевидная (см. рис.1.1, а)	$[(l_1+l_2)/2]h$	$l_1+l_2+(2h/\cos\alpha)$
Арочная (см. рис.1.1, б)	$[(l_1+l_2)/2]h+1{,}23R^2$	$l_2+2{,}03h+2{,}79R$
Арочная (см. рис 1.1, в)	$B\,(h_1+0{,}39B)$	$2h_1+2{,}57\,B$
Сводчатая с коробовым сводом (см. рис 1.1, г)	$B\,(h_1+0{,}26B)$	$2h_1+2{,}33\,B$
Шатровая (см. рис.1.1, е)	$BH_{ст}+0{,}35\,B^2$	$2H_{ст}+1{,}45\,B$

Примечание: h – высота от уровня балласта до верхняка (кровли выработки).
l_1, l_2, α, R, h_1, B, $H_{ст}$ (см. рис.1.1).

Полученную площадь поперечного сечения выработки в свету проверяют на скорость движения вентиляционной струи

$$V_{max}=\frac{Q}{S_{св}}\geq V_{min}, \qquad (1.1)$$

где V_{max} – максимально допустимая скорость движения воздушной струи, для откаточных квершлагов и штреков, бремсбергов, уклонов – 8 м/с; 6 м/с – для остальных выработок;

Q – количество воздуха, проходящего по данной выработке, м^3/с;

$S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2;

V_{min} минимальная скорость движения воздуха 0,25 м/с.

2. ОРГАНИЗАЦИЯ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

2.1. Общие положения

Цикличная организация горнопроходческих работ предусматривает выполнение рабочих процессов, входящих в проходческий цикл, в определенной технологической последовательности, на установленную величину подвигания забоя и в заданные сроки.

При проведении горных выработок все рабочие процессы делятся на основные и вспомогательные. К основным рабочим процессам относятся те, в результате которых получается готовая выработка.

К вспомогательным относятся процессы, обеспечивающие нормальное выполнение основных процессов.

Характер и число основных процессов зависит от принятого способа проходки, который определяется физико-механическими свойствами пересекаемых пород. При проведении выработки по крепким породам к основным проходческим процессам относят: бурение и взрывание шпуров, погрузку породы, возведение крепи. К вспомогательным относят: транспортирование породы, доставку и разгрузку крепёжных материалов, удлинение труб вентиляции, сжатого воздуха и воды, наращивание кабелей, настилку рельсового пути, переноску маневровых транспортных приспособлений и т.д.

В зависимости от принятой организации работ основные проходческие процессы выполняются последовательно или частично параллельно.

Совокупность основных и вспомогательных процессов, необходимых для подвигания забоя на определённую величину, составляет проходческий цикл.

Время, в течение которого выполняются все необходимые процессы, называется продолжительностью цикла.

Проектирование цикличной организации работ при проходке горных выработок с возведением временной крепи включает три стадии:

1) проектирование цикличной организации работ по выемке породы в забое выработки и возведению временной крепи;

2) проектирование цикличной организации работ по возведению постоянной крепи;

3) увязка между собой организации работ по выемке породы и возведению постоянной крепи, разработка совмещённых суточных и месячных графиков, а также графика проходки выработки на полную ее длину.

Расчёту и составлению графика цикличной организации работ предшествует выбор целесообразного способа проведения выработки и средств механизации, установление сечения выработки, паспорта буровзрывных работ и паспорта крепления.

2.2. Определение объёмов работ

Определяют объём работ на один цикл по каждому рабочему процессу.
Объём уборки породы вычисляется по формуле:

$$V_{уб} = l_{ух} \cdot S_{чр} \cdot k_р, \quad (2.1)$$

где $S_{чр}$ – площадь сечения выработки вчерне;
$k_р$ – коэффициент разрыхления породы.
Объём бурения шпуров вычисляется по формуле:

$$V_{бур} = n \cdot l_ш, \quad (2.2)$$

где n – количество шпуров;
$l_ш$ – длина шпуров.
Объём крепления определяется по формуле:
– для набрызгбетонной крепи:

$$V_{н/б} = (P - B) \cdot l_{ух}, \quad (2.3)$$

где P – периметр выработки;
B – ширина выработки;
– для анкерной крепи:

$$V_{анк} = n_р \cdot (l_{ух} / l_ш), \quad (2.4)$$

где $n_р$ – количество рядов анкеров, принимается по построению с учётом шага;
– для монолитной бетонной крепи:

$$V_{бет} = (P - B) \cdot l_{ух} \cdot t, \quad (2.5)$$

где t – толщина монолитной бетонной крепи.
– для металлической рамной крепи:

$$V_{рам} = l_{ух} / l_ш, \quad (2.6)$$

Соотношение $l_{ух} / l_ш$ округляется в большую сторону.

2.3. Проектирование цикличной организации работ

Расчёт организации проходческого цикла ведется следующим образом. Исходя из скорости проходки, определяют максимально допустимую продолжительность цикла:

$$T_{ц} = t_c \cdot a \cdot n_c \cdot l_{уч} / V_{мес}, \qquad (2.7)$$

где $T_ц$ – максимально допустимая продолжительность цикла;

t_c – продолжительность рабочей смены;

a – количество рабочих дней в данном месяце;

n_c – число рабочих смен в сутки;

$l_{уч}$ – подвигание забоя на один цикл, м. Принимается равным глубине шпуров с учётом К.И.Ш. (f = 2÷6 К.И.Ш. = 0,85; f = 6÷12 К.И.Ш. = 0,9; f =12÷20 К.И.Ш. = 0,9);

$V_{мес}$ – заданная месячная скорость проходки, м (не менее нормативной – СНиП 3.02.03-84, табл. 2.1).

Таблица 2.1

Технические скорости проходки горных выработок (СНиП 3.02.03.84)

Вид горных выработок и работ	Скорость выполнения работ, м/мес
Стволы: наклонные	50
Околоствольные дворы и камеры (на один забой) и сопряжения выработок (на одно сопряжение) *	400*
Квершлаги и штреки полевые	70
Штреки по полезному ископаемому и с подрывкой породы	110
Наклонные выработки, проводимые снизу вверх по полезному ископаемому с подрывкой породы	95
То же полевые	70
Наклонные выработки, проводимые сверху вниз по полезному ископаемому с подрывкой породы	80
То же полевые	60
Капитальные рудоспуски и восстающие	45
* - $м^3$ / мес	

Примечания 1. При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок проходческими комбайнами нормативную скорость следует увеличивать на 50%, а в случае проходки выработок буровзрывным способом без возведения крепи - на 30%

2. В зависимости от горно-геологических условий, места и назначения, форм и размеров выработок, типа крепи допускается уменьшение нормативной скорости.

- при проведении участков выработок, где прогнозируется суфлярное выделение метана (водорода), горные удары, выбросы породы, угля и газа, прорывы воды и плывунов - на 30%;

- при проведении выработок с обратным сводом, а также выработок с действующего горизонта - на 20%,

- при сильном капеже непрерывными струями в горизонтальных и наклонных выработках - на 15%.

- при возведении монолитной бетонной и железобетонной крепи в горизонтальных и наклонных выработках - на 10%.

3. В условиях, когда может быть принято несколько понижающих коэффициентов, принимается только один из них, наиболее соответствующий конкретным условиям.

Определив максимально допустимую продолжительность цикла, необходимо принять длительность цикла в проектируемом графике, равную или меньшую максимально допустимой и кратную продолжительности одной или нескольких смен.

По выбранной продолжительности цикла t_1 определяют количество циклов в сутки n_c.

По каждому рабочему процессу (бурение шпуров, уборка породы, возведение постоянной крепи), входящему в цикл, определяют трудоёмкость путем умножения объёма работ на принятую норму времени:

$$q = V \cdot H_{вр}, \tag{2.8}$$

где $H_{вр}$ – норма времени на каждый рабочий процесс, принимается по действующему сборнику Единых норм и расценок (Приложение 1).

V – объём работ по каждому рабочему процессу.

Определяют суммарную трудоёмкость на один цикл, равную сумме трудоёмкостей по отдельным рабочим процессам:

$$\sum_{i=1}^{n} q_i = q_1 + q_2 + ... + q_n . \tag{2.9}$$

Исходя из суммарной трудоёмкости на один цикл и продолжительности цикла (в сменах), определяют число рабочих в смену делением суммарной трудоёмкости на продолжительность цикла в сменах (делают округление в меньшую сторону) по формуле:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^{n} q_i}{t_1}, \tag{2.11}$$

где n – число рабочих в смену;

$\sum_{i=1}^{n} q_i$ – суммарная трудоёмкость на один цикл, чел. см.;

t_1 – продолжительность цикла, смен.

Определяют процент выполнения нормы выработки или нормы времени делением суммарной трудоёмкости на принятое количество рабочих на один цикл:

$$K = \left(\frac{\sum_{i=1}^{n} q_i}{n_1} \right) \cdot 100\%, \tag{2.12}$$

где К – процент выполнения нормы ($100 < K < 125\%$).

Если К<100%, необходимо несколько увеличить принятую ранее глубину шпуров, тогда увеличится и объём бурения и объёмы уборки породы и крепления, а значит, и суммарная трудоёмкость $\sum_{i=1}^{n} q_i$.

Принятое число рабочих на цикл:

$$n_1 = n \cdot t_1 \qquad (2.13)$$

Определяют продолжительность выполнения отдельных рабочих процессов по формуле:

$$t = (q \cdot t_c) / (n_2 \cdot K_1), \qquad (2.14)$$

где t – продолжительность выполнения данного рабочего процесса, ч.;

q – трудоёмкость данного рабочего процесса, чел. см.;

t_c – продолжительность смены, ч.;

n_2 – количество рабочих, занятых выполнением данного рабочего процесса. При последовательном выполнении рабочих процессов $n_2 = n$;

K_1 – коэффициент выполнения нормы, $K_1 = 0{,}01К$.

Таким способом определяют продолжительность отдельных рабочих процессов в том случае, когда они выполняются последовательно.

При параллельном выполнении рабочих процессов расчёт ведут следующим образом. Определяют время выполнения каждого рабочего процесса, причем возможны два случая: а) когда время одного и другого параллельно выполняемых процессов полностью совпадает; б) когда время выполнения отдельных процессов различно. В последнем случае рабочий или группа рабочих, закончив выполнение одного процесса, приступают к выполнению другого, который еще не начинался в данном цикле, или присоединяются к рабочим, продолжающим выполнять процесс, параллельный с законченным.

Для определения продолжительности параллельно выполняемого процесса расчёт ведут следующим образом.

Выражают трудоёмкость процесса q_1, имеющего большую продолжительность в человеко-часах. Если продолжительность другого параллельно выполняемого процесса обозначить t_2, количество рабочих, занятых выполнением данного процесса – n_3 и количество рабочих, выполняющих более продолжительный процесс – n_4, то за время, затраченное на выполнение рабочего процесса, имеющего продолжительность t_2 ч., количество рабочих n_4 выполнят работу по параллельному процессу по трудоёмкости равную:

$$q_2 = t_2 \cdot n_4 \cdot K_1 , \qquad (2.15)$$

где K_1 – коэффициент выполнения нормы.

Следовательно, после того, как n_3 рабочих заканчивают процесс, имеющий меньшую продолжительность t_2 и присоединяются к n_4 рабочим, выполняющим более продолжительный процесс, им еще предстоит выполнить работу по более продолжительному процессу, по трудоёмкости равную q_3 чел.- час.

$$q_3 = q_1 - q_2. \quad (2.16)$$

Эту работу все рабочие, т.е. $(n_3 + n_4)$, выполнят за время

$$t_3 = q_3 / ((n_3 + n_4) \cdot K_1) . \quad (2.17)$$

Определяют фактическую продолжительность цикла

$$T'_1 = t_1 + t_2 + ... + t_n, \quad (2.18)$$

где t_1, t_2, t_n – продолжительность выполнения отдельных рабочих процессов.

Определяют время вспомогательных процессов (заряжание, проветривание):

$$T_в = t_3 + t_п, \quad (2.19)$$

где t_3 – время заряжания шпуров;

$t_п$ – время проветривания забоя выработки (не более 30 мин)

Время на заряжание может быть определено по формуле:

$$t_3 = (N \cdot t_ш) / n_{зр}, \quad (2.20)$$

где N – количество шпуров в забое, шт;

$t_ш$ – время на заряжание одного шпура, ч. (обычно принимается от 2,5 до 5 мин.);

$n_{зр}$ – число рабочих, занятых на заряжании шпуров.

Так как время вспомогательных процессов учтено в нормах выработки или времени, удельный вес основных рабочих процессов определяют по формуле:

$$K_2 = [(T'_1 - T_в) / T'_1] \cdot 100\%, \quad (2.21)$$

где K_2 – удельный вес основных рабочих процессов, %;

$T_в$ – продолжительность вспомогательных процессов, ч.;

T'_1 – фактическая продолжительность цикла, ч.

Определяют чистое время выполнения отдельных рабочих процессов из выражения:

$$t' = (t \cdot K_2) / 100. \quad (2.22)$$

Проверяют продолжительность цикла:

$$T''_1 = t_1 + t_2 + \ldots + t_n + t_3. \quad (2.23)$$

$$T''_1 = T'_1. \quad (2.24)$$

По полученным данным строят график цикличной организации работ.

В процессе проектирования цикличной организации работ достигнутая месячная скорость строительства горной выработки может превысить нормативную.

Приложение 1 Нормы времени основных технологических процессов

Нормы времени на бурение шпуров

Тип установки	Диаметр патронов ВВ, мм	Категория пород					
		внекатегорная	I	II	III	IV	V
Механизированное бурение (на 10 м шпура)							
БУ-1	32–36	2,3	1,9	1,6	1,3	1,1	0,88
СБУ-2 БУР-2	32–36	2,1	1,7	1,4	1,1	1	0,78
КБМ-3	32–36	-	-	1,2	1	0,88	0,69
БУЭ-1	32–36	1,2	1	0,83	0,67	0,55	0,5
Ручное бурение (на 1 м шпура)							
ПР-54В	45	-	0,29	0,2	0,16	0,14	-
ПП36В	32–36	-	0,42	0,28	0,23	0,2	0,17
	45	-	0,58	0,4	0,29	0,25	0,23
ПП63В	32–36	0,73	0,45	0,3	0,25	0,22	0,18
	45	0,98	0,63	0,43	0,31	0,26	0,24

Нормы времени и расценки на уборку 1 м^3 породы

Тип машины	Категория пород		
	внекатегорная и I	II-III	IV-VI
1 ППН-5	0,72	0,66	0,59
2 ПНБ-2	0,48	0,43	0,39
1 ПНБ-2	0,51	0,47	0,42
ПНБ-3К	0,29	0,26	0,24
При конвейерной погрузке			
2ПНБ-2	0,32	0,27	0,23
1ПНБ-2	0,36	0,31	0,25

Возведение набрызгбетонной крепи

Наименование работ	Толщина слоя, мм	Поверхности горной выработки	
		Стена	Кровля
Торкретирование поверхностей горных выработок цемент-пушкой типа Ц-630А	20	0,076	0,09
	25	0,09	0,12
	30	0,12	0,14

Возведение анкерной крепи

Крепь	Способ бурения шпуров	Установка штанги				
		В кровлю			В почву	
		Категория пород			Категория пород	
		II	III	IV	III	IV
Стальная штанговая	Перфораторами ПР-30Л, ПР-30К	-	0,59	0,5	0,2	0,18
	Телескопными перфораторами	0,66	0,49	0,38	-	-
Железобетонная штанговая	То же	0,82	0,63	0,48	-	-

Возведение монолитной бетонной крепи

Наименование работ	Толщина крепи, мм					
	До 200		200–300		Свыше 300	
	без подмостей	с подмостей	без подмостей	с подмостей	без подмостей	с подмостей
Ручная укладка бетонной смеси за опалубку						
Укладка бетонной смеси. –в стены	2,6	2,9	2,3	2,4	2	2,1
–в своды	-	4,9	-	3,8	-	-
Механизированная укладка (в стены)						
Укладка бетонной смеси за опалубку	1,6		1,4		1,2	

Возведение рамной крепи

Сечение выработок в проходке, м²	Деревянные затяжки			Железобетонные затяжки		
	Категория пород					
	внекатегорная, I и II	III-IV	V-VII (кроме плывуна)	внекатегорная, I и II	III-IV	V-VII (кроме плывуна)
до 6,5	2,4	2	1,7	2,6	2,3	1,9
6,51-8	2,7	2,4	1,9	3,1	2,6	2,2
8,01-10	3,1	2,7	2,2	3,6	3,1	2,5
10,01-12	3,7	3,3	2,8	4,2	3,6	3,1
12,01-14	4,7	4	3,6	5,2	4,4	3,9
14,01-16	6,7	5,1	4,3	6,4	5,8	4,6
Св. 16	8,9	6,7	5,6	10	7,6	6,7

№ варианта	Наименование пород	Коэфф. крепости пород, мощность пласта, м	Категория удароопасности	Кол-во воздуха, $м^3/с$	Оборудование, размер колеи	Кол-во шпуров за цикл, длина шпура	Крепь	
							Вид	Параметры
1	Граниты	14-16	+	75	2 пути ВГ-1,6, 600	65 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м Т=6 см
2	Лиственити	12-14	+	40	1 путь ВГ-2,5, 900	53 2,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,5 м Т=5 см
3	Известняки	2-5	-	35	1 путь ВГ-10А, 750	30 2,0	Бетонная	Т=250 мм
4	Аргиллиты	4-6	-	40	2 пути УВГ-1,3, 600	32 2,5	Рамная	СВП 33 Шаг 1 м
5	Суглинки	1-3	-	50	1 путь ВГ-5,6, 900	25 2,0	Бетонная	Т=400 мм
6	Скарны	12-14	+	40	1 путь ВГ-9А, 750	71 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,7 м Т=7 см
7	Лиственити	14-16	+	50	1 путь ВГ-2,5, 900	70 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,6 м Т=6 см
8	Известняки	4-6	-	45	2 пути ВГ-4,5А, 750	26 3,0	Рамная	СВП 27 Шаг 0,8 м
9	Граниты	12-14	+	35	2 пути ВГ-3,3, 900	62 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,7 м Т=5 см
10	Доломиты	5-7	-	20	1 путь ВГ-5,6, 900	40 3,0	Бетонная	Т=300 мм
11	Порфириты	7-9	+	50	2 пути ВГ-4,5А, 900	45 3,5	Бетонная	Т=250 мм
12	Песчаники	6-8	-	40	2 пути ВГ-2,5, 750	47	Рамная	СВП 22

						2,5		Шаг 1,2 м
13	Известняки	4-6	+	20	1 путь ВГ-0,7, 600	30 2,0	Бетонная	Т=350 мм
14	Лиственити	12-14	-	20	1 путь ВГ-1,2, 750	64 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,7 м Т=5 см
15	Известняки	4-6	-	25	1 путь ВГ-1,2, 600	29 2,5	Бетонная	Т=400 мм
16	Диабазы	17-18	+	30	1 путь ВГ-2,0, 900	75 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,5 м; Шаг 0,8 м Т=7 см
17	Граниты	14-16	+	40	2 пути ВГ-1,2, 750	69 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,5 м Т=6 см
18	Аргиллиты	4-6	+	50	2 пути ВГ-2,5, 900	34 2,0	Рамная	СВП 27 Шаг 1 м
19	Известняки	2-5	-	45	2 пути ВГ-4,5А, 750	30 2,5	Бетонная	Т=400 мм
20	Суглинки	1-3	+	30	1 путь ВГ-2,0, 900	22 2,5	Бетонная	Т=450 мм
21	Скарны	12-14	-	35	1 путь ВГ-2,2, 600	45 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м Т=5 см
22	Лиственити	14-16	+	20	1 путь ВГ-0,7, 600	55 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,6 м Т=6 см
23	Граниты	12-14	-	45	2 пути ВГ-9А, 750	63 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,5 м Т=7 см
24	Песчаники	6-8	+	60	2 пути ВГ-10А, 900	36 2,5	Рамная	СВП 33 Шаг 0,7 м
25	Порфириты	7-9	-	30	1 путь ВГ-3,3, 900	42 2,0	Рамная	СВП 22 Шаг 1 м
26	Доломиты	5-7	+	60	2 пути ВГ-2,2, 750	32 3,0	Бетонная	Т=250 мм

27	Известняки	4-6	+	50	2 путь УВГ-1,3, 750	27 2,5	Бетонная	Т=300 мм
28	Диабазы	17-18	+	25	1 путь ВГ-1,2, 600	79 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3,2 м; Шаг 0,5 м Т=6 см
29	Известняки	4-6	-	40	2 пути ВГ-1,6, 600	23 2,0	Бетонная	Т=250 мм
30	Граниты	14-16	-	45	1 путь ВГ-5,6, 900	64 3,5	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,7 м Т=7 см
31	Лиственити	12-14	+	35	2 пути ВГ-1,6, 600	55 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,8 м; Шаг 0,6 м Т=6 см
32	Скарны	12-14	+	50	2 пути ВГ-2,5, 900	53 4,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=2,6 м; Шаг 0,5 м Т=5 см
33	Суглинки	1-3	-	25	1 путь ВГ-2,0, 750	20 2,5	Бетонная	Т=450 мм
34	Аргиллиты	4-6	+	50	2 пути ВГ-10А, 900	27 2,0	Бетонная	Т=300 мм
35	Известняки	2-5	-	60	2 пути ВГ-9А, 750	25 2,0	Бетонная	Т=350 мм
36	Лиственити	12-14	+	35	1 путь ВГ-2,2, 600	60 3,5	Рамная	СВП 27 Шаг 0,8 м
37	Граниты	12-14	+	60	2 пути ВГ-3,3, 900	70 3,0	Анкерная Набрызгбетонная	L=3 м; Шаг 0,6 м Т=5 см
38	Доломиты	5-7	+	70	2 пути ВГ-4,5А, 900	32 2,5	Бетонная	Т=250 мм
39	Порфириты	7-9	-	50	2 пути ВГ-2,2, 600	48 3,0	Рамная	СВП 33 Шаг 1,3 м
40	Известняки	4-6	-	25	1 путь ВГ-0,7, 600	25 2,5	Бетонная	Т=300 мм

Примечания: L – длина анкера; Т – толщина набрызгбетонной или бетонной крепи

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шахтное и подземное строительство. Проведение горизонтальных и наклонных выработок: Учебное пособие / М. В. Корнилков, В. Е. Боликов, Ю. Н. Осколков, Б. Д. Половов, О. Г. Латышев, Ю. К. Краев, А. Г. Петрушин, Д. А. Черев, М. Н. Волков. Под общ. ред. М. В. Корнилкова. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. – 188 с.
2. Шахтное и подземное строительство: Учебник для ВУЗов Ш11 2-е изд., перераб. и доп.: в 2 т. / Б. А. Картозия, Б. И. Федунец, М. Н. Шуплик и др. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – Т.I. – 607 с.
3. Б.Д. Половов «Основы горного дела» часть 2: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 212 с.
4. ЕНиР №36 «Горнопроходческие работы»

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

СТРОИТЕЛЬНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

**ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ
«ГОРНОЕ ДЕЛО»**

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Канков Е.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 3
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента 4
2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 5
3. Контрольные работы 9
3.1. Контрольная работа №1. Определение размеров и выбор формы горной выработки 9
3.2. Контрольная работа №2. Определение объемов горнопроходческих (горностроительных) работ 10
3.3.Контрольная работа №3. Определение продолжительности выполнения основных горно-проходческих операций и составление графика цикличной организации работ 11
Рекомендуемая литература 12

Введение

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы - 89 часов, заочной – 155 часов.

По курсу «Строительная геотехнология» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; подготовка и защита контрольных работ. Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Строительная геотехнология*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре шахтного строительства имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения [3]. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема №1. Обобщенная классификация комплексов горных выработок и подземных сооружений.

Определения понятий «горная выработка», «комплекс горных выработок», «строительная геотехнология». Классификация комплексов горных выработок. (§ 9, С. 153-154).

Дополнительная литература: [2, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что понимается под комплексом горных выработок?
2. Что изучает научная дисциплина «строительная геотехнология»?
3. По каким признакам классифицируются горные комплексы, не связанные с добычей полезных ископаемых?

Тема №2. Городские подземные комплексы

Общие сведения о видах городских подземных комплексах (метрополитены, коллекторные сети и т.д.). Состав и структура городских подземных комплексов, нормативные требования, предъявляемые к ним. (§ 10, С. 154-265).

Дополнительная литература: [2, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. На какие группы делятся городские подземные?
2. Дайте определение тоннелю и развязке.
3. Перечислите основные элементы тоннеля.
4. По каким признакам классифицируются городские транспортные тоннели?
5. Какие существуют виды трассировок тоннелей?
6. Какие факторы формируют приток воды в городские подземные комплексы?
7. Перечислите способы гидроизоляции городских подземных комплексов?
8. Что понимается под вскрытием тоннелей? Какие существуют схемы вскрытия тоннелей?
9. Дайте определение «подземный гараж», «подземная парковка».
10. По каким признакам классифицируются подземные гаражи и автостоянки?
11. Какие требования предъявляют к системе вентиляции подземных гаражей и автостоянок?
12. Каким образом производится определение ширины пешеходных тоннелей и подуличных переходов?
13. Назовите способы перемещения пешеходов в подуличных переходах.
14. Дайте определение «коллектор» и «коллекторная сеть».
15. Назовите основные типы коллекторов.
16. Назовите системы канализации и способы транспортировки стоков.

17. Что называется метрополитеном? Назовите виды и основные характеристики метрополитена.

18. Перечислите состав метрополитена.

19. По каким параметрам определяются размеры станций метрополитена?

20. По каким признакам классифицируются станций метрополитена?

21. Опишите внутренние конструкции станций метрополитена.

22. По каким признакам разделяются тоннели метрополитена?

23. Опишите эскалаторные и лифтовые комплексы станций метрополитена. Какие из них по вашему мнению наиболее предпочтительней?

24. Какие вспомогательные службы обеспечивают безопасную эксплуатацию метрополитена?

25. Перечислите приоритетные направления комплексного использования городского подземного пространства.

26. Назовите группы городских подземных сооружений промышленного назначения.

Тема №3. Магистральные внегородские тоннели

Общие сведения о видах магистральных внегородских тоннелях. Классификация магистральные внегородские тоннели, нормативные требования, предъявляемые к ним. (§ 11, С. 265-274).

Дополнительная литература: [2, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Каково назначение магистральных внегородских тоннелей?

2. Для каких видов транспорта строят магистральные внегородские тоннели?

3. Перечислите основные отличия магистральных внегородских тоннелей от городских.

4. По каким норма проектируют железнодорожные тоннели?

5. Какие тоннели называются подводными? Какими способами может вестись их строительство?

Тема №4. Подземные энергетические комплексы

Общие сведения о видах подземных энергетических комплексах. (§ 12, С. 274-281).

Дополнительная литература: [2, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие существуют виды подземных энергетических комплексов?

2. Что является причиной подземного размещения энергетических комплексов?

3. Расшифруйте аббревиатуры ГАЭС, ВГАЭС и назовите назначение.

4. Назовите назначение и классификацию гидротехнических тоннелей?

Тема №5. Подземные склады и хранилища, заводы и оборонительные сооружения

Общие сведения о подземных складах и хранилищах, заводах и оборонительных сооружениях. Состав, структура и компоновочные решения. (§ 13, С. 282-289).

Дополнительная литература: [2, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Где могут быть размещены подземные склады и хранилища?
2. Какие условия необходимы для размещения отходов атомных электростанций?
3. Перечислите типы хранилищ для хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов.
4. Какие элементы должны входить в состав подземных заводов?
5. Перечислите направления использования подземного пространства в оборонительных целях.

Тема №6. Способы строительства горнотехнических объектов

Общие сведения о способах строительства горнотехнических объектов. Технологические схемы проведения и строительства подземных вертикальных, горизонтальных и наклонных выработок. Специальные способы строительства горных выработок. Основные и вспомогательные горнопроходческие процессы и операции. Горнопроходческие машины и оборудование. Общие сведения об организации горнопроходческих работ. (§ 20, 21, С. 409-516).

Дополнительная литература: [2-5].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что называется способом строительства?
2. По каким признакам разделяются способы строительства горнотехнических объектов?
3. Что такое ПОС? Что в нем рассматривается?
4. Кто разрабатывает ПОС? Как определяется объем и состав ПОС?
5. Что такое ППР? Кто разрабатывает ППР?
6. Что называется циклом?
7. Что такое «уходка»? Каким образом она определяется?
8. Назовите основные способы разрушения горных пород.
9. Опишите схемы проветривания забоев при строительстве горных выработок.
10. Какие лесные материалы применяют для крепления горных выработок?
11. Что такое бетон, как он готовится, какие марки бетона существуют?
12. В каком виде для крепления применяется металл и сборный железобетон?
13. Какие существуют способы и схемы проходки вертикальных шахтных стволов?

14. Назовите основные операции проходческого цикла и опишите, как они осуществляются.

15. Какие виды крепи вертикальных шахтных стволов существуют и как ее возводят?

16. Что такое армировка ствола?

17. Назовите специальные способы проходки вертикальных шахтных стволов и условия, в которых они применяются.

18. Опишите способ применения забивной крепи.

19. Что такое опускная крепь?

20. Как осуществляется проходка вертикальных шахтных стволов с замораживанием пород?

21. Что такое тампонирование горных пород?

22. Как производится понижение уровня грунтовых вод при специальных способах проведения стволов?

23. Что такое углубка действующих вертикальных шахтных стволов?

24. Опишите способы углубки стволов сверху вниз.

25. Опишите способы углубки стволов снизу вверх.

26. Как определяются форма и размеры поперечного сечения квершлагов?

27. Из каких операций состоит проходческий цикл при проходке квершлагов?

28. Как производится уборка взорванной породы и какие погрузочные машины при этом используются?

29. Опишите основные виды деревянной, металлической и каменной крепей горизонтальных выработок.

30. Опишите способы проходки штреков по тонким пластам узким и широким забоем.

31. Опишите способы проходки восстающих выработок.

3. КОНТРОЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Порядок выполнения и оформления контрольной работы

1. Производят все указанные в задании вычисления.

2. В соответствии с заданием определяют параметры горной выработки.

3. Оформляют и защищают контрольную работу.

Контрольная работа должна состоять из титульного листа с указанием ее названия, автора и руководителя; краткой теории вопроса; сводки результатов и выводов.

При выполнении графических построений и расчетов на компьютере приводятся их распечатки.

Все расчеты оформляются в виде формул в общем виде, их числовое выражение и полученный результат с указанием размерности.

Контрольная работа №1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ И ВЫБОР ФОРМЫ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Цель работы – овладение методикой выбора формы и размеров горной выработки с учетом горно-геологический и горно-технологических факторов.

Определяемые в работе, размеры выработок определяются в соответствии существующим нормативным требованиями к проектированию подземных горных выработок.

Теоретическая основа дается в учебнике §1.1, 1.2 [5].

Методика работ

1. По исходным данным определяем основные параметры проектируемой горной выработки (удароопасность массива горных пород, срок службы горной выработки). По данным параметрам выбираем наиболее подходящую форму горной выработки.

2. По габаритам заданного оборудования и в соответствии с существующими требованиями к технологическим зазорам (основные требования приведены в §1.2 [5]) определяем минимальные размеры ваработки и определяем площадь выработки «в свету».

3. По формуле 1.1 [5] производим проверку полученной площадь выработки «в свету» на скорость движения воздуха. При не выполнении условия прозводим изменении принятых размеров.

Задание:

1. Определить минимальные размеры горизонтальной горной выработки, обеспечивающие размещение заданного подземного транспорта, а также движение требуемого количества воздуха по данной горной выработке.

Контрольная работа №2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ (ГОРНОСТРОИТЕЛЬНЫХ) РАБОТ

Цель работы – овладение методикой определения объёмов работ, выполняемых при строительстве горных выработок буро-взрывным способом.

При определении объёмов работ необходимо правильно выбирать значения различных коэффициентов (К.И.Ш., К.И.С., коэффициент разрыхления), зависящие от физико-механических свойств горных пород.

Теоретическая основа

§13 [5].

Методика эксперимента

1. Определить состав горно-проходческих работ выполняемых в цикле. При выборе необходимо учитывать технологию и время выполнения отдельных операций.

2. В зависимости от принятого состава работ выбрать методику определения объемов работ, которая зависит от вида работы и способа учёта их производительности (единицы измерения).

3. Произвести подсчет объёмов выполняемых работ.

Задание:

1. Определить необходимый состав горно-проходческих работ, необходимых для продвигания забоя горной выработки.

2. Определить численное значение объемов горно-проходческих работ.

Контрольная работа №3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ВЫПОЛНЕНИЯ ОСНОВНЫХ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИХ ОПЕРАЦИЙ И СОСТАВЛЕНИЕ ГРАФИКА ЦИКЛИЧНОЙ ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ

Цель работы – определить трудоемкость и продолжительность отдельных горно-проходческих операций и всего цикла в целом, необходимого численного состава звена для выполнения данных операций. На основании полученных данных произвести построение графика цикличной организации работ.

Определение трудоёмкости горно-проходческих операций производится в соответствии с действующими нормами времени.

Теоретическая основа

§13 [5].

Методика эксперимента

1. Определяем максимально допустимую продолжительность цикла и принимаем продолжительность рассчитываемого цикла, которое не должно превышать максимально допустимое.

2. Определяем трудоемкость всех отдельных горно-проходческих операций, входящих в состав цикла, и суммарную трудоемкость цикла.

3. Рассчитываем требуемый численный состав звена, исходя из рассчитанной трудоемкости цикла и принятой его продолжительности.

4. Производим определение коэффициента переработки рабочих и определяем расчетное время выполнения каждой операции цикла.

5. Определяем продолжительность вспомогательных операций цикла и производим определение чистого времени выполнения каждой операции цикла.

6. Производим построение графика выполнения работ горно-проходческого цикла.

Задание:

1. Определить трудоемкость отдельных горно-проходческих операций и суммарную трудоемкость цикла.

2. Определить численный состав звена и продолжительность горно-проходческих операций цикла.

3. Построить циклограмму горно-проходческих работ.

Рекомендуемая литература

1. Половов Б.Д., Химич А.А., Валиев Н.Г. Основы горного дела: общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии: учебник для вузов / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев; ФГБОУ ВПО «Урал. гос. горный ун-т». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. 789 с.

2. Основы горного дела : учебное пособие / Б. Д. Половов ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ. Ч. 2. - Екатеринбург : УГГУ, 2005. - 212 с.

3. Килячков А.П. Технология горного производства. – М.: Недра, 1992. – 414 с.

4. Покровский Н.М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений. -М.: Недра, 1987. - 247 с.

5. Шахтное и подземное строительство. Проведение горизонтальных и наклонных выработок: Учебное пособие / М.В. Корнилков, В.Е. Боликов, Ю.Н. Осколков, Б.Д. Половов, О.Г. Латышев, Ю.К. Краев, А.Г. Петрушин, Д.А. Черев, М.Н. Волков. Под общ. ред. М.В. Корнилкова.- Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. – 188 с.

Министерство образования и науки
Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный
университет»

**С. Г. Комлев, Т. Ю. Овчинникова,
К. А. Водовозов**

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Методические указания
по выполнению контрольных работ
и варианты заданий
по дисциплине «Обогащение полезных ископаемых»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело
всех форм обучения

Екатеринбург

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный университет»

С. Г. Комлев, Т. Ю. Овчинникова,
К. А. Водовозов

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Методические указания
по выполнению контрольных работ
и варианты заданий
по дисциплине «Обогащение полезных ископаемых»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело
всех форм обучения

СОДЕРЖАНИЕ

ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОФОРМЛЕНИЮ 6
1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ФОРМУЛЫ 7
1.1. Расчёт технологических показателей обогащения 7
1.2. Построение гранулометрической характеристики 10
1.3. Расчёт эффективности грохочения 15
1.4. Расчёт схем обогащения 17
2. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ 19
2.1. Контрольная работа № 1 19
2.2. Контрольная работа № 2 21
2.3. Контрольная работа № 3 23
3. ВАРИАНТЫ ЗАДАНИЙ ДЛЯ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ 27
3.1. Контрольная работа № 1 27
3.2. Контрольная работа № 2 31
3.3. Контрольная работа № 3 33
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 38

ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОФОРМЛЕНИЮ

В курсе «Обогащение полезных ископаемых» студент самостоятельно выполняет три контрольные работы из разделов «Расчёт технологических показателей обогащения» (контрольная работа № 1), «Построение гранулометрических характеристик» и «Расчёт эффективности грохочения» (контрольная работа № 2) и «Расчёт схем обогащения» (контрольная работа № 3). Номера задач для каждого студента задаются номером варианта задания. Номер варианта назначает преподаватель.

Контрольные работы оформляются в виде единой сброшюрованной пояснительной записки.

К пояснительной записке, выполненной на листах формата А4, предъявляются следующие требования: наличие титульного листа, содержания, нумерации страниц, таблиц, рисунков, подрисуночных подписей, обозначения и расшифровки кривых на графиках, обозначения осей на графиках, размерностей по осям графиков, в таблицах и численных результатах, получаемых в ходе расчётов по формулам, списка использованных источников.

При построении графиков студент самостоятельно выбирает оптимальные масштабы по осям, вводя, при необходимости, логарифмические масштабы.

1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ФОРМУЛЫ

1.1. Расчёт технологических показателей обогащения

Определения основных технологических показателей обогащения даны на примере операции разделения с двумя получаемыми продуктами (рис. 1).

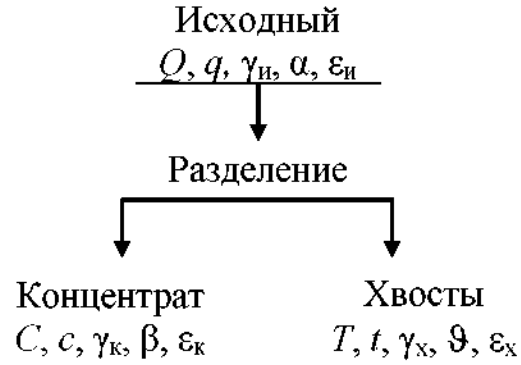


Рис. 1. К определению основных технологических показателей разделения

На рис. 1 введены следующие обозначения: Q, C, T – массы соответствующих продуктов; q, c, t – массы ценного компонента в соответствующих продуктах; $\gamma_и$, $\gamma_к$, $\gamma_х$ – выходы соответствующих продуктов; α, β, ϑ – массовые доли ценного компонента в соответствующих продуктах; $\varepsilon_и$, $\varepsilon_к$, $\varepsilon_х$ – извлечение ценного компонента в соответствующие продукты.

В обогащении полезных ископаемых количество продукта может иметь размерность как массы (т, реже кг), так и производительности (т/ч, т/сут, т/год).

В табл. 1 представлены общепринятые обозначения и размерности технологических показателей обогащения.

При разделении материала принято считать концентратами продукты с большей массовой долей ценного компонента, а хвостами – с меньшей. В том случае если оценка показателей обогащения ведётся по массовой доле вредной примеси, то концентратами считают продукты, с меньшим содержанием вредных примесей, а хвостами – с большей. Примером может служить обогащение углей, где малое содержание вредной примеси – золы (зольность) меньше для концентратов и больше для хвостов.

Таблица 1

Общепринятые обозначения и размерности технологических показателей обогащения

Показатель	Размерность	Продукт				
		исходный	концентрат	хвосты	подрешётный	надрешётный
Масса продукта	т, кг (т/ч; т/сут; т/год)	Q	C	T	C	T
компонента в продукте		q	c	t	–	–
класса -d		q	–	–	c	t
Выход	%	$\gamma_{\text{и}}$	$\gamma_{\text{к}}$	$\gamma_{\text{х}}$	$\gamma_{\text{п}}$	$\gamma_{\text{н}}$
Массовая доля компонента в продукте	% (г/т)	α	β	ϑ	–	–
золы в продукте (зольность)	%	$A_{\text{и}}$	$A_{\text{к}}$	$A_{\text{х}}$	–	–
класса -d		α^{-d}	–	–	β^{-d}	ϑ^{-d}
класса +d		α^{+d}	–	–	β^{+d}	ϑ^{+d}
Извлечение	%	$\varepsilon_{\text{и}}$	$\varepsilon_{\text{к}}$	$\varepsilon_{\text{х}}$	–	–

Выход продукта – это отношение массы продукта разделения к массе исходного продукта:

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{C}{Q}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \gamma_{\text{к}} = \frac{C}{Q} \cdot 100, \%. \qquad (1)$$

$$\gamma_{\text{х}} = \frac{T}{Q}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \gamma_{\text{х}} = \frac{T}{Q} \cdot 100, \%. \qquad (2)$$

Массовая доля компонента в продукте – это отношение массы компонента в каком-либо продукте к массе всего этого продукта:

для исходного $$\alpha = \frac{q}{Q}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \alpha = \frac{q}{Q} \cdot 100, \%; \qquad (3)$$

для концентрата $$\beta = \frac{c}{C}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \beta = \frac{c}{C} \cdot 100, \%; \qquad (4)$$

для хвостов $$\vartheta = \frac{t}{T}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \vartheta = \frac{t}{T} \cdot 100, \%. \qquad (5)$$

Извлечение компонента в продукт – это отношение массы компонента в продукте к массе этого компонента в исходном продукте:

$$\varepsilon_к = \frac{c}{q}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \varepsilon_к = \frac{c}{q} \cdot 100, \%. \tag{6}$$

$$\varepsilon_х = \frac{t}{q}, \text{ д. ед.} \quad \text{или} \quad \varepsilon_х = \frac{t}{q} \cdot 100, \%. \tag{7}$$

Иногда используют термин ***потери*** для обозначения извлечения ценного компонента в не одноимённый продукт, например, *потери* ценного компонента *с хвостами*, что *равнозначно* понятию *извлечение* ценного компонента *в хвосты*.

Уравнения баланса, вытекают из закона сохранения массы:

$$C + T = Q; \tag{8}$$

$$c + t = q; \tag{9}$$

$$\gamma_к + \gamma_х = \gamma_и; \tag{10}$$

$$\gamma_к \cdot \beta + \gamma_х \cdot \vartheta = \gamma_и \cdot \alpha; \tag{11}$$

$$\varepsilon_к + \varepsilon_х = \varepsilon_и. \tag{12}$$

Сумма масс, выходов и извлечений продуктов разделения ***всегда*** равна массе, выходу или извлечению исходного продукта соответственно и определяется простым сложением (8)-(10), (12).

Массовые доли ***складывать нельзя***, так как они рассчитаны от ***разных*** масс продуктов. При простом сложении не будет учтена ***доля участия*** (удельный вес) каждого из продуктов в общей сумме, поэтому при составлении уравнения баланса по массовым долям необходимо использовать ***средневзвешенное значение***. В качестве удельного веса может выступать выход или масса продукта, как показано в уравнении (11).

При расчёте одной операции разделения или схемы в целом, как правило, принимают: $\gamma_и = 100$ %; $\varepsilon_и = 100$ %. Тогда уравнения (10)-(12) приобретают вид:

$$\gamma_к + \gamma_х = 100; \tag{13}$$

$$\gamma_к \cdot \beta + \gamma_х \cdot \vartheta = 100 \cdot \alpha; \tag{14}$$

$$\varepsilon_к + \varepsilon_х = 100. \tag{15}$$

Решая систему уравнений, состоящую из формул (13)-(15), можно вывести формулы для расчёта выходов продуктов разделения и из-

влечения в них (продукты) компонента:

$$\gamma_к = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} \cdot 100, \% \quad (16)$$

$$\gamma_х = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \vartheta} \cdot 100\ \%. \quad (17)$$

$$\varepsilon_к = \frac{\gamma_к \cdot \beta}{\alpha}, \%. \quad (18)$$

$$\varepsilon_х = \frac{\gamma_х \cdot \vartheta}{\alpha}, \%. \quad (19)$$

Примеры расчёта технологических показателей обогащения представлены в п. 2.1.

1.2. Построение гранулометрической характеристики

Гранулометрический состав продуктов обогащения характеризуется распределением частиц по классам крупности. Основным методом определения гранулометрического состава продуктов является ситовый анализ, состоящий в рассеве продукта на наборе сит с квадратными отверстиями и последующем определении ***частных выходов*** классов крупности.

Частный выход каждого класса крупности определяется по формуле:

$$\gamma_i = \frac{M_i}{M_{исх}} \cdot 100, \%, \quad (20)$$

где γ_i – выход i-го класса крупности; M_i – масса i-го класса крупности; $M_{исх}$ – масса исходного продукта, подвергнутого рассеву.

Помимо этого определяют ***суммарный выход*** классов крупности ***«по плюсу»*** и ***«по минусу»***.

Суммарная характеристика «по плюсу» показывает, какое количество материала осталось бы на сите с размером отверстия, равным d мм, если бы это сито в наборе сит для ситового анализа было верхним.

Суммарная характеристика «по минусу» показывает, какое количество материала прошло бы сквозь сито с размером отверстия, равным d мм, если бы это сито в наборе было нижним.

Суммарный выход классов крупности «по плюсу» рассчитывается последовательным суммированием значений частных выходов каждого класса крупности сверху вниз, а «по минусу» – снизу вверх.

Пример оформления результатов ситового анализа приведён в табл. 2.

Таблица 2

Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм		Выход, %		
		частный	суммарный	
			«по плюсу»	«по минусу»
-200+100		12,8	12,8	100,0
-100+50		22,5	35,3	87,2
-50+25		21,5	56,8	64,7
-25+13		16,9	73,7	43,2
-13+6		13,3	87,0	26,3
-6+3		6,4	93,4	13,0
-3+0		6,6	100,0	6,6
Итого:		**100,0**	–	–
Абсцисса для кривой «по минусу»	**Абсцисса для кривой «по плюсу»**		**Ордината для кривой «по плюсу»**	**Ордината для кривой «по минусу»**

На рис. 2 приведен пример построения суммарных характеристик крупности для рассмотренного примера. Кривые являются зеркальным отображением друг друга. По любой из них можно определить выход любого класса крупности.

При построении кривых суммарного выхода каждый класс крупности представляется в виде точки координатами (d; γ), где d – граничное значение каждого класса крупности, а γ – суммарный выход этого класса крупности («по плюсу» или «минусу»).

Для кривой суммарного выхода «по плюсу» d – это ***нижняя*** граница класса крупности, то есть значение крупности со знаком «плюс», а для кривой суммарного выхода «по минусу» – ***верхняя*** граница класса крупности, то есть значение крупности со знаком «минус». Для приведённого примера класс крупности -100+50 мм при построении кривой суммарного выхода «по плюсу» будет иметь координаты (50; 35,3), а при построении кривой суммарного выхода «по минусу» – (100; 87,2).

Полученные точки соединяют плавной кривой. Обе кривые суммарного выхода монотонны. Каждая из них пересекает и ось абс-

цисс, и ось ординат.

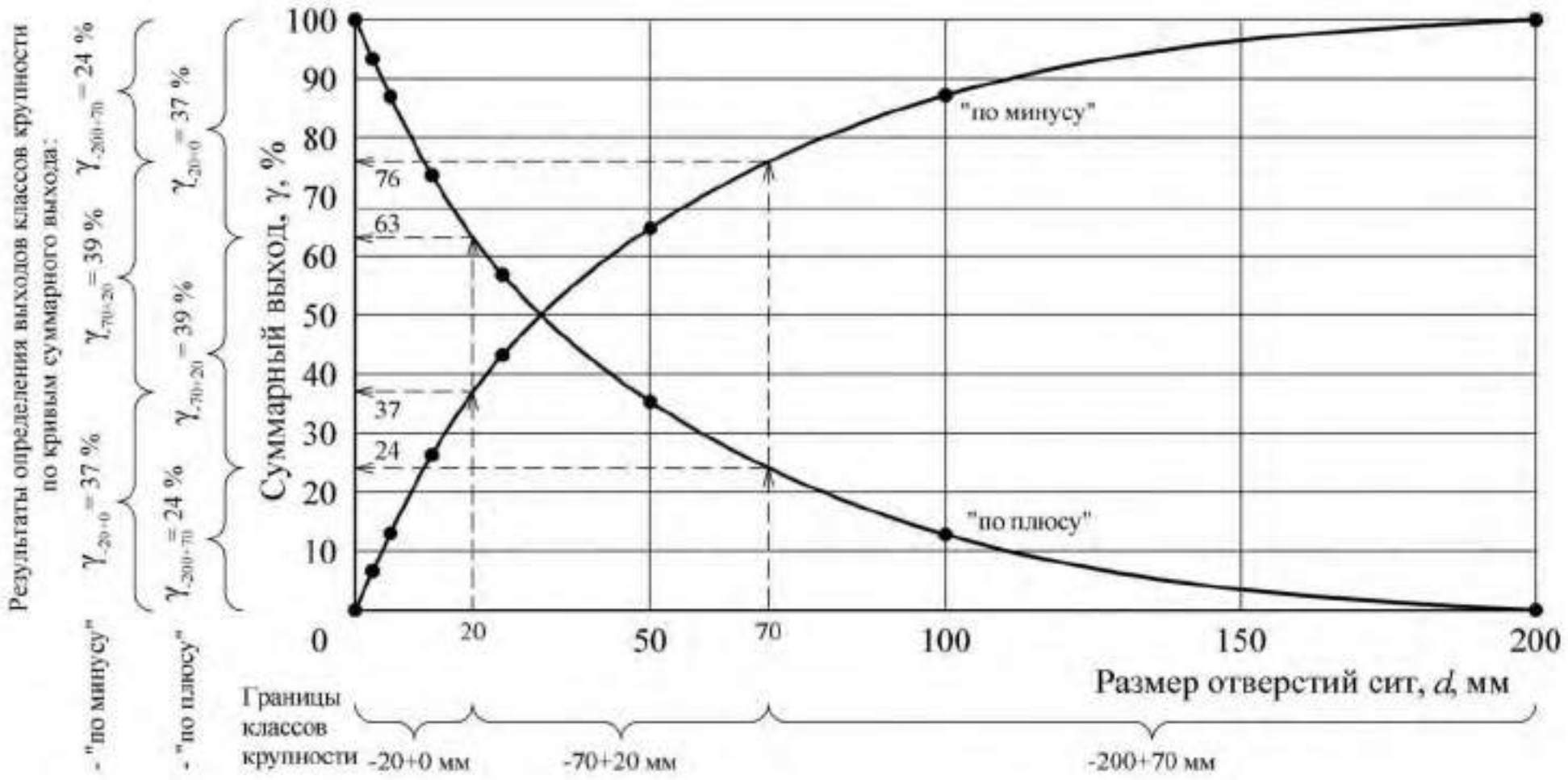


Рис. 2. Гранулометрическая характеристика продукта

Точки пересечения с осью абсцисс: (D_{max}; 0) для кривой суммарного выхода «по плюсу» и (D_{max}; 100) для кривой суммарного выхода «по минусу». D_{max} – это максимальная крупность продукта, мм. Для представленного примера D_{max}=200 мм.

Точки пересечения с осью ординат: (0; 100) для кривой суммарного выхода «по плюсу» и (0; 0) для кривой суммарного выхода «по минусу».

По виду кривой суммарного выхода можно сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности. Если кривая суммарного выхода «по плюсу» имеет выпуклую форму, то в продукте преобладают крупные классы, если вогнутую – то мелкие (для кривой суммарного выхода «по минусу» – наоборот). Если кривые суммарного выхода имеют форму близкую к прямой, то это свидетельствует о равномерном распределении частиц по классам крупности.

Определение выхода заданного класса крупности осуществляется в следующей последовательности:

1. Отложить на оси абсцисс границы заданного класса крупности.
2. Из полученных точек восстановить перпендикуляры до пересечения с кривой суммарного выхода.
3. Из полученных точек пересечения с кривой суммарного выхода провести перпендикуляры к оси ординат. Высота полученного отрезка находится вычитанием из б*о*льшего значения выхода меньшего и соответствует выходу заданного класса крупности.

Обычно границы класса крупности задаются двумя значениями, например, -6+3 мм. Если требуется определить выход класса крупности -6 мм, то второй границей является значение 0 мм (класс крупности -6+0 мм). Если требуется определить выход класса крупности +6 мм, то второй границей является значение максимальной крупности продукта (класс крупности -D_{max}+6 мм).

Также следует помнить, что сумма выходов классов $-d$ мм и $+d$ мм для одного и того же продукта равна 100 %.

При работе с гранулометрическими характеристиками (и только в этом случае) термины ***«выход класса»*** и ***«массовая доля класса крупности»*** равнозначны.

Пример

По гранулометрической характеристике (рис. 2) определить выходы классов крупности -20 мм, -70+20 мм, +70 мм.

Решение

Определим выходы заданных классов крупности по кривой суммарного выхода «по плюсу».

Класс -20 мм. Помня, что запись -20 мм означает -20+0 мм, определим значения выходов в точках 0 и 20 мм, они составят 100 и 63 % соответственно, следовательно, выход класса -20+0 мм составит:

$$\gamma_{-20+0} = 100 - 63 = 37\ \%.$$

Класс -70+20 мм. Значения выходов в точках 20 и 70 мм составляют 63 и 24 % соответственно, следовательно, выход класса -70+20 мм составит:

$$\gamma_{-70+20} = 63 - 24 = 39\ \%.$$

Класс +70 мм. Максимальная крупность продукта составляет 200 мм, следовательно, необходимо определить выход класса -200+70 мм. Значения выходов в точках 70 и 200 мм составляют 24 и 0 %, соответственно, следовательно, выход класса -200+70 мм составит:

$$\gamma_{-200+70} = 24 - 0 = 24\ \%.$$

Определение выходов заданных классов крупности по кривой суммарного выхода «по минусу» осуществляется аналогично. Значения выходов в точках 0, 20, 70 и 200 мм составляют 0, 37, 76 и 100 % соответственно. Тогда выходы классов крупности, %:

$$\gamma_{-20+0} = 37 - 0 = 37;$$
$$\gamma_{-70+20} = 76 - 37 = 39;$$
$$\gamma_{-200+70} = 100 - 76 = 24.$$

В практике обогащения при определении выхода класса крупности пользуются ***только одной*** из кривых суммарного выхода.

В контрольной работе № 2 требуется построить одну их кривых суммарного выхода и по ней определить выход заданного класса крупности. Пример выполнения приведён в п. 2.2.

1.3. Расчёт эффективности грохочения

Процесс грохочения характеризуется ***эффективностью грохочения*** (***к.п.д.*** грохота).

Эффективность грохочения (E) – это отношение массы подрешётного продукта (C) к массе продукта той же крупности в исходном материале (q), определяется по формуле:

$$E = \frac{C}{q} \cdot 100, \%. \qquad (21)$$

При расчёте показателей операции грохочения применимы все полученные ранее соотношения между технологическими показателями и уравнения баланса.

Условно концентратом считается подрешётный продукт, а надрешётный – хвостами. При этом массовая доля класса крупности менее размера отверстия сита в подрешётном продукте (β^{-d}) составляет 100 %, так как частицы крупнее размера отверстия сита в подрешётный продукт попасть не могут.

С помощью простых преобразований можно получить формулы для расчёта эффективности грохочения, %:

$$E = \frac{C}{Q \cdot \alpha^{-d}} \cdot 10^4; \qquad (22)$$

$$E = \frac{\gamma_{\text{п}}}{\alpha^{-d}} \cdot 100; \qquad (23)$$

$$E = \frac{\alpha^{-d} - \vartheta^{-d}}{\alpha^{-d}(100 - \vartheta^{-d})} \cdot 10^4. \qquad (24)$$

Для определения эффективности грохочения, как правило, необходимо знать массовую долю расчётного класса в исходной руде (α^{-d}).

Если эта величина не задана, то её можно определить по гранулометрической характеристике исходного продукта (п. 1.2).

Если гранулометрическая характеристика исходного продукта отсутствует, то её можно провести по прямой линии (рис. 3).

Так как гранулометрическая характеристика является прямой линией, то её можно описать уравнением вида $\alpha^{-d}=\gamma_{-d+0}=kd$.

Для случая, представленного на рис. 3, уравнение может быть записано как:

$$\alpha^{-d} = \frac{100}{D_{\max}} \cdot d, \%. \qquad (25)$$

Использование данной формулы позволяет определить массовую долю расчётного класса в руде без построения гранулометрической характеристики.

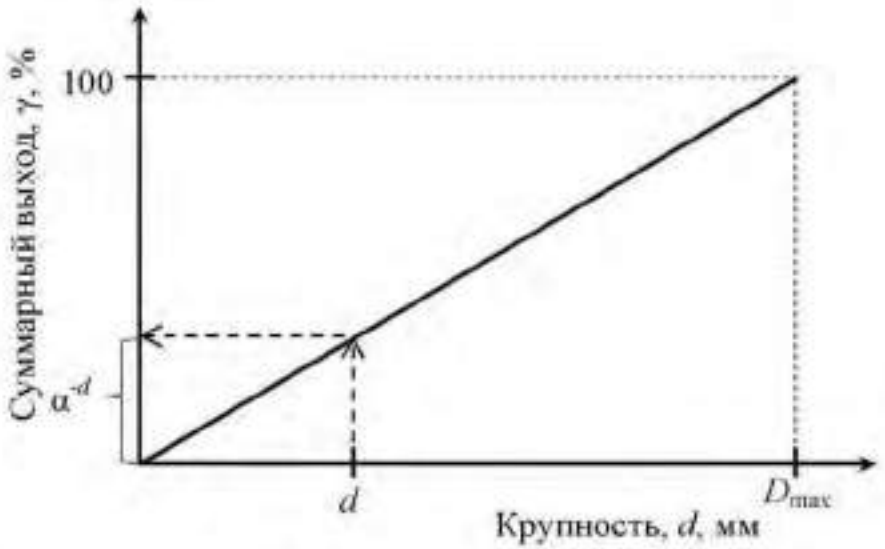


Рис. 3. К определению массовой доли нижнего класса в исходном материале:
***d* – размер отверстия сита; D_{max} – максимальная крупность исходного материала**

В табл. 1 приведены общепринятые обозначения для продуктов операции грохочения.

Примеры расчёта эффективности грохочения приведены в п. 2.2.

1.4. Расчёт схем обогащения

Совокупность операций переработки минерального сырья называется ***технологической схемой обогащения***, изображаемой графически. Расчёт технологических схем обогащения выполняется обычно в виде таблицы.

Основным типом технологических схем является ***качественно-количественная схема***, на которой отражены все операции обработки полезного ископаемого с указанием количества и качества всех продуктов.

Основой расчётов технологических показателей схем обогащения являются уравнения балансов (13)-(15).

Расчёт схемы начинается с составления технологического баланса по массовой доле компонента, представляемого в виде таблицы. Для расчёта схемы необходимо задаться рядом технологических показателей. Чаще всего задают величину массовой доли компонента в руде (по данным анализа) и в концентрате (по требованию нормативных документов), а также нормируемую величину извлечения компонента в концентрат (реже в хвосты).

Технологические показатели для промежуточных операций и продуктов схемы рассчитывают, задаваясь массовой долей компо-

нента в продуктах разделения, частным извлечением в концентрат или величиной степени концентрации компонента в каждой операции.

В контрольной работе № 3 требуется рассчитать технологические показатели схемы флотации. Каждой отдельной операции флотации присуща своя ***степень концентрации***, показывающая во сколько раз увеличивается массовая доля полезного компонента в концентрате операции, по сравнению с массовой долей в продукте, входящем в операцию. Степень концентрации обозначается буквой *i* и для основных и контрольных операций составляет 2-9, а для перечистных – 1-2. При расчёте обычно принимается, что массовая доля в концентрате первой контрольной операции в два раза больше, чем массовая доля в исходном продукте схемы, а если контрольная операция одна, то приблизительно равным ему. Массовую долю в промпродуктах перечистных операций (хвостах) принимают приблизительно равной массовой доле продукта, поступающего в ту же операцию, что и эти промпродукты.

После определения массовой доли компонента в каждом продукте схемы рассчитывают выходы всех продуктов схемы. Расчёт ведётся по операциям схемы «снизу вверх» составлением и решением балансовых уравнений относительно выходов продуктов. Расчёт завершается проверкой:

$$\Delta = 100 \cdot \alpha - (\gamma_к \cdot \beta + \gamma_х \cdot \vartheta). \qquad (26)$$

Величина Δ называется ***невязкой расчёта*** и показывает точность его выполнения. Невязка может быть как положительной, так и отрицательной. При выполнении расчёта на ПК величина невязки равна 0. При расчёте на калькуляторе для получения приемлемой величины невязки (порядка 10^{-3} %^{2}) получаемые величины необходимо округлять до 4-го знака после запятой.

Результаты расчётов оформляются в виде технологической схемы, изображаемой графически, и типовых таблиц – «Технологический баланс продуктов обогащения» и «Результаты расчёта качественно-количественной схемы».

На технологической схеме каждому продукту присваивается порядковый номер, указываются технологические показатели каждого продукта и принятые в операциях разделения степени концентрации.

В типовой таблице «Технологический баланс продуктов обогащения» приводятся технологические показатели ***исходного*** продукта

и ***конечных*** (концентрат и хвосты) продуктов разделения.

В типовой таблице «Результаты расчёта качественно-количественной схемы» приводятся технологические показатели для ***всех*** продуктов схемы.

Пример расчёта качественно-количественной схемы флотации приведён в п. 2.3.

2. ПРИМЕРЫ РЕШЕНИЯ

2.1. Контрольная работа № 1

Задача 1

Руда для кучного выщелачивания подаётся из трёх забоев в соотношении: 20 % из забоя № 1, 60 % из забоя № 2, остальное из забоя № 3. Массовая доля золота составляет 4, 6 и 3 г/т, соответственно. Определить массовую долю золота в исходной для выщелачивания куче.

Комментарий: *в данной задаче необходимо определить массовую долю руды, получаемой при смешивании руд из различных забоев. При этом руды из этих забоев имеют различную массовую долю компонента и смешиваются* ***не в равном*** *соотношении. В этом случае для расчёта массовой доли полученной смеси необходимо использовать формулу для определения средневзвешенного значения, которое учитывает долю участия каждого из забоев в общей смеси:*

$$\alpha = \frac{\sum_{i=1}^{n}(\gamma_i \cdot \alpha_i)}{\sum_{i=1}^{n}\gamma_i},$$

где γ_i – выход (доля) руды из i-го забоя; α_i – массовая доля компонента в руде i-го забоя.

Дано:

$\gamma_1 = 20$ %
$\alpha_1 = 4$ г/т
$\gamma_2 = 60$ %
$\alpha_2 = 6$ г/т
$\alpha_3 = 3$ г/т

$\alpha_{срв} - ?$

Решение

$\gamma_1+\gamma_2+\gamma_3=100$ % $\rightarrow \gamma_3 = 100 - (\gamma_1+\gamma_2)=100 - (20+60)=20$ %;

$$\alpha = \frac{\gamma_1 \cdot \alpha_1 + \gamma_2 \cdot \alpha_2 + \gamma_3 \cdot \alpha_3}{\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3} = \frac{20 \cdot 4 + 60 \cdot 6 + 20 \cdot 3}{20 + 60 + 20} = 5 \text{ г/т}.$$

Ответ: Массовая доля золота в исходной для выщелачивания куче равна 5 г/т.

Задача 2

Определить потери цинка с медным концентратом, если массовая доля цинка в руде – 5 %, в медном концентрате – 4,5 %, выход цинкового концентрата составляет 12 %, а выход хвостов – 85 %.

***Комментарий**: потери цинка с медным концентратом – это извлечение цинка в медный концентрат. В данной задаче речь идёт о **полиметаллической** руде (компонентами являются медь и цинк), при обогащении которой получают **три** продукта – хвосты и концентраты: медный и цинковый. Тогда формула (13) будет иметь вид:*

$$\gamma_к^{Cu} + \gamma_к^{Zn} + \gamma_х = 100\ \%.$$

Для определения потерь цинка с медным концентратом воспользуемся формулой (19), переписав её как, %:

$$\varepsilon_к^{Cu/Zn} = \frac{\gamma_к^{Cu} \cdot \vartheta^{Cu/Zn}}{\alpha^{Zn}}.$$

Нижний индекс «к» у обозначения показателей указывает лишь на то, что продукт, с которым теряется цинк, не является хвостами.

Дано:

$\alpha^{Zn} = 5\ \%$

$\gamma_к^{Zn} = 12\ \%$

$\vartheta^{Cu/Zn} = 4{,}5\ \%$

$\gamma_х = 85\ \%$

$\varepsilon_к^{Cu/Zn} - ?$

Решение

Выход медного концентрата составит:

$$\gamma_к^{Cu} = 100 - \gamma_к^{Zn} - \gamma_х = 100 - 12 - 85 = 3\ \%.$$

Потери цинка с медным концентратом:

$$\varepsilon_к^{Cu/Zn} = \frac{5 \cdot 4{,}5}{3} = 7{,}5\ \%.$$

Ответ: Потери цинка в медном концентрате составляют 7,5 %.

Задача 3

Определить суточную производительность фабрики по руде, если она производит 30 т/ч концентрата при выходе его 5 %.

***Комментарий**: Следует обратить внимание, что заданная величина производительности по концентрату имеет размерность **т/ч**, а значит, и величина производительности фабрики по руде при расчёте по формуле (1) будет иметь ту же размерность. Однако по условиям задачи требуется определить **суточную** производительность. При решении подобного типа задач принимается режим работы обогатительных фабрик 24 часа в сутки.*

Дано:	*Решение*
$\gamma_к = 5$ % $C = 30$ т/ч	$\gamma_к = \frac{C}{Q} \cdot 100 \rightarrow Q = \frac{C}{\gamma_к} \cdot 100 = \frac{30}{5} \cdot 100 = 600$ т/ч.
$Q_{сут} - ?$	$Q_{сут} = 24 \cdot Q = 24 \cdot 600 = 14400$ т/сут.
	Ответ: Суточная производительность фабрики составляет **14400** т/сут.

2.2. Контрольная работа № 2

Задача 1

Класс крупности, мм	Частный выход, %
-50+25	10
-25+12	20
-12+6	20
-6+0	50

По результатам ситового анализа построить кривую суммарного выхода «по полосу».
Определить по ней выходы классов крупности -30+10 и -5 мм.
Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.

Решение

Рассчитаем суммарный выход «по плюсу» (см. п.1.2):

Класс, мм	Частный выход, %	Суммарный выход «по плюсу», %
-50+25	10	10
-25+12	20	30
-12+6	20	50
-6+0	50	100
Итого:	**100**	–

Подробная методика построения гранулометрической характеристики и определения по ней выходов заданных классов крупности приведена в п. 1.2. Решение показано на рис. 4.

Выходы заданных классов крупности составляют:

$$\gamma_{-30+10} = 37 - 6 = 29\ \%.$$

$$\gamma_{-5+0} = 100 - 56 = 44\ \%.$$

По виду кривой можно сделать вывод о преобладании мелких классов крупности (кривая вогнутая).

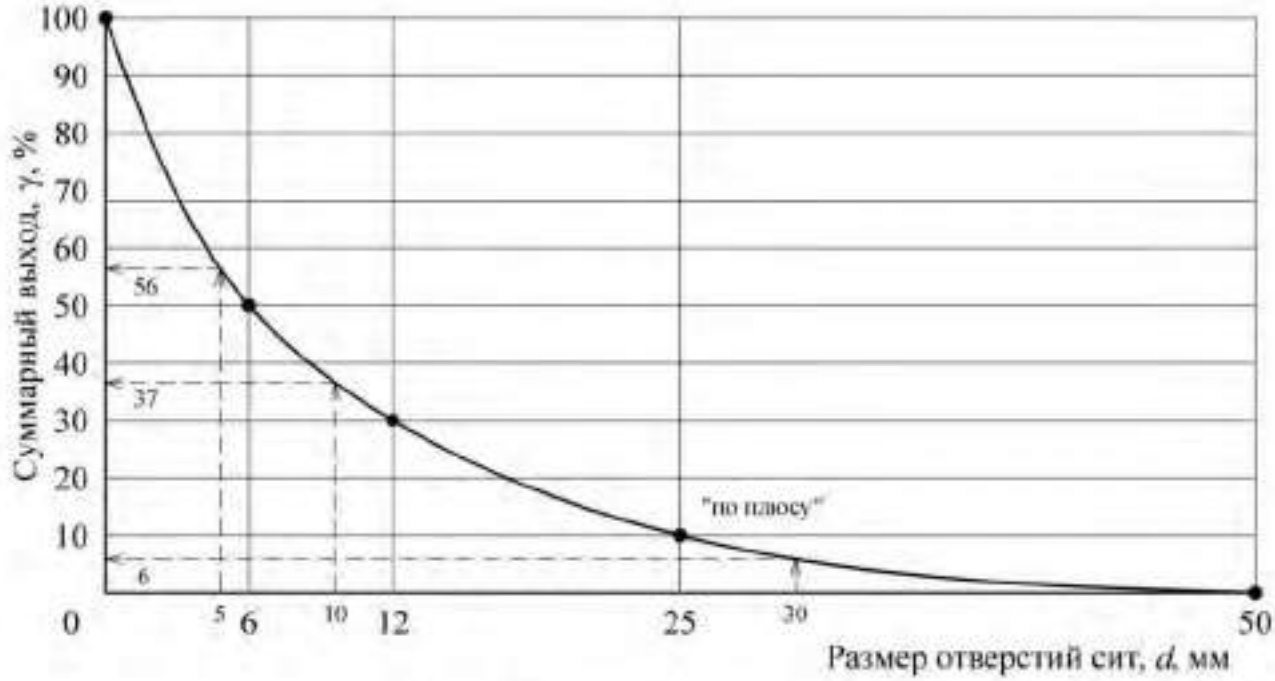


Рис. 4. Графическое решение

Задача 2

Определить эффективность грохочения на сетке 150 мм, если выход надрешётного продукта составляет 77 %. Крупность исходного материала 600 мм. Гранулометрическую характеристику исходной руды принять по прямой линии.

Дано:

$\gamma_н = 77$ %

$D_{max} = 600$ мм

d=150 мм

E – ?

Решение

Найдём массовую долю расчётного класса в исходном продукте по формуле (25):

$$\alpha^{-d} = \frac{100}{D_{max}} \cdot d = \frac{100}{600} \cdot 150 = 25\ \%.$$

Из уравнения баланса (13) определим выход подрешётного продукта:

$\gamma_п = 100 - \gamma_н = 100 - 77 = 23$ %.

Эффективность грохочения по выражению (23) составит:

$$E = \frac{\gamma_п}{\alpha^{-d}} \cdot 100 = \frac{23}{25} \cdot 100 = 92\ \%.$$

Ответ: Эффективность грохочения равна 92 %.

2.3. Контрольная работа № 3

Рассчитать технологический баланс продуктов обогащения и технологические показатели (выходы всех продуктов и извлечения компонента в эти продукты) для схемы обогащения, представленной на рис. 5. Массовая доля полезного компонента в исходном продукте 1 %, в концентрате 14 %, извлечение в концентрат 90 %. Значениями массовой доли для промежуточных продуктов схемы задаться самостоятельно (п. 1.4).

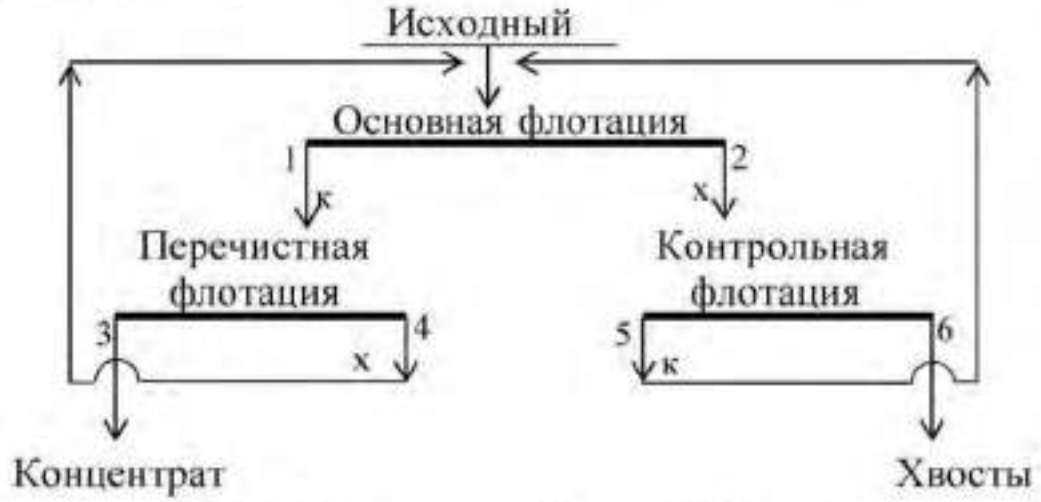


Рис. 5. Технологическая схема обогащения

Решение

По исходным данным с использованием выражений (15) и (19) определим массовую долю компонента в хвостах. Далее, применив формулы (18) и (13), рассчитаем выходы конечных продуктов – концентрата и хвостов. Полученные результаты запишем в виде табл. 3.

Таблица 3

Технологический баланс продуктов обогащения

Номер и наименование продукта	Технологические показатели, %		
	выход	массовая доля	извлечение
3. Концентрат	6,4286	14,0	90,00
6. Хвосты	93,5714	0,1069	10,00
Исходный	100,0000	1,0	100,00

Составим технологический баланс для следующих условий:

- массовая доля ценного компонента в руде – 1,0 %;
- массовая доля ценного компонента в концентрате – 14,0 %;
- извлечение ценного компонента в концентрат – 90 %.

Согласно информации, изложенной в п. 1.4.зададимся значениями массовой доли в продуктах операций флотации.

Определим массовые доли в концентратах операций:

основная: $\beta_1 = i_{осн} \cdot \alpha = 7{,}5 \cdot 1{,}0 = 7{,}5$ %;

перечистная: $\beta_3 = i_{переч} \cdot \beta_1 = 1{,}9 \cdot 7{,}5 = 14{,}25$ %;

контрольная $\beta_5 = i_{контр} \cdot \alpha = 2{,}0 \cdot 1{,}0 = 2$ %.

Так как концентрат перечистной операции является конечным продуктом, массовая доля в котором известна (14 %), то при дальнейшем расчёте принимаем $\beta_3 = 14$ %. При этом принятая степень концентрации (i=1,9) обеспечивает требуемое качество концентрата, так как 14,25 больше 14.

Массовую долю в промпродукте перечистной операции (хвостах) принимаем приблизительно равной массовой доле продукта, поступающего в ту же операцию, что и этот продукт. В нашем случае β_4 может находиться в диапазоне от α до 2α и составляет 1,1 %. Массовую долю в хвостах основной операции вычислим исходя из того, что степень концентрации в контрольной операции составляет 2-9, а массовая доля в концентрате контрольной равна β_5:

$$\beta_2 = \beta_5 / i_{контр} = 2{,}0 / 7 = 0{,}29\ \%.$$

Задавшись массовыми долями в каждом продукте, рассчитаем выходы продуктов в каждой операции. Расчёт ведётся с применением уравнений (10)-(11). Схема рассчитывается «снизу вверх», начиная с последней перечистной операции.

Перечистная флотация

Составим уравнение баланса для перечистной операции:

$$\begin{cases} \gamma_3 + \gamma_4 = \gamma_1; \\ \gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_4 \cdot \beta_4 = \gamma_1 \cdot \beta_1, \end{cases}$$

решив систему относительно γ_1, получим:

$$\gamma_1 = \gamma_3 \frac{\beta_3 - \beta_4}{\beta_1 - \beta_4} = 6{,}4286 \frac{14 - 1{,}1}{7{,}5 - 1{,}1} = 12{,}9576\ \%,$$

тогда $\gamma_4 = \gamma_1 - \gamma_3 = 12{,}9576 - 6{,}4286 = 6{,}5290$ %.

Контрольная флотация

Составим уравнение баланса для контрольной операции:

$$\begin{cases} \gamma_5 + \gamma_6 = \gamma_2; \\ \gamma_5 \cdot \beta_5 + \gamma_6 \cdot \beta_6 = \gamma_2 \cdot \beta_2, \end{cases}$$

решив систему относительно γ_2, получим:

$$\gamma_2 = \gamma_6 \frac{\beta_5 - \beta_6}{\beta_5 - \beta_2} = 93{,}5714 \frac{2 - 0{,}1069}{2 - 0{,}29} = 103{,}3333\ \%,$$

тогда $\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_6 = 103{,}3333 - 93{,}5714 = 9{,}7619\ \%$.

Проверка

По формуле (26) определим величину невязки:

$$\Delta = 100 \cdot \alpha - (\gamma_к \cdot \beta + \gamma_х \cdot \vartheta) = 100 \cdot \alpha - (\gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_6 \cdot \beta_6) =$$

$$= 100 \cdot 1{,}0 - (6{,}4289 \cdot 14 + 93{,}5714 \cdot 0{,}1069) = -0{,}003 = -3 \cdot 10^{-3}\ \%^2.$$

Извлечения в продукты операций разделения рассчитываются по формулам (18)-(19). Результаты расчёта схемы представлены на рис. 6 и в табл. 3, 4.



Рис. 6. Качественно-количественная схема обогащения

Таблица 4

Результаты расчёта качественно-количественной схемы обогащения

ПОСТУПАЕТ				ВЫХОДИТ			
Номер и наименование продукта	**Выход, %**	**Массовая доля, %**	**Извлечение, %**	**Номер и наименование продукта**	**Выход, %**	**Массовая доля, %**	**Извлечение, %**
Основная флотация							
Исходный	100,0000	1	100	1. Концентрат основной флотации	12,9576	7,5	97,18
4. Промпродукт перечистной флотации	6,5290	1,1	7,18	2. Хвосты основной флотации	103,3333	0,29	29,52
5. Концентрат контрольной флотации	9,7619	2	19,52				
Итого:	**116,2909**	**1,09**	**126,70**	**Итого:**	**116,2909**	**1,09**	**126,70**
Перечистная флотация							
1. Концентрат основной флотации	12,9576	7,5	97,18	3. Концентрат	6,4286	14,0000	90,00
				4. Промпродукт перечистной флотации	6,5290	1,1	7,18
Итого:	**12,9576**	**7,5**	**97,18**	**Итого:**	**12,9576**	**7,5**	**97,18**
Контрольная флотация							
2. Хвосты основной флотации	103,3333	0,29	29,52	5. Концентрат контрольной флотации	9,7619	2,00	19,52
				6. Хвосты	93,5714	0,1069	10,00
Итого:	**103,3333**	**0,29**	**29,52**	**Итого:**	**103,3333**	**0,29**	**29,52**

3. ВАРИАНТЫ ЗАДАНИЙ ДЛЯ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ

Номер варианта задается преподавателем. Номера задач в каждом варианте принимаются по таблице:

Вариант	Контрольная работа № 1	Контрольная работа № 2	Контрольная работа № 3
	номера задач		номер схемы
1	3, 11, 21, 35	3, 15	1
2	4, 15, 22, 38	10, 16	2
3	10, 13, 29, 33	4, 19	3
4	6, 14, 27, 31	8, 14	4
5	2, 18, 25, 36	1, 20	5
6	8, 17, 23, 37	5, 18	6
7	9, 20, 26, 32	7, 17	7
8	7, 19, 28, 40	9, 11	8
9	5, 12, 24, 39	2, 12	9
0	1, 16, 30, 34	6, 13	10

3.1. Контрольная работа № 1

Номер задачи	Условия задачи
1	Рассчитать выход никелевого концентрата, если массовая доля никеля в исходной руде составляет 3,4 %. Массовая доля никеля в концентрате 12 %, извлечение никеля в концентрат составляет 80 %.
2	Определить сколько тонн концентрата в сутки выдает фабрика, если выход концентрата составляет 4 %, а производительность фабрики по руде равна 800 т/ч.
3	Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей меди 1,6 %, а после обогащения получают два продукта; концентрат с массовой долей меди 18 % и хвосты с массовой долей меди 0,2 %.
4	Рассчитать выход концентрата и извлечение свинца в концентрат, если фабрика перерабатывает 14000 т руды в сутки с массовой долей свинца 2,4 % и получает 600 т концентрата с массовой долей свинца 50 %.
5	Определить суточную производительность фабрики по руде, если фабрика выдает 800 т концентрата в сутки при выходе 2,5 %.
6	Определить массовую долю компонента в хвостах, если из 1000 т руды с массовой долей полезного компонента 0,8 % в процессе обогащения получено 16 т концентрата при извлечении 90 %.
7	Определить потери никеля в медном концентрате, если массовая доля никеля в нем равна 1,0 % и выход медного концентрата составляет 10 %. Массовая доля никеля в исходной руде равна 3 %.

Номер задачи	Условия задачи
8	Определить, сколько тонн свинцового концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде составляет 5 000 т, массовая доля свинца в руде 1,8 %, а в концентрате 60 %. Извлечение свинца в концентрат 92 %.
9	Определить извлечение цинка в концентрат, если при суточной производительности фабрики 5000 т получают 150 т концентрата. Массовая доля цинка в руде 2 %, а в концентрате 60 %.
10	Определить потери меди и цинка в хвостах, если извлечение меди и цинка в медный концентрат соответственно 90 и 5 %, а в цинковый 6 и 85 %.
11	Определить выход медного концентрата, если массовая доля меди в руде 1,5 % в медном концентрате 18 %, а потери меди в хвосты 10 %.
12	Рассчитать извлечение полезного компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей полезного компонента 20 %, а получает концентрат с массовой долей компонента 50 % и хвосты, с массовой долей компонента 2 %.
13	Рассчитать выход концентрата и извлечение в него полезного компонента, если из 1 000 т руды с массовой долей полезного компонента 0,8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата с массовой долей полезного компонента 60 %.
14	Определить, сколько тонн железного концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 15 000 т, массовая доля железа в руде 18 %, а в концентрате 66 %. Извлечение железа в концентрат 90 %.
15	Определить извлечение цинка в концентрат, если массовая доля цинка в руде 2 %, в концентрате 50 %, в хвостах 0,5 %.
16	Рассчитать, сколько руды нужно переработать для получения 500 т концентрата, если его выход составляет 5 %.
17	Определить потери меди с цинковым концентратом, если выход цинкового концентрата 5 %, а массовая доля меди в нем 2 %. Массовая доля меди в исходной руде 1,2 %.
18	Рассчитать, сколько нужно переработать руды с массовой долей меди 1 % для получения 100 т концентрата с массовой долей меди 20 %, Массовая доля меди в хвостах 0,1 %.
19	Определить массовую долю компонента в хвостах, если извлечение его в концентрат 90 %, выход хвостов 95 %, массовая доля в исходном продукте 1 %.

Номер задачи	Условия задачи
20	Определить массовую долю металла в хвостах при обогащении руды с массовой долей металла 2 %, если извлечение его в концентрат составило 90 % при выходе концентрата 3,6 %.
21	Определить массовую долю компонента в исходной руде, если выход концентрата 8 %, извлечение 90 % и массовая доля компонента в нем 60 %.
22	Определить потери меди в цинковом концентрате, полученном при обогащении медно-цинковой руды с массовой долей меди 1,0 %, если выход цинкового концентрата 4,5 %, массовая доля меди в нем 4 %.
23	Определить количество свинца, потерянного в хвостах при флотации 6000 т руды с массовой долей свинца 4 %, если извлечение его в концентрат 85 %.
24	Шахта выдает рядовой уголь из трех лав: первая лава – 300 т/ч, A^d=9 %; вторая лава – 200 т/ч, A^d=12%; третья лава – 500 т/ч, A^d=8 %. Определить зольность угля, поступающего на обогащение.
25	Определить массовую долю железа в концентрате, если при обогащении железной руды с массовой долей железа 20 % выход концентрата 30 %, а извлечение 90 %.
26	Определить выход концентрата и извлечение P_2O_5 в концентрат, получаемый при обогащении апатитовой руды с массовой долей 20 % P_2O_5, если массовая доля P_2O_5 в концентрате 34,5 %, в хвостах 1 %.
27	Определить массовую долю золы и извлечение ее в хвосты, если ее извлечение в концентрат составляет 7 % при его выходе 70 %. Массовая доля золы в рядовом угле 24 %.
28	Определить массовую долю молибдена в концентрате, если при обогащении руды с массовой долей молибдена 0,1 %, выход концентрата 0,15 % при извлечении в него молибдена 80 %.
29	Определить выход концентрата и потери полезного компонента в хвостах, если из 2000 т руды с массовой долей полезного компонента 0,8 %, получено 26 т концентрата с массовой долей полезного компонента 48 %.
30	Определить зольность рядового угля, если на фабрику он поступает с трех шахт: 30 % – с шахты № 1, 50 % – с шахты № 2 и остальное с шахты №3. Зольность углей каждой шахты составляет соответственно 21, 19,5 и 24 %.
31	Фабрика после обогащения 3000 т руды с массовой долей металла 0,5 % получила 24 т концентрата с массовой долей металла 54 %. Какое извлечение было достигнуто при обогащении?
32	Сколько перерабатывает руды фабрика, если получается 100 т/ч концентрата с массовой долей меди 19,6 %. Массовая доля меди в руде 0,8 %, в хвостах 0,18 %.

Номер задачи	Условия задачи
33	Фабрика обогащает руду с массовой долей марганца 18 %. Производительность фабрики по руде составляет 300 т/ч. Определить выход концентрата и извлечение марганца в него, если массовая доля марганца в концентрате 45 %, а выпускается концентрата 60 т/ч.
34	Определить извлечение меди в концентрат, если при производительности фабрики 3000 т/сут получают 90 т концентрата с массовой долей меди 24 %. Руда поступает на фабрику с двух рудников в равном количестве с массовой долей меди соответственно 1,2 и 0,8 %.
35	На фабрику поступает рядовой уголь с зольностью 20 % и получается концентрат с зольностью 10 %. Каков выход концентрата и зольность хвостов, если производительность фабрики 350 т/ч, а на хвостохранилище отправляется 70 т/ч хвостов?
36	Определить выход концентрата и извлечение в него полезного компонента, если на фабрику поступает руда с массовой долей полезного компонента 15 %, а после обогащения получают концентрат и хвосты с массовой долей полезного компонента в них соответственно 45 и 5 %.
37	Определить количество олова и его массовую долю в суммарном концентрате, если на фабрике получают оловянный концентрат после обогащения руды на отсадочных машинах и концентрационных столах. С отсадочных машин получают 3 т/сут концентрата с массовой долей олова 20 %, а со столов – 2 т/сут, с массовой долей олова 15 %.
38	Определить выход и массу концентрата зольностью 8 %, получаемого при обогащении угля, если фабрика обогащает 250 т/ч угля с зольностью 16 % и получает хвосты с зольностью 65 %.
39	Определить массовую долю металла в хвостах при обогащении руды с массовой долей металла 2 %, если извлечение его в концентрат 88 %, а выход концентрата 4 %.
40	Рассчитать потери меди в цинковом концентрате, получаемом при обогащении медно-цинковой руды, поступающей на фабрику с двух рудников с массовой долей меди соответственно 1,5 % (60 % от общего количества руды) и 2 % (40 % от общего количества руды). Выход цинкового концентрата 10 %, массовая доля меди в нем 4 %.

3.2. Контрольная работа № 2

<table>
<tr><th>Номер задачи</th><th>Условия задачи</th></tr>
<tr><td colspan="2">Построение гранулометрических характеристик</td></tr>
<tr><td>1</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-1+0,5</td><td>31</td></tr><tr><td>-0,5+0,25</td><td>24</td></tr><tr><td>-0,25+0,15</td><td>15</td></tr><tr><td>-0,15+0</td><td>30</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по плюсу». Определить по ней выход класса +0,3 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>2</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-20+10</td><td>30</td></tr><tr><td>-10+5</td><td>28</td></tr><tr><td>-5+2,5</td><td>17</td></tr><tr><td>-2,5+1</td><td>13</td></tr><tr><td>-1+0</td><td>12</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по минусу» и определить по ней выход класса -8+4 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>3</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-25+12</td><td>42</td></tr><tr><td>-12+6</td><td>18</td></tr><tr><td>-6+3</td><td>16</td></tr><tr><td>-3+1</td><td>9</td></tr><tr><td>-1+0</td><td>15</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по плюсу» и определить по ней выход класса -10+5 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>4</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-500+250</td><td>25</td></tr><tr><td>-250+125</td><td>27</td></tr><tr><td>-125+50</td><td>20</td></tr><tr><td>-50+25</td><td>10</td></tr><tr><td>-25+0</td><td>18</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по минусу» и определить по ней выход класса -200+75 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>5</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-500+250</td><td>25</td></tr><tr><td>-250+125</td><td>27</td></tr><tr><td>-125+50</td><td>20</td></tr><tr><td>-50+25</td><td>10</td></tr><tr><td>-25+0</td><td>18</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по плюсу» и определить по ней выход класса -160+40 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>6</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-15+10</td><td>25</td></tr><tr><td>-10+5</td><td>30</td></tr><tr><td>-5+2</td><td>20</td></tr><tr><td>-2+1</td><td>10</td></tr><tr><td>-1+0</td><td>15</td></tr></table></td><td>Построить суммарную характеристику крупности «по минусу» и определить по ней выход класса -8+1 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
</table>

<table>
<tr><th>Номер задачи</th><th>Условия задачи</th></tr>
<tr><td>7</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-1+0,5</td><td>26</td></tr><tr><td>-0,5+0,3</td><td>29</td></tr><tr><td>-0,3+0,15</td><td>21</td></tr><tr><td>-0,15+0,1</td><td>10</td></tr><tr><td>-0,1+0</td><td>14</td></tr></table>По результатам ситового анализа построить суммарную характеристику крупности «по плюсу» и определить по ней выход класса -0,4+0,12 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>8</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-100+50</td><td>22</td></tr><tr><td>-50+25</td><td>25</td></tr><tr><td>-25+12</td><td>38</td></tr><tr><td>-12+6</td><td>10</td></tr><tr><td>-6+0</td><td>5</td></tr></table>Построить суммарную характеристику крупности «по минусу» и определить по ней выход класса -40+15 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>9</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-100+75</td><td>10</td></tr><tr><td>-75+50</td><td>22</td></tr><tr><td>-50+25</td><td>18</td></tr><tr><td>-25+12</td><td>20</td></tr><tr><td>-12+6</td><td>10</td></tr><tr><td>-6+0</td><td>20</td></tr></table>Построить суммарную характеристику крупности «по плюсу» и определить по ней выход класса -60+20 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td>10</td><td><table><tr><th>Класс, мм</th><th>Частный выход, %</th></tr><tr><td>-50+25</td><td>20</td></tr><tr><td>-25+12</td><td>13</td></tr><tr><td>-12+5</td><td>7</td></tr><tr><td>-5+3</td><td>5</td></tr><tr><td>-3+0</td><td>55</td></tr></table>Построить суммарную характеристику крупности «по минусу» и определить по ней выход класса -10 мм. Сделать вывод о преобладании тех или иных классов крупности.</td></tr>
<tr><td colspan="2">Расчёт эффективности грохочения</td></tr>
<tr><td>11</td><td>Определить эффективность грохочения материала -500+0 мм на сетке с размером отверстий 200 мм, если массовая доля класса -200+0 мм в надрешетном продукте 10 %. Характеристику крупности исходной руды принять по прямой линии.</td></tr>
<tr><td>12</td><td>Определить массовую долю класса менее размера отверстия сита в исходном для грохочения продукте, если выход подрешетного продукта составляет 70 % при эффективности грохочения 80 %.</td></tr>
<tr><td>13</td><td>Определить массовую долю нижнего класса в исходной руде, если выход подрешетного продукта составляет 40 %, а эффективность грохочения 80 %.</td></tr>
</table>

Номер задачи	Условия задачи
14	Определить к.п.д. грохота, если массовая доля нижнего класса в руде 40 %, а в надрешетном продукте 10 %.
15	Определить эффективность грохочения материала крупностью 200 мм на сетке с размером отверстия 50 мм, если выход надрешетного продукта 80 %. Гранулометрическую характеристику материала принять по прямой линии.
16	С какой эффективностью производится грохочение руды по сетке с размером отверстия 60 мм, если выход надрешетного продукта 82 %, гранулометрическая характеристика руды представляется прямой линией и максимальный кусок имеет диаметр 300 мм?
17	Какова эффективность грохочения, если выход надрешетного продукта 60 % и массовая доля нижнего класса в нем составляет 10 %?
18	Определить выход продуктов грохочения, если массовая доля нижнего класса в руде 50 %, в надрешетном продукте 10 %.
19	Рассчитать эффективность грохочения по всему нижнему классу, если выход надрешетного продукта 40 %, а массовая доля зерен крупнее размера отверстий сетки в руде составляет 35 %.
20	Определить производительность грохота по руде, если массовая доля нижнего класса в руде 30 % и в надрешетном продукте 10 %. Масса надрешетного продукта 778 т/ч.

3.3. Контрольная работа № 3

Рассчитать технологический баланс продуктов обогащения и технологические показатели всех продуктов для заданной по варианту схемы обогащения. Значениями массовой доли для промежуточных операций и продуктов схемы задаться самостоятельно.

Исходные данные для расчёта схем

Номер схемы	Массовая доля, %		Извлечение в концентрат, %
	в исходном	в концентрате	
1	1,7	43	85
2	1,0	17	87
3	1,5	33	95
4	1,6	22	90
5	1,2	45	97
6	1,8	23	89
7	1,4	25	93
8	2,5	6,5	80
9	1,5	20	84
10	1,3	23	88

Схема № 1



Схема № 2



Схема № 3

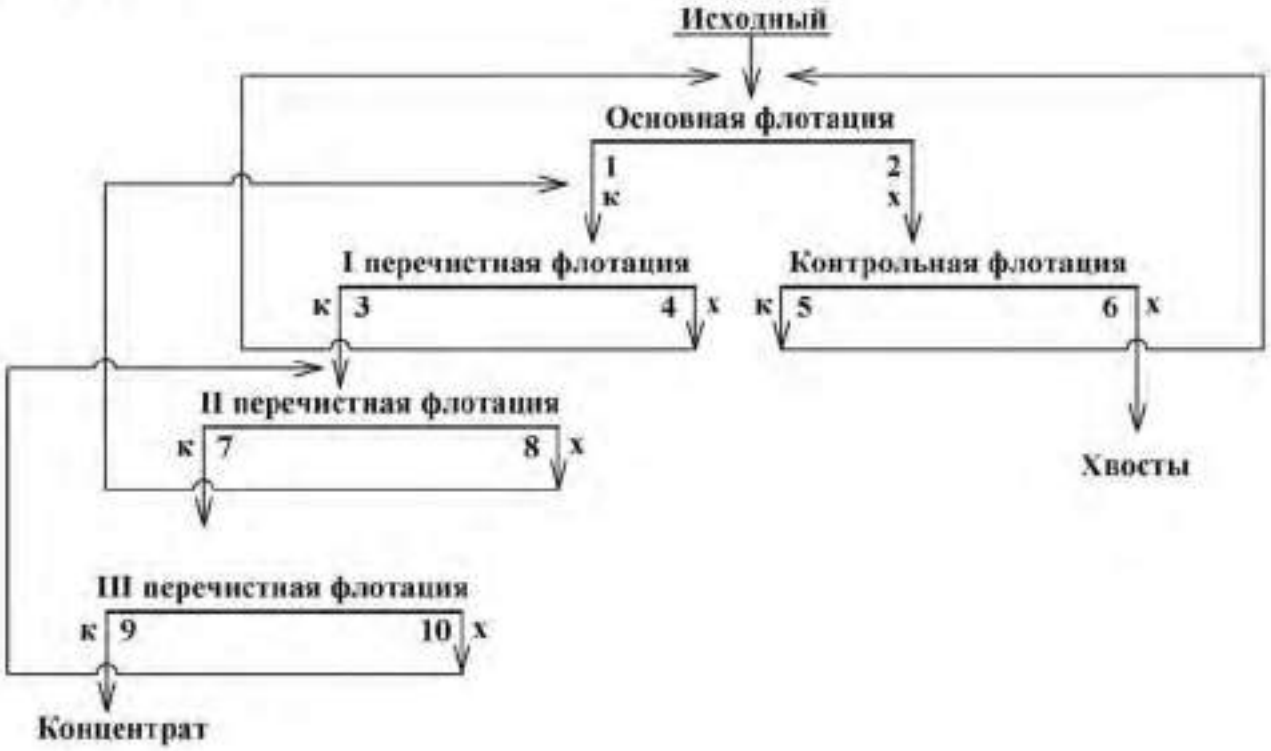


Схема № 4

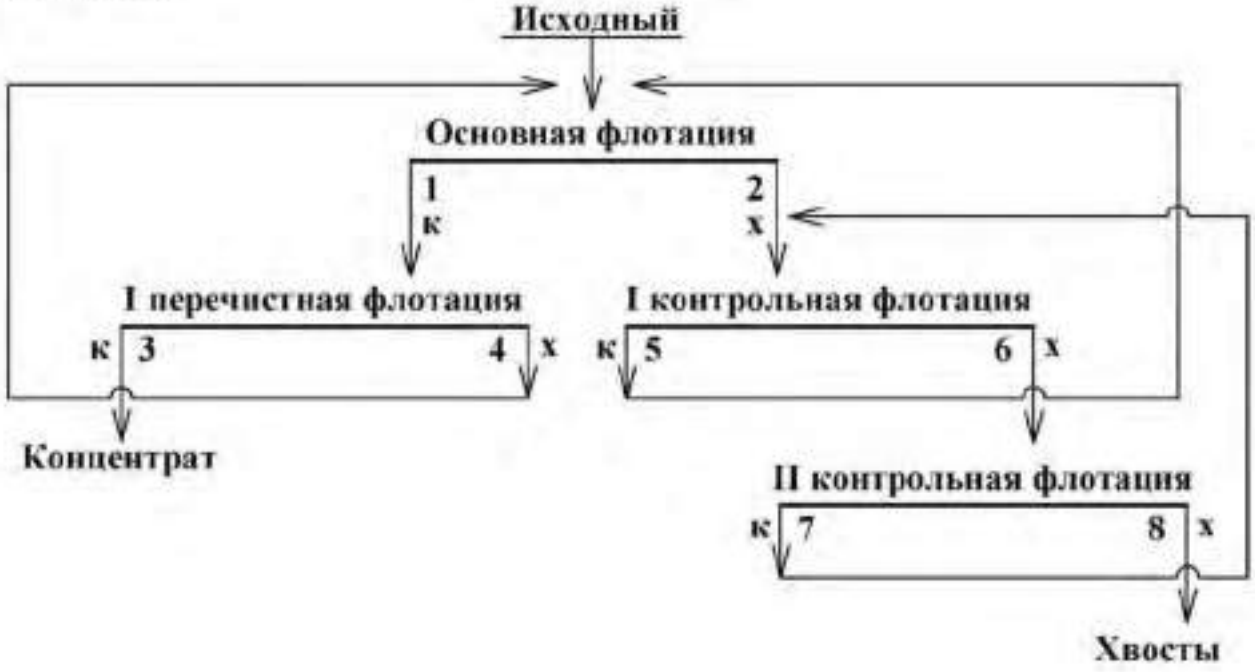


Схема № 5

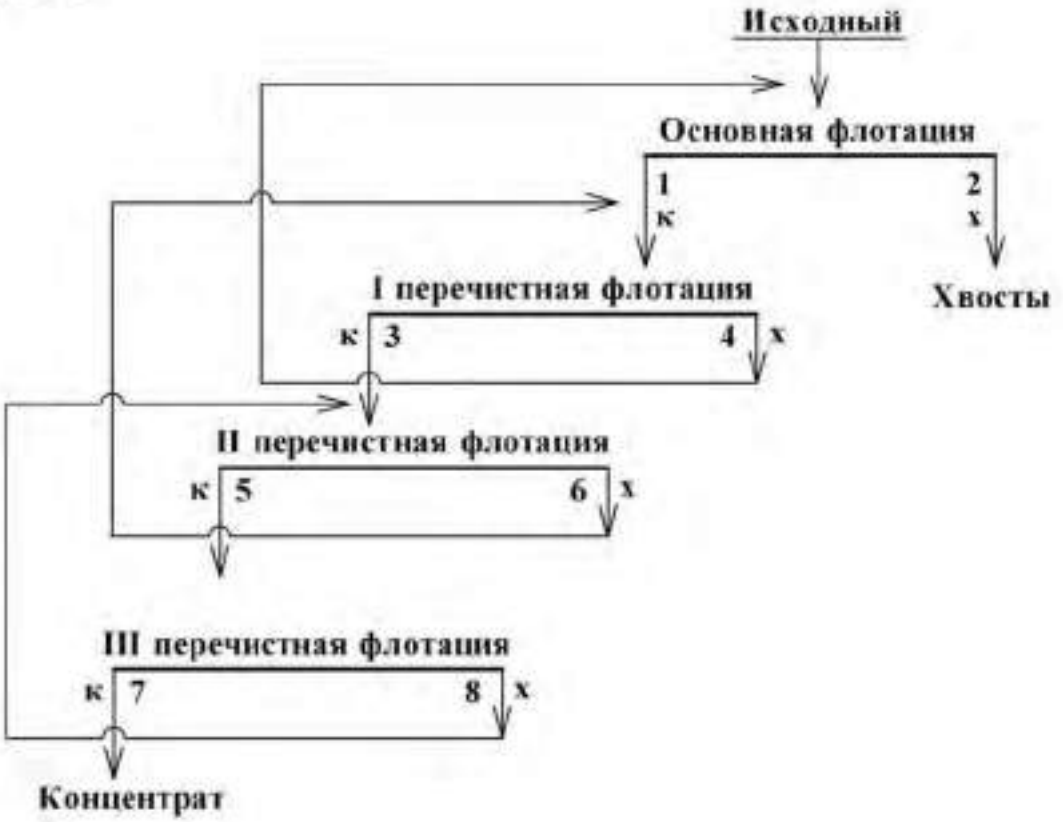


Схема № 6



Схема № 7

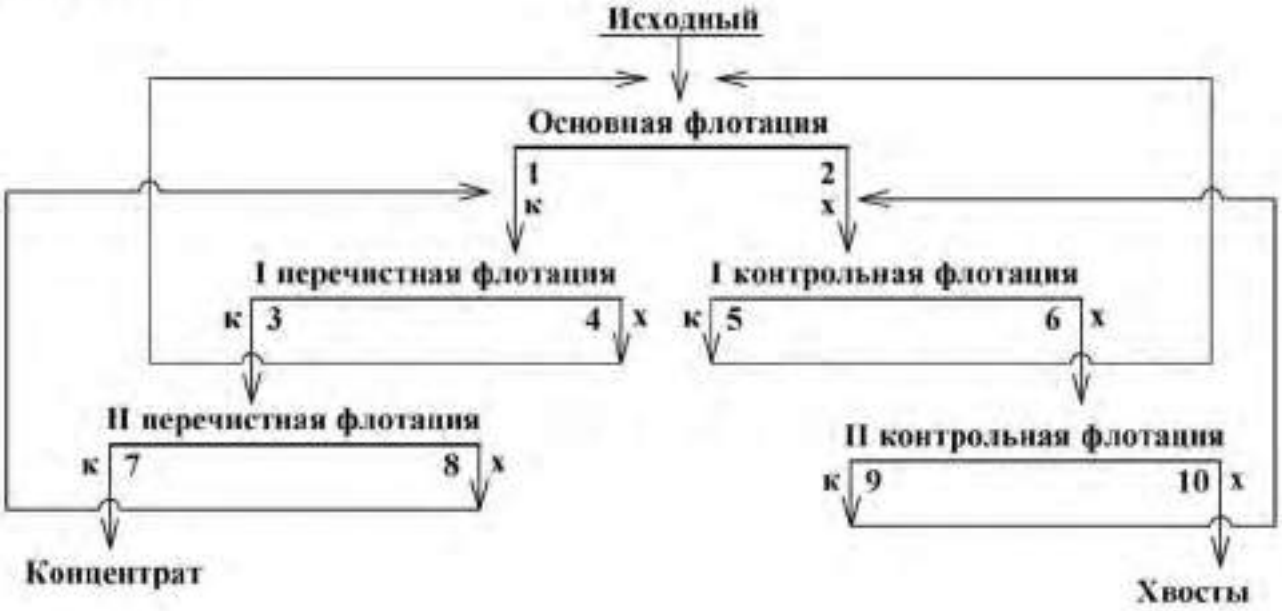


Схема № 8

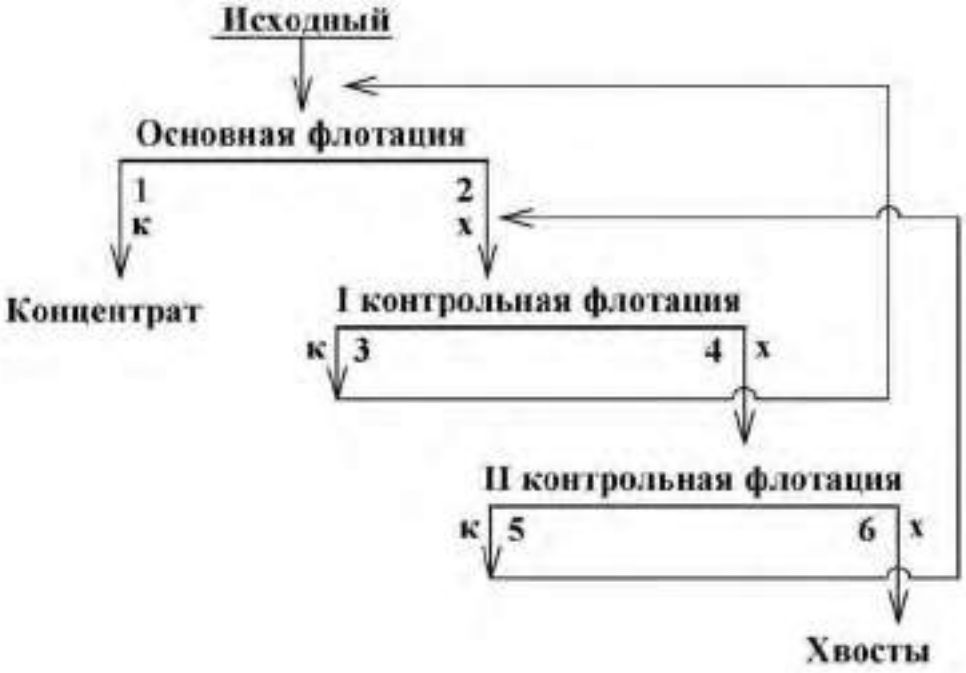
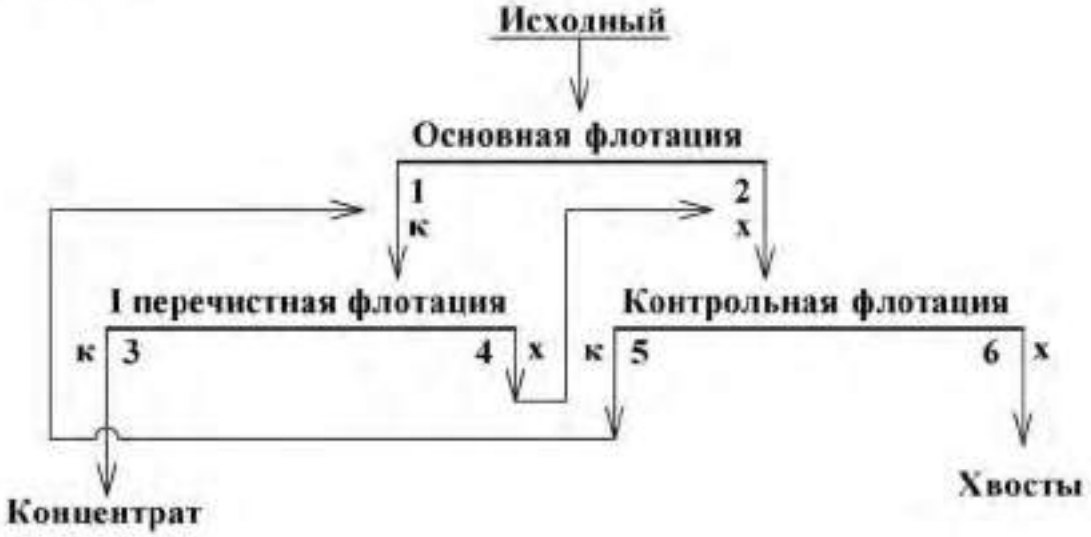


Схема № 9



Схема № 10



СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Комлев С. Г.* Основы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / С. Г. Комлев; Уральский гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. – 121 с.
2. *Комлев С. Г.* Технологические расчеты в обогащении полезных ископаемых. Выбор оборудования: методические указания по выполнению технологических разделов курсовых проектов и работ / С. Г. Комлев; Уральский гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. – 64 с.

Учебное издание

Комлев Сергей Григорьевич

Овчинникова Татьяна Юрьевна

Водовозов Константин Александрович

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Методические указания
по выполнению контрольных работ и варианты заданий
по дисциплине «Обогащение полезных ископаемых»
для студентов направления 130400 65 – «Горное дело»
всех форм обучения

Редактор *Н. В. Конова*

Подписано в печать 27.01 2014 г.
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе
Печ. л. 2,19. Уч.-изд. л. 1,25. Тираж 200 экз. Заказ №____

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

Министерство образования и науки
Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

Е. Ф. Цыпин
Е. А. Бекчурина
И. Х. Хамидулин

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело
всех форм обучения

Екатеринбург

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

Е. Ф. Цыпин
Е. А. Бекчурина
И. Х. Хамидулин

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
для студентов
направления 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 4
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 1. ДРОБЛЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 5
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 2. ГРОХОЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 7
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 3. СИТОВЫЙ АНАЛИЗ МЕЛКИХ ПРОДУКТОВ 8
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 4. ОБОГАЩЕНИЕ В ПОРШНЕВОЙ ОТСАДОЧНОЙ МАШИНЕ 12
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 5. ОБОГАЩЕНИЕ НА СОТРЯСАТЕЛЬНОМ КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ 16
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 6. ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ УГЛЯ 19
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 7. КОЛЛЕКТИВНАЯ ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ 21
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 8. МАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 26
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК 29
ПРИЛОЖЕНИЕ А 30
ПРИЛОЖЕНИЕ Б 31

ВВЕДЕНИЕ

Цель практических занятий – развитие навыков проведения лабораторных опытов и помощь в закреплении теоретических знаний по дисциплине.

Практические работы выполняются побригадно, а отчёт по работе каждый студент составляет самостоятельно. Отчёт по работе должен содержать изложение последовательности выполнения работы с необходимыми расчётами (таблица 1.1), схемой подготовки проб, схемой устройства для проведения опытов, эскизами основных узлов, таблицами результатов опытов, графиками, математическими зависимостями и выводами по проделанной работе.

Таблица 1.1 – Расчётные выражения для определения показателей обогащения

№ п/п	Показатель	Расчётные выражения	
		два продукта разделения	*n* продуктов разделения
1	Баланс по материалу	$Q = C + T$ $100 = \gamma_c + \gamma_\delta$	$Q = \sum_{i=1}^{n} Q_i$ $100 = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i$
2	Баланс по ценному компоненту	$Q \cdot \alpha = C \cdot \beta + T \cdot \vartheta$ $100 \cdot \alpha = \gamma_c \cdot \beta + \gamma_\delta \cdot \vartheta$ $100 = \varepsilon_c + \varepsilon_\delta$	$100 \cdot \alpha = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i \cdot \beta_i$
3	Массовая доля ценного компонента	$\alpha = (P_\alpha / Q) \cdot 100,\ \%$ $\beta = (P_\beta / N) \cdot 100,\ \%$ $\vartheta = (P_\vartheta / T) \cdot 100,\ \%$	$\beta_i = \frac{P_i}{Q_i} \cdot 100,\ \%$
4	Выход продукта	$\gamma_c = (C/Q) \cdot 100 = \frac{(\alpha - \vartheta)}{(\beta - \vartheta)} \cdot 100,\ \%$ $\gamma_\delta = (T/Q) \cdot 100 = \frac{(\beta - \alpha)}{(\beta - \vartheta)} \cdot 100,\ \%$	$\gamma_i = \frac{Q_i}{Q} \cdot 100,\ \%$
5	Извлечение ценного компонента в продукт	$\varepsilon_c = \frac{C \cdot \beta}{Q \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{(\alpha - \vartheta) \cdot \beta}{(\beta - \vartheta) \cdot \alpha} \cdot 100,\ \%$ $\varepsilon_\delta = \frac{T \cdot \vartheta}{Q \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{(\beta - \alpha) \cdot \vartheta}{(\beta - \vartheta) \cdot \alpha} \cdot 100,\ \%$	$\varepsilon_i = \gamma_i \cdot \frac{\beta_i}{\alpha}$

где Q, C, T – массы исходного материала, концентрата и хвостов, соответственно; $\gamma_к$; $\gamma_х$ – выход концентрата и хвостов, соответственно; α, β, ϑ – массовые доли компонента соответственно в исходном материале, в кон-

центрате, хвостах; Q_i, γ_i, – масса и выход i-ого продукта; P_α, P_β, P_ϑ, P_i – масса ценного компонента в исходном материале, концентрате, хвостах, в i-ом продукте разделения; $\varepsilon_к$, $\varepsilon_х$ – извлечение ценного компонента в концентрат и в хвосты, соответственно.

На титульном листе отчёта должны быть указаны название работы, шифр группы, фамилия исполнителя. Отчёт должен быть подписан студентом.

Защиту отчёта проводят после его проверки преподавателем. При защите необходимо знать цель работы, устройство и назначение применяемых аппаратов, способы управления и органы управления, методику проведения работы, формулы (таблица 1.1), использованные для расчётов, а также уметь объяснять полученные результаты и закономерности.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 1
ДРОБЛЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1. Цель:

- изучить конструкции щековой и валковой дробилок;
- изучить способ дробления исходного продукта;
- определить степень дробления;
- определить фактическую производительность щековой и валковой дробилок.

2. Оборудование и материалы:

- проба материала (крупность 150-0 мм);
- дробилка щековая;
- дробилка валковая;
- секундомер;
- набор стандартных лабораторных сит;
- линейка с делениями (штангенциркуль);
- весы;
- совки.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу материала.
2. Определить массу пробы.
3. Изучить конструкцию дробилки и определить конструктивные и механические параметры.
4. Определить средний максимальный кусок до дробления.
5. Соблюдая меры предосторожности, пропустить пробу через ще-

ковую дробилку. При этом зафиксировать продолжительность цикла дробления.

6. Определить средний максимальный кусок после дробления.
7. Соблюдая меры предосторожности, пропустить пробу через валковую дробилку. При этом зафиксировать продолжительность цикла дробления.
8. Определить средний максимальный кусок после дробления.
9. Убрать рабочее место в лаборатории.
10. Обработать результаты работы.
11. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 1

Для определения среднего максимального куска руды, как до, так и после дробления, отбирают 3 максимальных куска (визуально) и производят замер каждого из них в трёх направлениях. Для удобства рекомендуется использовать ёмкость с прямым углом, в уголок которой следует поместить кусок и обмерить.

Величину (мм) максимального куска D определяют по формуле среднеарифметического:

$$D = \frac{L + B + H}{3},$$

где L – длина куска, мм;

B – ширина куска, мм;

H – высота куска, мм.

Средний максимальный размер куска определяют по формуле:

$$D_{\max}^{\text{ср}} = \frac{D_1 + D_2 + D_3}{3}.$$

Аналогично рассчитывают средний максимальный кусок для дроблёного материала $d_{\max}^{\text{ñð}}$.

Степень дробления находят по формуле:

$$i_{cp} = \frac{D_{\max}^{\text{ср}}}{d_{\max}^{\text{ср}}},$$

где $D_{\max}^{\text{ср}}$ – средний максимальный кусок руды до дробления, мм;

$d_{\max}^{\text{ср}}$ – средний максимальный кусок руды после дробления, мм.

Фактическую производительность Q определяют по формуле:

$$Q = 3{,}6\frac{q}{t},\ \text{т/ч},$$

где q – количество дробленой руды, кг;

t – время дробления, с.

В выводах по работе следует отразить результаты определения степеней дробления и производительности дробилок.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 2
ГРОХОЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1. Цель:

- изучить конструкцию и работу самоцентрирующегося инерционного грохота;
- изучить способ изменения режима работы грохота;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба после дробления в валковой дробилке;
- грохот самоцентрирующийся;
- секундомер;
- набор стандартных лабораторных сит;
- линейка с делениями (штангенциркуль);
- весы;
- совки.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Определить массу пробы.
3. Изучить конструкцию грохота и определить конструктивные и механические параметры.
4. Засыпать пробу в приёмный бункер при закрытом затворе.
5. Включить грохот. Открыть затвор бункера для подачи материала на просеивающую поверхность. Продолжительность грохочения оценивать с точностью до десятых долей секунды: начало – в момент попадания первых зёрен на просеивающую поверхность; окончание – в момент выхода из бункера основной массы материала. В течение опыта необходимо следить за тем, чтобы материал не зависал в бункере. Очистить бункер.
6. Выключить грохот и зачистить поддон, перезапустить грохот несколько раз («пуск-остановка» – два-три раза) до полной очистки.

7. Взвесить надрешётный и подрешётный продукты.
8. Убрать рабочее место в лаборатории.
9. Обработать результаты работы, определить эффективность грохочения.
10. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 2

Определение эффективности грохочения.

Существуют несколько методов определения эффективности грохочения, характеризующих полноту перехода частиц менее размера отверстия просеивающей поверхности в подрешётный продукт.

Наиболее общим является метод, рассматривающий эффективность грохочения как отношение массы подрешетного материала ко всей массе материала такой же крупности, содержащейся в руде, поступающей на грохот

$$E_1 = \frac{Q_1}{Q_2} \cdot 100, \%,$$

где Q_1 – масса подрешётного материала (крупность материала $-a+0$ мм), кг;

Q_2 – масса материала той же крупности в исходном материале, поступающем на грохочение (крупность материала $-a+0$ мм), кг;

a – размер отверстий просеивающей поверхности грохота, мм.

Однако, на производстве практически трудно взвешивать подрешётный продукт. Для определения эффективности грохочения отбирают пробы исходной руды и надрешётного продукта, определяют в них содержание класса крупности $-d_c+0$ мм. Эффективность грохочения рассчитывают по формуле:

$$E_2 = \frac{\alpha - \vartheta}{\alpha \cdot (100 - \vartheta)} \cdot 10^4, \%$$

где α – массовая доля зерен минус a в исходном продукте, %;

ϑ – массовая доля зерен минус a в верхнем продукте, %.

В выводах по работе следует привести результаты расчёта эффективности грохочения по двум формулам и сравнить их.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 3
СИТОВЫЙ АНАЛИЗ МЕЛКИХ ПРОДУКТОВ

1. Цель:

- изучить методику проведения ситового анализа;

- определить гранулометрический состав продукта;
- изучить конструкцию и работу вибровстряхивателя;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба материала крупностью –1+0 мм;
- набор стандартных лабораторных сит;
- вибровстряхиватель;
- весы электронные.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Определить массу пробы.
3. Изучить конструкцию стандартных сит и вибровстряхивателя.
4. Собрать комплект сит и поместить пробу на верхнее сито.
5. Провести ситовый анализ в течение времени, заданного преподавателем.
6. Определить массы полученных классов крупности: содержимое каждого сита перенести на листы бумаги и подписать классы; взвесить полученные классы крупности.
7. Убрать рабочее место в лаборатории.
8. Обработать результаты работы: рассчитать частный и суммарный выходы классов крупности в процентах от исходной навески, построить частную и суммарную гранулометрические характеристики.
9. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 3

При проведении исследования на обогатимость полезных ископаемых весьма важной операцией является ситовый анализ.

Для производства ситовых анализов используют набор лабораторных стандартных сит. Конструкция стандартных сит представляет собой круглые ободы диаметром 150-300 мм, высотой от 25 до 50 мм, со вставленными в эти ободы ситами. Набор сит собирают в комплект с крышкой и поддоном.

Размеры отверстий смежных сит должны изменяться плавно, с определенной закономерностью. Почти во всех стандартных ситах это осуществляется применением постоянного множителя – модуля ситовой шкалы. Последовательный ряд размеров отверстий сит составляет геометрическую прогрессию – шкалу классификации.

Практическую работу выполняют на наборе сит с модулем 2.

За основание в наборе сит принято сито 200 меш, где 200 – число отверстий на одном линейном дюйме сетки. Размер отверстия этого сита равен 0,071 мм. На основание последовательно устанавливают сита с размерами отверстий 0,16 мм, 0,315 мм, 0,63 мм, 1,25 мм, 2,5 мм. Нижнее сито устанавливают в поддон такого же диаметра.

На верхнее сито загружают пробу материала в количестве 100-150 г, плотно закрывают крышкой, комплект сит устанавливают на вибровстряхиватель и закрепляют.

Продолжительность ситового анализа для данной пробы определяют экспериментально.

Первоначально продолжительность встряхивания принимается равной 10 минутам, после чего содержимое каждого сита переносят на листы бумаги и классы подписывают.

Качество рассева проверяют по классу минус 0,071 мм. Для этой цели класс крупности –0,16+0,071 мм взвешивают, переносят снова на сито 0,071 мм и подвергают ручному рассеву в течение 1 мин.

Если в результате контрольного рассева выход класса крупности минус 0,071 мм меньше 1 % от первоначальной массы класса крупности –0,16+0,071 мм, то рассев можно считать оконченным, каждый класс крупности взвешивают, и рассчитывают выходы классов крупности.

Если выход класса крупности минус 0,071 мм при контрольном рассеве более 1 %, то все классы крупности подвергают повторному рассеву в течение 5 мин.

После дополнительного просеивания снова повторяют контрольный ручной рассев, как это было описано выше, и так до тех пор, пока при контрольном рассеве выход класса крупности минус 0,071 мм не окажется менее 1 %. После этого все полученные классы крупности взвешивают, и результаты ситового анализа заносят в таблицу 3.1.

Расчёты частных выходов осуществляют по формуле выхода из таблицы 1.1.

По данным таблицы 3.1 строят кривые ситового анализа (гранулометрические характеристики) по частным и суммарным выходам. При этом по оси абсцисс откладывают размеры отверстий сит в миллиметрах, а по оси ординат – суммарные и частные выходы классов крупности в процентах.

Пример представления результатов ситового анализа приведён в таблице 3.2 и на рисунке 3.1.

Таблица 3.1 – Результаты ситового анализа

Классы крупности, мм	Выход			
	Частный		Суммарный	
	г	%	«по плюсу»	«по минусу»
+2,5				100,0
–2,5+1,25				
–1,25+0,63				
–0,63+0,315				
–0,315+0,16				
–0,16+0,071				
–0,071+0			100,0	
Итого		100,0		

Таблица 3.2 – Результаты ситового анализа дроблёной руды

Класс крупности, мм	Выход, %			
	Частный		Суммарный	
	г	%	«по плюсу»	«по минусу»
+2,5	15,0	8,33	8,33	100,00
–2,5+1,25	12,0	6,67	15,00	91,67
–1,25+0,63	20,0	11,11	26,11	85,00
–0,63+0,315	25,0	13,89	40,00	73,89
–0,315+0,16	35,0	19,44	59,44	60,00
–0,16+0,071	55,0	30,56	90,00	40,56
–0,071+0	18,0	10,00	100,00	10,00
Итого:	180,0	100,00	-	-

Суммарный выход «по плюсу» показывает, какой процент из всей исходной пробы остался бы на данном сите, если бы в данном наборе сит оно было верхним. Расчёт суммарного выхода «по плюсу» осуществляют сверху вниз.

Суммарный выход по «минусу» показывает, какой процент из всей исходной пробы прошел бы через данное сито, если бы в данном наборе сит оно было нижним. Расчёт суммарного выхода по «минусу» осуществляют снизу вверх.

По форме кривой делают вывод о преобладании в пробе крупных или мелких классов.

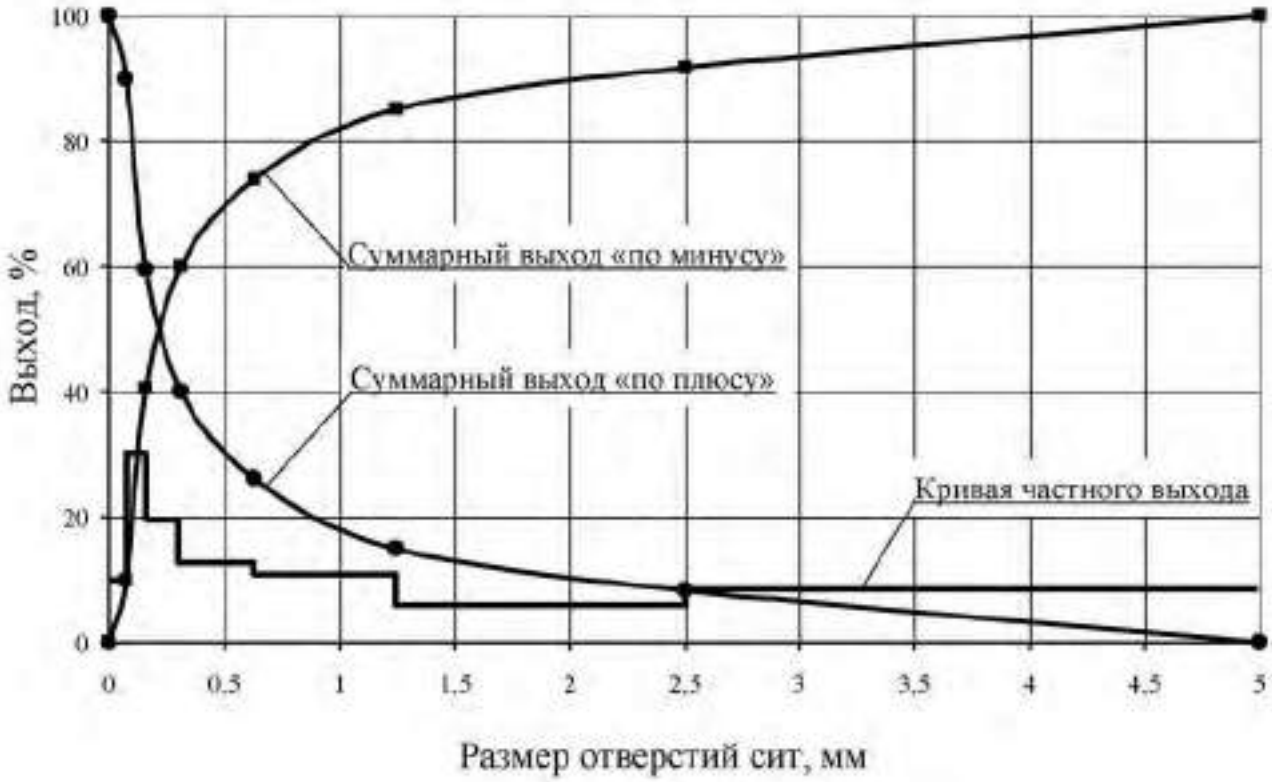


Рисунок 3.1 – Частная и суммарные гранулометрические характеристики

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 4
ОБОГАЩЕНИЕ В ПОРШНЕВОЙ ОТСАДОЧНОЙ МАШИНЕ

Гравитационные процессы обогащения основаны на различии в закономерностях движения различных минералов в той или иной среде под действием сил тяжести или инерционных сил. В большинстве случаев различие в закономерностях движения минералов в среде обусловлено разностью в плотности минералов, но нужно понимать, что это различие может быть обусловлено при разной плотности минералов различными размерами минеральных частиц или различной их формой.

К гравитационным процессам относят: обогащение отсадкой, обогащение на концентрационных столах, в винтовых и центробежных сепараторах, на шлюзах, обогащение в тяжёлых средах, классификация и другие. Гравитационные процессы, в зависимости от среды, в которой происходит обогащение, подразделяют на гидравлические (среда – вода) и пневматические (среда – воздух).

1. Цель:

- изучить конструкцию и работу поршневой отсадочной машины;
- освоить регулировку процесса отсадки;

- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба (каменный уголь);
- машина отсадочная поршневая;
- совки;
- весы технические.

Процесс разделения минералов по плотности в вертикальном потоке воды, переменном по направлению и амплитуде, называется ***отсадкой***.

Практическую работу выполняют на гидравлической поршневой двухкамерной отсадочной машине с неподвижным решетом и с боковой разгрузкой тяжёлых фракций (рисунок 4.1).

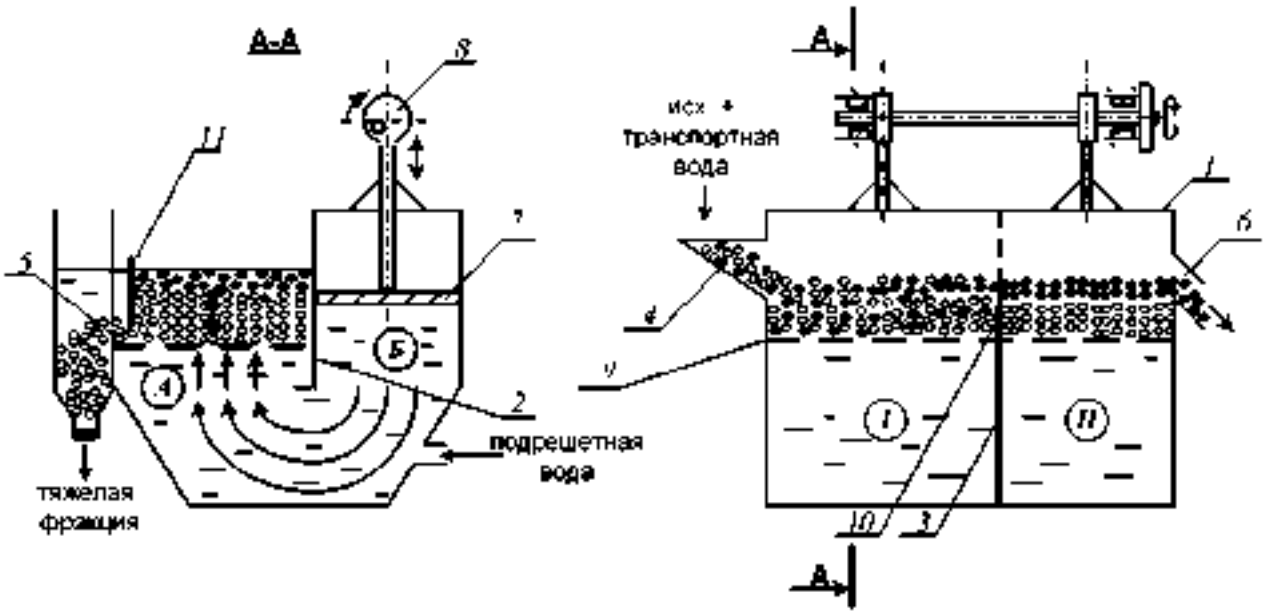


Рисунок 4.1 – Поршневая отсадочная машина

Машина состоит из корпуса 1, который продольной перегородкой 2, не доходящей до дна, разделён на два отделения: отсадочное А и поршневое Б, в котором расположены поршни 7, приводимые в движение эксцентриковым приводом 8.

Корпус машины разделён в поперечном направлении перегородкой 3 на два самостоятельных отделения. В отделении *I* со стороны загрузочной коробки 4 во время работы происходит накопление тяжёлой фракции (породы); в отделении *II* – сростков тяжёлого и лёгкого минералов (промежуточного продукта), а лёгкая фракция через сливной порог 6 выносится водой.

Расслоение обогащаемого материала отсадочной постели по плотности происходит в машине под действием вертикальных пульсаций подрешётной воды. При движении воды вверх зёрна меньшей плотности поднимаются выше, чем зёрна большей плотности (более тяжёлые). При движении потока воды вниз, наоборот, зёрна большей плотности оседают быстрее лёгких зерен. Так происходит постепенное расслоение материала, находящегося в машине, по плотностям.

Движение каждого минерального зерна и всей отсадочной постели вдоль машины по отсадочному решету 9 происходит за счёт транспортной воды и избытка подрешётной воды.

В начале работы, спустя некоторое время после начала загрузки исходного продукта в отделении *I* накапливается слой материала – отсадочная постель. Когда общая высота слоя материала будет больше высоты порога 10, разделяющего отсадочное решето в поперечном направлении, лёгкая фракция и часть тяжёлой фракции будут переходить во второе отделение машины *II*. Во втором отделении слой материала, накапливаясь и продвигаясь вдоль машины, достигает сливного порога 6, по которому лёгкие минералы вместе с водой скатываются, разгружаясь из машины.

Чтобы зёрна, имеющие большую плотность, не разгружались через сливной порог 6 при накоплении их в отделении *II* примерно до половины высоты сливного порога, открывают заслонки 11 в обоих отделениях, приподнимая их на такую высоту, чтобы в щели под заслонкой проходили зёрна тяжёлого минерала, но не уходили зёрна лёгкого минерала.

Разгрузку тяжёлой фракции в отделении *I* регулируют заслонкой 11 таким образом, чтобы получать в разгрузке только тяжёлые зерна (породу), а в отделении *II* – разгружать породу и сростки так, чтобы в слив уходил чистый уголь без частиц породы.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Изучить конструкцию и определить конструктивные параметры поршневой отсадочной машины.
3. Провести обогащение каменного угля с получением трёх продуктов: лёгкой фракции (уголь), тяжёлой фракции (породы) и промежуточной фракции (промпродукта).
4. Открыть краны на трубопроводах, подающих транспортную и подрешётную воду и заполнить машину водой. Под разгрузочный порог подставить приёмник лёгкой фракции (коробка с

перфорированным дном).

5. Когда вода начнёт переливаться через порог 6, включить привод поршней машины. После этого начать загружать обогащаемый материал в приёмную коробку 4 вручную совками и продолжать загрузку до конца опыта.
6. При работе отсадочной машины необходимо следить за накоплением материала в отделениях *I*, *II*. Когда слой тяжёлых (породных) частиц достигнет примерно половины высоты сливного порога 6 во втором отделении, открыть заслонки 11, регулируя высоту их подъема, как указывалось выше. С этого момента начинается разгрузка породной и промпродуктовой фракции в боковые карманы.
7. В ходе работы необходимо следить за тем, чтобы отсадочная постель хорошо разрыхлялась в восходящем потоке воды и была подвижной – перемещалась импульсами вдоль машины. Последнее достигается одним или сочетанием следующих факторов оперативной регулировки:
   - изменением количества подаваемой подрешётной воды;
   - изменением количества загружаемого в машину обогащаемого продукта;
   - изменением величины разгрузочных щелей.

   Следует знать, что кроме этих факторов регулирования работы машины можно осуществлять изменением числа ходов поршней в минуту и величиной хода поршней (размахом колебаний). Значение этих факторов подбирают и устанавливают при настройке машины для обогащения того или иного исходного материала заранее, а при работе машины менять эти факторы не представляется возможным.
8. При работе машины необходимо следить за наполнением приёмников тяжёлой и промпродуктовой фракций, расположенных сбоку машины. Когда слой материала в приёмниках достигнет уровня разгрузочных щелей, опыт прекращают в такой последовательности:
   - прекратить загрузку материала в машину;
   - отключить привод машины;
   - прекратить подачу воды в машину.
9. Полученные продукты обогащения разгрузить, произвести обезвоживание дренированием и взвесить. Рассчитать выходы продуктов разделения.

10. Убрать рабочее место в лаборатории.
11. Обработать результаты работы.
12. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 4

Массовые доли золы в продуктах задаёт преподаватель, остальные показатели рассчитывают по уравнению баланса и по известным формулам. Результаты расчета представляют в виде таблицы 4.1.

Таблица 4.1 – Результаты обогащения угля на поршневой отсадочной машине

Продукты обогащения	Выход		Массовая доля золы, A^d, %	Извлечение золы, %
	кг	%		
Концентрат				
Промпродукт				
Хвосты (порода)				
Итого:		100,0	$A^d_{ш}$	100,0

В выводах по работе следует описать личные наблюдения за возможностью регулирования процесса отсадки в машине, сравнить качество полученных продуктов разделения на основании их визуальной оценки.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 5
ОБОГАЩЕНИЕ НА СОТРЯСАТЕЛЬНОМ КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ

Обогащение мелких классов крупности (менее 3-4 мм) оловянных, вольфрамовых, марганцевых и им подобных руд и углей осуществляют на сотрясательных концентрационных столах.

1. Цель:

- изучить конструкцию сотрясательного концентрационного стола;
- освоить регулировку процесса разделения на деке концентрационного стола при визуальном наблюдении за процессом разделения;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба измельчённой руды массой 5-7 кг;
- стол сотрясательный концентрационный СК-1;

- совки;
- весы технические.

Стол (рисунок 5.1) состоит из деки 1 с рифлями 2, привода деки 3, механизма изменения угла наклона деки 4, питающего жёлоба 5, жёлоба для подачи смывной воды 6.

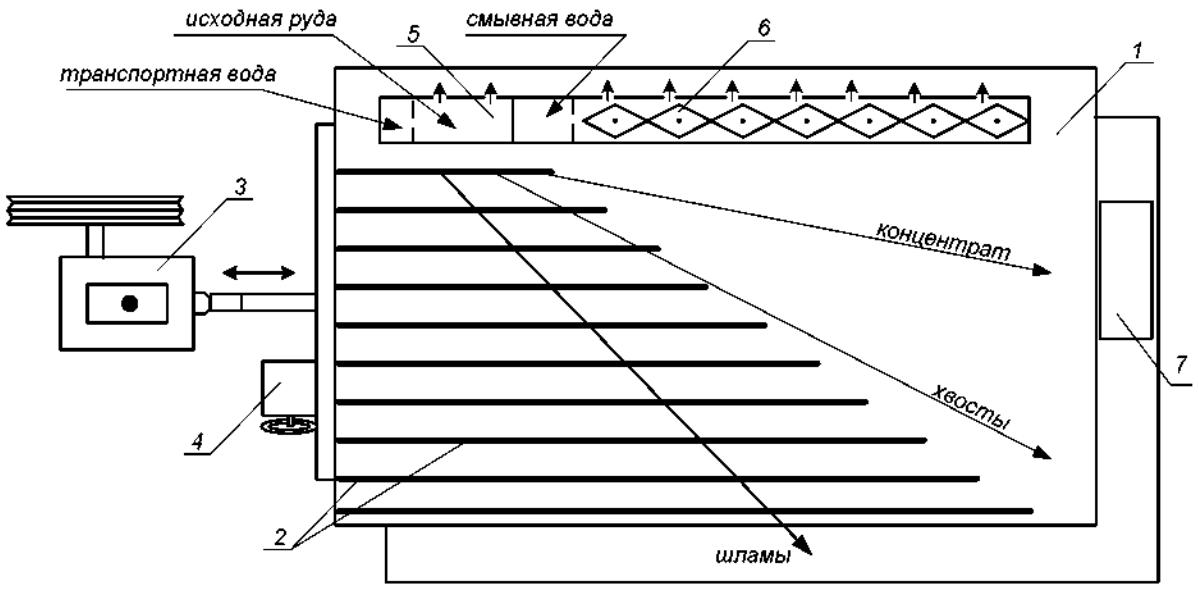


Рисунок 5.1 – Схема концентрационного стола

Разделение минералов по плотности на деке стола происходит за счёт различия в направлении движения лёгких и тяжёлых частиц по деке стола при одновременном действии на частицы минералов сил инерции, силы тяжести и гидродинамического напора смывной воды.

Вследствие сегрегации частиц в пространстве между рифлями тяжёлые частицы имеют больший контакт с декой и за счёт возвратно-поступательных движений деки продвигаются преимущественно вдоль неё. Лёгкие частицы, занимая верхний слой, испытывают большее воздействие потока смывной воды и движутся преимущественно поперек деки стола. На деке стола образуется «веер» частиц, располагающихся сверху-вниз по схеме: мелкие тяжёлые частицы → крупные тяжёлые, мелкие лёгкие → крупные лёгкие → шламы.

Частицы различных по плотности минералов, как правило, отличаются по цвету или блеску, что существенно упрощает наблюдение за образованием и распределением веера продуктов на деке стола.

Изменяя скорость смывного потока воды, можно «расширить» или «сузить» веер на гладкой поверхности деки (за рифлями).

Скорость смывного потока воды регулируют двумя факторами: расходом смывной воды и углом поперечного наклона деки стола.

Качество концентрата зависит от того, какую часть веера (верхнюю) направить в приёмник концентрата. Регулирование количества отсекаемого концентрата из веера частиц осуществляют передвижным жёлобом или перемещением приёмника концентрата вдоль среза деки.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Изучить конструкцию и определить конструктивные параметры сотрясательного концентрационного стола;
3. Включить привод стола. Открыть краны на трубопроводе, подающем воду в питающий жёлоб и в жёлоб смывной воды. Отрегулировать равномерность потока смывной воды по деке стола поворотом резиновых флажков в жёлобе.
4. Настроить процесс разделения. Для этого в приёмный жёлоб загрузить несколько совков исходной руды, которая смывается водой на деку стола. Наблюдая за образованием веера частиц на деке стола, продолжать периодически загружать руду в приемный жёлоб. Отрегулировать ширину и чёткость веера частиц изменением расхода смывной воды и изменением угла наклона деки с помощью штурвала механизма 4 (рисунок 5.1). При получении чёткого веера частиц на деке стола регулирование стола прекратить.
5. Пробу постепенно совком загрузить в приёмный жёлоб. При этом необходимо наблюдать за веером частиц и при необходимости отрегулировать его. Кроме того, нужно следить за шириной части веера частиц, отсекаемой в приёмник концентрата с тем, чтобы забирать в приёмник концентрата постоянную ширину полосы концентрата. При необходимости приёмник можно передвигать.
6. После окончания загрузки руды выждать, пока вся руда не пройдёт по деке и не разгрузится в соответствующие приёмники.
7. Из полученного концентрата слить воду и взвесить его. Определить массу концентрата с учётом его влажности.
8. Убрать рабочее место в лаборатории.
9. Обработать результаты работы.
10. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 5

Массы продуктов разделения и рассчитанные технологические показатели обогащения на концентрационном столе занести в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 – Результаты обогащения на концентрационном столе

Продукты обогащения	**Выход**		**Массовая доля извлекаемого компонента, %**	**Извлечение компонента, %**
	кг	**%**		
Концентрат				
Хвосты (порода)				
Исходная руда		100,0		100,0

Все расчёты осуществляют по известным формулам.

По результатам опыта делают выводы, в которых следует отразить личные наблюдения за процессом разделения минералов на деке стола и за возможностью регулирования процесса разделения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 6
ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ УГЛЯ

Фракционный анализ угля – это разделение угля по плотности на фракции, осуществляемое в тяжёлых средах с заданными плотностями тяжёлых сред. В качестве тяжёлых сред в лабораторных условиях применяют чаще всего водные растворы хлористого цинка ($ZnCl_2$).

1. Цель:

- изучить методику определения фракционного состава угля;
- изучить методику построения кривых обогатимости угля;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба (каменный уголь) массой 5-10 кг;
- набор бачков с раствором хлористого цинка различной плотности;
- дешламационный бачок с сетчатым дном;
- бачки для ссыпания фракций различной плотности;
- сетчатый черпак для снятия всплывших фракций;
- совки;
- ареометр для проверки плотности растворов хлористого цинка;

- кружка для проверки плотности раствора хлористого цинка;
- резиновые перчатки для каждого члена бригады;
- весы технические.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Взвесить пробу.
3. Пробу засыпать в дешламатор (бачок с сетчатым дном) и подвергнуть дешламации орошением сильной струей воды или многократным опусканием и встряхиванием дешламатора с навеской угля в бачок с водой.
4. Дать воде стечь из дешламатора, после чего опустить дешламатор с исследуемой навеской в бачок с раствором хлористого цинка с наименьшей плотностью.
5. Всплывшую часть исследуемой навески снять сетчатым черпаком, давая стечь в бачок раствору хлористого цинка, и ссыпать в бачок с сетчатым дном, прополоскать чистой водой, высушить до воздушно-сухого состояния, взвесить и записать массу каждой фракции в рабочую тетрадь. После этого определить процентный выход её от исходной пробы. Плотность данной фракции будет меньше плотности раствора, в котором она всплыла.
6. Потонувшую часть навески, оставшуюся на дне первого дешламатора, вместе с дешламатором вынуть из первого бачка, дать стечь раствору (в тот же бачок) и перенести в бачок с раствором последующей плотности. Со всплывшей и потонувшей частью поступают так же, как и в предыдущем случае. Плотность зёрен всплывшей части будет лежать в пределах плотности смежных растворов.
7. Повторить пункты 5 и 6 необходимое количество раз.
8. Убрать рабочее место в лаборатории.
9. Обработать результаты работы.
10. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 6

На основании результатов фракционного анализа и результатов анализа каждой фракции на определение массовой доли золы (негорючей массы) строятся кривые обогатимости угля.

Кривые обогатимости угля позволяют решать различные задачи, связанные с выбором и расчётом технологических схем обогащения,

а также рассчитать теоретические (наилучшие) результаты процесса обогащения.

В данной работе фракционный состав угля определяют студенты, а зольность каждой фракции задает преподаватель.

Результаты расслойки пробы угля заносят в таблицу 6.1.

Таблица 6.1 – Фракционный состав угля

Плотность фракций, кг/м^3	**Исходный уголь**			**Всплывшая фракция**		**Потонувшая фракция**	
	Выход		**Зольность A^d, %**	**Выход γ_i, %**	**Зольность A_i^d, %**	**Выход γ_i, %**	**Зольность A_i^d, %**
	кг	**%**					
< 1300						100,0	
1300-1400							
1400-1500							
1500-1600							
1600-1700							
> 1700				100,0			
Итого:		100,0		-	-	-	-

Извлечение золы в каждую фракцию рассчитывают по формуле:

$$\varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot A_i^d}{A^d},$$

где γ_i – выход фракции, %;

A^d – массовая доля золы (зольность) в исходном угле, %;

A_i^d – массовая доля золы (зольность) во фракции, %;

ε_i – извлечение золы во фракцию, %.

По данным фракционного состава угля строят кривые обогатимости угля, а также определяют категорию обогатимости угля.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 7
КОЛЛЕКТИВНАЯ ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ

Флотационный метод обогащения основан на различии в смачиваемости водой поверхности ценных минералов и минералов пустой породы.

Для создания гидрофобности (несмачиваемости) поверхности ценных минералов тонкоизмельченной руды, находящейся в водной среде, добавляют реагенты-собиратели. Благодаря гидрофобности, ценные минералы прикрепляются к пузырькам воздуха и поднимаются вместе с ними на поверхность пульпы, образуя минерализованный

пенный слой, который удаляют из камеры флотомашины. Минералы пустой породы смачиваются водой и остаются в объёме пульпы.

Флотационный метод широко применяют для обогащения сульфидных руд цветных металлов. В этом случае наиболее распространенными реагентами-собирателями являются ксантогенаты. Расход ксантогенатов при флотации сульфидных руд обычно не превышает 100 г/т. В процесс эти реагенты подают в виде водных растворов.

Для создания на поверхностях сульфидных минералов необходимой для закрепления ксантогенатов окисленной пленки в операцию измельчения руды подают реагент-регулятор среды, в качестве которого обычно используют известь или соду. Расходы их, в зависимости от вещественного состава полезного ископаемого, могут изменяться от 200 до 1500 г/т.

Для повышения механической прочности пузырьков воздуха, в результате которого улучшаются условия прилипания к ним ценных минералов, и увеличивается устойчивость флотационной пены, используют реагенты-пенообразователи. Одним из наиболее распространенных в настоящее время пенообразователей является реагент Т-92. Его расходы обычно колеблются от 20 до 100 г/т руды.

Кроме вышеперечисленных типов флотационных реагентов при селективной флотации руд используют реагенты-активаторы и подавители, которые усиливают или ослабляют действие собирателей.

1. Цель:

- изучить конструкцию и работу лабораторной флотационной машины;
- изучить способы изменения режима работы флотомашины;
- освоить методику определения объёма раствора реагента при заданном расходе реагента;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба (250 г сульфидной руды класса крупности –3+0 мм);
- мельница стрежневая;
- рольганги;
- машина флотационная лабораторная механического типа конструкции Механобр;
- реагенты флотационные (сода или известь, бутиловый ксантогенат, Т-92);
- чашки фарфоровые;
- чашки металлические для сбора продуктов;

- промывалки;
- посуда химическая;
- бумага фильтровальная;
- весы электронные.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Изучить конструкцию и определить конструктивные параметры лабораторной флотационной машины (рисунок 7.1).
3. Изучить схему флотационного опыта (рисунок 7.2).
4. Очистить стержневую мельницу, в которой будет проводиться измельчение руды, от образовавшейся ржавчины. Для этого поместить в неё 300 г гранита и 300 $см^3$ воды. Масса стержней должна составлять 3000 г. Заполненную мельницу плотно закрыть крышкой с резиновой прокладкой и поместить на рольганги, включив их на 5-10 минут.
5. Подготовить пробу, 250 $см^3$ воды и навеску реагента: соды или извести (вид реагента и его расход задаёт преподаватель).
6. Остановить рольганги, вылить содержимое мельницы, промыть водой её внутреннюю поверхность и стержни.
7. В промытую мельницу с загруженными в неё стержнями сначала поместить отмеренное количество воды, затем пробу сульфидной руды и навеску реагента – регулятора среды. Измельчать в течение времени, указанного преподавателем, обычно 10-15 минут.
8. За период измельчения необходимо подготовить реагенты: собиратель и пенообразователь. Их расходы задаёт преподаватель в г/т руды. Необходимо самостоятельно определить объёмы растворов реагентов, подаваемых в процесс флотации.
9. По истечении заданной продолжительности измельчения снять мельницу с рольгангов, перенести её содержимое с помощью промывалки в камеру флотомашины. При этом нужно следить за тем, чтобы количество добавляемой воды было минимальным. В свободную от пульпы мельницу загрузить стержни, залить воду до бортика и поставить на место хранения.
10. Закрепить камеру 2 на корпусе флотомашины 1, залить в случае необходимости воду и включить двигатель. Через 2 минуты перемешивания в камеру 2 добавить необходимый объём раствора ксантогената и после минутного перемешивания в пульпу ввести пенообразователь.

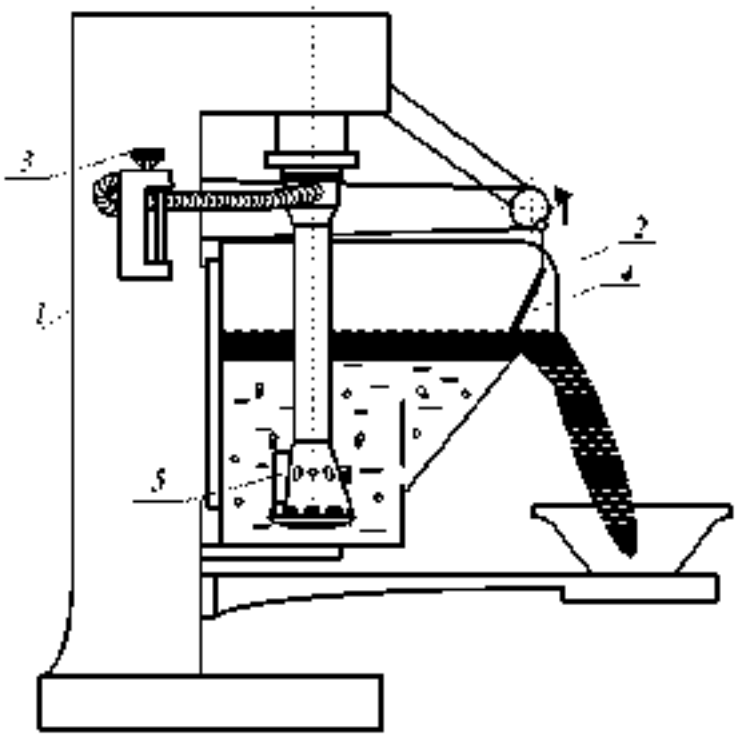


Рисунок 7.1 – Лабораторная флотационная машина



Рисунок 7.2 – Схема флотационного опыта

11. Осторожно повернуть вентиль воздушного крана 3, обеспечив этим засасывание воздуха в камеру для создания на её поверхности слоя минерализованной пены.
12. Включить пеносъёмник 4. В момент снятия первой порции пены зафиксировать время начала флотации. По мере снижения уровня пульпы в камере флотомашины добавлять воду из про-

мывалки, обмывая при этом её стенки и пеносъёмник от налипших минеральных частиц. Периодически следует отбирать пробу от пенного продукта в фарфоровую чашку. Постепенно нагруженность пены снижается, меняется и её цвет. Конец флотации фиксируется по отсутствию сульфидных минеральных частиц в фарфоровой чашке.

13. Закрыть воздушный кран 3, остановить пеносъёмник 4, выключить двигатель флотомашины. Пенный продукт отфильтровать на вакуум-фильтре и взвесить. Камерный продукт (хвосты) вылить в канаву.
14. Пустую камеру заполнить водой, закрепить на корпусе флотомашины и включить двигатель. Промыть машину в течение 2-3 минут. Затем ополоснуть из промывалки блок аэратора 5. Чистую камеру и блок аэратора протереть чистой тряпкой.
15. Убрать рабочее место в лаборатории.
16. Обработать результаты работы.
17. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 7

Методика определения объёма раствора реагента при заданном расходе реагента.

Например, заданный расход бутилового ксантогената составляет 100 г/т руды. Составим и решим пропорцию:

10^6 г (1 т) руды – 100 г ксантогената

250 г руды – X г ксантогената

$$X = \frac{100\text{ã} \cdot 250\ \text{ã}}{10^6\ \text{ã}} = \frac{2{,}5\ \text{ã}}{10^2} = 2{,}5 \cdot 10^{-2}\ \text{ã}$$

Следует учесть, что ксантогенат используют во флотации в виде 1 % растворов, то есть в 100 $см^3$ раствора содержится 1 г ксантогената.

Составив пропорцию и решив её, определим объём раствора, который следует подать в камеру флотомашины:

100 $см^3$ раствора – 1 г ксантогената

V $см^3$ раствора – $2{,}5 \cdot 10^{-2}$ г ксантогената

$$V = \frac{100\text{ñì}^{\ 3} \cdot 2{,}5 \cdot 10^{-2}\ \text{ã}}{1\ \text{ã}} = 2{,}5\ \text{ñì}^{\ 3}$$

Результаты расчёта показателей флотации занести в таблицу 7.1.

Таблица 7.1 – Показатели коллективной флотации

Наименование продуктов обогащения	Выход		Массовая доля сульфидных минералов, %	Извлечение сульфидных минералов, %
	г	%		
Концентрат				
Хвосты				
Исходная руда		100,0		100,0

Массовую долю сульфидов в продуктах обогащения (β, ϑ) или в исходной руде (α) и в одном из продуктов задаёт преподаватель.

В конце отчёта по выполненной работе делается вывод, в котором анализируются полученным результатам и намечаются способы их повышения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА 8
МАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Практическую работу по магнитной сепарации выполняют на лабораторном магнитном сепараторе для слабомагнитных руд. Результаты разделения минералов по их магнитной восприимчивости зависят от вещественного состава руды, крупности обогащаемого материала, напряжённости магнитного поля, производительности, высоты рабочей зоны и положения разделительного шибера. При выполнении работы потребуется получить зависимости выходных показателей качества процесса от указанных выше переменных факторов.

1. Цель:

- изучить конструкцию и работу роликового магнитного сепаратора;
- изучить влияние некоторых факторов на процесс магнитной сепарации;
- развить навыки анализа полученных данных.

2. Оборудование и материалы:

- проба материала (200-500 г руды класса крупности -3+0 мм);
- сепаратор магнитный роликовый;
- весы электронные;
- чашки лабораторные;
- щётка для чистки сепаратора.

Магнитный сепаратор (рисунок 8.1) состоит из основания 1 с закреплённым на нём бункером 2 с регулировочным шибером 3. Бункер 2 установлен над вибролотком 4, выполненным из немагнитного материала и которого осуществляется подача материала в рабочую зону магнитной системы, образованной магнитопроводом 5 и профилированным роликом 6. На магнитопроводе установлены катушки электромагнита 7, подключенные к выпрямителю тока 8, содержащего приборы измерения тока 9 и напряжения 10. На лицевой панели выпрямителя установлены переключатели режима работы, выключатель и регулятор нагрузки по току. Регулирование выходов отдельных фракций осуществляется шибером 11, а очистка ролика 6 щёткой 12.

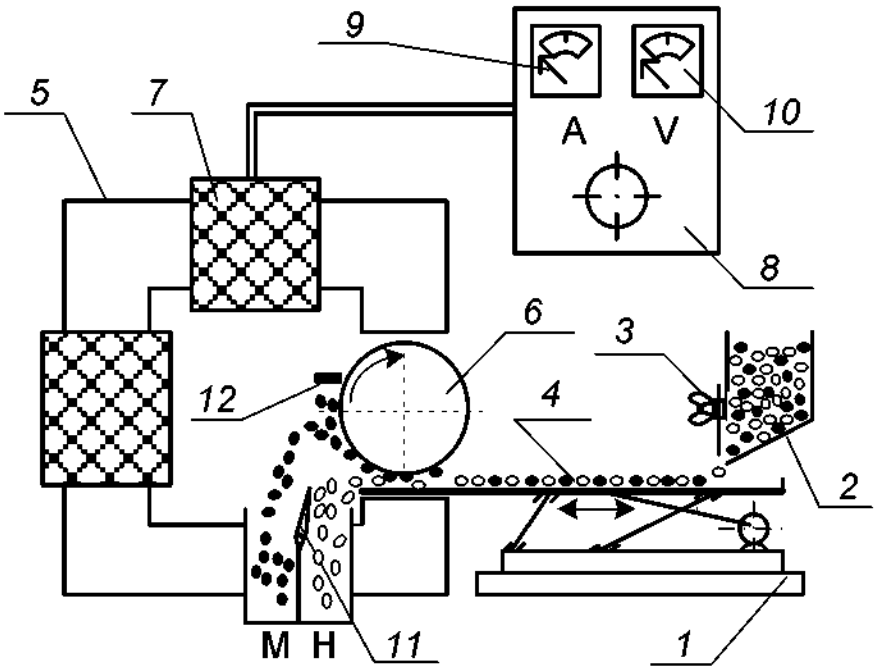


Рисунок 8.1 – Схема магнитного сепаратора

Перед опытом включают выпрямитель 8, устанавливают необходимое значение тока в обмотке электромагнита 7, включают привод вибролотка 4 и ролика 6. Материал из бункера 2 по вибролотку поступает в рабочий зазор, где и происходит разделение частиц по удельной магнитной восприимчивости. Частицы, имеющие большую удельную магнитную восприимчивость, выносятся роликом 6 из рабочего зазора, счищаются щёткой 12 и попадают в приёмник магнитной фракции. Регулирование производительности осуществляют смещением шибера 3. Положение шибера 3 изменяют в пределах от 10 до 30 мм, ток в обмотке электромагнита изменяют от 0 до 8 А.

3. Ход работы:

1. Получить у преподавателя пробу.
2. Определить массу пробы.
3. Изучить конструкцию и определить конструктивные и механические параметры роликового магнитного сепаратора.
4. Подключить сепаратор и выпрямитель к сети переменного тока.
5. Установить заданные значения настроек сепаратора (положение шибера, сила тока).
6. Загрузить исходный материал в бункер и зафиксировать время начала и конца опыта.
7. Полученные продукты взвесить, выполнить визуальную оценку, провести их анализ.
8. Убрать рабочее место в лаборатории.
9. Обработать результаты работы.
10. Составить отчёт по выполненной работе.

Пояснения по обработке результатов в работе 8

Полученные результаты разделения магнитной сепарацией занести в таблицу 8.1.

Таблица 8.1 – Результаты магнитной сепарации

№ опыта	Наименование продукта	Выход		Сила тока, А	Положение шибера, мм
		г	%		
1	Магнитный			0,5	20
	Немагнитный				
	Исходный продукт		100,0		
2	Магнитный			1,0	20
	Немагнитный				
	Исходный продукт		100,0		
3	Магнитный			2,0	20
	Немагнитный				
	Исходный продукт		100,0		
4	Магнитный			1,0	10
	Немагнитный				
	Исходный продукт		100,0		
5	Магнитный			1,0	30
	Немагнитный				
	Исходный продукт		100,0		

Используя данные таблицы 8.1 построить экспериментальные зависимости количественных показателей процесса магнитной сепарации от переменных факторов:

$$\gamma_м = f(I) \text{ для } h = 20 \text{ мм}$$

$$\gamma_м = f(h) \text{ для } I = 1 \text{ А}.$$

где I – сила тока в катушках, А;

h – положение шибера, мм.

Сделать вывод о влиянии силы тока и положения шибера на получаемые технологические показатели.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Комлев, С.Г.* Основы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / С.Г. Комлев // Урал. гос. горный ун-т. – 5-е изд., перераб. и доп. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 153 с.

2. *Колтунов, А.В.* Дробление, измельчение, грохочение: учебное пособие / А.В. Колтунов, С.Г. Комлев // Урал. гос. горный ун-т. – 2-е изд., стереотип. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 122 с.

3. *Морозов Ю.П.* Флотационные методы обогащения: конспект лекций / Ю.П. Морозов // Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. – 155 с.

4. ГОСТ 2.105-95 «Общие требования к текстовым документам».

ПРИЛОЖЕНИЕ А
Пример оформления титульного листа

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ

ФГБОУ ВО
«УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

КАФЕДРА «ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

ОТЧЁТ
ПО ПРАКТИЧЕСКИМ РАБОТАМ

по дисциплине:
«Обогащение полезных ископаемых»

Руководитель
проф., д.т.н. _____ **Е. Ф. Цыпин**

Студент
группы ОПИ-00 _____ **А. В. Иванов**

Екатеринбург, 2018

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Правила и примеры оформления надписей к таблицам и рисункам

Таблицы следует располагать в тексте сразу же после первого упоминания их или на следующей странице. В тексте слово «таблица» пишется полностью с указанием порядкового номера. Заголовок таблицы выполняется без абзацного отступа с выравниванием «по центру». Точка в конце заголовка не ставится. Между основным текстом, заголовком таблицы и самой таблицей – пустая строка. Размер шрифта в таблице должен быть меньше размера основного текста (например, основной текст – 14, в таблице – 13 (12) и меньше).

Таблица 1 – Результаты флотационного обогащения

Наименование продуктов обогащения	**Выход**		**Массовая доля полезного компонента, %**	**Извлечение полезного компонента, %**
	г	**%**		
Концентрат				
Промпродукт				
Хвосты				
Исходная руда		100,0		100,0

Рисунок вставляется после первого упоминания о нём в тексте. В тексте слово «рисунок» пишется полностью с указанием порядкового номера.

Наименование схемы, рисунка делается под рисунком и располагается симметрично относительно поля рисунка. Под наименованием рисунка после двоеточия помещают расшифровку обозначений и поясняющие записи.

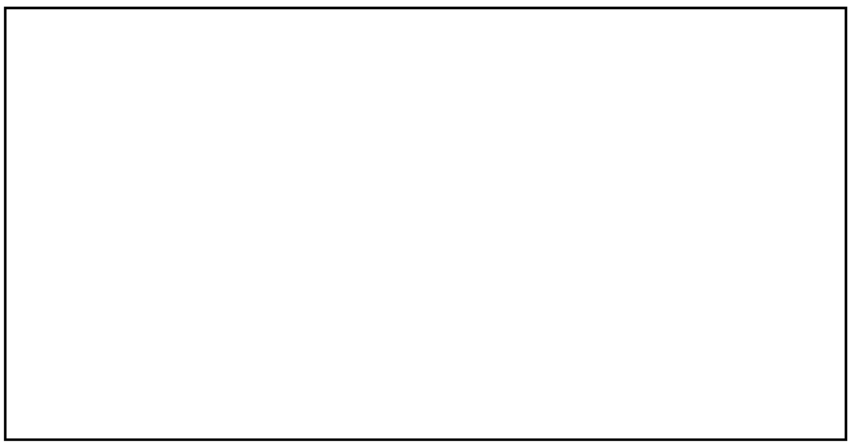


Рисунок 1 – Схема устройства оборудования:
1 – …; 2 – …

МИНОБРНАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Б1.Б.1.22 ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация № 3
Открытые горные работы

форма обучения: очная, заочная

Автор: Пелевин А. Е., проф., д.т.н.

Екатеринбург
2019

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ ... 3
ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА ... 4
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ ... 4
Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса ... 4
Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам ... 5
Подготовка и написание контрольной работы ... 6
Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта) ... 7
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ ... 8
Подготовка к зачету ... 8
Подготовка к экзамену ... 8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов – это разнообразные виды деятельности студентов, осуществляемые под руководством, но без непосредственного участия преподавателя в аудиторное и/или внеаудиторное время.

Это особая форма обучения по заданиям преподавателя, выполнение которых требует активной мыслительной, поисково-исследовательской и аналитической деятельности.

Методологическую основу самостоятельной работы студентов составляет деятельностный подход, когда цели обучения ориентированы на формирование умений решать типовые и нетиповые задачи, то есть на реальные ситуации, где студентам надо проявить знание конкретной дисциплины, использовать внутрипредметные и межпредметные связи.

Цель самостоятельной работы – закрепление знаний, полученных на аудиторных занятиях, формирование способности принимать на себя ответственность, решать проблему, находить конструктивные выходы из сложных ситуаций, развивать творческие способности, приобретение навыка организовывать своё время

Кроме того самостоятельная работа направлена на обучение студента осмысленно и самостоятельно работать сначала с учебным материалом, затем с научной информацией, заложить основы самоорганизации и самовоспитания с тем, чтобы привить умение в дальнейшем непрерывно повышать свой профессиональный уровень.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- систематизация и закрепление полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубление и расширение теоретических знаний;
- формирование умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирование самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирование практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развитие исследовательских умений;
- получение навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа – планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

В соответствии с реализацией рабочей программы дисциплины в рамках самостоятельной работы студенту необходимо выполнить следующие виды работ:

для подготовки ко всем видам текущего контроля:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение курса;
- подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам;
- подготовка к контрольной работе, написание контрольной работы;
- выполнение и написание курсовой работы (проекта);

для подготовки ко всем видам промежуточной аттестации:

- подготовка к зачёту;
- подготовка к экзамену.

Особенностью организации самостоятельной работы студентов является необходимость не только подготовиться к сдаче зачета /экзамена, но и собрать, обобщить, систематизировать, проанализировать информацию по темам дисциплины.

Технология организации самостоятельной работы студентов включает использование информационных и материально-технических ресурсов образовательного учреждения.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов как online, так и на занятиях в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

В качестве форм и методов контроля внеаудиторной самостоятельной работы студентов могут быть использованы обмен информационными файлами, семинарские занятия, тестирование, опрос, доклад, реферат, самоотчеты, контрольные работы, защита контрольных и курсовых работ (проектов), защита зачётных работ в виде доклада с презентацией и др.

Текущий контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине.

Промежуточный контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного для сдачи экзамена / зачёта.

В методических указаниях по каждому виду контроля представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса

Лекционный материал по дисциплине излагается в виде устных лекций преподавателя во время аудиторных занятий. Самостоятельная работа студента во время лекционных аудиторных занятий заключается в ведении записей (конспекта лекций).

Конспект лекций, выполняемый во время аудиторных занятий, дополняется студентом при самостоятельном внеаудиторном изучении некоторых тем курса. Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка основной и дополнительной литературы к дисциплине.

Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины приведён в рабочей программе дисциплины.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на повторение материала лекций и самостоятельное изучение тем курса:

для овладения знаниями:

- конспектирование текста;
- чтение основной и дополнительной литературы;
- составление плана текста;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- повторная работа над учебным материалом;
- составление таблиц для систематизации учебного материала;
- изучение нормативных материалов;
- составление плана и тезисов ответа на вопросы для самопроверки;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Вопросы для самопроверки приведены учебной литературе по дисциплине или могут быть предложены преподавателем на лекционных аудиторных занятиях после изучения каждой темы.

Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам

Практические занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов системы интегрированных умений и навыков, необходимых для освоения профессиональных компетенций, а также умений определять, разрабатывать и применять оптимальные методы решения профессиональных задач.

На практических занятиях происходит закрепление теоретических знаний, полученных в ходе лекций, осваиваются методики и алгоритмы решения типовых задач по образцу и вариантных задач, разбираются примеры применения теоретических знаний для практического использования, выполняются доклады с презентацией по определенным учебно-практическим, учебно-исследовательским или научным темам с последующим их обсуждением.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к практическим занятиям:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- подготовка публичных выступлений;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;

– рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Лабораторные занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов навыков работы с использованием лабораторного оборудования, планирования и выполнения экспериментов, оформления отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к лабораторным занятиям:

для овладения знаниями:

- изучение методик работы с использованием различных видов и типов лабораторного оборудования;
- изучение правил безопасной эксплуатации лабораторного оборудования;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана проведения эксперимента;
- составление отчётной документации по результатам экспериментирования;
- аналитическая обработка результатов экспериментов.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Подготовка и написание контрольной работы

Контрольная работа – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Контрольная работа является средством проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к контрольной работе:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению контрольной работы.

Контрольная работа может быть выполнена в виде доклада с презентацией.

Доклад с презентацией – это публичное выступление по представлению полученных результатов знаний по определенной учебно-практической, учебно-исследовательской или научной теме.

При подготовке доклада с презентацией обучающийся должен продемонстрировать умение самостоятельного изучения отдельных вопросов, структурирования основных положений рассматриваемых проблем, публичного выступления, позиционирования себя перед коллективом, навыки работы с библиографическими источниками и оформления научных текстов.

В ходе подготовки к докладу с презентацией обучающемуся необходимо:

- выбрать тему и определить цель выступления;
- осуществить сбор материала к выступлению;
- организовать работу с источниками;
- -во время изучения источников следует записывать вопросы, возникающие по мере ознакомления, ключевые слова, мысли, суждения; представлять наглядные примеры из практики;
- сформулировать возможные вопросы по теме доклада, подготовить тезисы ответов на них;
- обработать материал и представить его в виде законченного доклада и презентации.

При выполнении контрольной работы в виде доклада с презентацией самостоятельная работа студента включает в себя:

для овладения знаниями:

- чтение основное и дополнительной литературы по заданной теме доклада;
- составление плана доклада;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей по теме доклада

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана и тезисов презентации по теме доклада;
- составление презентации;
- составление библиографического списка по теме доклада;
- подготовка к публичному выступлению;
- составление возможных вопросов по теме доклада и ответов на них.

для формирования навыков и умений:

- публичное выступление;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Варианты контрольных работ и темы докладов приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта)

Курсовая работа (проект) – форма контроля для демонстрации обучающимся умений работать с объектами изучения, критическими источниками, справочной и энциклопедической литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать и строить априорную модель изучаемого объекта или процесса, создавать содержательную презентацию выполненной работы.

При выполнении и защите курсовой работы (проекта) оценивается умение самостоятельной работы с объектами изучения, справочной литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать выбранную технологическую схему и принятый тип и количество оборудования, создавать содержательную презентацию выполненной работы (пояснительную записку и графический материал).

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к курсовой работе (проекту):

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- составление плана выполнения курсовой работы (проекта);
- составление списка использованных источников.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа учебно-методическими материалами по выполнению курсовой работы (проекта);
- изучение основных методик расчёта технологических схем, выбора и расчёта оборудования;
- подготовка тезисов ответов на вопросы по тематике курсовой работы (проекта).

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, компоновочных чертежей;
- оформление текстовой и графической документации.

Тематика курсовых работ (проектов) приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

Подготовка к зачёту

Зачёт по дисциплине может быть проведён в виде теста или включать в себя защиту контрольной работы (доклад с презентацией).

Тест – это система стандартизированных заданий, позволяющая автоматизировать процедуру измерения уровня знаний и умений обучающегося.

При самостоятельной подготовке к зачёту, проводимому в виде теста, студенту необходимо:

- проработать информационный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора дополнительной учебной литературы;
- выяснить условия проведения теста: количество вопросов в тесте, продолжительность выполнения теста, систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с тестом, нужно внимательно и до конца прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов, выбрать правильные (их может быть несколько), на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам.

В процессе выполнения теста рекомендуется применять несколько подходов в решении заданий. Такая стратегия позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант. Не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, а сразу переходить к другим тестовым заданиям, к трудному вопросу можно обратиться в конце. Необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

Зачёт также может проходить в виде защиты контрольной работы (доклад с презентацией). Методические рекомендации по подготовке и выполнению доклада с презентацией приведены в п. «Подготовка и написание контрольной работы».

Подготовка к экзамену

Промежуточная аттестация по итогам освоения дисциплины проводится в форме экзамена.

Билет на экзамен включает в себя теоретические вопросы и практико-ориентированные задания.

Теоретический вопрос – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность

одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся.

Практико-ориентированное задание – средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по определенной теме.

При самостоятельной подготовке к экзамену студенту необходимо:

- получить перечень теоретических вопросов к экзамену;
- проработать пройденный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине, при необходимости изучить дополнительные источники;
- составить планы и тезисы ответов на вопросы;
- проработать все типы практико-ориентированных заданий;
- составить алгоритм решения основных типов задач;
- выяснить условия проведения экзамена: количество теоретических вопросов и практико-ориентированных заданий в экзаменационном билете, продолжительность и форму проведения экзамена (устный или письменный), систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с экзаменационным билетом, нужно внимательно прочитать теоретические вопросы и условия практико-ориентированного задания;
- при условии проведения устного экзамена составить план и тезисы ответов на теоретические вопросы, кратко изложить ход решения практико-ориентированного задания;
- при условии проведения письменного экзамена дать полные письменные ответы на теоретические вопросы; изложить ход решения практико-ориентированного задания с численным расчётом искомых величин.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация № 3

«Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Екатеринбург

Содержание

	Стр.
1.Общие положения ……..	**3**
2. Требования к уровню освоения образовательной программы……	**4**
3. Внутренние факторы, способствующие активизации самостоятельной работы	**4**
4. Виды самостоятельной работы ……..	**5**
5. Организация СРС……..	**7**
6. Деятельность студентов по формированию и развитию навыков учебной самостоятельной работы……	**17**
7. Требования к учебно-методическому обеспечению самостоятельной работы студентов……	**23**
8. Самостоятельная работа студента - необходимое звено становления исследователя и специалиста……..	**27**
Список используемой литературы……	**28**

1. Общие положения

Самостоятельная работа студентов в ВУЗе является важным видом учебной и научной деятельности студента. Самостоятельная работа студентов играет значительную роль в рейтинговой технологии обучения. Государственным стандартом предусматривается, как правило, 50% часов из общей трудоемкости дисциплины на самостоятельную работу студентов (далее СРС). В связи с этим, обучение в ВУЗе включает в себя две, практически одинаковые по объему и взаимовлиянию части – процесса обучения и процесса самообучения. Поэтому СРС должна стать эффективной и целенаправленной работой студента.

Самостоятельная работа студентов - это любая деятельность, связанная с воспитанием мышления будущего профессионала. Любой вид занятий, создающий условия для зарождения самостоятельной мысли, познавательной активности студента связан с самостоятельной работой. В широком смысле под самостоятельной работой следует понимать совокупность всей самостоятельной деятельности студентов как в учебной аудитории, так и вне её, в контакте с преподавателем и в его отсутствии.

Самостоятельная работа студентов – это средство вовлечения студента в самостоятельную познавательную деятельность, формирующую у него психологическую потребность в систематическом самообразовании.

Сущность самостоятельной работы студентов как специфической педагогической конструкции определяется особенностями поставленных в ней учебно-познавательных задач. Следовательно, самостоятельная работа – это не просто самостоятельная деятельность по усвоению учебного материала, а особая система условий обучения, организуемых преподавателем.

Основные задачи самостоятельной работы:

- развитие и привитие навыков студентам самостоятельной учебной работы и формирование потребностей в самообразовании;

- освоение содержания дисциплины в рамках тем, выносимых на самостоятельное изучение студента;

- осознание, углубление содержания и основных положений курса в ходе конспектирования материала на лекциях, отработки в ходе подготовки к семинарским и практическим занятиям;

- использование материала, собранного и полученного в ходе самостоятельных занятий, при написании курсовых и дипломной работ, для эффективной подготовки к итоговым зачетам и экзаменам.

Активная самостоятельная работа студентов возможна только при наличии серьезной и устойчивой мотивации. Самый сильный мотивирующий фактор - подготовка к дальнейшей эффективной профессиональной деятельности.

2. Требования к уровню освоения образовательной программы «Картография»

Цель дисциплины: формирование научного и практического представления о средствах и методах геодезических работ при топографо-геодезических изысканиях; овладение навыков определения пространственно-геометрического положения объектов, выполнения необходимых геодезических и маркшейдерских измерений, обработки и интерпретации их результатов.

Место дисциплины в структуре ОПОП: Дисциплина **«Геодезия»** является дисциплиной базовой части Блока 1 «Дисциплины» учебного плана по направлению подготовки ***21.05.04 Горное дело***.

3. Внутренние факторы, способствующие активизации самостоятельной работы

Среди них можно выделить следующие:

1. Полезность выполняемой работы. Если студент знает, что результаты его работы будут использованы в лекционном курсе, в методическом пособии, в лабораторном практикуме, при подготовке публикации или иным образом, то отношение к выполнению задания существенно меняется в лучшую сторону и качество выполняемой работы возрастает. При этом важно психологически настроить студента, показать ему, как необходима выполняемая работа.

Другим вариантом использования фактора полезности является активное применение результатов работы в профессиональной подготовке. Так, например, если студент получил задание на дипломную (квалификационную) работу на одном из младших курсов, он может выполнять самостоятельные задания по ряду дисциплин гуманитарного и социально-экономического, естественно-научного и общепрофессионального циклов дисциплин, которые затем войдут как разделы в его квалификационную работу.

Материальные стимулирующие факторы могут выражаться в надбавках к основной стипендии, номинированные на именные стипендии, участие в конкурсах научно-исследовательских работ, где в качестве приза могут выступать материальные поощрения.

2. Участие студентов в творческой деятельности. Это может быть участие в научно-исследовательской, опытно-конструкторской или методической работе, проводимой на кафедре.

3. Участие в олимпиадах по учебным дисциплинам, конкурсах научно-исследовательских или прикладных работ и т.д.

4. Использование мотивирующих факторов контроля знаний (накопительные оценки, рейтинг, тесты, нестандартные экзаменационные процедуры). Эти факторы при определенных условиях могут вызвать стремление к состязательности, что само по себе является сильным мотивационным фактором самосовершенствования студента.

5. Поощрение студентов за успехи в учебе и творческой деятельности (стипендии, премирование, поощрительные баллы) и санкции за плохую учебу. Например, за работу, сданную раньше срока, можно проставлять повышенную оценку, а в противном случае ее снижать.

6. Индивидуализация заданий, выполняемых как в аудитории, так и вне ее, постоянное их обновление.

7. Мотивационным фактором в интенсивной учебной работе и, в первую очередь, самостоятельной является личность преподавателя. Преподаватель может быть примером для студента как профессионал, как творческая личность. Преподаватель может и должен помочь студенту раскрыть свой творческий потенциал, определить перспективы своего внутреннего роста.

4. Виды самостоятельной работы

В образовательном процессе высшего профессионального образовательного учреждения выделяется два вида самостоятельной работы – аудиторная, под руководством преподавателя, и внеаудиторная. Тесная взаимосвязь этих видов работ предусматривает дифференциацию и эффективность результатов ее выполнения и зависит от организации, содержания, логики учебного процесса (межпредметных связей, перспективных знаний и др.):

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа выполняется студентом по заданию преподавателя, но без его непосредственного участия.

Основными видами самостоятельной работы студентов без участия преподавателей являются:

— формирование и усвоение содержания конспекта лекций на базе рекомендованной лектором учебной литературы, включая информационные образовательные ресурсы (электронные учебники, электронные библиотеки и др.);

— написание рефератов;

— подготовка к лабораторным работам, их оформление;

— выполнение микроисследований;

— подготовка практических разработок;

— выполнение домашних заданий в виде решения отдельных задач, проведения типовых расчетов, расчетно-компьютерных и индивидуальных работ по отдельным разделам содержания дисциплин и т.д.;

— выполнение конкретного задания в период прохождения учебной практики;

— компьютерный текущий самоконтроль и контроль успеваемости на базе электронных обучающих и аттестующих тестов;

— подготовка докладов и презентаций для конкурсов НИРС и конкурсов профессионального мастерства;

— подготовка к контрольным мероприятиям, таким как текущий контроль знаний в виде проверочных тестов или расчетно-графических работ, зачетов, экзаменов;

— выполнение курсовой работы или проекта;

— подготовка выпускной квалификационной работы.

Основными видами самостоятельной работы студентов с участием преподавателей являются:

— текущие консультации;

— прием и разбор домашних заданий (в часы практических занятий);

— прием и защита лабораторных работ (во время проведения л/р);

— выполнение курсовых работ (проектов) в рамках дисциплин (руководство, консультирование и защита курсовых работ (в часы, предусмотренные учебным планом);

— выполнение учебно-исследовательской работы (руководство, консультирование и защита УИРС);

— прохождение и оформление результатов практик (руководство и оценка уровня сформированности профессиональных умений и навыков);

— выполнение выпускной квалификационной работы (руководство, консультирование и защита выпускных квалификационных работ) и др.

5. Организация СРС

Аудиторная самостоятельная работа может реализовываться при проведении практических занятий, семинаров, выполнении лабораторного практикума и во время чтения лекций.

При чтении лекционного курса непосредственно в аудитории контролируется усвоение материала основной массой студентов путем проведения экспресс-опросов по конкретным темам, тестового контроля знаний, опроса студентов и т.д.

На практических и лабораторных занятиях различные виды СРС позволяют сделать процесс обучения более интересным и поднять активность значительной части студентов в группе.

На практических занятиях не менее 1 часа из двух (50% времени) отводится на самостоятельное решение задач. Лабораторные занятия строятся следующим образом:

1. Вводное слово преподавателя (цели занятия, основные вопросы, которые должны быть рассмотрены).

2. Беглый опрос.

3. Решение 1-2 типовых задач.

4. Самостоятельное решение задач.

5. Проверка решения задач с обязательной работой над ошибками. Лабораторная или практическая работа считается выполненной при условии отсутствия ошибок.

Для проведения занятий необходимо иметь большой банк заданий и задач для самостоятельного решения, причем эти задания могут быть дифференцированы по степени сложности. В зависимости от дисциплины или от ее раздела можно использовать два пути:

1. Давать определенное количество задач для самостоятельного решения, равных по трудности, а оценку ставить за количество решенных за определенное время задач.

2. Выдавать задания с задачами разной трудности и оценку ставить за трудность решенной задачи.

По результатам самостоятельного решения задач следует выставлять по каждому занятию оценку.

При проведении лабораторных работ и учебных практик студенты могут выполнять СРС как индивидуально, так и малыми группами, каждая из которых разрабатывает свою задачу. Выполненная задача затем рецензируется преподавателем и членами бригады. Публичное обсуждение и защита своего варианта повышают роль СРС и усиливают стремление к ее качественному выполнению. Данная система организации практических занятий позволяет вводить в задачи научно-исследовательские элементы, упрощать или усложнять задания.

Активность работы студентов на обычных практических занятиях может быть усилена введением новой формы СРС, сущность которой состоит в том, что на каждую задачу студент получает свое индивидуальное задание (вариант), при этом условие задачи для всех студентов одинаковое, а исходные данные различны. Перед началом выполнения задачи преподаватель дает лишь общие методические указания (общий порядок решения, точность и единицы измерения определенных величин, имеющиеся справочные материалы и т.п.). Выполнение СРС на занятиях с проверкой результатов преподавателем приучает студентов грамотно и правильно выполнять технические расчеты, пользоваться вычислительными средствами и справочными данными. Изучаемый материал усваивается более глубоко, у студентов меняется отношение к лекциям, так как без понимания теории предмета, без хорошего конспекта трудно рассчитывать на успех в решении задачи. Это улучшает посещаемость как практических, так и лекционных занятий.

Выполнение лабораторного практикума, как и другие виды учебной деятельности, содержит много возможностей применения активных методов обучения и организации СРС на основе индивидуального подхода.

Любая лабораторная работа должна включать глубокую самостоятельную проработку теоретического материала, изучение методик проведения и планирование эксперимента, освоение измерительных средств, обработку и интерпретацию экспериментальных данных. При этом часть работ может не носить обязательный характер, а выполняться в рамках самостоятельной работы по курсу. В ряд работ целесообразно включить разделы с дополнительными элементами научных исследований, которые потребуют углубленной самостоятельной проработки теоретического материала.

Разработка комплекса методического обеспечения учебного процесса является важнейшим условием эффективности самостоятельной работы студентов. К такому комплексу следует отнести тексты лекций, учебные и методические пособия, лабораторные практикумы, банки заданий и задач, сформулированных на основе реальных данных, банк расчетных, моделирующих, тренажерных программ и программ для самоконтроля, автоматизированные обучающие и контролирующие системы, информационные базы дисциплины или группы родственных дисциплин и другое. Это позволит организовать проблемное обучение, в котором студент является равноправным участником учебного процесса.

Результативность самостоятельной работы студентов во многом определяется наличием активных методов ее контроля. Существуют следующие виды контроля:

- входной контроль знаний и умений студентов при начале изучения очередной дисциплины;

- текущий контроль, то есть регулярное отслеживание уровня усвоения материала на лекциях, практических и лабораторных занятиях;

- промежуточный контроль по окончании изучения раздела или модуля курса;

- самоконтроль, осуществляемый студентом в процессе изучения дисциплины при подготовке к контрольным мероприятиям;

- итоговый контроль по дисциплине в виде зачета или экзамена;

- контроль остаточных знаний и умений спустя определенное время после завершения изучения дисциплины.

В последние годы наряду с традиционными формами контроля - коллоквиумами, зачетами, экзаменами достаточно широко вводятся новые методы, то есть организация самостоятельной работы студентов производится на основе современных образовательных технологий. В качестве такой технологии в современной практике высшего профессионального образования часто рассматривается рейтинговая система обучения, позволяющая студенту и преподавателю выступать в виде субъектов образовательной деятельности, т.е. являться партнерами.

Тестовый контроль знаний и умений студентов, который отличается объективностью, экономит время преподавателя, в значительной мере освобождает его от рутинной работы и позволяет в большей степени сосредоточиться на творческой части преподавания, обладает высокой степенью дифференциации испытуемых по уровню знаний и умений и очень

эффективен при реализации рейтинговых систем, дает возможность в значительной мере индивидуализировать процесс обучения путем подбора индивидуальных заданий для практических занятий, индивидуальной и самостоятельной работы, позволяет прогнозировать темпы и результативность обучения каждого студента.

Тестирование помогает преподавателю выявить структуру знаний студентов и на этой основе переоценить методические подходы к обучению по дисциплине, индивидуализировать процесс обучения. Весьма эффективно использование тестов непосредственно в процессе обучения, при самостоятельной работе студентов. В этом случае студент сам проверяет свои знания. Не ответив сразу на тестовое задание, студент получает подсказку, разъясняющую логику задания и выполняет его второй раз.

Следует отметить и все шире проникающие в учебный процесс автоматизированные обучающие и обучающе-контролирующие системы, которые позволяют студенту самостоятельно изучать ту или иную дисциплину и одновременно контролировать уровень усвоения материала.

Методические рекомендации для студентов по отдельным формам самостоятельной работы.

С первых же сентябрьских дней на студента обрушивается громадный объем информации, которую необходимо усвоить. Нужный материал содержится не только в лекциях (запомнить его – это только малая часть задачи), но и в учебниках, книгах, статьях. Порой возникает необходимость привлекать информационные ресурсы Интернет.

Система вузовского обучения подразумевает значительно большую самостоятельность студентов в планировании и организации своей деятельности. Вчерашнему школьнику сделать это бывает весьма непросто: если в школе ежедневный контроль со стороны учителя заставлял постоянно и систематически готовиться к занятиям, то в вузе вопрос об уровне знаний вплотную встает перед студентом только в период сессии. Такая ситуация оборачивается для некоторых соблазном весь семестр посвятить свободному времяпрепровождению («когда будет нужно – выучу!»), а когда приходит пора экзаменов, материала, подлежащего усвоению, оказывается так много, что никакая память не способна с ним справиться в оставшийся промежуток времени.

Работа с книгой.

При работе с книгой необходимо подобрать литературу, научиться правильно ее читать, вести записи. Для подбора литературы в библиотеке используются алфавитный и систематический каталоги.

Важно помнить, что рациональные навыки работы с книгой - это всегда большая экономия времени и сил.

Правильный подбор учебников рекомендуется преподавателем, читающим лекционный курс. Необходимая литература может быть также указана в методических разработках по данному курсу.

Изучая материал по учебнику, следует переходить к следующему вопросу только после правильного уяснения предыдущего, описывая на бумаге все выкладки и вычисления (в том числе те, которые в учебнике опущены или на лекции даны для самостоятельного вывода).

При изучении любой дисциплины большую и важную роль играет самостоятельная индивидуальная работа.

Особое внимание следует обратить на определение основных понятий курса. Студент должен подробно разбирать примеры, которые поясняют такие определения, и уметь строить аналогичные примеры самостоятельно. Нужно добиваться точного представления о том, что изучаешь. Полезно составлять опорные конспекты. При изучении материала по учебнику полезно в тетради (на специально отведенных полях) дополнять конспект лекций. Там же следует отмечать вопросы, выделенные студентом для консультации с преподавателем.

Выводы, полученные в результате изучения, рекомендуется в конспекте выделять, чтобы они при перечитывании записей лучше запоминались.

Опыт показывает, что многим студентам помогает составление листа опорных сигналов, содержащего важнейшие и наиболее часто употребляемые формулы и понятия. Такой лист помогает запомнить формулы, основные положения лекции, а также может служить постоянным справочником для студента.

Различают два вида чтения; первичное и вторичное. Первичное - эти внимательное, неторопливое чтение, при котором можно остановиться на трудных местах. После него не должно остаться ни одного непонятного олова. Содержание не всегда может быть понятно после первичного чтения.

Задача вторичного чтения полное усвоение смысла целого (по счету это чтение может быть и не вторым, а третьим или четвертым).

Правила самостоятельной работы с литературой. Как уже отмечалось, самостоятельная работа с учебниками и книгами (а также самостоятельное теоретическое исследование проблем, обозначенных преподавателем на лекциях) – это важнейшее условие формирования у себя научного способа познания. Основные советы здесь можно свести к следующим:

• Составить перечень книг, с которыми Вам следует познакомиться; «не старайтесь запомнить все, что вам в ближайшее время не понадобится, – советует студенту и молодому ученому Г. Селье, – запомните только, где это можно отыскать» (Селье, 1987. С. 325).

• Сам такой перечень должен быть систематизированным (что необходимо для семинаров, что для экзаменов, что пригодится для написания курсовых и дипломных работ, а что Вас интересует за рамками официальной учебной деятельности, то есть что может расширить Вашу общую культуру...).

• Обязательно выписывать все выходные данные по каждой книге (при написании курсовых и дипломных работ это позволит очень сэкономить время).

• Разобраться для себя, какие книги (или какие главы книг) следует прочитать более внимательно, а какие – просто просмотреть.

• При составлении перечней литературы следует посоветоваться с преподавателями и научными руководителями (или даже с более подготовленными и эрудированными сокурсниками), которые помогут Вам лучше сориентироваться, на что стоит обратить большее внимание, а на что вообще не стоит тратить время...

•Естественно, все прочитанные книги, учебники и статьи следует конспектировать, но это не означает, что надо конспектировать «все подряд»: можно выписывать кратко основные идеи автора и иногда приводить наиболее яркие и показательные цитаты (с указанием страниц).

• Если книга – Ваша собственная, то допускается делать на полях книги краткие пометки или же в конце книги, на пустых страницах просто сделать свой «предметный указатель», где отмечаются наиболее интересные для Вас мысли и обязательно указываются страницы в тексте автора (это очень хороший совет, позволяющий экономить время и быстро находить «избранные» места в самых разных книгах).

• Если Вы раньше мало работали с научной литературой, то следует выработать в себе способность «воспринимать» сложные тексты; для этого лучший прием – научиться «читать медленно», когда Вам понятно каждое прочитанное слово (а если слово незнакомое, то либо с помощью словаря, либо с помощью преподавателя обязательно его узнать), и это может занять немалое время (у кого-то – до нескольких недель и даже месяцев); опыт показывает, что после этого студент каким-то «чудом» начинает буквально заглатывать книги и чуть ли не видеть «сквозь обложку», стоящая это работа или нет...

• «Либо читайте, либо перелистывайте материал, но не пытайтесь читать быстро... Если текст меня интересует, то чтение, размышление и даже фантазирование по этому поводу сливаются в единый процесс, в то время как вынужденное скорочтение не только не способствует качеству чтения, но и не приносит чувства удовлетворения, которое мы получаем, размышляя о прочитанном», – советует Г. Селье (Селье, 1987. – С. 325-326).

• Есть еще один эффективный способ оптимизировать знакомство с научной литературой – следует увлечься какой-то идеей и все книги просматривать с точки зрения данной идеи. В этом случае студент (или молодой ученый) будет как бы искать аргументы «за» или «против» интересующей его идеи, и одновременно он будет как бы общаться с авторами этих книг по поводу своих идей и размышлений... Проблема лишь в том, как найти «свою» идею...

Чтение научного текста является частью познавательной деятельности. Ее цель – извлечение из текста необходимой информации. От того на сколько осознанна читающим собственная внутренняя установка при обращении к печатному слову (найти нужные сведения, усвоить информацию полностью или частично, критически проанализировать материал и т.п.) во многом зависит эффективность осуществляемого действия.

Выделяют четыре основные установки в чтении научного текста:

— информационно-поисковый (задача – найти, выделить искомую информацию)
— усваивающая (усилия читателя направлены на то, чтобы как можно полнее осознать и запомнить как сами сведения излагаемые автором, так и всю логику его рассуждений)
— аналитико-критическая (читатель стремится критически осмыслить материал, проанализировав его, определив свое отношение к нему)
— творческая (создает у читателя готовность в том или ином виде – как отправной пункт для своих рассуждений, как образ для действия по аналогии и

т.п. – использовать суждения автора, ход его мыслей, результат наблюдения, разработанную методику, дополнить их, подвергнуть новой проверке).

С наличием различных установок обращения к научному тексту связано существование и нескольких ***видов чтения***:

1. библиографическое – просматривание карточек каталога, рекомендательных списков, сводных списков журналов и статей за год и т.п.;

2. просмотровое – используется для поиска материалов, содержащих нужную информацию, обычно к нему прибегают сразу после работы со списками литературы и каталогами, в результате такого просмотра читатель устанавливает, какие из источников будут использованы в дальнейшей работе;

3. ознакомительное – подразумевает сплошное, достаточно подробное прочтение отобранных статей, глав, отдельных страниц, цель – познакомиться с характером информации, узнать, какие вопросы вынесены автором на рассмотрение, провести сортировку материала;

4. изучающее – предполагает досконального освоение материала; в ходе такого чтения проявляется доверие читателя к автору, готовность принять изложенную информацию, реализуется установка на предельно полное понимание материала;

5. аналитико-критическое и творческое чтение – два вида чтения близкие между собой тем, что участвуют в решении исследовательских задач. Первый из них предполагает направленный критический анализ, как самой информации, так и способов ее получения и подачи автором; второе – поиск тех суждений, фактов, по которым или в связи с которыми, читатель считает нужным высказать собственные мысли.

Из всех рассмотренных видов чтения основным для студентов является изучающее – именно оно позволяет в работе с учебной литературой накапливать знания в различных областях. Вот почему именно этот вид чтения в рамках учебной деятельности должен быть освоен в первую очередь. Кроме того, при овладении данным видом чтения формируются основные приемы, повышающие эффективность работы с научным текстом.

Основные виды систематизированной записи прочитанного:

1. Аннотирование – предельно краткое связное описание просмотренной или прочитанной книги (статьи), ее содержания, источников, характера и назначения;

2. Планирование – краткая логическая организация текста, раскрывающая содержание и структуру изучаемого материала;

3. Тезирование – лаконичное воспроизведение основных утверждений автора без привлечения фактического материала;

4. Цитирование – дословное выписывание из текста выдержек, извлечений, наиболее существенно отражающих ту или иную мысль автора;

5. Конспектирование – краткое и последовательное изложение содержания прочитанного.

Конспект – сложный способ изложения содержания книги или статьи в логической последовательности. Конспект аккумулирует в себе предыдущие виды записи, позволяет всесторонне охватить содержание книги, статьи. Поэтому умение составлять план, тезисы, делать выписки и другие записи определяет и технологию составления конспекта.

Методические рекомендации по составлению конспекта:

1. Внимательно прочитайте текст. Уточните в справочной литературе непонятные слова. При записи не забудьте вынести справочные данные на поля конспекта;

2. Выделите главное, составьте план;

3. Кратко сформулируйте основные положения текста, отметьте аргументацию автора;

4. Законспектируйте материал, четко следуя пунктам плана. При конспектировании старайтесь выразить мысль своими словами. Записи следует вести четко, ясно.

5. Грамотно записывайте цитаты. Цитируя, учитывайте лаконичность, значимость мысли.

В тексте конспекта желательно приводить не только тезисные положения, но и их доказательства. При оформлении конспекта необходимо стремиться к емкости каждого предложения. Мысли автора книги следует излагать кратко, заботясь о стиле и выразительности написанного. Число дополнительных элементов конспекта должно быть логически обоснованным, записи должны распределяться в определенной последовательности, отвечающей логической структуре произведения. Для уточнения и дополнения необходимо оставлять поля.

Овладение навыками конспектирования требует от студента целеустремленности, повседневной самостоятельной работы.

Выполняя самостоятельную работу под контролем преподавателя

студент должен:

– освоить минимум содержания, выносимый на самостоятельную работу студентов и предложенный преподавателем в соответствии с Государственными образовательными стандартами высшего профессионального образования (ГОС ВПО/ГОС СПО) по данной дисциплине.

– планировать самостоятельную работу в соответствии с графиком самостоятельной работы, предложенным преподавателем.

– самостоятельную работу студент должен осуществлять в организационных формах, предусмотренных учебным планом и рабочей программой преподавателя.

– выполнять самостоятельную работу и отчитываться по ее результатам в соответствии с графиком представления результатов, видами и сроками отчетности по самостоятельной работе студентов.

студент может:

сверх предложенного преподавателем (при обосновании и согласовании с ним) и минимума обязательного содержания, определяемого ГОС ВПО/ГОС СПО по данной дисциплине:

– самостоятельно определять уровень (глубину) проработки содержания материала;

– предлагать дополнительные темы и вопросы для самостоятельной проработки;

– в рамках общего графика выполнения самостоятельной работы предлагать обоснованный индивидуальный график выполнения и отчетности по результатам самостоятельной работы;

– предлагать свои варианты организационных форм самостоятельной работы;

– использовать для самостоятельной работы методические пособия, учебные пособия, разработки сверх предложенного преподавателем перечня;

– использовать не только контроль, но и самоконтроль результатов самостоятельной работы в соответствии с методами самоконтроля, предложенными преподавателем или выбранными самостоятельно.

Самостоятельная работа студентов должна оказывать важное влияние на формирование личности будущего специалиста, она планируется студентом самостоятельно. Каждый студент самостоятельно определяет режим своей работы и меру труда, затрачиваемого на овладение учебным содержанием по каждой дисциплине. Он выполняет внеаудиторную работу по личному индивидуальному плану, в зависимости от его подготовки, времени и других условий.

6. Деятельность студентов по формированию и развитию навыков учебной самостоятельной работы

В процессе самостоятельной работы студент приобретает навыки самоорганизации, самоконтроля, самоуправления, саморефлексии и становится активным самостоятельным субъектом учебной деятельности.

Основной формой самостоятельной работы студента является изучение конспекта лекций, их дополнение, рекомендованной литературы, активное участие на практических и семинарских занятиях. Но для успешной учебной деятельности, ее интенсификации, необходимо учитывать следующие субъективные факторы:

1. Знание школьного программного материала, наличие прочной системы зияний, необходимой для усвоения основных вузовских курсов. Это особенно важно для математических дисциплин. Необходимо отличать пробелы в знаниях, затрудняющие усвоение нового материала, от малых способностей. Затратив силы на преодоление этих пробелов, студент обеспечит себе нормальную успеваемость и поверит в свои способности.

2. Наличие умений, навыков умственного труда:

а) умение конспектировать на лекции и при работе с книгой;

б) владение логическими операциями: сравнение, анализ, синтез, обобщение, определение понятий, правила систематизации и классификации.

3. Специфика познавательных психических процессов: внимание, память, речь, наблюдательность, интеллект и мышление. Слабое развитие каждого из них становится серьезным препятствием в учебе.

4. Хорошая работоспособность, которая обеспечивается нормальным физическим состоянием. Ведь серьезное учение - это большой многосторонний и разнообразный труд. Результат обучения оценивается не количеством сообщаемой информации, а качеством ее усвоения, умением ее использовать и развитием у себя способности к дальнейшему самостоятельному образованию.

5. Соответствие избранной деятельности, профессии индивидуальным способностям. Необходимо выработать у себя умение саморегулировать свое эмоциональное состояние и устранять обстоятельства, нарушающие деловой настрой, мешающие намеченной работе.

6. Овладение оптимальным стилем работы, обеспечивающим успех в деятельности. Чередование труда и пауз в работе, периоды отдыха, индивидуально обоснованная норма

продолжительности сна, предпочтение вечерних или утренних занятий, стрессоустойчивость на экзаменах и особенности подготовки к ним,

7. Уровень требований к себе, определяемый сложившейся самооценкой.

Адекватная оценка знаний, достоинств, недостатков - важная составляющая самоорганизации человека, без нее невозможна успешная работа по управлению своим поведением, деятельностью.

Одна из основных особенностей обучения в высшей школе заключается в том, что постоянный внешний контроль заменяется самоконтролем, активная роль в обучении принадлежит уже не столько преподавателю, сколько студенту.

Зная основные методы научной организации умственного труда, можно при наименьших затратах времени, средств и трудовых усилий достичь наилучших результатов.

Эффективность усвоения поступающей информации зависит от работоспособности человека в тот или иной момент его деятельности.

Работоспособность - способность человека к труду с высокой степенью напряженности в течение определенного времени. Различают внутренние и внешние факторы работоспособности.

К внутренним факторам работоспособности относятся интеллектуальные особенности, воля, состояние здоровья.

К внешним:

- организация рабочего места, режим труда и отдыха;
- уровень организации труда - умение получить справку и пользоваться информацией;
- величина умственной нагрузки.

Выдающийся русский физиолог Н. Е. Введенский выделил следующие условия продуктивности умственной деятельности:

- во всякий труд нужно входить постепенно;
- мерность и ритм работы. Разным людям присущ более или менее разный темп работы;
- привычная последовательность и систематичность деятельности;
- правильное чередование труда и отдыха.

Отдых не предполагает обязательного полного бездействия со стороны человека, он может быть достигнут простой переменой дела. В течение дня работоспособность изменяется. Наиболее плодотворным является *утреннее время (с 8 до 14 часов),* причем

максимальная работоспособность приходится на период с 10 до 13 часов, затем *послеобеденное* - (с 16 до 19 часов) и *вечернее* (с 20 до 24 часов). Очень трудный для понимания материал лучше изучать в начале каждого отрезка времени (лучше всего утреннего) после хорошего отдыха. Через 1-1,5 часа нужны перерывы по 10 - 15 мин, через 3 - 4 часа работы отдых должен быть продолжительным - около часа.

Составной частью научной организации умственного труда является овладение техникой умственного труда.

Физически здоровый молодой человек, обладающий хорошей подготовкой и нормальными способностями, должен, будучи студентом, отдавать *учению 9-10 часов в день* (из них 6 часов в вузе и 3 - 4 часа дома). Любой предмет нельзя изучить за несколько дней перед экзаменом. Если студент в году работает систематически, то он быстро все вспомнит, восстановит забытое. Если же подготовка шла аврально, то у студента не будет даже общего представления о предмете, он забудет все сданное.

Следует взять за правило: *учиться ежедневно, начиная с первого дня семестра*.

Время, которым располагает студент для выполнения учебного плана, складывается из двух составляющих: одна из них - это аудиторная работа в вузе по расписанию занятий, другая - внеаудиторная самостоятельная работа. Задания и материалы для самостоятельной работы выдаются во время учебных занятий по расписанию, на этих же занятиях преподаватель осуществляет контроль за самостоятельной работой, а также оказывает помощь студентам по правильной организации работы.

Чтобы выполнить весь объем самостоятельной работы, необходимо заниматься по 3 - 5 часов ежедневно. Начинать самостоятельные внеаудиторные занятия следует с первых же дней семестра, пропущенные дни будут потеряны безвозвратно, компенсировать их позднее усиленными занятиями без снижения качества работы и ее производительности невозможно. Первые дни семестра очень важны для того, чтобы включиться в работу, установить определенный порядок, равномерный ритм на весь семестр. Ритм в работе - это ежедневные самостоятельные занятия, желательно в одни и те же часы, при целесообразном чередовании занятий с перерывами для отдыха. Вначале для того, чтобы организовать ритмичную работу, требуется сознательное напряжение воли. Как только человек втянулся в работу, принуждение снижается, возникает привычка, работа становится потребностью.

Если порядок в работе и ее ритм установлены правильно, то студент изо дня в день может работать, не снижая своей производительности и не перегружая себя. Правильная смена одного вида работы другим позволяет отдыхать, не прекращая работы.

Таким образом, первая задача организации внеаудиторной самостоятельной работы – это составление расписания, которое должно отражать время занятий, их характер (теоретический курс, практические занятия, графические работы, чтение), перерывы на обед, ужин, отдых, сон, проезд и т.д. Расписание не предопределяет содержания работы, ее содержание неизбежно будет изменяться в течение семестра. Порядок же следует закрепить на весь семестр и приложить все усилия, чтобы поддерживать его неизменным (кроме исправления ошибок в планировании, которые могут возникнуть из-за недооценки объема работы или переоценки своих сил).

При однообразной работе человек утомляется больше, чем при работе разного характера. Однако не всегда целесообразно заниматься многими учебными дисциплинами в один и тот же день, так как при каждом переходе нужно вновь сосредоточить внимание, что может привести к потере времени. Наиболее целесообразно ежедневно работать не более чем над двумя-тремя дисциплинами.

Начиная работу, не нужно стремиться делать вначале самую тяжелую ее часть, надо выбрать что-нибудь среднее по трудности, затем перейти к более трудной работе. И напоследок оставить легкую часть, требующую не столько больших интеллектуальных усилий, сколько определенных моторных действий (черчение, построение графиков и т.п.).

Самостоятельные занятия потребуют интенсивного умственного труда, который необходимо не только правильно организовать, но и стимулировать. При этом очень важно уметь поддерживать устойчивое внимание к изучаемому материалу. Выработка внимания требует значительных волевых усилий. Именно поэтому, если студент замечает, что он часто отвлекается во время самостоятельных занятий, ему надо заставить себя сосредоточиться. Подобную процедуру необходимо проделывать постоянно, так как это является тренировкой внимания. Устойчивое внимание появляется тогда, когда человек относится к делу с интересом.

Следует правильно организовать свои занятия по времени: 50 минут - работа, 5-10 минут - перерыв; после 3 часов работы перерыв - 20-25 минут. Иначе нарастающее утомление повлечет неустойчивость внимания. Очень существенным фактором, влияющим на повышение умственной работоспособности, являются систематические занятия

физической культурой. Организация активного отдыха предусматривает чередование умственной и физической деятельности, что полностью восстанавливает работоспособность человека.

Самопроверка.

После изучения определенной темы по записям в конспекте и учебнику, а также решения достаточного количества соответствующих задач на практических занятиях и самостоятельно студенту рекомендуется, используя лист опорных сигналов, воспроизвести по памяти определения, выводы формул, формулировки основных положений и доказательств.

В случае необходимости нужно еще раз внимательно разобраться в материале.

Иногда недостаточность усвоения того или иного вопроса выясняется только при изучении дальнейшего материала. В этом случае надо вернуться назад и повторить плохо усвоенный материал. Важный критерий усвоения теоретического материала - умение решать задачи или пройти тестирование по пройденному материалу. Однако следует помнить, что правильное решение задачи может получиться в результате применения механически заученных формул без понимания сущности теоретических положений.

Консультации

Если в процессе самостоятельной работы над изучением теоретического материала или при решении задач у студента возникают вопросы, разрешить которые самостоятельно не удается, необходимо обратиться к преподавателю для получения у него разъяснений или указаний. В своих вопросах студент должен четко выразить, в чем он испытывает затруднения, характер этого затруднения. За консультацией следует обращаться и в случае, если возникнут сомнения в правильности ответов на вопросы самопроверки.

Подготовка к экзаменам и зачетам.

Изучение многих общепрофессиональных и специальных дисциплин завершается экзаменом. Подготовка к экзамену способствует закреплению, углублению и обобщению знаний, получаемых, в процессе обучения, а также применению их к решению практических задач. Готовясь к экзамену, студент ликвидирует имеющиеся пробелы в знаниях, углубляет, систематизирует и упорядочивает свои знания. На экзамене студент демонстрирует то, что он приобрел в процессе обучения по конкретной учебной дисциплине.

Экзаменационная сессия - это серия экзаменов, установленных учебным планом. Между экзаменами интервал 3-4 дня. Не следует думать, что 3-4 дня достаточно для успешной подготовки к экзаменам.

В эти 3-4 дня нужно систематизировать уже имеющиеся знания. На консультации перед экзаменом студентов познакомят с основными требованиями, ответят на возникшие у них вопросы. Поэтому посещение консультаций обязательно.

Требования к организации подготовки к экзаменам те же, что и при занятиях в течение семестра, но соблюдаться они должны более строго. Во-первых, очень важно соблюдение режима дня; сон не менее 8 часов в сутки, занятия заканчиваются не позднее, чем за 2-3 часа до сна. Оптимальное время занятий, особенно по математике - утренние и дневные часы. В перерывах между занятиями рекомендуются прогулки на свежем воздухе, неутомительные занятия спортом. Во-вторых, наличие хороших собственных конспектов лекций. Даже в том случае, если была пропущена какая-либо лекция, необходимо во время ее восстановить (переписать ее на кафедре), обдумать, снять возникшие вопросы для того, чтобы запоминание материала было осознанным. В-третьих, при подготовке к экзаменам у студента должен быть хороший учебник или конспект литературы, прочитанной по указанию преподавателя в течение семестра. Здесь можно эффективно использовать листы опорных сигналов.

Вначале следует просмотреть весь материал по сдаваемой дисциплине, отметить для себя трудные вопросы. Обязательно в них разобраться. В заключение еще раз целесообразно повторить основные положения, используя при этом листы опорных сигналов.

Систематическая подготовка к занятиям в течение семестра позволит использовать время экзаменационной сессии для систематизации знаний.

Правила подготовки к зачетам и экзаменам:

• Лучше сразу сориентироваться во всем материале и обязательно расположить весь материал согласно экзаменационным вопросам (или вопросам, обсуждаемым на семинарах), эта работа может занять много времени, но все остальное – это уже технические детали (главное – это ориентировка в материале!).

• Сама подготовка связана не только с «запоминанием». Подготовка также предполагает и переосмысление материала, и даже рассмотрение альтернативных идей.

• Готовить «шпаргалки» полезно, но пользоваться ими рискованно. Главный смысл подготовки «шпаргалок» – это систематизация и оптимизация знаний по данному предмету,

что само по себе прекрасно – это очень сложная и важная для студента работа, более сложная и важная, чем простое поглощение массы учебной информации. Если студент самостоятельно подготовил такие «шпаргалки», то, скорее всего, он и экзамены сдавать будет более уверенно, так как у него уже сформирована общая ориентировка в сложном материале.

• Как это ни парадоксально, но использование «шпаргалок» часто позволяет отвечающему студенту лучше демонстрировать свои познания (точнее – ориентировку в знаниях, что намного важнее знания «запомненного» и «тут же забытого» после сдачи экзамена).

• Сначала студент должен продемонстрировать, что он «усвоил» все, что требуется по программе обучения (или по программе данного преподавателя), и лишь после этого он вправе высказать иные, желательно аргументированные точки зрения.

7. Требования к учебно-методическому обеспечению самостоятельной работы студентов

Для нормальной самостоятельной работы студент должен быть обеспечен достаточным количеством учебных пособий разного вида. Чем более разнообразны учебные пособия, тем более успешна будет самостоятельная работа студента, так как каждый может выбрать себе учебное пособие по силам, по склонностям, по материальным возможностям. Должны быть пособия краткие и подробные, с неглубокими и глубокими теоретическими обоснованиями, теоретического и практического содержания. Нужны справочники, конспекты-справочники, учебники. Часть учебных пособий должна находиться в учебной студенческой библиотеке, часть пособий студент должен иметь возможность купить для личного пользования в книжном магазине учебного заведения. Основная часть учебных пособий должна быть в бумажном виде (книги, брошюры, чертежи и т.д.).

Наряду с ними нужно создавать, накапливать в учебных фондах и продавать учебные пособия электронного вида. Этот вид учебных пособий в обозримом будущем не может стать основным и вряд ли когда-нибудь станет. Это – вспомогательные, дополнительные учебные пособия, используемые в основном для заочного, дистанционного образования. Количество учебных пособий в учебном фонде библиотеки должно быть таким, чтобы каждый студент мог получить хотя бы один из рекомендованных учебников.

Многоуровневая система высшего образования должна предоставлять человеку условия для развития его потенциальных возможностей и наиболее полного удовлетворения потребности личности в самореализации. Поэтому на каждом из уровней подготовки самостоятельная работа студентов (СРС) есть обязательное условие, которое должно быть соблюдено для достижения проектируемых результатов обучения. Правильная (психологически и дидактически обоснованная) организация СРС при изучении каждой дисциплины – это один из основных педагогических путей развития и становления творческих качеств личности учащегося на каждом уровне обучения.

Из дидактики следует, что для непрерывного развития учащегося и становления его как творческой личности все элементы содержания образования (знания, умения и навыки, опыт творческой и оценочной деятельности), выделенные в рамках определенной дисциплины, должны быть им усвоены с установкой на перенос и активное использование. Поэтому на первом уровне обучения каждого студента по каждой учебной дисциплине нужно снабдить комплектом учебно-методических материалов, помогающих ему организовывать самостоятельную работу. В такой комплект обязательно должны входить: программа, адаптированная для студента; учебная литература (учебник, задачник, руководство по выполнению лабораторных работ); система заданий для самостоятельной работы студентов; методические указания по организации самостоятельной работы при выполнении заданий по разным видам занятий, включая и курсовые работы (проекты).

На втором и третьем уровнях обучения их следует снабдить методическими указаниями по выполнению выпускной работы, завершающей подготовку специалиста. Программа должна содержать: обоснование необходимости изучения дисциплины, написанное в убеждающей и понятной для студентов форме; четкую формулировку цели изучения и задач, которые должны быть решены для достижения общей цели; последовательность тем и разделов курса дисциплины, обязательных для данного направления подготовки; перечень видов деятельности, которые должен освоить студент, выполняя задания по дисциплине; перечни методологических и предметных знаний, общеобразовательных и специальных умений (с указанием уровня их усвоения), которыми необходимо овладеть в процессе изучения данной дисциплины; сроки и способы текущего, рубежного и итогового контроля уровня усвоения знаний сформированности умений.

Учебная литература по содержанию и последовательности представления материала должна соответствовать программе. Объем, научный уровень и стиль изложения должны

позволять каждому студенту самостоятельно усвоить приведенный в ней материал за время, отведенное на его изучение, и овладеть знаниями, умениями, видами деятельности, перечисленными в программе. Для обеспечения терминологической однозначности в системе знаний, усваиваемых студентом, каждое учебное пособие (или другой вид учебной литературы) должно содержать словарь основных терминов, используемых в нем.

Задания для самостоятельной работы должны быть конкретными. Их содержание, соответствуя программе, должно знакомить студентов с современными методами решения задач данной дисциплины.

Структура заданий должна соответствовать принципу доступности: от известного к неизвестному и от простого к сложному, а трудоемкость – времени, выделенному программой на самостоятельную работу по изучению данной темы. В заданиях следует указывать знания и умения, которыми должен овладеть студент по мере их выполнения. Кроме того, в них нужно включать вопросы для самоконтроля и взаимного контроля, тесты и контрольные вопросы для оценки и самооценки уровня усвоения знаний, сформированности умений.

Методические указания по организации СРС на каждом уровне обучения должны способствовать непрерывному развитию у них рациональных приемов познавательной деятельности в процессе изучения конкретных дисциплин. Основное назначение всех методических указаний – дать возможность каждому студенту перейти от деятельности, выполняемой под руководством преподавателя, к деятельности, организуемой самостоятельно, к полной замене контроля со стороны преподавателя самоконтролем. Поэтому они должны содержать подробное описание рациональных приемов выполнения перечисленных видов деятельности, критериев оценки выполненных работ, а также рекомендации по эффективному использованию консультаций и по работе при подготовке и сдаче экзаменов.

Каждый из названных учебно-методических материалов влияет в большей степени на один из этапов усвоения знаний и видов деятельности, но одновременно способствует осуществлению других этапов и более полной реализации их задач.

Так, программа с четко выделенной целью и перечнем задач, влияющих на ее достижение, определяет мотивационный этап и способствует организации деятельности на всех остальных, указывая последовательность изучаемых разделов, сроки контроля. Учебная литература служит информационной основой, прежде всего для ориентировочного

этапа. В то же время работа с литературой усиливает мотивацию, если изложение материала по уровню сложности соответствует зоне ближайшего развития студента; помогает осуществлению исполнительского и контрольного этапов, если в ней указаны особенности выполнения заданий, даны контрольные вопросы.

Задания для самостоятельной работы организуют исполнительский этап, задавая последовательность видов деятельности, необходимых для усвоения знаний и приобретения умений. Так как задания содержат средства контроля, то они определяют и контрольный этап.

Вопросы и задачи в заданиях требуют от студента не только воспроизведения знаний, но и проявления творчества, формируют и развивают его опыт творческой деятельности. Это расширяет основы мотивации, усиливает и укрепляет ее. В целом содержание и структура заданий, отвечающих перечисленным требованиям, позволяет регулярно занимающимся студентам получать удовлетворение от самостоятельно выполненной работы. Такой эмоциональный фон, в свою очередь, формирует положительное отношение к выполненному делу, а через него – и к изучаемой дисциплине.

Методические указания по организации СРС способствуют грамотному и рациональному осуществлению исполнительского этапа, обеспечивают контрольный этап. Для этого виды деятельности, активно используемые при изучении дисциплины, должны быть подробно описаны в указаниях с выделением последовательности действий и даже операций. В этом случае сами виды деятельности становятся предметом изучения, что дает верное направление ориентировочному этапу и, безусловно, усиливает мотивацию обучения. Работа студентов с такими методическими указаниями позволяет им уже при изучении общенаучных дисциплин усвоить полную и обобщенную ориентировочную основу для каждого из таких видов деятельности, как работа с литературой, проведение эксперимента, решение задач.

Таким образом, создание для каждой учебной дисциплины рассмотренного комплекта учебно-методических материалов обеспечивает обязательные этапы усвоения знаний, видов деятельности, опыта творчества, Снабжение таким комплектом каждого студента – необходимое условие полной реализации в процессе обучения всех возможностей СРС как вида познавательной деятельности, метода и средства учения и преподавания.

8. Самостоятельная работа студента - необходимое звено становления исследователя и специалиста

Прогресс науки и техники, информационных технологий приводит к значительному увеличению научной информации, что предъявляет более высокие требования не только к моральным, нравственным свойствам человека, но и в особенности, постоянно возрастающие требования в области образования – обновление, модернизация общих и профессиональных знаний, умений специалиста.

Всякое образование должно выступать как динамический процесс, присущий человеку и продолжающийся всю его жизнь. Овладение научной мыслью и языком науки является необходимой составляющей в самоорганизации будущего специалиста исследователя. Под этим понимается не столько накопление знаний, сколько овладение научно обоснованными способами их приобретения. В этом, вообще говоря, состоит основная задача вуза.

Специфика вузовского учебного процесса, в организации которого самостоятельной работе студента отводятся все больше места, состоит в том, что он является как будто бы последним и самым адекватным звеном для реализации этой задачи. Ибо во время учебы в вузе происходит выработка стиля, навыков учебной (познавательной) деятельности, рациональный характер которых будет способствовать постоянному обновлению знаний высококвалифицированного выпускника вуза.

Однако до этом пути существуют определенные трудности, в частности, переход студента от синтетического процесса обучения в средней школе, к аналитическому в высшей. Это связано как с новым содержанием обучения (расширение общего образования и углубление профессиональной подготовки), так и с новыми, неизвестными до сих пор формами: обучения (лекции, семинары, лабораторные занятия и т.д.). Студент получает не только знания, предусмотренные программой и учебными пособиями, но он также должен познакомиться со способами приобретения знаний так, чтобы суметь оценить, что мы знаем, откуда мы это знаем и как этого знания мы достигли. Ко всему этому приходят через собственную самостоятельную работу.

Это и потому, что самостоятельно приобретенные знания являются более оперативными, они становятся личной собственностью, а также мотивом поведения, развивают интеллектуальные черты, внимание, наблюдательность, критичность, умение

оценивать. Роль преподавателя в основном заключается в руководстве накопления знаний (по отношению к первокурсникам), а в последующие годы учебы, на старших курсах, в совместном установлении проблем и заботе о самостоятельных поисках студента, а также контролирования за их деятельностью. Отметим, что нельзя ограничиваться только приобретением знаний предусмотренных программой изучаемой дисциплины, надо постоянно углублять полученные знания, сосредотачивая их на какой-нибудь узкой определенной области, соответствующей интересам студента. Углубленное изучение всех предметов, предусмотренных программой, на практике является возможным, и хорошая организация работы позволяет экономить время, что создает условия для глубокого, систематического, заинтересованного изучения самостоятельно выбранной студентом темы.

Конечно, все советы, примеры, рекомендации в этой области, даваемые преподавателем, или определенными публикациями, или другими источниками, не гарантируют никакого успеха без проявления собственной активности в этом деле, т.е. они не дают готовых рецептов, а должны способствовать анализу собственной работы, ее целей, организации в соответствии с индивидуальными особенностями. Учитывая личные возможности, существующие условия жизни и работы, навыки, на основе этих рекомендаций, возможно, выработать индивидуально обоснованную совокупность методов, способов, найти свой стиль или усовершенствовать его, чтобы изучив определенный материал, иметь время оценить его значимость, пригодность и возможности его применения, чтобы, в конечном счете, обеспечить успешность своей учебе с будущей профессиональной деятельности.

Список используемой литературы

1. ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫЙ СТАНДАРТ ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ направление подготовки бакалавриата 05.03.06 Экология и природопользование
2. Методические рекомендации для студентов по организации самостоятельной работы./ ГОУ ВПО «Московский государственный гуманитарный университет им. М.А. Шолохова». 2010г

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Направление подготовки/ специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация №3 ***" Открытые горные работы"***

квалификация выпускника: **специалист**

форма обучения очная, заочная

Автор: Горшков О.В., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ……3

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ……5

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ……6

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ…… 10

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫМ ЗАДАНИЯМ ……11

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ……13

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ……13

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ……14

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Самостоятельная работа представляет собой плановую деятельность обучающихся по поручению и под методическим руководством преподавателя.

Целью самостоятельной работы студентов является закрепление тех знаний, которые они получили на аудиторных занятиях, а также способствование развитию у студентов творческих навыков, инициативы, умению организовать свое время.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- предполагает освоение курса дисциплины;
- помогает освоению навыков учебной и научной работы;
- способствует осознанию ответственности процесса познания;
- способствует углублению и пополнению знаний студентов, освоению ими навыков и умений;
- формирует интерес к познавательным действиям, освоению методов и приемов познавательного процесса,
- создает условия для творческой и научной деятельности обучающихся;
- способствует развитию у студентов таких личных качеств, как целеустремленность, заинтересованность, исследование нового.

Самостоятельная работа обучающегося выполняет следующие функции:

- развивающую (повышение культуры умственного труда, приобщение к творческим видам деятельности, обогащение интеллектуальных способностей студентов);
- информационно-обучающую (учебная деятельность студентов на аудиторных занятиях, неподкрепленная самостоятельной работой, становится мало результативной);
- ориентирующую и стимулирующую (процессу обучения придается ускорение и мотивация);
- воспитательную (формируются и развиваются профессиональные качества бакалавра и гражданина);
- исследовательскую (новый уровень профессионально-творческого мышления).

Организация самостоятельной работы студентов должна опираться на определенные требования, а, именно:

- сложность осваиваемых знании должна соответствовать уровню развития студентов;
- стандартизация заданий в соответствии с логической системой курса дисциплины;
- объем задания должен соответствовать уровню студента;
- задания должны быть адаптированными к уровню студентов.

Содержание самостоятельной работы студентов представляет собой, с одной стороны, совокупность теоретических и практических учебных заданий, которые должен выполнить студент в процессе обучения, объект его деятельности; с другой стороны - это способ деятельности студента по выполнению соответствующего теоретического или практического учебного задания.

Свое внешнее выражение содержание самостоятельной работы студентов находит во всех организационных формах аудиторной и внеаудиторной деятельности, в ходе самостоятельного выполнения различных заданий.

Функциональное предназначение самостоятельной работы студентов в процессе лекций, практических занятий по овладению специальными знаниями заключается в самостоятельном прочтении, просмотре, прослушивании, наблюдении, конспектировании, осмыслении, запоминании и воспроизведении определенной информации. Цель и планирование самостоятельной работы студента определяет преподаватель. Вся информация осуществляется на основе ее воспроизведения.

Так как самостоятельная работа тесно связана с учебным процессом, ее необходимо рассматривать в двух аспектах:

1. аудиторная самостоятельная работа - лекционные, практические занятия;

2. внеаудиторная самостоятельная работа – дополнение лекционных материалов, подготовка к практическим занятиям, подготовка к участию в деловых играх и дискуссиях, выполнение письменных домашних заданий, Контрольных работ (рефератов и т.п.) и курсовых работ (проектов), докладов и др.

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

Таким образом, самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью процесса обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы и задания для обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обращают внимание студента на главное, существенное в изучаемой дисциплине, помогают выработать умение анализировать явления и факты, связывать теоретические положения с практикой, а также облегчают подготовку к выполнению *контрольной работы* и сдаче *зачета*.

Настоящие методические указания позволят студентам самостоятельно овладеть фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по профилю подготовки, опытом творческой и исследовательской деятельности, и направлены на формирование компетенций, предусмотренных учебным планом поданному профилю.

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» являются:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение тем курса (в т.ч. рассмотрение основных категорий дисциплины, работа с литературой);
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к практическим занятиям;
- подготовка к тестированию;
- подготовка контрольной работы;
- подготовка к зачету.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

ТЕМА 1: Виды разрушения деталей машин.

1.Какова специфика работы машин в условиях горного производства*?*
2.Основные причины приводящие к потере работоспособности машин?
2. Какие виды трения и износов Вы знаете*?*
3.Меры борьбы с износами деталей?
4.Причины поломок деталей горных машин?
5.Меры борьбы с деформациями и изломами деталей горного оборудования?
6.Какие признаки выбраковки деталей Вы знаете?
7.Какие методы контроля дефектов деталей применяются при проведении ремонтов на ремонтных базах?
8.Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей ВЫ знаете?
9.Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее распространение при ремонтах горного оборудования?
10.Сущность дефектации и сортировки деталей

.

ТЕМА 2: Системы и методы ремонта горных машин.

1. Какие системы ремонта машин находят применение на ремонтных предприятиях горной отрасли*?*
2. Какие методы ремонта машин Вы знаете*?*
3.Какие стратегии ремонта оборудования применяются на горнодобывающих предприятиях?
4.Основные элементы системы ППР?
5. Структура ремонтного цикла и формы ее представления.?
6.Существующая система планирования ремонтных работ в горном производстве?
7. Методика расчета графика ППР на планируемый период.
8.Определение трудоемкости ремонтных работ на годовую программу?
9.Расчет штатов ремонтного персонала на парк оборудования?

10. Пути совершенствования системы ППР на ремонтных базах и в полевых условиях.

Тема 3: Ремонт и техобслуживание горных машин.

1. В чем заключается организационная подготовка ремонта?

2.Что включает в себя конструкторская подготовка ремонтных работ?

3.Из чего состоит технологическая подготовка ремонта горного оборудования?

4.Построение линейных графиков ремонта.

5.Кем разрабатываются сетевые графики ремонта машин?

6. Что включают в себя и что дают ремонтному производству сетевые графики ремонта?

7. Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин?

6. Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критерию?

7.Назовите основные эксплуатационные документы, применяемые для горного оборудования?

8.Руководящие материалы, входящие в состав ремонтной документации?

9.Где и каким образом организовано техническое обслуживание карьерного оборудования?

10.Цели, задачи и состав электромеханической службы карьеров?

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ

Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка рекомендуемой литературы к дисциплине. При работе с книгой необходимо научиться правильно ее читать, вести записи. Самостоятельная работа с учебными и научными изданиями профессиональной и общекультурной тематики– это важнейшее условие формирования научного способа познания.

Основные приемы работы с литературой можно свести к следующим:

• составить перечень книг, с которыми следует познакомиться;

• перечень должен быть систематизированным (что необходимо для семинаров, что для экзаменов, что пригодится для написания курсовых и выпускных квалификационных работ (ВКР), а что выходит за рамками официальной учебной деятельности, и расширяет общую культуру);

• обязательно выписывать все выходные данные по каждой книге (при написании курсовых и выпускных квалификационных работ это позволит экономить время);

• определить, какие книги (или какие главы книг) следует прочитать более внимательно, а какие – просто просмотреть;

• при составлении перечней литературы следует посоветоваться с преподавателями и руководителями ВКР, которые помогут сориентироваться,

на что стоит обратить большее внимание, а на что вообще не стоит тратить время;

• все прочитанные монографии, учебники и научные статьи следует конспектировать, но это не означает, что надо конспектировать «все подряд»: можно выписывать кратко основные идеи автора и иногда приводить наиболее яркие и показательные цитаты (с указанием страниц);

• если книга – собственная, то допускается делать на полях книги краткие пометки или же в конце книги, на пустых страницах просто сделать свой «предметный указатель», где отмечаются наиболее интересные мысли и обязательно указываются страницы в тексте автора;

• следует выработать способность «воспринимать» сложные тексты; для этого лучший прием – научиться «читать медленно», когда понятно каждое прочитанное слово (а если слово незнакомое, то либо с помощью словаря, либо с помощью преподавателя обязательно его узнать). Таким образом, чтение текста является частью познавательной деятельности. Ее цель – извлечение из текста необходимой информации.

От того, насколько осознанна читающим собственная внутренняя установка при обращении к печатному слову (найти нужные сведения, усвоить информацию полностью или частично, критически проанализировать материал и т.п.) во многом зависит эффективность осуществляемого действия. Грамотная работа с книгой, особенно если речь идет о научной литературе, предполагает соблюдение ряда правил, для овладения которыми необходимо настойчиво учиться. Это серьёзный, кропотливый труд. Прежде всего, при такой работе невозможен формальный, поверхностный подход. Не механическое заучивание, не простое накопление цитат, выдержек, а сознательное усвоение прочитанного, осмысление его, стремление дойти до сути – вот главное правило. Другое правило – соблюдение при работе над книгой определенной последовательности. Вначале следует ознакомиться с оглавлением, содержанием предисловия или введения. Это дает общую ориентировку, представление о структуре и вопросах, которые рассматриваются в книге.

Следующий этап – чтение. Первый раз целесообразно прочитать книгу с начала до конца, чтобы получить о ней цельное представление. При повторном чтении происходит постепенное глубокое осмысление каждой главы, критического материала и позитивного изложения; выделение основных идей, системы аргументов, наиболее ярких примеров и т.д. Непременным правилом чтения должно быть выяснение незнакомых слов, терминов, выражений, неизвестных имен, названий. Студентам с этой целью рекомендуется заводить специальные тетради или блокноты. Важная роль в связи с этим принадлежит библиографической подготовке студентов. Она включает в себя умение активно, быстро пользоваться научным аппаратом книги, справочными изданиями, каталогами, умение вести поиск необходимой информации, обрабатывать и систематизировать ее.

Выделяют четыре основные установки в чтении текста:

- информационно-поисковая (задача – найти, выделить искомую информацию);

- усваивающая (усилия читателя направлены на то, чтобы как можно полнее осознать и запомнить, как сами сведения, излагаемые автором, так и всю логику его рассуждений);

- аналитико-критическая (читатель стремится критически осмыслить материал, проанализировав его, определив свое отношение к нему);

- творческая (создает у читателя готовность в том или ином виде – как отправной пункт для своих рассуждений, как образ для действия по аналогии и т.п. – использовать суждения автора, ход его мыслей, результат наблюдения, разработанную методику, дополнить их, подвергнуть новой проверке).

С наличием различных установок обращения к тексту связано существование и нескольких видов чтения:

- библиографическое – просматривание карточек каталога, рекомендательных списков, сводных списков журналов и статей за год и т.п.;

- просмотровое – используется для поиска материалов, содержащих нужную информацию, обычно к нему прибегают сразу после работы со списками литературы и каталогами, в результате такого просмотра читатель устанавливает, какие из источников будут использованы в дальнейшей работе;

- ознакомительное – подразумевает сплошное, достаточно подробное прочтение отобранных статей, глав, отдельных страниц; цель – познакомиться с характером информации, узнать, какие вопросы вынесены автором на рассмотрение, провести сортировку материала;

- изучающее – предполагает доскональное освоение материала; в ходе такого чтения проявляется доверие читателя к автору, готовность принять изложенную информацию, реализуется установка на предельно полное понимание материала;

- аналитико-критическое и творческое чтение – два вида чтения близкие между собой тем, что участвуют в решении исследовательских задач.

Первый из них предполагает направленный критический анализ, как самой информации, так и способов ее получения и подачи автором; второе – поиск тех суждений, фактов, по которым, или, в связи с которыми, читатель считает нужным высказать собственные мысли.

Из всех рассмотренных видов чтения основным для студентов является изучающее – именно оно позволяет в работе с учебной и научной литературой накапливать знания в различных областях. Вот почему именно этот вид чтения в рамках образовательной деятельности должен быть освоен в первую очередь. Кроме того, при овладении данным видом чтения формируются основные приемы, повышающие эффективность работы с текстом. Научная методика работы с литературой предусматривает также ведение записи прочитанного. Это позволяет привести в систему знания, полученные при чтении, сосредоточить внимание на главных положениях, зафиксировать, закрепить их в памяти, а при необходимости вновь обратиться к ним.

Основные виды систематизированной записи прочитанного:

Аннотирование – предельно краткое связное описание просмотренной или прочитанной книги (статьи), ее содержания, источников, характера и назначения.

Планирование – краткая логическая организация текста, раскрывающая содержание и структуру изучаемого материала.

Тезирование – лаконичное воспроизведение основных утверждений автора без привлечения фактического материала.

Цитирование – дословное выписывание из текста выдержек, извлечений, наиболее существенно отражающих ту или иную мысль автора.

Конспектирование – краткое и последовательное изложение содержания прочитанного. Конспект – сложный способ изложения содержания книги или статьи в логической последовательности. Конспект аккумулирует в себе предыдущие виды записи, позволяет всесторонне охватить содержание книги, статьи. Поэтому умение составлять план, тезисы, делать выписки и другие записи определяет и технологию составления конспекта.

Как правильно составлять конспект? Внимательно прочитайте текст. Уточните в справочной литературе непонятные слова. При записи не забудьте вынести справочные данные на поля конспекта. Выделите главное, составьте план, представляющий собой перечень заголовков, подзаголовков, вопросов, последовательно раскрываемых затем в конспекте. Это первый элемент конспекта. Вторым элементом конспекта являются тезисы. Тезис - это кратко сформулированное положение. Для лучшего усвоения и запоминания материала следует записывать тезисы своими словами. Тезисы, выдвигаемые в конспекте, нужно доказывать. Поэтому третий элемент конспекта - основные доводы, доказывающие истинность рассматриваемого тезиса. В конспекте могут быть положения и примеры. Законспектируйте материал, четко следуя пунктам плана. При конспектировании старайтесь выразить мысль своими словами. Записи следует вести четко, ясно. Грамотно записывайте цитаты. Цитируя, учитывайте лаконичность, значимость мысли. При оформлении конспекта необходимо стремиться к емкости каждого предложения. Мысли автора книги следует излагать кратко, заботясь о стиле и выразительности написанного. Число дополнительных элементов конспекта должно быть логически обоснованным, записи должны распределяться в определенной последовательности, отвечающей логической структуре произведения. Для уточнения и дополнения необходимо оставлять поля.

Конспектирование - наиболее сложный этап работы. Овладение навыками конспектирования требует от студента целеустремленности, повседневной самостоятельной работы. Конспект ускоряет повторение материала, экономит время при повторном, после определенного перерыва, обращении к уже знакомой работе. Учитывая индивидуальные особенности каждого студента, можно дать лишь некоторые, наиболее оправдавшие себя общие правила, с которыми преподаватель и обязан познакомить студентов:

1. Главное в конспекте не объем, а содержание. В нем должны быть отражены основные принципиальные положения источника, то новое, что

внес его автор, основные методологические положения работы. Умение излагать мысли автора сжато, кратко и собственными словами приходит с опытом и знаниями. Но их накоплению помогает соблюдение одного важного правила – не торопиться записывать при первом же чтении, вносить в конспект лишь то, что стало ясным.

2. Форма ведения конспекта может быть самой разнообразной, она может изменяться, совершенствоваться. Но начинаться конспект всегда должен с указания полного наименования работы, фамилии автора, года и места издания; цитаты берутся в кавычки с обязательной ссылкой на страницу книги.

3. Конспект не должен быть «слепым», безликим, состоящим из сплошного текста. Особо важные места, яркие примеры выделяются цветным подчеркиванием, взятием в рамочку, оттенением, пометками на полях специальными знаками, чтобы можно было быстро найти нужное положение. Дополнительные материалы из других источников можно давать на полях, где записываются свои суждения, мысли, появившиеся уже после составления конспекта.

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ

Подготовка к практическому занятию включает следующие элементы самостоятельной деятельности: четкое представление цели и задач его проведения; выделение навыков умственной, аналитической, научной деятельности, которые станут результатом предстоящей работы. Выработка навыков осуществляется с помощью получения новой информации об изучаемых процессах и с помощью знания о том, в какой степени в данное время студент владеет методами исследовательской деятельности, которыми он станет пользоваться на практическом занятии. Следовательно, работа на практическом занятии направлена не только на познание студентом конкретных явлений внешнего мира, но и на изменение самого себя. Второй результат очень важен, поскольку он обеспечивает формирование таких общекультурных компетенций, как способность к самоорганизации и самообразованию, способность использовать методы сбора, обработки и интерпретации комплексной информации для решения организационно-управленческих задач, в том числе находящихся за пределами непосредственной сферы деятельности студента. Подготовка к практическому занятию нередко требует подбора материала, данных и специальных источников, с которыми предстоит учебная работа. В ходе самого практического занятия обучающиеся выполняют задания и делают выводы по выполненному практическому заданию.

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ

Тесты – это вопросы или задания, предусматривающие конкретный, краткий, четкий ответ на имеющиеся эталоны ответов. При самостоятельной подготовке к тестированию студенту необходимо:

1. готовясь к тестированию, проработать информационный материал по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора учебной литературы;

2. четко выяснить все условия тестирования заранее. Студент должен знать, сколько тестов ему будет предложено, сколько времени отводится на тестирование, какова система оценки результатов и т. д.;

3. приступая к работе с тестами, внимательно и до конца нужно прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов; выбрать правильные (их может быть несколько); на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам;

- в процессе решения желательно применять несколько подходов в решении задания. Это позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант;

- не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, нужно переходить к другим тестовым заданиям; к трудному вопросу можно обратиться в конце;

- обязательно необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ

Контрольная работа – это письменная работа, выполняемая студентами самостоятельно, преимущественно по общим математическим и естественно-научным, а также специальным дисциплинам, в которой, как правило, решаются конкретные задачи.

Цель контрольной работы – оценка качества усвоения студентами отдельных, наиболее важных разделов, тем и проблем изучаемой дисциплины, умения решать конкретные теоретические и практические задачи.

Контрольная работа, как правило, имеет аналитическую или описательную части, может решать проблемные ситуации путем проведения численного моделирования или расчетов, в том числе с использованием ПК. По типу они могут иметь характер задач, расчётов, алгоритмов, программ и т.п.

Контрольные работы выполняются студентами самостоятельно в соответствие с учебным планом.

Структура контрольной работы зависит от специфики изучаемой дисциплины. В общем виде контрольная работа должна содержать: титульный лист, введение, основную часть и заключение.

Во введении приводится формулировка контрольного задания, кратко излагается цель контрольной работы, место и роль рассматриваемого вопроса (проблемы) в изучаемой учебной дисциплине.

Основная часть контрольной работы должна, как правило, содержать основные определения, обоснования и доказательства, описание методики расчёта (формулы), а также иметь ссылки на используемые источники информации. Материал работы и ее отдельные положения должны быть взаимосвязаны. Основная часть может также включать анализ теории вопроса по теме контрольной работы. Здесь же приводятся исходные данные и значения параметров в соответствии с заданием на контрольную работу. После этого излагается ход рассуждений, описывается последовательность расчётов, приводятся промежуточные доказательства и результаты решения всей поставленной задачи.

В заключении формулируются краткие выводы по выполненной контрольной работе, а в её конце приводится список использованных источников информации.

Контрольные работы обучающихся выполняются согласно учебному графику и сдаются преподавателю за месяц до защиты контрольной работы. Преподаватель делает отметку о приеме работы в графике сдачи контрольных работ.

Ведущий преподаватель после проверки на титульном листе ставит оценку («зачтено» или «не зачтено») и подписывается. Выявленные в ходе проверки преподавателем замечания фиксируются на полях работы. Контрольные работы, выполненные с нарушением установленных требований, а также их ксерокопии к рассмотрению не принимаются.

Типичными ошибками, допускаемыми обучающихся при подготовке контрольной работы, являются:

– содержание работы не соответствует цели и поставленным задачам контрольной работы;

– нарушение требований к оформлению контрольной работы;

– использование информации без ссылок на источник;

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

При подготовке к *зачету* по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обучающемуся рекомендуется:

1. повторить пройденный материал и ответить на вопросы, используя конспект и материалы лекций. Если по каким-либо вопросам у студента недостаточно информации в лекционных материалах, то необходимо получить информацию из раздаточных материалов и/или учебников (литературы), рекомендованных для изучения дисциплины «Эксплуатация карьерного оборудования».

Целесообразно также дополнить конспект лекций наиболее существенными и важными тезисами для рассматриваемого вопроса;

2. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* особое внимание необходимо уделять схемам, рисункам, графикам и другим иллюстрациям, так как подобные гра-

фические материалы, как правило, в наглядной форме отражают главное содержание изучаемого вопроса;

3. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* (в случаях, когда отсутствует иллюстративный материал) особое внимание необходимо обращать на наличие в тексте словосочетаний вида «во -первых», «во-вторых» и т.д., а также дефисов и перечислений (цифровых или буквенных), так как эти признаки, как правило, позволяют структурировать ответ на предложенное задание.

Подобную текстовую структуризацию материала слушатель может трансформировать в рисунки, схемы и т. п. для более краткого, наглядного и удобного восприятия (иллюстрации целесообразно отразить в конспекте лекций – это позволит оперативно и быстро найти, в случае необходимости, соответствующую информацию);

4. следует также обращать внимание при изучении материала для подготовки к *зачету* на словосочетания вида «таким образом», «подводя итог сказанному» и т.п., так как это признаки выражения главных мыслей и выводов по изучаемому вопросу (пункту, разделу). В отдельных случаях выводы по теме (разделу, главе) позволяют полностью построить (восстановить, воссоздать) ответ на поставленный вопрос (задание), так как содержат в себе основные мысли и тезисы для ответа.

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования

«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-технологического факультета

«_____» _____ 2019 г.

Председатель комиссии

_____ ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Издание УГГУ

Екатеринбург, 2019

Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 65 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов, выполнению контрольных и практических заданий всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Технология и безопасность взрывных работ».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Петрушин А.Г., Азанов М.А.,
© Прищепа Д. В.

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ 5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ 7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ 19
Практико-ориентированное задание №1 19
Практико-ориентированное задание №2 23
Практико-ориентированное задание №3 26
Практико-ориентированное задание №4 30
Практико-ориентированное задание №5 32

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часов или 4 зачетных единиц.

По курсу «Технология и безопасность взрывных работ» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ». Она содержит названия 30 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

Тема 4. Вращательный способ бурения.

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий полдачи на инструмент.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

Тема 6. Шарошечное бурение.

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.

Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсибилизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

Литература: [1, 2, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

Тема 11. Основные положения теории детонации.

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.

Группы факторов влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

Тема 14. Работа взрыва.

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

Тема 17. Действие взрыва.

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Отразите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?

4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

Литература: [1, 2, 4, 6]

Контрольные вопросы:

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства гранулотола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротиловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите названию взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

Тема 22. Методы производства взрывных работ.

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным спопобом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержание метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, заряжание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном заряжании скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному $q_э$ с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывании зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

Тема 27. Метод камерных зарядов.

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовой проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?

Тема 30. Персонал для взрывных работ.

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Краткая теория

Определение кислородного баланса

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший окисел.

Реакции полного окисления:

$$C + O_2 \rightarrow CO_2 + 396 \text{ кДж/моль};$$

$$H_2 + \frac{1}{2}O \rightarrow H_2O + 283 \text{ кДж/моль при воде жидкой};$$

$$H_2 + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow H_2O + 241 \text{ кДж/моль при воде парообразной};$$

$$2Al + 1.5O_2 \rightarrow Al_2O_3 + 1671 \text{ кДж/моль}.$$

Следовательно, если ВВ имеет состав в виде $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс (%)

$$K_б = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{BB}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода; M_{BB} – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

нулевой кислородный баланс;

при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.

$$C + 0{,}5O_2 \rightarrow CO + 109 \text{ кДж/моль;}$$

либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции

$$0{,}5N_2 + 0{,}5O_2 \rightarrow NO - 90{,}5 \text{ кДж/моль.}$$

Пример 1. Определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$, относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16{,}5$ атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_б = \frac{\left[6 - \left(2 \cdot 7 + \frac{5}{2}\right)\right] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

Пример 2. Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры NH_4NO_3 и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0{,}3 \cdot 20 + 0{,}7 \cdot -74 = -45{,}5\%.$$

Составление рецептуры промышленных ВВ

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделятся не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом па основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где $КБ_{ДТ}$ – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$ – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1+n},$$

$$x = \frac{100}{1+16} = 5{,}9\ \%.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5{,}9 = 94{,}1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с пулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры (NH_4NO_3) и тротила ($C_7H_5(NO_2)_3$).

Кислородный баланс тротила –74%, относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры +20%, относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x\ (-74\%) + (100 - x)\ 20\% = 0,$$

где x – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что $x \approx 21\%$ и $(100 - x) = 79\%$. Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через y, число молей тротила через z. Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10{,}7z.$$

Приняв z = 1, получим y = 10,7.

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид

$$z + 10{,}7y = C_7H_5(NO_2)_3 + 10{,}7NH_4NO_3.$$

Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры NH_4NO_3; 3% солярового масла $C_{16}H_{34}$ (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры Al (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла x, аммиачной селитры y, алюминиевой пудры z, можно написать химическую формулу в виде

$$y NH_4NO_3 + x\ C_{16}H_{34} + z\ Al.$$

В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3};\quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда y = 83,9x; z = 22,4x.

Примем x = 1, тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид

$$83{,}9\ NH_4NO_3 + C_{16}H_{34} + 22{,}4\ Al.$$

Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Краткая теория

Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями (dQ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е. $dQ = 0$. В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравновешивается противодавлением среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_и = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где $\overline{C_V}$ - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от T_1 до T_2;

T_1 - начальная температура взрыва;

T_2 - конечная температура ПВ.

Для газовых взрываемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида $pV' = const$, пользуясь уравнением Клайперона $(PV'=RT)$, получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где $Q_{взр}$- потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

V_1 и V_2 - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м^3/кг;

P_1 и P_2 - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = Cp/Cv$ – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета $A_и$ конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе (P_2 = 1,01·10^{5}Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1{,}01 * 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_и = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина $q_T = Q_{\text{взр}} - A_u = C_{v2} * T_2$ - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \tag{2.10}$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}, \tag{2.11}$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности (A_u) и полного термодинамического КПД (П) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты, $y = Cp/Cv$. Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то y = 1,25. Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то y = 1,2. Величина y снижается (соответственно снижается A_u и η), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl, $A1_2O_3$ и др.). В этих случаях y = 1,15, и 1,05.

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м^3 и следующих параметрах взрывного превращения:

$V_{пв}$= 0,86 м^3/кг,

$Q_{взр}$ = 4300кДж/кг;

$T_{взр}$=2600° К.

Для расчета показатель адиабаты принимается y=1,25. Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1{,}01*10^5*0{,}86*2600*900}{273*(1-0{,}001*0{,}86*900)} = 3{,}3 * 10^9,$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{\text{взр}}\left(1 - \left(\frac{1{,}01 * 10^5}{P_{\text{пв}}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right) = 4300 * \left(1 - \left(\frac{1{,}01 * 10^5}{3{,}3 * 10^9}\right)^{\frac{1{,}25-1}{1{,}25}}\right) = 3762{,}2\,\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}} = \frac{3762{,}2}{4300} = 0{,}875$$

или $\eta = 87{,}5\%$

Практико-ориентированное задание №3

Расчет скважинного заряда при уступной отбойке на карьере

Цель работы овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ при использовании скважинной отбойки при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Краткая теория

При разработке месторождений открытым способом (на карьерах и разрезах) используют в основном метод скважинных зарядов. В слабых породах используют вращательное (шнековое) бурение. В более прочных породах преобладает шарошечное бурение. В крепчайших породах с коэффициентом крепости $f > 14$-16 наиболее эффективно термическое бурение скважин. Скважины на уступе карьера располагают в один или несколько рядов по различным схемам в зависимости от свойств разрушаемых пород и требуемой конфигурации забоя. Расположение скважин на уступе характеризуют следующими показателями (рис. 1):

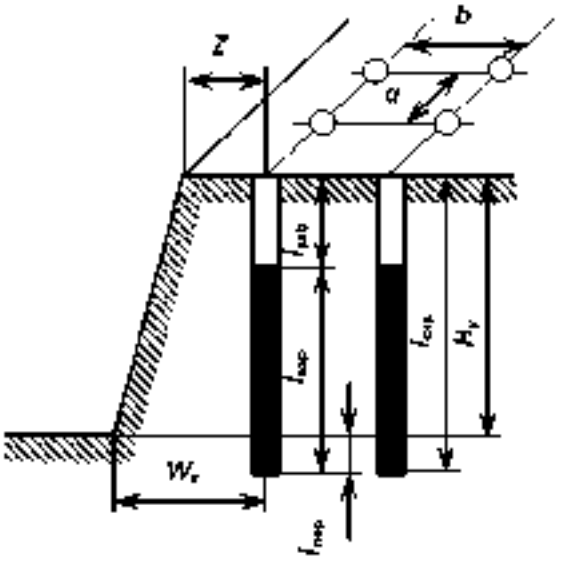


Рис. 3.1. Схема расположения скважин на уступе

$H_у$ – высота уступа, м;
$W_л$ – линия сопротивления по подошве (ЛСПП),
a – расстояние между скважинами, м.
b – расстояние между рядами скважин, м.
Z – безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м:
$l_{зар}$ – длина заряда, м,
$l_{пер}$ – длина перебура, м;
$l_{заб}$ – длина забойки, м;
$l_{скв}$ – длина (глубина) скважины, м,
α – угол откоса уступа

Характеристики и расположение скважин в первую очередь зависят от удельного расхода ВВ. Оптимальная величина удельного расхода ВВ определяется множеством факторов. При этом определяющую роль играют свойства разрушаемого массива, размеры его блоков (расстояние между трещинами), степень и качество заполнения трещин, их расположение относительно вектора смещения породы и т. п. Учесть все эти факторы в единой теоретической модели не представляется возможным. Поэтому во многом оптимальные параметры процесса определяются путем опытного взрывания и интерпретации его результатов на основе общефизических представлений.

Удельный расход «эталонного» ВВ ($q_э$) может быть определен по данным таблицы 1.

Таблица 3.1

Эталонный удельный расход ВВ, кг/м^3

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости горных пород f по шкале проф. М. М. Протодьяконова			
	2 - 6	6 - 10	10 – 14	более 14
I	0,2	0,25	0,3	0,35
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1,0	1,1	1,2

Реальный удельный расход ВВ рекомендуется определять путем введения серии поправочных коэффициентов, учитывающих тип ВВ, конструкцию заряда, наличие свободных поверхностей, заданную степень дробления и др:

$$q_р = q_э \cdot e \cdot k_d \cdot \frac{\rho_{гп}}{2.6}, \qquad (3.1)$$

где $q_э$ – эталонный расход Граммонита 79/21, кг/м^3;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, определяемый по формуле

$$e = A_{эт} / A_{ВВ}, \qquad (3.2)$$

$A_{эт}$ = 3560 кДж/кг - идеальная работа взрыва эталонного ВВ (Граммонит 79/21);

$A_{ВВ}$ – идеальная работа взрыва принятого ВВ, кДж/кг;

k_d - поправочный коэффициент на кондиционный размер куска;

$\rho_{гп}$ – плотность горных пород, т/м^3.

Таблица 3.2

Значения поправочного коэффициента на кондиционный размер куска k_d

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Диаметр заряда определяется диаметром рабочего органа буровой машины (долота, коронки или резца) $d_{скв}$ с учетом характеристик разрабатываемых пород:

$$d_{зар} = k_р d_{скв}, \tag{3.3}$$

где $k_р = 1{,}06 - (f - 2)\,0{,}003$ – коэффициент расширения скважин.

Удельная вместимость 1 м скважины:

$$P = 0{,}785 \cdot d_{зар}^2 \cdot \Delta, \tag{3.4}$$

где Δ, кг/м^3 - плотность заряда в скважине.

Линия сопротивления по подошве (ЛСПП) для одиночной скважины:

$$W_л = 0{,}9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q_р}}, \tag{3.5}$$

В соответствии с правилами безопасности при бурении первого ряда скважин станок располагается перпендикулярно верхней бровке уступа, за призмой обрушения, но не ближе 2 м от верхней бровки уступа, поэтому минимально допустимая по условиям безопасного расположения бурового станка линия сопротивления по подошве (W_{min}) для вертикальных скважин рассчитывается из соотношения

$$W_{min} = H_у \operatorname{ctg}\alpha + Z, \tag{3.6}$$

где α – угол откоса рабочего уступа, град;

Z – ширина призмы обрушения, $Z \geq 2$ м.

Величина принимаемой при расчетах линии сопротивления по подошве ($W_п$) должна удовлетворять соотношению:

$$W_{min} < W_п. \tag{3.7}$$

Если значения $W_{min} > W_п$, это означает, что принятые параметры скважин и характеристики ВВ не обеспечивают проработку подошвы уступа. В этом случае следует изменить диаметр скважины, тип применяемого ВВ или перейти к наклонным скважинам.

Глубина перебура:

$$l_{пер} = (10 \div 15) \cdot d_{скв} \tag{3.8}$$

Глубина забойки:

$$l_{заб} = (20 \div 35) \cdot d_{скв} \qquad (3.9)$$

Глубина скважины:

$$l_{скв} = H_у + l_{пер} \qquad (3.10)$$

Расстояние между скважинами в ряду:

$$a = mW_п, \qquad (3.11)$$

где m = 0,8 – 1,4 - коэффициент сближения скважин; меньшее значение m принимается для крепких пород.

Расстояние между рядами скважин:

$$b = (0,9\text{-}1,0)W_п. \qquad (3.12)$$

Масса заряда в скважине:

$$Q = q_р \cdot a \cdot W_п \cdot H_у \qquad (3.13)$$

Длина заряда:

$$l_{зар} = \frac{Q}{p}. \qquad (3.14)$$

Задание: рассчитать параметры буровзрывных работ при скважинной отбойке в условиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Практико-ориентированное задание №4

Расчёт безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов

Цель работы – овладение методикой расчета безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов.

При определении зон, опасных по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов на земной поверхности, следует выделять и отдельно рассчитывать безопасные расстояния для людей зданий и сооружений, машин и механизмов.

При взрывании скважинных зарядов рыхления (дробления) расстояние опасное для людей, рассчитывается по формуле:

$$r_{разл} = 1250 \cdot h_З \cdot \sqrt{\frac{f}{1+h_{заб}} \cdot \frac{d}{a}} \qquad (4.1)$$

где $h_З$ – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, определяемый по формуле

$$h_З = \frac{l_{зар}}{l_c}, \qquad (4.2)$$

$l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м;

$l_{зар}$ – глубина скважины, м;

f – коэффициент крепости горных пород;

$h_З$ – коэффициент заполнения скважины забойкой:

$$h_З = \frac{l_{заб}}{l_н}, \qquad (4.3)$$

$l_{зар}$ – длина забойки, м;

$l_н$ – длина свободной от заряда верхней части скважины, м;

d – диаметр взрываемой скважины, м;

a – расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Расчётные значения радиусов разлета осколков округляются в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое безопасное расстояние не должно быть меньше указанных в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Минимально допустимые безопасные расстояния для людей при взрывных работах

№ п/п	Методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
1.	Наружных зарядов. в том числе кумулятивных	300 (по проекту)
2.	Шпуровых зарядов	200
3.	Котловых шпуров	200
4.	Малокамерных зарядов (рукавов)	200*
5.	Скважинных зарядов	Не менее 200**
6.	Котловых скважин	Не менее 300
7.	Камерных зарядов	Не менее 300

* – при взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

** - радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Практико-ориентированное задание №5

Составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

Цель работы – овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

Краткая теория

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

5.1. Общие положения

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и

расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

5.2. Определение параметров буровзрывных работ

5.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 5.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 5.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород *f*	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП–5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водорасыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непредохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м³	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м³	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-нгданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном заряжании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 5.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 5.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непредохранительные нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непредохранительные пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непредохранительных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИ3 служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИ3 заданного интервала замедления.

Таблица 5.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИ3	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Инициирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

5.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

– врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;

– врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 5.5.

Таблица 5.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м^2	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимально возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (B) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 B, применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м^2) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 5.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85-0,95 с учётом крепости горных пород.

5.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

5.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 5.6.

Таблица 5.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки ($м^2$)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α, град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1{,}25\sqrt{e}\cdot d_з/d, \qquad (5.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 5.2),

$d_з$ – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 5.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 5.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 5.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0{,}25B\,\mathrm{tg}\frac{\alpha}{2} - 0{,}3, \qquad (5.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Таблица 5.7

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

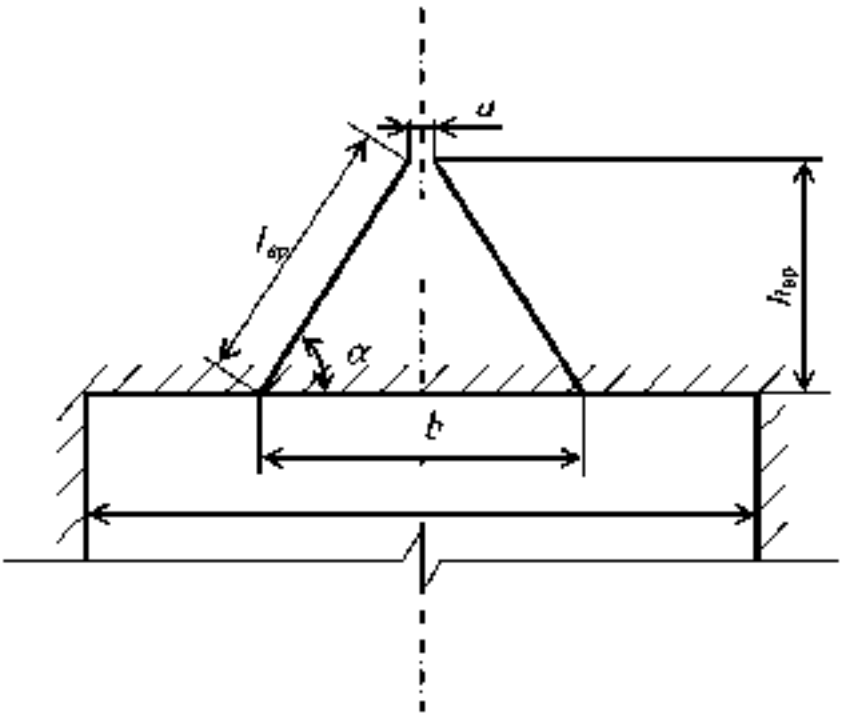


Рис. 5.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \tag{5.3}$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \tag{5.4}$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2\, h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \tag{5.5}$$

где a – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород a = 0,15-0,2 м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обуривания вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α.

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

5.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 5.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный *а*; щелевой *б*; спиральный *в* и двойной спиральный *г*.

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуром (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуром или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 5.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1, определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (5.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрываемых вторыми и последующими во врубе (W_1, W_2, W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

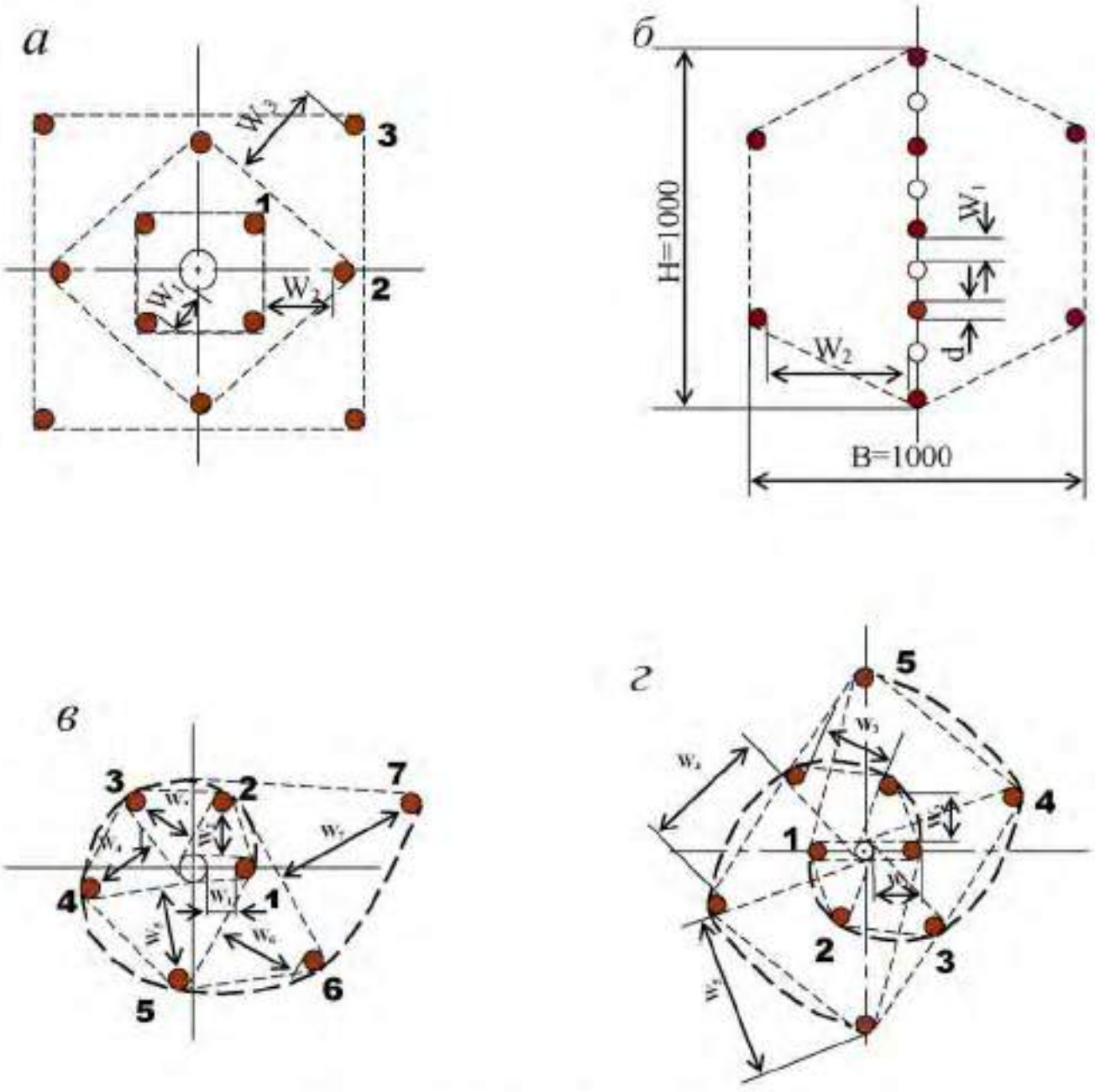


Рис. 5.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 5.8

Пробивные расстояния W_1, мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрываемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0{,}8 \cdot (W_1 + D_x + d), \qquad (5.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 5.7);

D_x – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2, W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 5.2) в масштабе 1:5.

Таблица 5.9

Пробивные расстояния W_2, мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 5.10.

Таблица 5.10

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м^2 необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 5.8. Количество заряжаемых $N_з$ и холостых $N_х$ шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_з = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \tag{5.7}$$

$$N_х = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \tag{5.8}$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 5.2, *б*) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрываемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 5.11.

В породах с f >10 расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 5.11

Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при f <7	0,5	0,45	0,3	0,25
при f >10	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости f < 6 обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 5.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

5.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0{,}1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \qquad (5.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м^3;

f – коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову. В породах с $f > 16$ в формуле (5.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \qquad (5.10)$$

где $Q_{\text{ид}}$, $Q_{\text{ид.э}}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ, $\rho_{\text{э}}$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м^3.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 5.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (5.10) и в табл. 5.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 5.12.

Таблица 5.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6{,}5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \qquad (5.11)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м^2.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах v = 1,1–1,4 (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (5.9) следует принимать коэффициент зажима породы v = 1,4.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (5.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы v = 1,1–1,4.

5.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 5.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжания. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударного-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

5.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \qquad (5.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м^3;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3{,}14\, d^2 \rho \alpha / 4, \qquad (5.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряжании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряжании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 5.2). При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м^3.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с f = 2-8 – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (5.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 5.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 5.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки вчерне, м^2						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \qquad (5.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), м^2;

N, $N_{вр}$ – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном 85–87° к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии (150–200 мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} – S_{вр})/\gamma, \qquad (5.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, м^2.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубах с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \qquad (5.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \qquad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} – S_{вр}) \cdot l_{шп}, \qquad (5.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0{,}785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \qquad (5.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, 0,7-0,95 (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q''_{ср} = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \qquad (5.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q^*_{вр} = (1{,}1 \div 1{,}2)\, q'_{ср}. \qquad (5.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q^*_{ок} = (0{,}9 \div 0{,}8)\, q'_{ср}. \qquad (5.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q^*_{всп} = q'_{ср}. \qquad (5.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжании патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ.**

При механизированном заряжании заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжания при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_ф = \sum q^*_{вр} + \sum q^*_{всп} + \sum q^*_{ок}. \qquad (5.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_м = Q_ф / (l_{шп}\, \eta), \qquad (5.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр}\, l_{шп}\, \eta, \qquad (5.26)$$

где $S_{пр} = S_{вч} \cdot КИС$ – сечение выработки в проходке, м^2, которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 5.14.

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_р = Q_ф / Q_{гм}. \quad (5.27)$$

Таблица 5.14

Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м^2	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: КИС = 1 + Δ = 1 + 5/100 = 1,05.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_м = N_{кд} /(l_{шп}\, \eta). \quad (5.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м^3 взорванной породы:

$$N_р = N_{кд} /(S_{пр}\, l_{шп}\, \eta). \quad (5.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{увт} = l_{шт} + B / 4 + 0{,}5, \quad (5.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

5.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 5.15).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участковых, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho\,(l/S), \qquad (5.31)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0{,}0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминиевых $0{,}0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0{,}12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сростки;

S – сечение проводов, м^2.

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 5.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 5.15

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	 600 1700	 2 2,5	 320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{гар}$ = 1 А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{гар}$ = 1,3 А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{гар}$ = 2,5 А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \tag{5.32}$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \tag{5.33}$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \tag{5.34}$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \tag{5.35}$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_{\text{п}} + r_{\text{с}}L_{\text{с}} + r_{\text{м}}L_{\text{м}}, \tag{5.36}$$

где $r_{\text{с}}$, $r_{\text{м}}$ – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (5.31));

$L_{\text{с}}$, $L_{\text{м}}$ – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Таблица 5.16

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм^2	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07х2	магистральные	0,7х2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{\text{гар}}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гар}} + R}, \tag{5.37}$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гар}} + r}. \tag{5.38}$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $M = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

5.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Сверло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 5.17

Область применения бурильных машин и установочных приспособлений

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБГП-1, ЭБГП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с f<8.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с f < 8; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с f = 6-10, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с f = 10-14; ударно-поворотного действия в породах с f = 10-20.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 5.2 – 5.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м^2 площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м^2 площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 5.18

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м²		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
	длина	8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
	ширина	1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
	высота	0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 5.19

Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S
Коэффициент крепости пород *f*		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длино шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обуривания, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обуривания, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м²		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:						
	длина	12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
	ширина	1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
	высота	2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически несосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м².

5.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электровзрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Пример оформления графической части:

Паспорт
буровзрывных работ на проведение

_____
(*наименование выработки*)

1. Характеристика выработки

1.1. Форма сечения выработки _____
1.2. Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м^2 _____
1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
- ширина, м _____
1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводнённость пород _____

3. Исходные данные

3.1. Наименование ВВ и средств инициирования _____
3.2. Способ взрывания _____
3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
3.4. Тип вруба _____
3.5. Материал забойки _____
3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	$м^3$	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 $м^3$ взорванной породы	м шп./$м^3$	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 $м^3$ взорванной породы	кг/$м^3$	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт. шт. м	

8. Меры безопасности

8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва_____

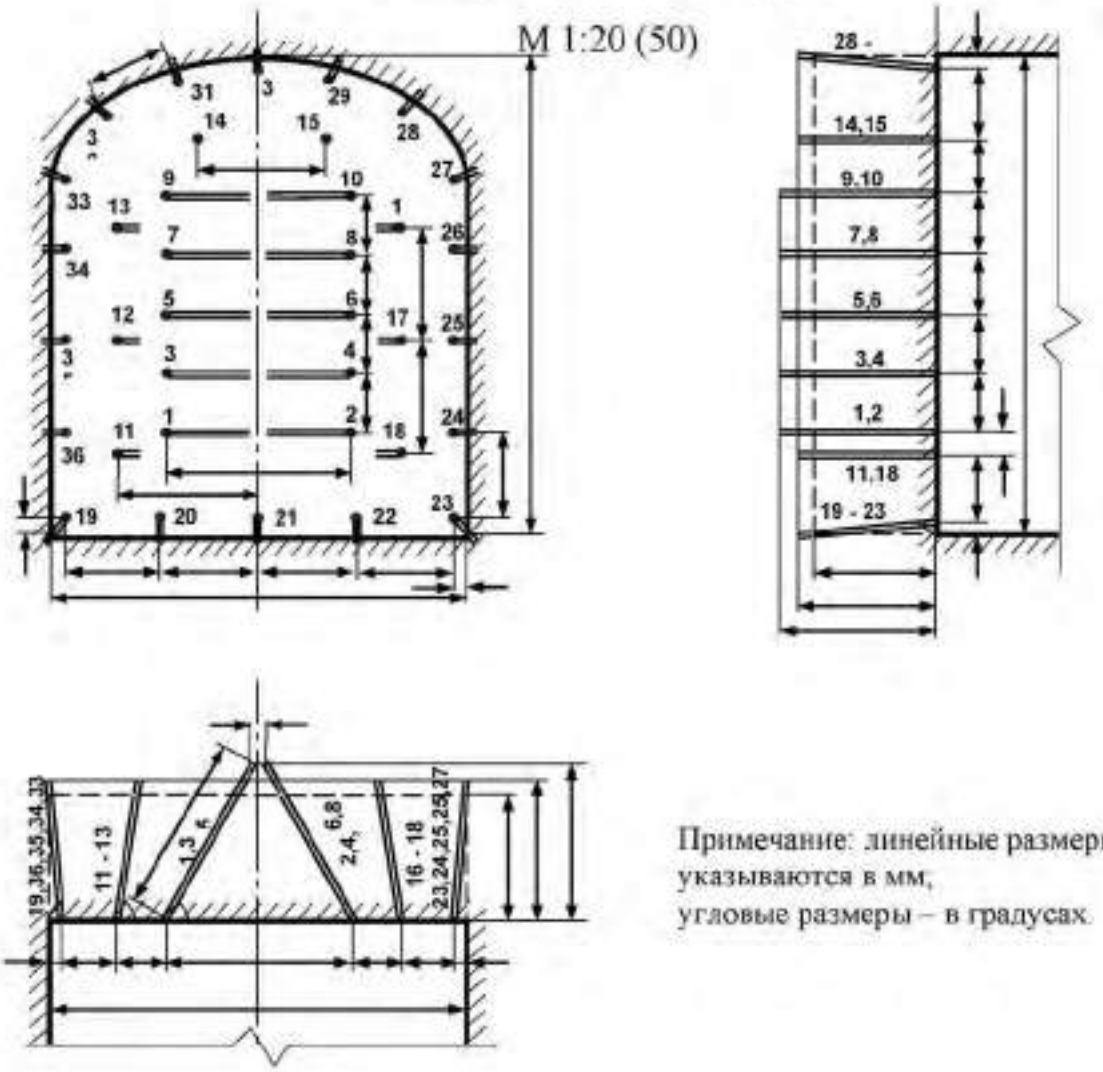
8.2. Место выставления постов_____

8.3. Время проветривания после взрыва_____

8.4. Мероприятия по подавлению пыли_____

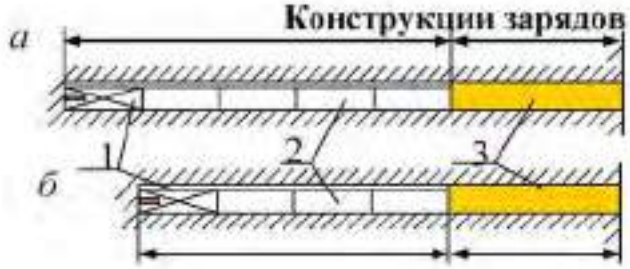
8.5. Другие дополнительные меры безопасности_____

Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм, угловые размеры – в градусах.

Конструкции зарядов



а – врубовые шпуры;
б – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;
1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

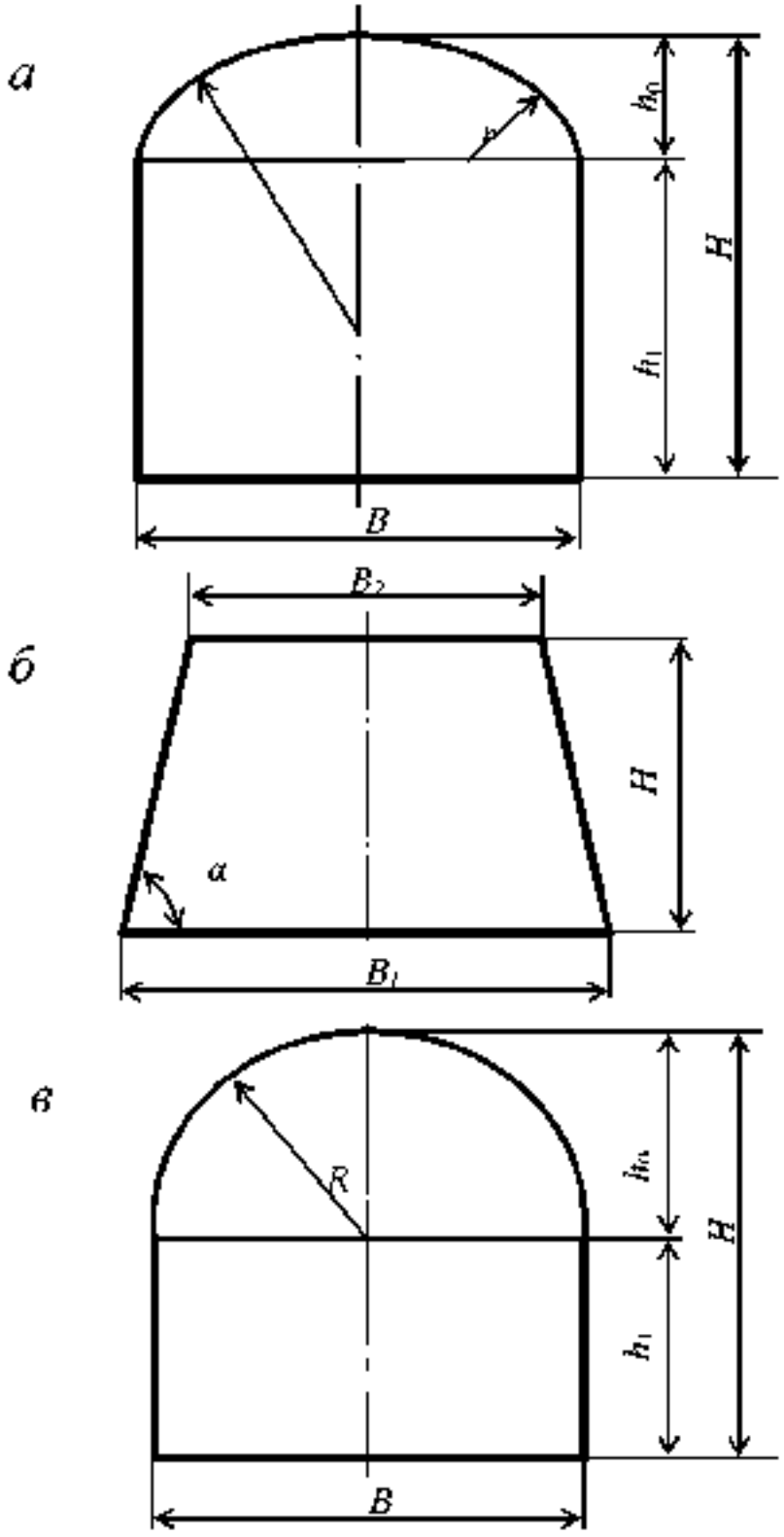


Рис. 114.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:
а – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;
б – трапецевидная;
в – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}33 \cdot B$
Трапециевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}57 \cdot B$

Рекомендуемая литература

1. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.

2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.

3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.

4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.

5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.

6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.

7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.

8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич
Азанов Михаил Алексеевич
Пришпа Дмитрий Вячеславович

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «горное дело»

Редактор *Д. В. Пришпа*

Подписано в печать «__»_____2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 5,4. Тираж 100. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Контрольная работа №1 3
Контрольная работа №2 4
Варианты заданий 7

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА №1

Задание: Определить расчетные характеристики породного комплекса.

Методика расчетов:

1. Расчетный коэффициент сцепления пород ($k_р$):

$$k_р = \frac{k_м}{\eta}, \qquad (1.1)$$

где η – коэффициент запаса устойчивости.
$k_м$ – коэффициент сцепления пород в массиве

$$k_м = k \cdot \lambda, \text{ кПа} \qquad (1.2)$$

где λ – параметр, характеризующий степень отличия прочности породного массива от прочности образца горной породы

2. Расчетное значение угла внутреннего трения:

$$\rho_р = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right). \qquad (1.3)$$

где ρ – угол внутреннего трения (градусы)

Пример расчета:

$$k_р = \frac{k_м}{\eta} = \frac{70{,}7}{1{,}2} = 58{,}92 \text{ кг/м}^2;$$

$$\rho_р = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}33^\circ}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}65}{1{,}2}\right) = 28{,}4^\circ.$$

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА №2

Задание: Рассчитать устойчивый угол для данного породного комплекса

Методика расчетов:

1. Определяем высоту щели вертикального отрыва (H_{90})

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}} \cdot \text{ctg}(45° - \rho_{\text{р}}/2)}{\psi}, \text{м} \qquad (2.1)$$

где ψ– удельный вес горной породы, кН;

$k_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент сцепления пород, кПа;

$\rho_{\text{р}}$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2. Определяем условную высоту откоса (H')

$$H' = \frac{H_{\text{у}}}{H_{90}} \qquad (2.2)$$

где H_y – высота участка борта или уступа, м.

3. Используя справочные данные или графические зависимости устойчивого угла борта (α) от расчетного угла внутреннего трения ($\rho_{\text{р}}$) и полученной условной высоты откоса (H'), определяем устойчивый угол борта карьера.

Таблица 1 – Значения устойчивых углов откоса плоского борта карьера

Условная высота откоса (H')	Углы откоса борта при расчете			
	20	25	30	35
1,0	90,0	90,0	90,0	90,0
1,5	83,0	84,0	84,5	85,0
2,0	75,8	77,3	78,1	79,6
2,5	68,2	71,0	72,5	74,4
3,0	61,8	65,2	68,0	70,2
3,5	56,3	60,2	64,0	66,5
4,0	51,3	56,0	60,1	63,6
5,0	44,0	49,6	53,6	58,5
6,0	39,1	45,0	50,0	54,8
7,0	36,8	41,9	47,1	52,2
8,0	33,6	39,6	45,2	50,2
9,0	31,7	38,0	43,9	48,6
10,0	30,3	36,8	42,6	47,4
11,0	29,7	36,7	41,6	46,4
12,0	29,0	36,0	40,7	45,6
18,0	26,2	32,3	37,7	42,7
20,0	25,5	31,7	37,1	42,1
24,0	24,7	30,3	36,5	40,9
28,0	–	29,7	35,7	40,3

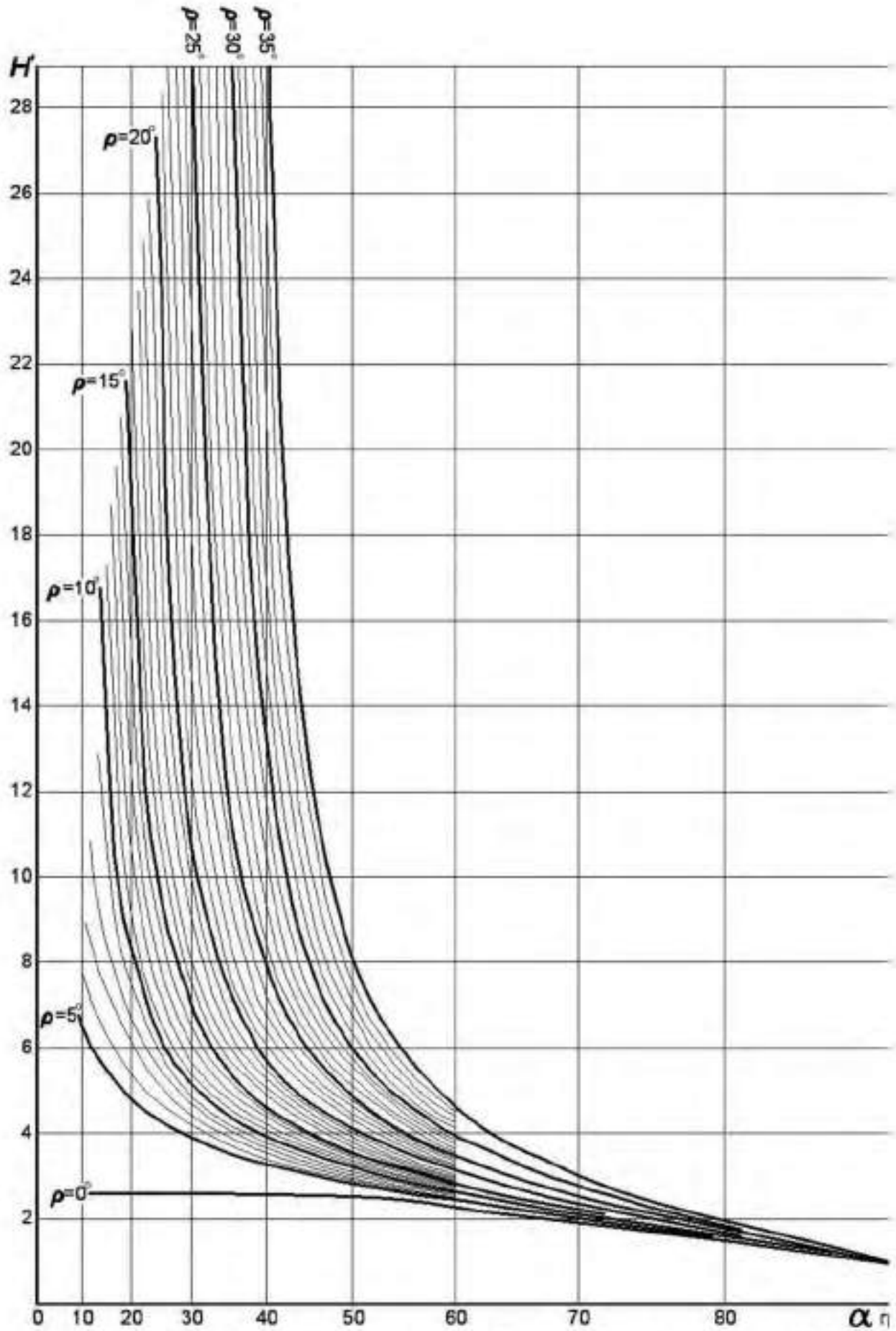


Рис.1 График зависимости между условной высотой плоского откоса (H') и его углом (α) для различных значений угла внутреннего трения (ρ_p)

Пример расчета:

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot \operatorname{ctg}(45° - 28{,}4°/2)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot 1{,}68}{26{,}5} = 7{,}47, \text{ м.}$$

Условная высота откоса:

$$H' = 24/7{,}47 = 3{,}2.$$

Устойчивый угол борта карьера определяем, используя графические зависимости:

при $\rho_р = 28{,}4°$ и $H' = 3{,}2$ м $\alpha = 66°$.

ВАРИАНТЫ ЗАДАНИЙ

Физико-механические свойства пород по вариантам

варианты с 1 по 10-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
– плотность γ, т/м^3	2,64	2,38	3,20	2,56	2,75	2,57	2,56	2,50	2,40	3,00
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	1000	1200	1400	2200	2400	2850	1800	2050	3200	2750
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,10	0,03	0,07	0,04	0,07	0,06	0,08	0,02	0,10	0,09

варианты с 11 по 20-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
– плотность γ, т/м^3	2 31	2,83	3,00	2,56	2,50	3,00	2,61	2,85	2,91	2,60
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	1600	2600	2600	1200	2270	2300	2100	2000	1800	2100
– угол внутреннего трения ρ, град.	32,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09

варианты с 21 по 30-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
– плотность γ, т/м^3	2,63	2,50	2,83	3,00	2,64	2,83	3,00	2,56	2,83	2,63
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	2300	700	2600	2300	1000	2600	2600	1200	2600	2300
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	30,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ

Специальность

21.05.04 Горное дело

*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1 ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ.....3

3 ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ» 7

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ» 8

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ» 8

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Назовите признаки, по которым горные породы разделяются на классы.
2. В чем состоят особенности строения массивов горных пород, сложенных магматическими, осадочными и метаморфическими породами?
3. Чем определяются границы горного массива?
4. Назовите структурные нарушения массивов горных пород.
5. Перечислите факторы, по которым породы различаются между собой.
6. Как классифицируются породы по степени трещиноватости?
7. Расскажите о классификациях горных пород по слоистости, строению, обрушаемости и устойчивости обнажений.
8. Назовите плотностные, прочностные и упругие свойства горных пород; приведите примеры соотношений их величин.
9. Что такое ползучесть, релаксация, длительная прочность пород?
10. Расскажите о структурном ослаблении пород, как определяют коэффициент структурного ослабления и приведите примеры его значений.

11. В чем заключается сущность гипотез о напряженном состоянии нетронутого массива?
12. Что происходит с напряжениями при внедрении горных выработок в нетронутый массив?
13. Что такое критическая глубина ведения работ и от чего она зависит?
14. Как изменяются свойства горных пород с увеличением глубины их залегания?
15. Расскажите об изменении свойств пород и угля в зонах интрузий и разрывов.
16. Что означают термины: "геотермическая ступень", "газоносность", "газопроницаемость"?
17. Объясните влияние температуры, обводненности и газоносности на изменение состояния массива пород.
18. Каким параметром оцениваются фильтрационные свойства массива горных пород?
19. Расскажите о сущности метода конечных элементов и его возможностях
20. В чем состоит метод граничных элементов?
21. Назовите основные положения теории подобия.
22. Прокомментируйте существо метода центробежного моделирования.
23. К чему сводятся основные принципы метода эквивалентных материалов?
24. В чем заключается существо поляризационно-оптического метода?
25. В чем состоят методы ЭГДА и ЭСПА и для решения каких задач они применяются?
26. Каким образом измеряют деформации и напряжения на поверхности горных выработок и в глубине массива?
27. Как измеряют перемещения в окрестности горных выработок?
28. Расскажите об измерении нагрузки на крепь горных выработок и применяемых при этом приборах, и устройствах.
29. Прокомментируйте существо автоматизированной системы геомеханического мониторинга.
30. Как оцениваются структурно-механические особенности породных массивов методами томографии?
31. Назовите основные факторы и параметры, влияющие на условия проведения выработок в зонах дизъюнктивов.
32. Расскажите об особенностях проведения квершлагов и полевых штреков.
33. Прокомментируйте проведение штреков с присечкой боковых пород.
34. Расскажите о задании направлений капитальным и подготовительным выработкам.
35. Каким образом оцениваются нагрузки на крепь капитальных и подготовительных выработок?
36. Как оценивается устойчивость боков штреков?

37. Расскажите о задании места и направления проведения разрезных печей в блоках, ограниченных нарушениями.
38. Каким образом осуществляется переход мелкоамплитудных нарушений очистными забоями?
39. В чем состоит методика расчета пролетов нарушенной кровли в лавах?
40. Прокомментируйте особенности геомеханических процессов при разработке рудных месторождений.
41. Что понимают под словосочетаниями: "горное давление", "опорное давление"?
42. При каких условиях наблюдаются первый, второй и третий тип деформаций пород вокруг выработки?
43. Расскажите о зональной дезинтеграции горных пород.
44. На основе чего выработки вне зоны влияния очистных работ по устойчивости делят на три класса?
45. Какие характерные зоны в подработанной толще пород выделяют после окончания процесса сдвижения?
46. В совокупности каких форм проявляются деформации пород в области сдви-жения?
47. Прокомментируйте развитие деформаций и обрушений пород непосредственной и основной кровли.
48. Назовите основные факторы, влияющие на устойчивость пород кровли, и охарактеризуйте классификацию С.ТКузнецова.
49. Каковы основные причины опорного давления? Назовите его параметры.
50. Расскажите о динамической и статической составляющих опорного давления.
51. Охарактеризуйте зону влияния очистных работ на подготовительные выработки впереди и позади лавы.
52. Прокомментируйте деформации пород кровли подготовительных выработок при их проведении позади лавы.
53. Расскажите об особенностях деформаций пород кровли при повторном использовании выработок и их проведении вприсечку.
54. В чем состоит существо пучения почвы горных выработок?
55. Расскажите о напряжениях и деформациях в толщах пород при подработке и надработке.
56. В чем заключается механизм продавливающего воздействия целиков?
57. Назовите сущность механизма защитного действия при выемке пластов в свите.
58. Как определяют границы защищенных зон и зон повышенного горного давления?
59. Прокомментируйте основные принципы использования защитных пластов.

60. Расскажите об оценке деформаций массива горных пород при подработке водоемов и объектов, содержащих текучие массы.
61. Что называют динамическими явлениями в шахтах и результатом чего они являются?
62. Назовите разновидности динамических явлений и разделите их на категории в зависимости от вызывающих эти явления причин.
63. На сколько классов по силе и характеру проявления разделены горные удары применительно к угольным и рудным месторождениям? Дайте определения каждому классу.
64. Расскажите о причинах и механизме горных ударов.
65. Прокомментируйте показатели и способы прогноза степени удароопасности в различных условиях.
66. Каковы особенности внезапных разломов и поднятий пород почвы выработок при залегании под пассивным слоем непосредственной почвы пластичных или прочных упругих пород?
67. Что понимают под словосочетанием "газодинамическое явление в шахте"?
68. Назовите разновидности газодинамических явлений и стадии их протекания.
69. Перечислите характерные признаки внезапных выбросов угля и газа, особенности выбросов каменной соли и газа, песчаников и газа.
70. Расскажите о представлениях механизма внезапных выбросов сторонниками газовых гипотез и гипотез с приоритетом горного давления.
71. В чем состоит сущность энергетической и энергетически-силовой теорий выбросов?
72. Прокомментируйте дополнительные условия, которые необходимо выполнить, чтобы произошло разрушение газонасыщенного угля не только с поверхности забоя, но и в глубине массива и реализовалась выбросоопасная ситуация.
73. Назовите способы прогноза выбросоопасности.
74. Каким образом устанавливают выбросоопасность песчаника и степень выбросоопасности пород?
75. Расскажите о шахтных водах и классификации массивов горных пород по обводненности.
76. Прокомментируйте закономерности движения воды в массивах пород.
77. Назовите способы и схемы осушения шахтных полей.
78. В чем состоят особенности разработки месторождений в многолетнемерзлых породах?
79. Расскажите о факторах, определяющих устойчивость массивов горных пород при открытой разработке.
80. Какие свойства горных пород называют физико-техническими?

81. Прокомментируйте горнотехнические факторы устойчивости бортов карьеров
82. Дайте характеристику факторов устойчивости отвалов.
83. Укажите виды деформаций массивов горных пород
84. Назовите основные причины возникновения осыпей и обрушений.
85. Охарактеризуйте разновидности оползней, условия и причины их проявления.
86. Расскажите о разновидностях фильтрационных деформаций и их роли в устойчивости откосов
87. Прокомментируйте особенности деформаций отвалов
88. Каковы основные виды деформаций отвалов, условия и причины их возникновения?
89. В чем заключается цель и основные задачи геомеханического контроля на карьерах?
90. Прокомментируйте методы геомеханического контроля состояния откосов?
91. Расскажите о контроле бортовых массивов
92. В чем состоит контроль отвальных насыпных и намывных массивов?

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ»

9.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд : учебное пособие / Д. М. Казикаев, Г. В. Савич. - 2-е изд., стер. - Москва : Горная книга, 2013. – 224 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 213. – ISBN 978-5-98672-342-6 : 426.36 р.	3
2	Геомеханика подземной разработки руд : учебник для вузов / Д. М. Казикаев. - 2-е изд., стер. - Москва : Изд-во МГГУ, 2009. – 542 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 532-535. - ISBN 978-5-7418-0543-5 : 1077.00 р., 1168.50 р.	25
2	Геомеханика определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера) [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ для студентов специальности 130400 / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Гавнев. - Екатеринбург : УГГУ, 2014. - 25 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 19	14
3.	Проверка устойчивости борта карьера [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине "Геомеханика" для студентов специальности 21.05.04 - "Горное дело" специализации "Открытые горные работы" всех форм обучения / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин ; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2018. - 27 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 21.	40

9.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.

1.	Геомеханика : учеб. пособие / Марина Владимировна Рыльникова М. В., Олег Вадимович Зотеев О. В. - Москва : Руда и Металлы, 2003. - 240 с. - Библиогр.: с. 239. - ISBN 5-98191-004-6	10
2.	Практическая геомеханика = Practical rock mechanics : пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров. - Москва : Горная книга, 2006. - 391 с. : цв. ил., рис., фото. цв. - Библиогр.: с. 380-382. - ISBN 5-98672-038-5	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

Scopus: https://www.scopus.com/customer/profile/display.uri

E-library: электронная научная библиотека: https://elibrary.ru

E-library: электронная научная библиотека: https://elibrary.ru

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ОСНОВЫ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ»

Тема 1: Общие сведения

Общие сведения. Основные условия устойчивости откосов горных пород. Факторы, влияющие на устойчивость горных выработок.

Тема 2: Свойства горных пород

Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условиям устойчивости. Горные породы их классификация и свойства Состав и физические свойства горных пород.

Тема 3: Сдвижения горных пород

Сдвижения горных пород при разработке полезных ископаемых. Общие закономерности процесса сдвижения. Область сдвижения. Зона сдвижения. Параметры процесса сдвижения. Факторы, влияющие на процесс сдвижения. Сдвижение горных пород при подземной разработке. Особенности. Математическое описание процесса сдвижения. Определение основных параметров сдвижения по результатам кратковременных наблюдений.

Тема 4: Расчеты сдвижений горных пород

Расчёт сдвижений горных пород под влиянием разработки МПИ. Методы охраны объектов и сооружений в зоне влияния горных работ. Способы построения предохранительных целиков

Тема 5: Динамические проявления горного давления

Причины динамического проявления горного давления. Способы предупреждения и борьба с опасными динамическими проявлениями горного давления в рудниках и шахтах.

Тема 6: Дренирование месторождений

Цели дренирования. Фильтрационные характеристики горных пород. Дренаж земной поверхности вокруг карьера и площадок уступов. Дренаж пород при пологом и наклонном залегании слоев. Дренаж пород при горизонтальном залегании слоев.

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине
«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.

Пособие предназначено для выполнения контрольной работы студентов всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 5
1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ 6
1.1. Общие положения 6
1.2. Определение параметров буровзрывных работ 6
1.2.1. Выбор взрывчатых материалов 6
1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров 11
1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов 12
1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб 12
1.2.3.2. Прямые врубы 14
1.2.4. Определение удельного заряда ВВ 18
1.2.5. Выбор диаметра шпура 20
1.2.6. Определение количества шпуров 20
1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов 22
2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ 24
3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ 27
4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ 30
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 31
ПРИЛОЖЕНИЯ 32
Приложение 1. Образец оформления обложки отчёта 31
Приложение 2. Пример паспорта БВР на прроведение выработки 32
Приложение 3. Задания по расчёту параметров и составлению паспорта БВР на проведение выработки 35
Приложение 4. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок 39

ВВЕДЕНИЕ

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип врубa, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

Отчёт по контрольной работе оформляется на листах стандартного формата А4 (210 мм х 297 мм). Обложка отчёта выполняется в соответствии с образцом, приведённым в Приложении 1.

На первой странице отчёта приводится его содержание с указанием страниц, далее – содержание задания по следующей форме (для примера взято задание № 1 настоящего пособия – Приложение 3):

Задание № 1

Выполнить расчёт и составить паспорт буровзрывных работ для проведения выработки при следующих данных:

- наименование выработки: квершлаг однопутный;
- форма поперечного сечения выработки – сводчатая;
- размеры выработки (высота и ширина) – 3,4х3,3 м;
- площадь сечения вчерне – 10,5 м^2;
- коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова f = 15;
- категория пород – I;
- обводнённость – с;
- категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке – не опасная.

После выполнения и оформления расчётной части отчёта приводится паспорт БВР, в котором указываются: характеристика выработки; характеристика пород; исходные данные; схема расположения шпуров в трёх проекциях; кон-

струкция вруба; конструкции зарядов во врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих шпурах; основные показатели взрывных работ; меры безопасности. Пример заполнения паспорта приведён в Приложении 2.

Студенты, обучающиеся по заочной форме и работающие на горном предприятии, в качестве исходных данных для выполнения настоящей работы (характеристики выработки и пород) могут по согласованию с преподавателем взять фактические исходные данные предприятия. Выполнив расчёты и составив паспорт в соответствии с рекомендациями пособия, студент приводит в отчёте также фактически действующий паспорт по принятой выработке и даёт краткий анализ расчётного и фактически действующего паспортов БВР.

1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

1.1. Общие положения

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

1.2. Определение параметров буровзрывных работ

1.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (ЕПБ) [1] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [2] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 1.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 1.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород f	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непредохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м^3	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м^3	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1.0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0.25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном заряжании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 1.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 1.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непредохранительные нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непредохранительные пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 1.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непредохранительных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 1.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Инициирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

– врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;

– врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 1.5.

Таблица 1.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м^2	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимально возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (B) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 B, применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м^2) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85-0,95 с учётом крепости горных пород.

1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 1.6.

Таблица 1.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки ($м^2$)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α, град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1{,}25\sqrt{e}\cdot d_з/d, \qquad (1.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

$d_з$ – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 1.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 1.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0{,}25B\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} - 0{,}3, \qquad (1.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 1.1).

Таблица 1.7

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

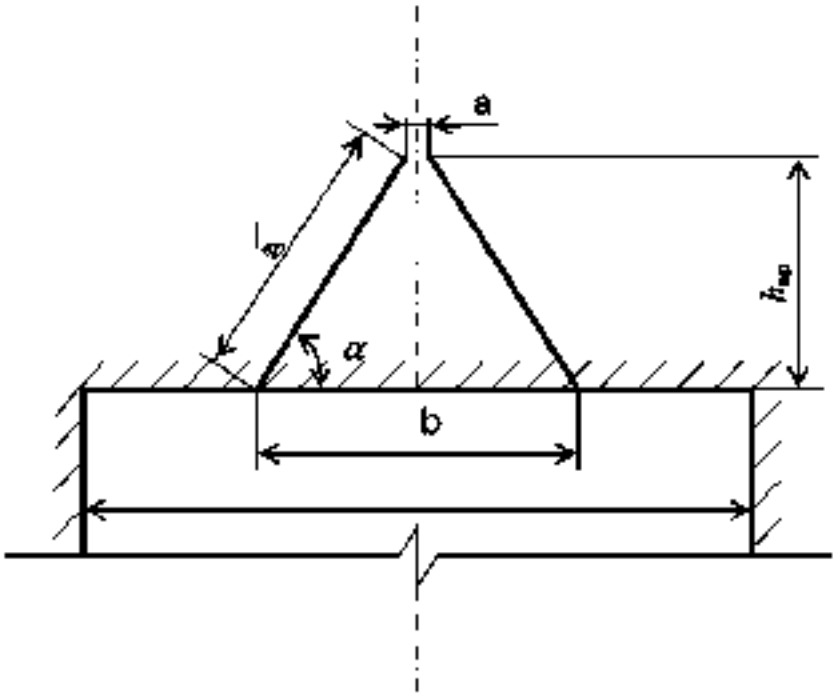


Рис. 1.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (1.3)$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (1.4)$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2\, h_{вр} / \mathrm{tg}\, \alpha + a, \quad (1.5)$$

где а – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород а = 0,15-0,2 м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обуривания вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α.

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 1.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

1.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный *а*; щелевой *б*; спиральный *в* и двойной спиральный *г*.

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуром (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуром или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1, определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрываемых вторыми и последующими во врубе (W_1, W_2, W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

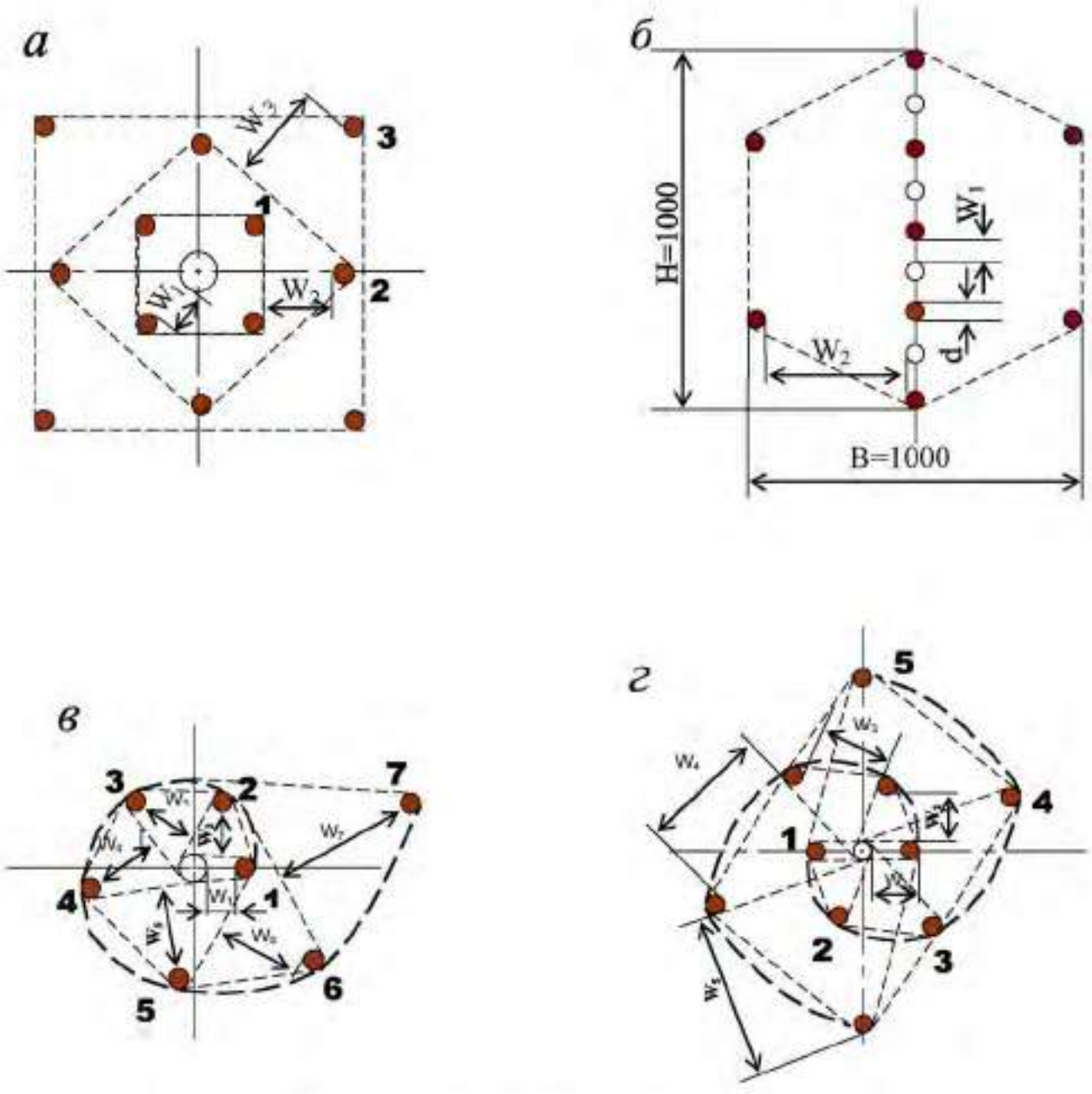


Рис. 1.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 1.8

Пробивные расстояния W_1, мм

Диаметр холостого шпура или скважины $D_к$, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрываемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 1.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0{,}8 \cdot (W_1 + D_к + d), \qquad (1.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

$D_к$ – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2, W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 1.9

Пробивные расстояния W_2, мм

Диаметр холостого шпура или скважины $D_к$, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м^2 необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых $N_з$ и холостых $N_х$ шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_з = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \qquad (1.7)$$

$$N_х = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \qquad (1.8)$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 1.2, *б*) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрываемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 1.11.

В породах с f >10 расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 1.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 1.11

Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при f <7	0,5	0.45	0,3	0.25
при f >10	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости f < 6 обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 1.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

1.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд при врубах с наклонными шпурами рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0{,}1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \qquad (1.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м^3;

f – коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову. В породах с f > 16 в формуле (1.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{вд} \cdot \rho}{Q_{вд.э} \cdot \rho_э}, \qquad (1.10)$$

где $Q_{вд}$, $Q_{вд.э}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ, $\rho_э$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м^3.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 1.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (1.10) и в табл. 1.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 1.12.

Таблица 1.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{вч}}}, \qquad (1.11)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м^2.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах v = 1,1–1,4 (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (1.9) следует принимать коэффициент зажима породы v = 1,4.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (1.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы ν = 1,1–1,4.

1.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжания. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударно-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм (см. раздел 3). При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

1.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \qquad (1.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м^3;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3{,}14\, d^2 \rho \alpha / 4, \qquad (1.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряжании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряжании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 1.2). При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м^3.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0.7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с f = 2-8 – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (1.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 1.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно числу шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт (раздел 1.2.7).

Таблица 1.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки вчерне, м^2						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{сеч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \qquad (1.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), м^2;

N, $N_{вр}$ – общее число на забой и числю врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном 85–87° к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линней уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии (150–200 мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \qquad (1.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, м^2.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубах с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \qquad (1.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \qquad (1.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \qquad (1.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0{,}785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \qquad (1.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, 0,7-0,95 (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q'_{ср} = \frac{q \cdot (S_{вх} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \qquad (1.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q^{*}_{вр} = (1,1 \div 1,2)\, q'_{ср}. \qquad (1.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q^{*}_{ок} = (0,9 \div 0,8)\, q'_{ср}. \qquad (1.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q^{*}_{всп} = q'_{ср}. \qquad (1.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжании патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ.**

При механизированном заряжании заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжания при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q^{*}_{вр} + \sum q^{*}_{всп} + \sum q^{*}_{ок}. \qquad (1.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп}\, \eta), \qquad (1.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{вр}\, l_{шп}\, \eta, \qquad (1.26)$$

где $S_{вр} = S_{пр} \cdot КИС$ – сечение выработки в проходке, м^2, которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 1.14 [4].

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_{ф} = Q_{ф} / Q_{теор} \qquad (1.27)$$

Таблица 1.14

Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м²	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: КИС = 1 + Δ = 1 + 5/100 = 1,05.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_{м} = N_{кд} /(l_{шп}\, \eta). \qquad (1.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м³ взорванной породы:

$$N_{р} = N_{кд} /(S_{пр}\, l_{шп}\, \eta). \qquad (1.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{увт} = l_{шт} + B / 4 + 0{,}5, \qquad (1.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взрывание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 2.1).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участковых, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S). \qquad (2.1)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0{,}0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминиевых $0{,}0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0{,}12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сростки;

S – сечение проводов, $м^2$.

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 2.1

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	 600 1700	 2 2,5	 320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{гар} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{гар} = 1{,}3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{гар} = 2{,}5$ А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + r_п}, \quad i = I \geq I_{гар}, \qquad (2.2)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{гар}, \tag{2.3}$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{гар}, \tag{2.4}$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{гар}, \tag{2.5}$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{гар}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{общ} = r_n + r_c L_c + r_м L_м, \tag{2.6}$$

где r_c, $r_м$ – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 2.2 или рассчитывается по формуле (2.1)).

L_c, $L_м$ – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Таблица 2.2

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм^2	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07х2	магистральные	0,7х2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{гар}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{гар} + R}, \tag{2.7}$$

$$m = \frac{E}{2I_{гар} + r}. \tag{2.8}$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $M = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Сверло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.1

Область применения бурильных машин и установочных приспособлений

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБГП-1, ЭБГП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с $f < 8$.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переуста-

новку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м. БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2. СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с f ≤ 8; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с f = 6-10, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с f = 10-14; ударно-поворотного действия в породах с f = 10-20.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м^2 площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м^2 площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.2

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки					
		УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f		4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм		42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м		2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0
Зона бурения, м^2		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:	длина	8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
	ширина	1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
	высота	0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 3.3

Характеристики зарубежных буровых установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип буровой установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Boomer 104S	Rocket Boomer 282S
Коэффициент крепости пород f		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обуривания, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обуривания, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м^2		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:						
	длина	12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
	ширина	1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
	высота	2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м^2.

4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя [1]: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электровзрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Образец заполнения паспорта буровзрывных работ приведён в Приложении 2.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01). М., 2001.

2. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.

3. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

4. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Образец оформления обложки отчёта

Министерство образования и науки РФ
ГОУ ВПО
«Уральский государственный горный университет»

Кафедра шахтного строительства

ОТЧЁТ
по контрольной работе «Расчёт параметров и составление паспорта БВР на проведение горизонтальной горной выработки»

Зав. кафедрой проф. М. В. Корнилков
Руководитель _____
Студент гр. _____ _____

Екатеринбург 2010

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Пример паспорта БВР на проведение выработки

Утверждаю:
Главный инженер

_____

Паспорт
буровзрывных работ на проведение

(*наименование выработки*)

1. Характеристика выработки

1.1. Форма сечения выработки _____
1.2. Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м^2 _____
1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
- ширина, м _____
1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводнённость пород _____

3. Исходные данные

3.1. Наименование ВВ и средств инициирования _____
3.2. Способ взрывания _____
3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
3.4. Тип вруба _____
3.5. Материал забойки _____
3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	$м^3$	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 $м^3$ взорванной породы	м шп./$м^3$	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 $м^3$ взорванной породы	кг/$м^3$	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт. шт. м	

8. Меры безопасности

8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва_____

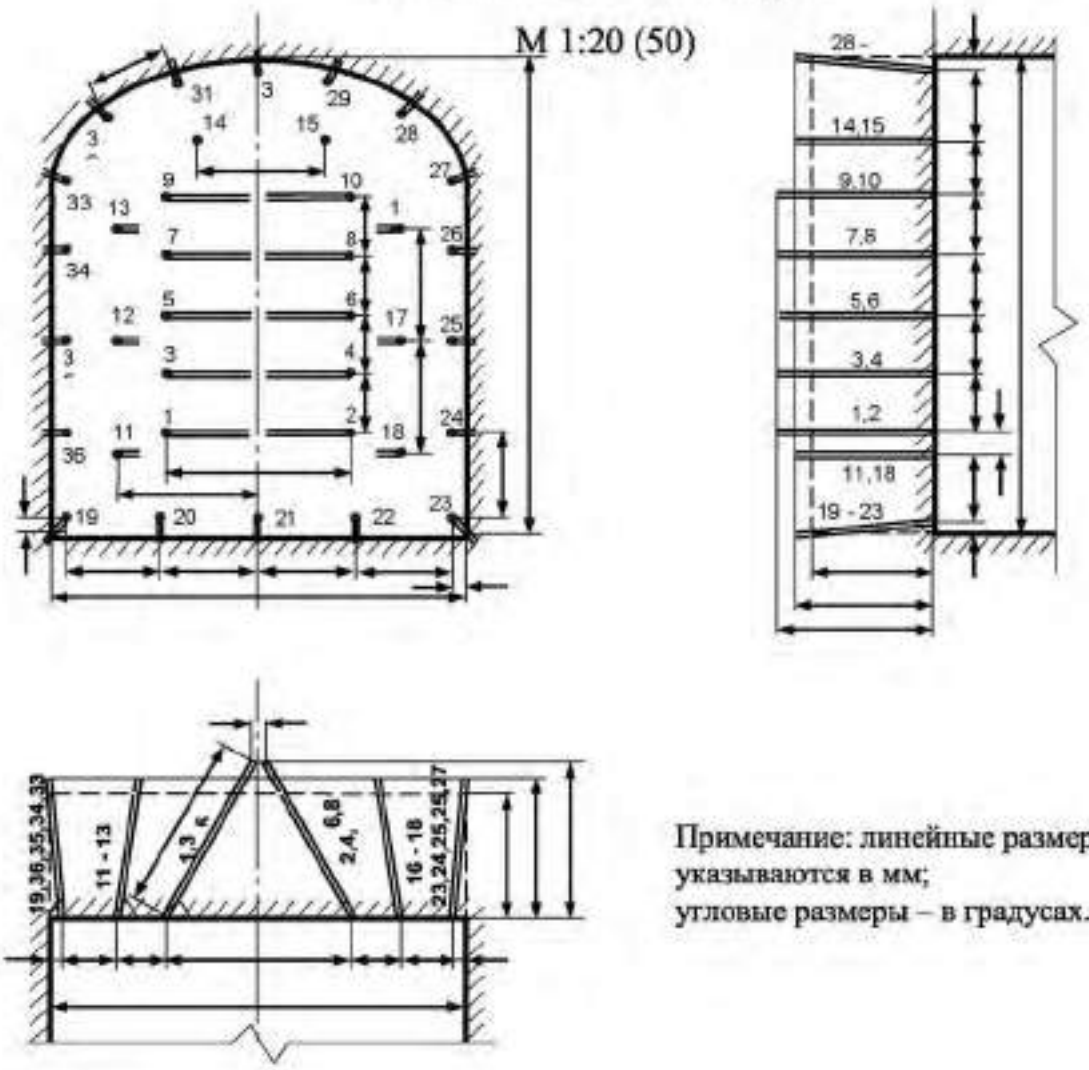
8.2. Место выставления постов_____

8.3. Время проветривания после взрыва_____

8.4. Мероприятия по подавлению пыли_____

8.5. Другие дополнительные меры безопасности_____

Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм;
угловые размеры – в градусах.

Конструкции зарядов



а – врубовые шпуры;
б – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;
1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Таблица П3.1

Задания по расчету параметров и составлению паспорта бвр на проведение выработки

№№ заданий	Наименование выработки	Форма сечения выработки*	Размеры выработки $H \times B$, м	Площадь сечения вчерне, м^2	Характеристика пород			Категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке
					Коэффициент крепости f	Категория пород по табл. 1.12	Обводнённость**	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Квершлаг	Сводчатая	3,4 × 3,3	10,5	15	I	с	Не опасная
2			3,4 × 4,0	12,0	12	I	у	
3			3,4 × 3,6	11,3	14	I	о	
4			3,4 × 3,2	10,2	10	I	у	
5			3,3 × 3,5	10,7	12	I	о	
6			3,1 × 3,2	9,2	10	I	о	
7			3,3 × 3,7	11,3	6	II	о	
8			3,5 × 3,2	10,5	8	II	с	
9			3,6 × 3,8	12,7	8	IV	у	
10			3,5 × 3,9	12,6	10	II	с	
11			3,4 × 3,4	10,8	6	III	о	
12			3,2 × 3,0	9,0	12	IV	у	
13			3,5 × 3,9	12,6	18	IV	о	
14			3,1 × 3,2	9,2	5	III	о	
15			3,4 × 3,6	11,3	8	III	с	
16			3,3 × 3,5	10,7	18	II	с	
17			3,5 × 3,2	10,5	14	I	о	
18			3,1 × 3,2	9,2	20	II	у	
19			3,4 × 4,0	12,5	16	I	о	
20			3,4 × 4,0	12,5	4	III	о	

Продолжение табл. П3.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
21	Кверишлаг	Трапецевид.	3,5 × 3,7 / 3,3	12,3	8	II	с	
22			3,5 × 3,9 / 3,1	12,3	10	I	о	
23			3,5 × 3,7 / 3,0	11,7	12	III	с	
24			3,6 × 3,9 / 3,1	12,6	14	III	у	
25			3,0 × 3,6 / 2,9	9,8	16	I	о	
26			3,8 × 3,4 / 2,8	11,8	18	I	с	
27			3,6 × 4,0 / 3,3	13,1	6	VI	с	
28			3,6 × 4,2 / 3,5	13,9	8	III	о	
29			3,6 × 4,0 / 3,3	13,1	10	III	у	
30			3,6 × 4,2 / 3,5	13,9	15	I	с	
31			3,6 × 4,0 / 3,3	13,1	18	II	у	
32			3,5 × 3,9 / 3,1	12,3	6	IV	о	
33			3,2 × 3,9 / 3,1	11,2	8	III	о	
34			3,5 × 3,9 / 3,1	12,3	9	III	о	
35			3,2 × 3,9 / 3,1	11,2	14	III	у	
36			3,6 × 3,8 / 3,0	12,2	18	I	с	
37			3,6 × 3,8 / 3,0	12,2	8	III	о	
38			3,4 × 3,8 / 3,0	11,6	12	II	у	
39		Сводчатая	3,7 × 5,0	16,8	6	IV	с	
40			3,7 × 5,0	16,8	9	III	у	
41			3,7 × 4,5	15,2	11	IV	с	
42			3,7 × 5,0	16,8	13	II	с	
43			3,7 × 4,4	14,9	14	I	о	

Продолжение табл. П3.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
44	Кверплаг	Сводчатая	3,5 × 4,6	15,5	16	II	о	Не опасная
45			3,6 × 4,9	16,0	4	IV	о	
46			3,6 × 4,7	15,4	8	III	у	
47			3,6 × 4,9	16,0	10	II	с	
48			3,6 × 4,2	13,9	12	II	о	
49			3,6 × 4,9	16,0	14	II	о	
50			3,6 × 4,9	16,0	6	II	с	
51			3,6 × 4,3	14,2	8	III	о	
52			3,7 × 4,3	14,2	4	IV	о	
53			3,7 × 4,0	13,7	6	IV	с	
54			3,7 × 4,3	14,2	9	III	о	
55			3,7 × 3,9	13,4	10	II	о	
56			3,7 × 4,9	16,5	10	II	о	
57			3,7 × 4,1	14,0	14	II	с	
58			3,9 × 4,0	14,5	16	I	у	
59	Штрек	Арочная	3,0 × 3,2	8,5	4	IV	о	I
60			3,0 × 3,4	8,9	6	IV	о	II
61			3,3 × 3,3	9,7	8	III	с	III
62			3,3 × 3,4	10,0	4	III	у	II
63			3,2 × 3,2	9,1	6	II	с	III – выделения метана отсутствуют
64			2,8 × 3,4	8,3	4	IV	о	II
65			3,0 × 3,2	8,5	10	II	о	III – выделения метана отсутствуют
66			3,0 × 2,8	7,5	2 (уголь)	IV	с	II
67			3,2 × 4,0	11,0	2 (уголь)	IV	о	II
68			3,6 × 3,8	12,1	2	IV	о	III

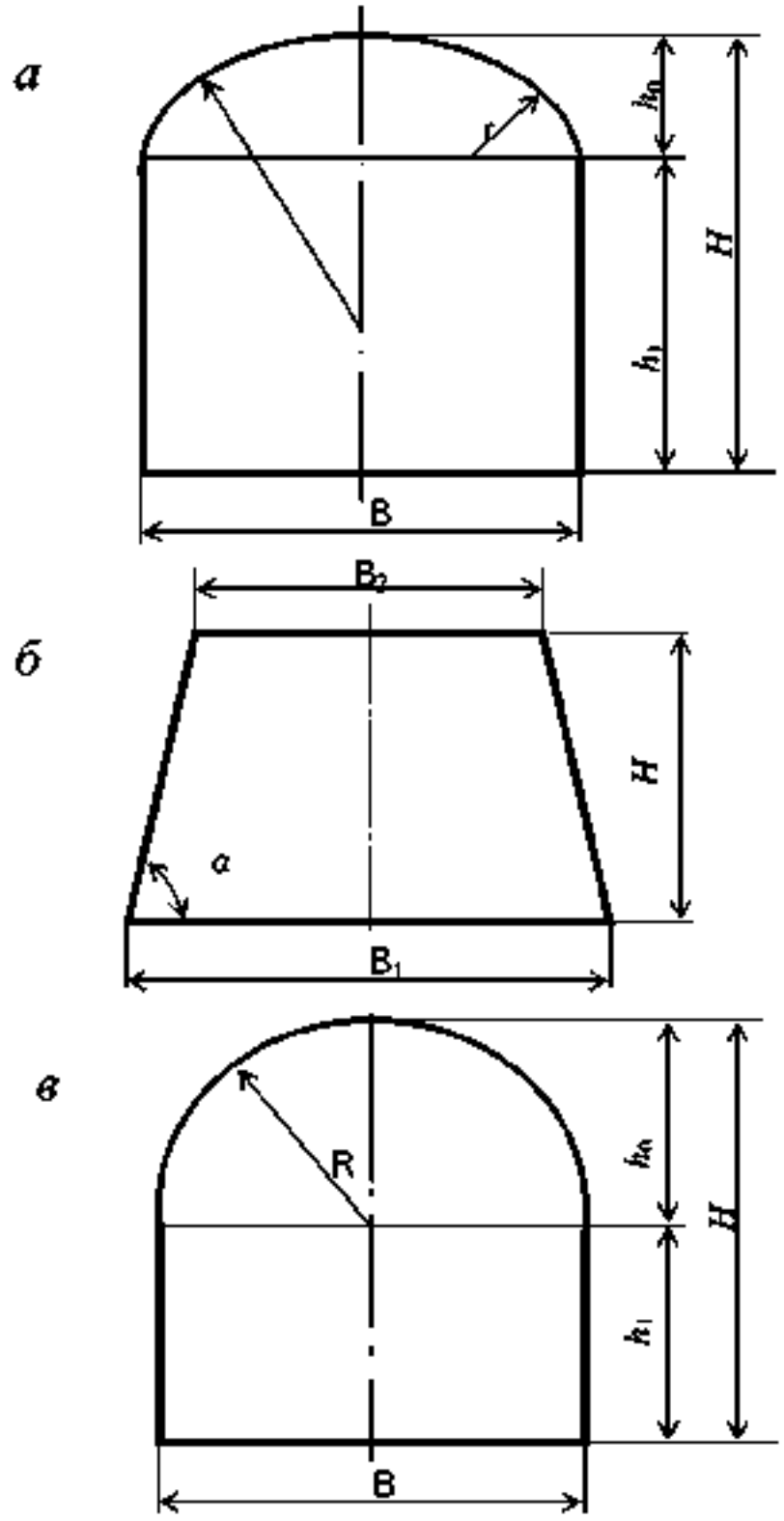
Окончание табл. П3.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
69	Штрек	Сводчатая	3,2 × 4,0	11,0	5	IV	у	II
70			3,2 × 4,0	11,0	8	II	у	IV – выделения метана отсутствуют
71			3,4 × 4,0	11,8	6	III	с	
72			3,2 × 4,0	11,0	12	I	у	II – выделения метана отсутствуют
73			4,2 × 4,4	16,4	1,5 (уголь)	IV	с	I
74			4,0 × 4,2	14,9	4	IV	у	I
75			4,2 × 4,4	16,4	6	III	с	II
76			4,0 × 4,2	14,9	8	II	с	IV – выделения метана отсутствуют
77			3,8 × 4,4	14,6	7	II	о	III
78			4,2 × 5,0	18,3	8	IV	с	I
79			3,8 × 4,4	14,6	10	I	о	II – выделения метана отсутствуют
80			3,4 × 4,0	11,8	10	II	о	

* Рекомендации для вычерчивания контура поперечного сечения выработки приведены в Приложении 4.

** В столбце 8 «Обводнённость пород» приняты следующие обозначения: с – сухие, у – увлажнённые и о – обводнённые.

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок



$h_0 = B / 3;$
$h_1 = B - h_0;$
$R = 0{,}694\ B;$
$R = 0{,}262\ B.$

$$\alpha = \operatorname{arctg}\frac{2H}{B_1 - B_2}$$

Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:
***а* – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;**
***б* – трапецевидная;**
***в* – арочная с полуциркульным сводом**

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок приведены в табл. П4.1.

Таблица П4.1

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}33 \cdot B$
Трапециевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}57 \cdot B$

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадьевич
Лещуков Николай Николаевич

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 2,6. Уч.-изд. л. 3,28. Тираж 400. Заказ

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению практических работ по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению практических работ по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор, д-р техн. наук.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета Уральского государственного горного университета

Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе по дисциплине для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 59 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов и выполнению практических заданий всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный горный университет, 2019
© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,
© Прищепа Д. В.

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ 5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ 7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ 19
Практико-ориентированное задание №1 19
Практико-ориентированное задание №2 23
Практико-ориентированное задание №3 26

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них 89 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Разрушение горных пород» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях — *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Разрушение горных пород». Она содержит названия 30 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента*:

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

Тема 4. Вращательный способ бурения.

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий подачи на инструмент.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

Тема 6. Шарошечное бурение.

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.

Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсибилизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

Литература: [1, 2, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

Тема 11. Основные положения теории детонации.

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.

Группы факторов влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

Тема 14. Работа взрыва.

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

Тема 17. Действие взрыва.

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Отразите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?

4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

Литература: [1, 2, 4, 6]

Контрольные вопросы:

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства гранулотола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротиловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите названию взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

Тема 22. Методы производства взрывных работ.

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным спопобом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержание метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, заряжание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном заряжании скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному $q_э$ с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывании зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

Тема 27. Метод камерных зарядов.

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовой проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?

Тема 30. Персонал для взрывных работ.

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Краткая теория

Определение кислородного баланса

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший оксид.

Реакции полного окисления:

$$C + O_2 \rightarrow CO_2 + 396 \text{ кДж/моль};$$

$$H_2 + \frac{1}{2}O \rightarrow H_2O + 283 \text{ кДж/моль при воде жидкой};$$

$$H_2 + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow H_2O + 241 \text{ кДж/моль при воде парообразной};$$

$$2Al + 1.5O_2 \rightarrow Al_2O_3 + 1671 \text{ кДж/моль}.$$

Следовательно, если ВВ имеет состав в виде $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс (%)

$$K_б = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{ВВ}} 100\%, \qquad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \qquad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

нулевой кислородный баланс;

при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.

$$C + 0{,}5O_2 \rightarrow CO + 109 \text{ кДж/моль};$$

либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции

$$0{,}5N_2 + 0{,}5O_2 \rightarrow NO - 90{,}5 \text{ кДж/моль}.$$

Пример 1. Определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$, относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16{,}5$ атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_6 = \frac{\left[6 - \left(2 \cdot 7 + \frac{5}{2}\right)\right] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

Пример 2. Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры NH_4NO_3 и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0{,}3 \cdot 20 + 0{,}7 \cdot -74 = -45{,}5\%.$$

Составление рецептуры промышленных ВВ

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделятся не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где $КБ_{ДТ}$ – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$ – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1+n},$$

$$x = \frac{100}{1+16} = 5{,}9\ \%.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5{,}9 = 94{,}1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры (NH_4NO_3) и тротила ($C_7H_5(NO_2)_3$).

Кислородный баланс тротила –74%, относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры +20%, относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x(-74\%) + (100 - x)\,20\% = 0,$$

где x – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что $x \approx 21\%$ и $(100 - x) = 79\%$. Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через *y*, число молей тротила через z. Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10{,}7z.$$

Приняв z = 1, получим y = 10,7.

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид

$$z + 10{,}7y = C_7H_5(NO_2)_3 + 10{,}7NH_4NO_3.$$

Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры NH_4NO_3; 3% солярового масла $C_{16}H_{34}$ (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры Al (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла *x*, аммиачной селитры *y*, алюминиевой пудры *z*, можно написать химическую формулу в виде

$$yNH_4NO_3 - x\,C_{16}H_{34} + z\,Al.$$

В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда y = 83,9*x*; z = 22,4*x*.

Примем x = 1, тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид

$$83{,}9\,NH_4NO_3 + C_{16}H_{34} + 22{,}4\,Al.$$

Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Краткая теория

Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями (dQ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е. $dQ = 0$. В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравновешивается противодавлением среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_и = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где $\overline{C_V}$ - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от T_1 до T_2;

T_1 - начальная температура взрыва;

T_2 - конечная температура ПВ.

Для газовых взрываемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида $pV^{\gamma} = const$, пользуясь уравнением Клайперона ($PV^{\gamma} = RT$), получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{\gamma - 1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{\gamma - 1}{\gamma}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{\gamma - 1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{\gamma - 1}{\gamma}}\right); \quad (2.7)$$

где $Q_{взр}$- потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

V_1 и V_2 - начальный и конечный удельные объемы ПВ, $м^3$/кг;

P_1 и P_2 - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$\gamma = Cp/Cv$ – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета $A_и$ конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ($P_2 = 1{,}01 \cdot 10^5$Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_и = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1{,}01 \cdot 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{\gamma - 1}{\gamma}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

<u>Расчет полного термодинамического КПД взрыва</u>

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_и = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина $q_T = Q_{взр} - A_u = C_{v2} * T_2$ - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{взр}}, \qquad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{\gamma-1}{\gamma}}. \qquad (2.11)$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности (A_u) и полного термодинамического КПД (П) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты, γ= Cp/Cv. Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то γ = 1,25 Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то γ = 1,2. Величина γ снижается (соответственно снижается A_u и η), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl, Al_2O_3 и др.). В этих случаях γ = 1,15, и 1,05.

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м^3 и следующих параметрах взрывного превращения:

$V_м$ – 0,86 м^3/кг,

$Q_{взр}$ = 4300кДж/кг;

$T_{взр}$ – 2600°К.

Для расчета показатель адиабаты принимается γ=1,25. Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1.01*10^5*0,86*2600*900}{273*(1-0.001*0,86*900)} = 3,3 * 10^9.$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{взр}\left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{\gamma-1}{\gamma}}\right) = 4300 * \left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{3,3 * 10^9}\right)^{\frac{1,25-1}{1,25}}\right) = 3762,2\frac{кДж}{кг}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{взр}} = \frac{3762,2}{4300} = 0,875$$

или η = 87,5%

Практико-ориентированное задание №3

Расчет параметров и составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

Цель: овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

Краткая теория

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

3.*1. Общие положения*

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа

бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

3.2. Определение параметров буровзрывных работ

3.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 3.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 3.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород f	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непредохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м^3	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м^3	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1.0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0.25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном заряжании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 3.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 3.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0.2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непредохранительные нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1.0	5,0	0.5-0.75	Электродетонаторы непредохранительные пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непредохранительных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 3.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Инициирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

3.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

– врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;

– врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 3.5.

Таблица 3.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м^2	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимально возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (В) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 В, применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м^2) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85-0,95 с учётом крепости горных пород.

1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 3.6.

Таблица 3.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки ($м^2$)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α, град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1{,}25\sqrt{e}\cdot d_з/d, \qquad (3.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

$d_з$ – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 3.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 3.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0{,}25B\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} - 0{,}3, \qquad (3.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Таблица3.7

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

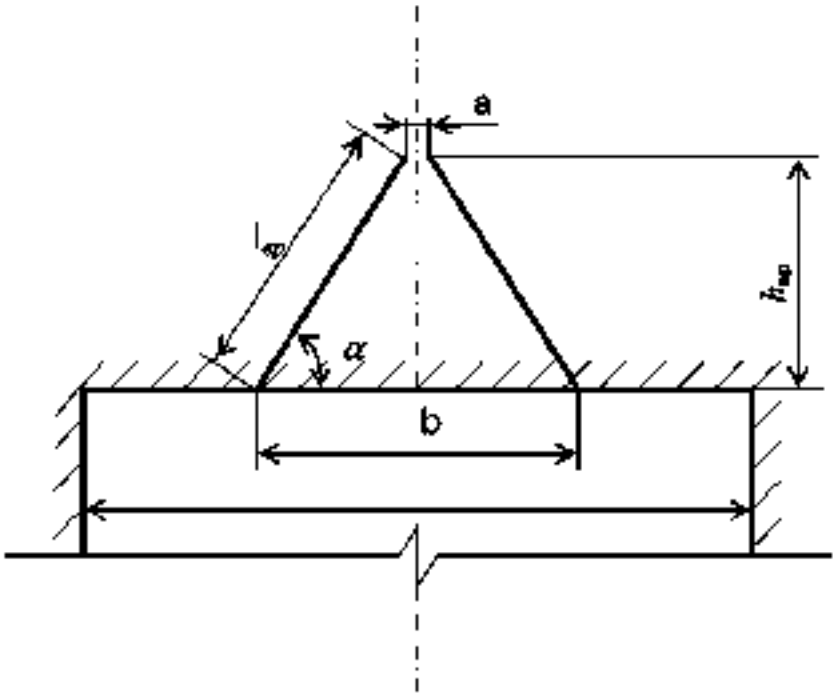


Рис. 3.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \tag{3.3}$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \tag{3.4}$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2\, h_{вр} / \mathrm{tg}\, \alpha + a, \tag{3.5}$$

где а – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород а = 0,15-0,2 м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обуривания вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α.

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

3.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный *а*; щелевой *б*; спиральный *в* и двойной спиральный *г*.

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуром (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуром или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1, определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрываемых вторыми и последующими во врубе (W_1, W_2, W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

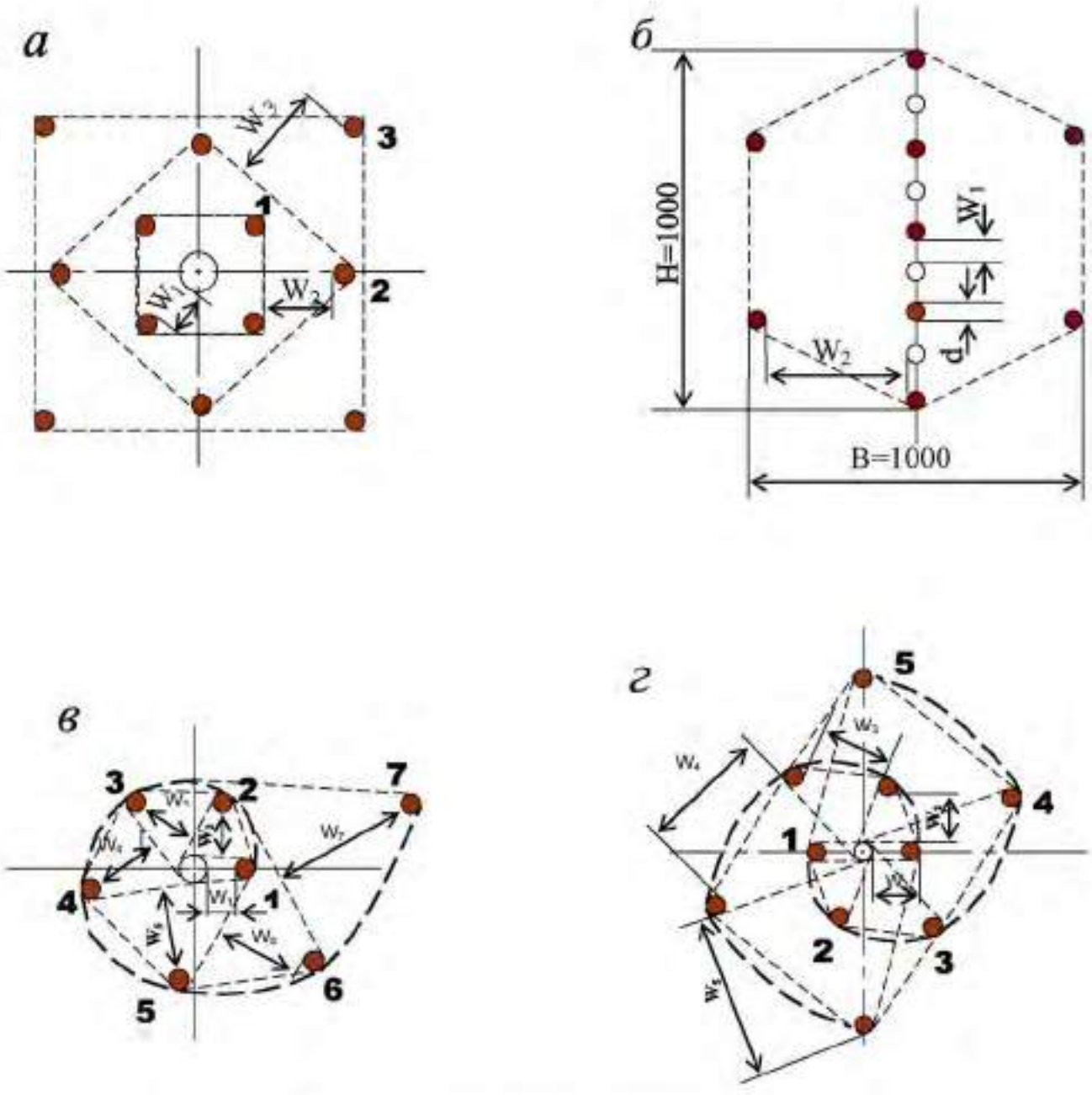


Рис. 3.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 3.8

Пробивные расстояния W_1, мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрываемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0{,}8 \cdot (W_1 + D_x + d), \qquad (3.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

D_x – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2, W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 3.9

Пробивные расстояния W_2, мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 3.10.

Таблица 3.10

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м^2 необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых $N_з$ и холостых $N_х$ шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_з = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \tag{3.7}$$

$$N_х = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \tag{3.8}$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 3.2, *б*) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрываемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 3.11.

В породах с f >10 расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 3.11

Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при f <7	0,5	0.45	0,3	0.25
при f >10	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости f < 6 обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 3.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

3.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд при врубах с наклонными шпурами рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0{,}1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \qquad (3.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м^3;

f – коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову. В породах с f > 16 в формуле (3.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{вд} \cdot \rho}{Q_{вд.э} \cdot \rho_э}, \qquad (3.10)$$

где $Q_{вд}$, $Q_{вд.э}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ, $\rho_э$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м^3.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 3.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (3.10) и в табл. 3.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 3.12.

Таблица 3.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{вч}}}, \qquad (3.11)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м^2.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах v = 1,1–1,4 (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (3.9) следует принимать коэффициент зажима породы v = 1,4.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (3.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы ν = 1,1–1,4.

3.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжания. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударно-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

3.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \qquad (3.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м^3;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3{,}14\, d^2 \rho \alpha / 4, \qquad (3.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряжании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряжании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 3.2). При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м^3.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0.7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с f = 2-8 – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (3.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 3.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно числу шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 3.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки вчерне, м^2						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \qquad (3.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м^2;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), м^2;

N, $N_{вр}$ – общее число на забой и числу врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном 85–87° к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линней уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии (150–200 мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \qquad (3.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, м^2.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубах с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \qquad (3.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \qquad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \qquad (3.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0{,}785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \qquad (3.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м^3;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, 0,7-0,95 (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q'_{ср} = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \qquad (3.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q^*_{вр} = (1,1 + 1,2)\, q'_{ср}. \qquad (3.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q^*_{ок} = (0,9 + 0,8)\, q'_{ср}. \qquad (3.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q^*_{всп} = q'_{ср}. \qquad (3.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжании патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ.**

При механизированном заряжании заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжания при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_ф = \sum q^*_{вр} + \sum q^*_{всп} + \sum q^*_{ок} \qquad (3.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_м = Q_ф / (l_{шп}\, \eta), \qquad (3.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{вр}\, l_{шп}\, \eta, \qquad (3.26)$$

где $S_{пр} = S_{вч} \cdot КИС$ – сечение выработки в проходке, м^2, которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 3.14.

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_р = Q_ф / Q_{гм}. \quad (3.27)$$

Таблица 3.14

Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м^2	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: КИС = 1 + Δ = 1 + 5/100 = 1,05

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_м = N_{кд} / (l_{шп} \eta). \quad (3.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м^3 взорванной породы:

$$N_р = N_{кд} / (S_{пр} l_{шп} \eta). \quad (3.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{увт} = l_{шп} \cdot B / 4 + 0,5, \quad (3.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

3.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 3.15).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участковых, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \qquad (3.31)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0{,}0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминневых $0{,}0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0{,}12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сростки;

S – сечение проводов, $м^2$.

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 3.15

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	 600 1700	 2 2,5	 320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2.7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3.0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{гар} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{гар} = 1{,}3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{гар} = 2{,}5$ А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{гар}, \tag{3.32}$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{гар}, \tag{3.33}$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{гар}, \tag{3.34}$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{гар}, \tag{3.35}$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{гар}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{общ} = r_п + r_c L_c + r_м L_м, \tag{3.36}$$

где r_c, $r_м$ – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (3.31));

L_c, $L_м$ – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Таблица 3.16

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм^2	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07х2	магистральные	0,7х2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{гар}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{гар} + R}, \tag{3.37}$$

$$m = \frac{E}{2I_{гар} + r}. \tag{3.38}$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $N = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

3.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Сверло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.17

Область применения бурильных машин и установочных приспособлений

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1.5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБГП-1, ЭБГП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с f <8.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с f < 8; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с f = 6-10, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с f = 10-14; ударно-поворотного действия в породах с f = 10-20.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м^2 площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м^2 площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.18

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м²		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении: длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 3.9

Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S
Коэффициент крепости пород f		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обуривания, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обуривания, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м²		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении: длина		12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
ширина		1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
высота		2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м².

3.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электровзрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Пример оформления графической части:

Паспорт
буровзрывных работ на проведение

_____
(наименование выработки)

1. Характеристика выработки

1.1. Форма сечения выработки _____
1.2. Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м^2 _____
1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
- ширина, м _____
1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводнённость пород _____

3. Исходные данные

3.1. Наименование ВВ и средств инициирования _____
3.2. Способ взрывания _____
3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
3.4. Тип вруба _____
3.5. Материал забойки _____
3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	$м^3$	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 $м^3$ взорванной породы	м шп./$м^3$	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 $м^3$ взорванной породы	кг/$м^3$	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	 шт. шт. м	

8. Меры безопасности

8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва_____

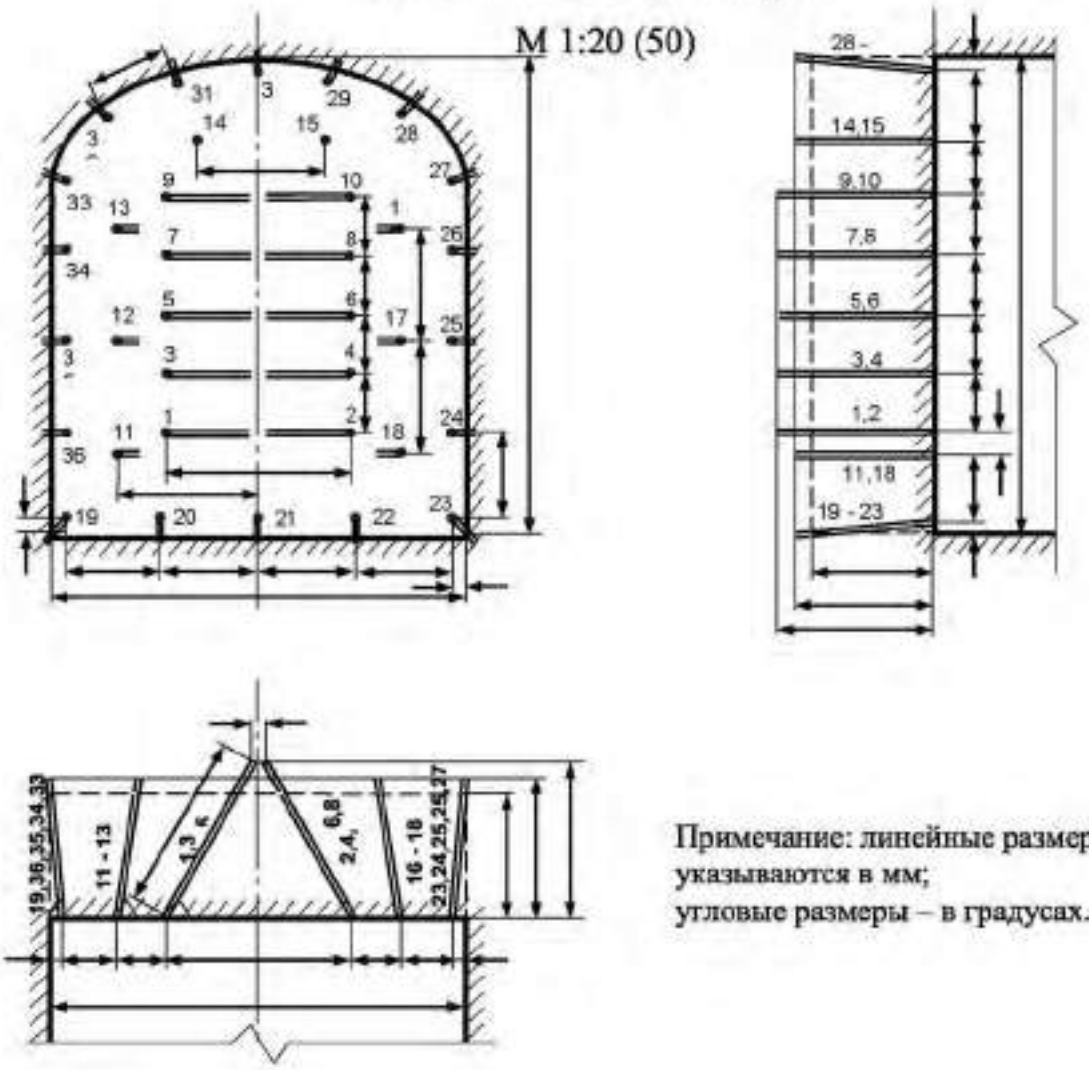
8.2. Место выставления постов_____

8.3. Время проветривания после взрыва_____

8.4. Мероприятия по подавлению пыли_____

8.5. Другие дополнительные меры безопасности_____

Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм;
угловые размеры – в градусах.

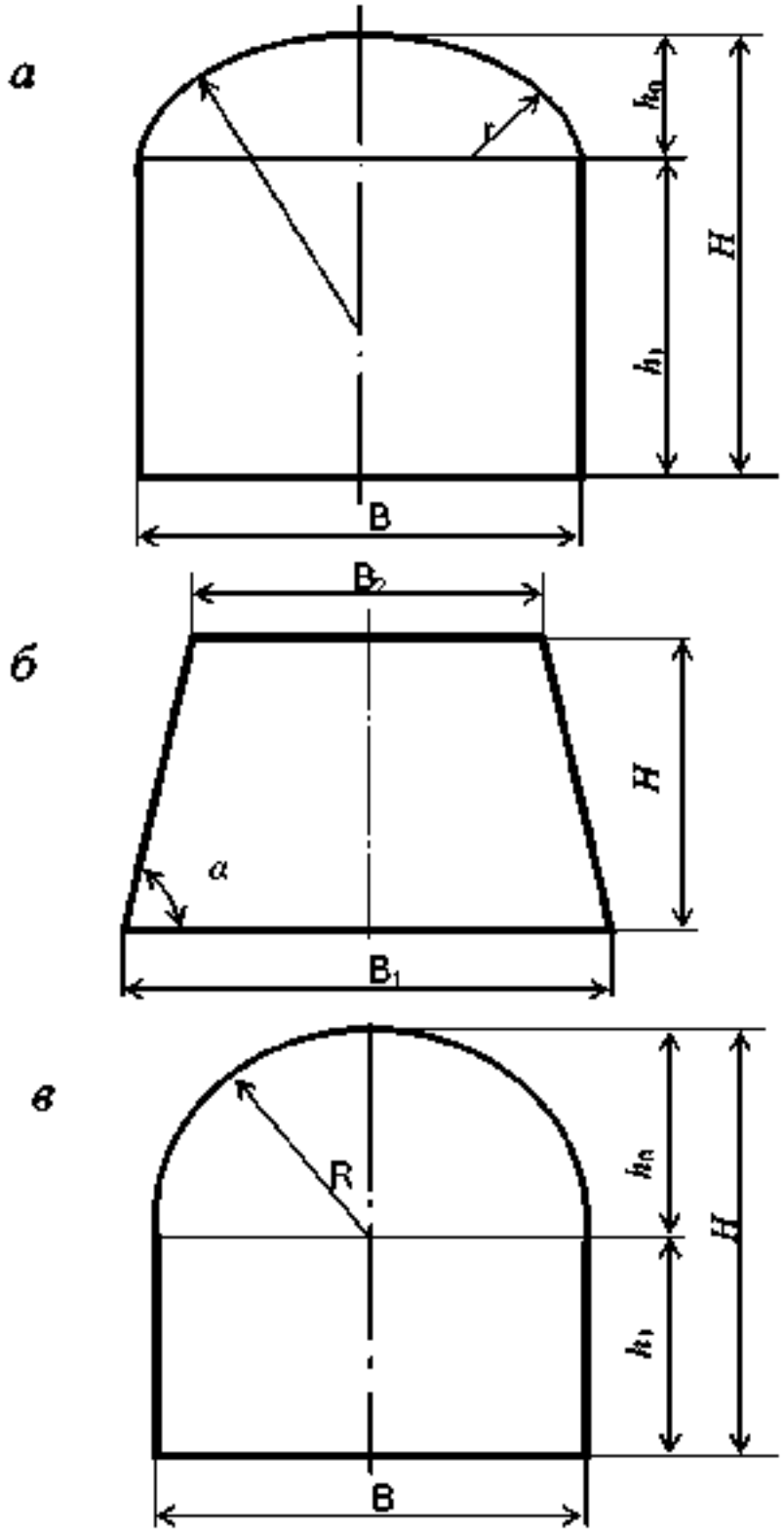
Конструкции зарядов



а – врубовые шпуры;
б – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;
1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок



$h_0 = B / 3;$
$h_1 = B - h_0;$
$R = 0.694\ B;$
$R = 0.262\ B.$

$$\alpha = \operatorname{arctg}\frac{2H}{B_1 - B_2}$$

Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:
***а* – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;**
***б* – трапецевидная;**
***в* – арочная с полуциркульным сводом**

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}33 \cdot B$
Трапециевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0{,}39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2{,}57 \cdot B$

Рекомендуемая литература

1. Коркилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.

2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.

3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.

4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.

5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.

6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.

7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.

8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич
Лепцуков Николай Николаевич
Прищепа Дмитрий ВЯчеславович

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению практических работ по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»

Редактор *Д. В. Прищепа*

Подписано в печать «__»_____2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. **Печать на ризографе.**
Печ. л. 3,68 **Уч.-изд. л.** 5,4. **Тираж** 100. **Заказ №**

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ И ЗАДАНИЯ

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ЭКОЛОГИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация

№3 Открытые горные работы

Форма обучения: очная, заочная

Автор(ы) Цейтлин Е.М., доцент, к.г.-м.н.,
Студенок Г.А.

Екатеринбург

ОБЩИЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

В процессе изучения дисциплины «Горнопромышленная экология» студенты должны изучить теоретический материал, выполнить контрольную работу и другие, предусмотренные рабочей программой дисциплины, самостоятельные задания. По окончании изучения дисциплины предусмотрен экзамен.

Занятия по дисциплине «Горнопромышленная экология» проводятся в форме лекций и практических (семинарских) занятий.

Цель лекции – формирование основы для последующего усвоения учебного материала.

Цель практических и семинарских занятий – оказание помощи студентам в изучении наиболее важных вопросов учебного курса, углубление и закрепление, систематизация соответствующих знаний студентов по предмету.

При изучении дисциплины «Горнопромышленная экология» важную роль играет самостоятельная работа студентов, которая заключается в организации систематического изучения учебной дисциплины, закреплении и углублении полученных знаний и навыков, подготовке к предстоящим занятиям, а также в формировании культуры умственного труда и самостоятельном поиске новых знаний.

Для успешного изучения дисциплины и приобретения компетенций (см. программу дисциплины) студенты должны посетить аудиторные занятия, повторить материалы лекций, провести подготовку к практическим и семинарским занятиям, самостоятельно прочитать рекомендуемую основную и дополнительную литературу, подобрать и ознакомиться с понятийным аппаратом.

Выбор литературы для изучения делается обычно по программе дисциплины либо путем самостоятельного отбора.

Во время изучения литературы необходимо конспектировать и делать записи прочитанного. Такие записи способствуют лучшему осмыслению и усвоению, выработке навыков кратко и точно излагать материал.

Вся рекомендуемая для изучения курса литература подразделяется на основную и дополнительную. К основной литературе относятся источники, необходимые для полного и твердого усвоения учебного материала (учебники и учебные пособия). Необходимость изучения дополнительной литературы диктуется прежде всего тем, что в учебниках зачастую остаются неосвещенными современные проблемы, а также не находят отражение изменения в законодательстве и тенденции практики. Поэтому дополнительная литература рекомендуется для более углубленного изучения программного материала.

Перечень вопросов, подлежащий изучению, приведен в программе курса.

Теоретические знания, полученные в ходе прослушивания лекций, изучения основной и дополнительной литературы, участие в семинарских и практических занятиях позволяют студентам формировать всю полноту и объективность знаний.

Выполняя контрольную работу, другие письменные задания, студент учится самостоятельно работать с основной и дополнительной литературой, выявлять наиболее важные аспекты, углубленно и более детально изучать материалы по дисциплине и расширять свой кругозор.

Практические задачи, составляющие содержание практических занятий, контрольной работы и других письменных заданий, помогут выработать умения и навыки применения теоретических знаний.

Кроме того, студентам предлагается выполнить тест для самопроверки и самоконтроля, ответ на который после изучения отдельных тем курса и курса в целом позволят студенту проверить полученные знания.

При постоянном, последовательном изучении всех тем дисциплины, активной работе на лекциях и практических (семинарских) занятиях студенту удается полностью освоить изучаемый предмет.

Степень и качество освоения курса будет зависеть от самодисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОТДЕЛЬНЫМ ВИДАМ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Самостоятельная работа студента состоит из следующих видов работ:

- повторение материалов лекций;
- самостоятельное изучение отдельных тем курса;
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к устному опросу;
- подготовка к докладу;
- работа с порталом электронных образовательных ресурсов;
- работа с литературой и интернет-ресурсами;
- тестирование.

Повторение материалов лекций предполагает их прочтение, запоминание основных терминов и определений, разбор смысла и содержания основных понятий, подготовку (запись) вопросов, которые остались неясными, непонятными. Поскольку не все важные вопросы достаточно полно раскрываются в лекциях, студент должен самостоятельно работать с учебными пособиями, дополняя конспект лекций.

Самостоятельное изучение отдельных тем дисциплины предполагает чтение основной и дополнительной литературы по соответствующей теме, изучение научных статей и материалов, подготовку конспекта.

Ответы на вопросы для самопроверки и для подготовки к устному опросу позволяют оценить объем теоретических знаний. Ответы на все вопросы позволяют перейти к материалам для практических и семинарских занятий. Если ответить на вопрос затруднительно, следует повторить теоретический материал и найти ответ в лекциях, дополнительной литературе.

Работа с порталом электронных образовательных ресурсов предполагает регулярное использование студентом различных учебно-методических материалов, размещенных на портале.

Работа с литературой и интернет-ресурсами дополняет учебную работу на лекциях и практических (семинарских) занятиях. Для начала рекомендуется изучение тех источников, которые указаны преподавателем, при необходимости следует расширить круг изучаемых источников. Работа с информацией - поиск информации в библиотеке, Интернете, отбор информации для решения конкретной учебной задачи. При работе с интернет-ресурсами следует иметь в виду, что качество некоторых материалов может быть не соответствующим необходимому уровню.

Тестирование позволяет провести проверку знаний отдельных тем курса и всей дисциплины в целом.

Выполнение домашних заданий предусмотрено в следующей форме:

Подготовка к докладу – подготовка доклада на определенную тему, включающего обзор соответствующих литературных и других источников или краткое изложение книги, научной работы, статьи, исследования;

Конкретные виды заданий по дисциплине «Горнопромышленная экология» указаны далее.

Важнейшее требование для всех письменных работ - самостоятельность их выполнения.

Добросовестное выполнение данных методических указаний будет способствовать усвоению знаний, приобретению навыков практической деятельности, формированию указанных в программе учебной дисциплины компетенций.

Тема 1. Воздействие антропогенных факторов горного производства на подсистемы биосферы.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой.

Задания

Домашнее устное задание:

1. Повторение материала лекций:

– прочитать раздел 1 учебного пособия: Обеспечение экологической безопасности в промышленности: учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева, А.М.Ольховский, В.Г.Альбрехт, Е.А.Летучая, А.Ф.Фаденчев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин, Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017.

– прочитать главу 1 учебного пособия: Промышленная экология : учебное пособие / В. А. Зайцев. - Москва : БИНОМ.Москва Лаборатория знаний, 2013. - 382 с.

2. Вопросы для самоконтроля:

1. Что такое безотходные технологии?
2. В чём заключается загрязнение окружающей среды от горнопромышленных производств?
3. Какие существуют компоненты земной атмосферы?
4. Назовите основные пути решения экологических проблем.

Задания для тестирования.

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный только один.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1. Как правильно оценивается эффективность экологической охраны окружающей среды?

- как системный показатель прибыли, полученный от сохранения чистоты продуктивности природной среды, являющейся индикатором здоровья людей и продолжительность их жизни,
- как системный показатель прибыли, полученный от сохранения и рационального использования природных ресурсов и естественных условий,
- как показатель эколого–социально–экономической прибыли, понимаемый как конечный результат природоохранных мероприятий.

2. Какую роль в управлении и экономическом регулировании экологической охраны природы и окружающей среды играют кадастры и реестры природных ресурсов?

- введение стимулирующих льготных налогов, цен на экологически чистую продукцию,
- дифференцирование взимания платы за пользование природными ресурсами с учетом ренты,
- установление нормативных налоговых и других видов платежей, штрафных санкций за загрязнение окружающей среды.

3. Расставьте по степени снижения их вредного воздействия на окружающую среду виды транспорта:

- ракетно-космический;
- водный;
- авиационный;
- железнодорожный;
- автомобильный;
- трубопроводный.

4. Расставьте в последовательности увеличения экологической нагрузки на окружающую среду объекты топливно-энергетического комплекса:

- ТЭС, сжигающие уголь и горючие сланцы;
- геотермальные электростанции;
- ТЭС, сжигающие нефтепродукты;

- ТЭС, сжигающие газ,
- АЭС, при их безаварийной работе.

5. Что такое экологический фактор?

6. Что представляют собой абиотические факторы?

7. Антропогенные факторы это…

8. Каким геологическим процессам подвергаются отвалы техногенных пород?

а) выветривания;

б) испарению,

в) водной и ветровой эрозии.

9. Какие геохимические изменения природы вод происходят в результате разработки сульфидных месторождений?

а) накопление тяжелых металлов;

б) условия миграции химических элементов;

в) рассеяние тяжелых металлов.

10. К каким изменениям приводит разработка месторождений нефти на шельфе?

Тема 2. Взаимодействие природных и техногенных процессов, преобразование вещества и энергии в горном производстве.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой.

Задания

Домашнее устное задание:

1. Повторение материала лекций:

– прочитать раздел 2 учебного пособия: Обеспечение экологической безопасности в промышленности: учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева, А.М.Ольховский, В.Г.Альбрехт, Е.А.Летучая, А.Ф.Фадеичев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин, Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ. – Екатеринбург: Изд-во УГТУ, 2017.

– прочитать главу 2 учебного пособия: Промышленная экология : учебное пособие / В. А. Зайцев. - Москва : БИНОМосква Лаборатория знаний, 2013. - 382 с

2. Вопросы для самоконтроля и для подготовки к устному опросу:

1. Как промышленное производство воздействует на окружающую среду?
2. Назовите принципы нормирования техногенного воздействия промышленности на окружающую среду.
3. Какие существуют требования к технологическим процессам горного производства?
4. Какие существуют требования к аппаратному оформлению, сырью, энергоресурсам и готовой продукции?

Задания для тестирования:

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный только один.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1. Выветривание горных пород, связанное с круговоротом воды, называется..

2. Основные горные породы земли и металлы, слагающие земную кору- это..

3. Наибольшую опасность представляет нарушение герметичности сосуда хранения жидкостей 1 и 2 категории (правильный ответ):

А. выше уровня жидкости; Б. ниже уровня жидкости;

В. отказ предохранительного клапана.

4. Взрывом называют:

А. Внезапное высвобождение энергии, сопровождающееся быстрым увеличением давления в ограниченном пространстве;

Б. Внезапное высвобождение энергии, сопровождающееся изменением состояния вещества;

В. Сильный и шумный хлопок, связанный с нагнетанием и сбросом давления.

5.Что из нижеперечисленного является основным поражающим фактором при взрыве?

А. Тепловая энергия;

Б. Ударная волна;

В. Звуковая волна.

6. Какие виды взрывов бывают? (согласно классификации)

7. К легко воспламеняющимся жидкостям относятся …

8. Взрыв расширяющихся паров вскипающей жидкости происходит при(выберите правильный ответ):

А. Разгерметизации сосуда под давлением;

Б. Нахождении сосуда под давлением в зоне пожара;

В. Разлитии воспламеняющегося вещества

9. Физические характеристики токсичных веществ (выберите неправильный ответ):

А. Способность к рассеиванию;

Б. Стойкость;

В. Гидрофильность.

Тема 3. Оценка воздействия на окружающую среду горных предприятий. Разделы ООС и ОВОС в проектной документации.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой.

Задания

Домашнее устное задание:

1. Повторение материала лекций:

– прочитать раздел 3 учебного пособия: Обеспечение экологической безопасности в промышленности: учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева, А.М.Ольховский, В.Г.Альбрехт. Е.А.Летучая, А.Ф.Фадеичев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин, Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ. – Екатеринбург: Изд-во УГТУ, 2017.

- ознакомиться со следующими нормативно-правовыми документами:

Закон «Об охране окружающей природной среды»	Верховный Совет РФ с изменениями на 27 декабря 2018 года
Об утверждении Положения об оценке воздействия намечаемой хозяйственной и иной деятельности на окружающую среду в Российской Федерации	Приказ Госкомэкологии РФ от 16.05.2000 N 372. Зарегистрировано в Минюсте РФ 04.07.2000 N 2302
Закон «Об экологической экспертизе»	Законодательное Собрание РФ

2. Вопросы для самоконтроля и для подготовки к устному опросу:

1. Что такое оценка воздействия на окружающую среду?
2. В чём заключается государственная экологическая экспертиза?
3. Сколько этапов в себя включает ОВОС?
4. В чём заключается экологическая экспертиза и экологический аудит? В чём их различие?

Задания для тестирования:

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный только один.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1. Что первоначально проводится при проведении ОВОС?

1. Собрание ГЭЭ.
2. Рекогносцировочная оценка.
3. Предварительная проверка.
4. Оценка по проведению ОВОС.

2. Что готовит заказчик/инвестор на любой стадии разработки проектной документации?

1. Информацию о состоянии ОПС.
2. Участников процесса ОВОС
3. Техническое задание.
4. Оценку доходов на предприятии.

3. Что включает в себя предварительная оценка воздействия на окружающую среду?

1. Анализ, проверка, выявление и прогноз.
2. Описание, анализ и характеристика.
3. Характеристика и оценка.
4. Анализ и меры по снижению воздействия

4. Какие разделы предусматриваются в проекте ТЕО?

5. Описание, анализ, характеристика, оценка и меры мы можем отнести к…

6. Сколько этапов содержит, согласно "Положению об ОВОС в РФ", данная процедура?

1.три

2.четыре

3. пять

7. Какой итоговый документ первого этапа ОВОС выдается, согласно "Положению об ОВОС в РФ"?

1. Сводка воздействий на ОС
2. Техническое задание на проведение ОВОС
3. Разрешение на проведение ОВОС

8. Является ли обязательным информирование общественности на первом этапе ОВОС?

1. Да
2. Нет

9. Итогом третьего этапа ОВОС, согласно "Положению об ОВОС в РФ", является…

10. Что не должны содержать материалы ОВОС проектов новых технологий и техники?

1. Характеристику технологического процесса
2. Бизнес-план применения данной технологии
3. Оценку методического подхода к определению и расчету выбросов (сбросов)
4. Алгоритмы расчёта удельных количеств ЗВ, поступающих в ОС

Тема 4. Охрана атмосферного воздуха в горном производстве, причины, источники и нормирование воздействия, методы очистки.

Тема 5. Охрана поверхностных и подземных вод в горном производстве, причины, источники и нормирование воздействия, методы очистки.

Тема 6. Охрана и рациональное использование недр и земной поверхности при строительстве и эксплуатации подземных сооружений, шахт и карьеров.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой

Задания

Домашнее устное задание:

1. Повторение материала лекций:

– прочитать раздел 4.5.7 учебного пособия Обеспечение экологической безопасности в промышленности учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева, А.М.Ольховский, В.Г.Альбрехт, Е.А.Летучая, А.Ф.Фадеичев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин, Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ – Екатеринбург: Изд-во УГТУ, 2017

– прочитать главы 4,5 учебного пособия Промышленная экология : учебное пособие / В. А. Зайцев. - Москва : БИНОМ.Москва Лаборатория знаний, 2013. - 382 с.

2. Вопросы для самоконтроля и для подготовки к устному опросу:

1. Какие существуют нормативы качества атмосферного воздуха?
2. Перечислите основные источники загрязнения атмосферы от горных производств.
3. Какие существуют инженерные методы защиты воздуха от загрязнений?
4. Что такое рециркуляция газов?
5. В чем заключается смысл создания замкнутых водооборотных систем?
6. Как нормируется качество воды?
7. Какие существуют мероприятия по охране водных ресурсов?
8. Перечислите инженерные методы очистки сточных вод.
9. В чем заключается антропогенное воздействие на ландшафты от горных производств?
10. Что такое почвы? В чём проявляются ее свойства?
11. Какие существуют мероприятия по охране земельных ресурсов?

Задания для тестирования:

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный только один.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1. Что не относится к мерам по предотвращению загрязнения воздуха?

а) разбавление метана свежим атмосферным воздухом за счёт общешахтной нагнетательной вентиляции и местной всасывающей;

б) изоляция выработанного пространства;

в) средства индивидуальной защиты шахтёра («самоспасатель»);

в) контроль за состоянием и качеством проветривания;

г) опережающая дегазация пластов;

д) дегазация выработанного пространства;

е) применение горного оборудования во взрывобезопасном исполнении.

2. Что не относится к способам борьбы с рудничной пылью?

а) применение очистных и проходческих комбайнов с крупным срезом стружки;

б) предварительное нагнетание в пласт воды;

в) применение взрывной отбойки патронированными ВВ;

г) орошение забоя;

д) сухое пылеулавливание;

е) связывание пыли полимерами;

ж) применение средств индивидуальной защиты (респиратор).

3. Что не относится к защите гидросферы от загрязнений?

а) механическая очистка сточных и шахтных вод;

б) бурение шпуров и скважин с промывкой;

в) использование коагулянтов и сорбентов;

г) хлорирование;

е) утилизация жидких промышленных отходов;

ж) создание пневмобарьера.

4. Что не относится к защите литосферы?

а) технологии по утилизации и обезвреживанию промышленных отходов;

б) сжигание токсичных отходов;

в) ликвидация воронок обрушения;

г) переработка отходов в шлаковом расплаве;

д) рекультивация карьера и промплощадки рудника (шахты);

е) обеззараживание загрязнённых территорий;

ж) противоэрозионные мероприятия.

5. Какие мероприятия не относятся к изоляции и захоронению отходов?

а) хранение отходов в специальных наземных, слабоуглубленных и подземных сооружениях;

б) размещение отходов в глубоких океанических впадинах с застойными режимами перемещения вод;

в) закладка выработанного пространства;

г) размещение отходов в мощных толщах материковых льдов;

д) преобразование отходов в нейтральное вещество;

е) сжигание, переработка отходов.

6. Что не относится к экологическому воздействию?

а) вентиляция шахт и карьеров;

б) водоотлив и водозабор;

в) осушение месторождений;

г) сооружение отвалов, хвостохранилищ;

д) шум, сейсмика взрывов;

ж) отчуждение и изъятие земель;

з) оформление земельного и горного отвода;

и) добычные работы.

7. Какие техногенные загрязнения окружающей среды могут вызвать «региональную экологическую катастрофу?

8. Наибольший объём среди отходов бурения составляют:

- буровые сточные воды;
- хозяйственно-бытовые отходы;
- буровой шлам.

9. Основой стратегии создания экологически безопасной технологии бурения является:

- безопасный сброс буровых сточных вод в объекты природной среды;
- утилизация отходов бурения;
- применение оборотного водоснабжения.

10. В каких зонах морей самоочищение нефти происходит быстрее:

- в холодных водах;
- в тёплых водах;
- в арктических водах.

11. Что не является конструктивной частью бунового заграждения:

- плавучая часть;
- нефтесборщики;
- экранирующая и балластная части.

12. Наиболее надёжными методами ликвидации нефтяного загрязнения в морях являются:

- биологические методы;
- механические;
- химические.

13. При бурении и эксплуатации геотехнологических скважин наибольшее загрязнение оказывает:

- подземное растворение солей;
- подземное выщелачивание металлов;
- подземная выплавка серы.

14. Какие наиболее дисперсные загрязнители содержатся в буровых сточных водах:

- взвеси в виде тонкодисперсных суспензий и эмульсий;
- растворимые минеральные соли;
- коллоидные и высокомолекулярные соединения.

15. К механическим методам очистки буровых сточных вод не относятся:

- центрифугирование;
- адсорбция;
- отстаивание.

16. Для обезвреживания и утилизации отработанного бурового раствора и шлама не применяется следующий метод:

- отверждение;
- электрокоагуляция;
- физико-химическая нейтрализация.

17. Когда должны разрабатываться профилактические мероприятия по минимизации вредного воздействия объектов недропользования на окружающую среду?

1. – в процессе строительства и эксплуатации объекта
2. - при проектировании объекта
3. – после завершения эксплуатации объекта

18. Что контролирует, учитывает и прогнозирует горно-геологический мониторинг на объектах недропользования?

1. – климатические изменения
2. – загрязнение воздушного и водного бассейнов
3. – изменение ландшафта

4. - движение разведанных запасов полезных ископаемых, их погашение, потери и разубоживание.

19. Назовите один из приоритетных принципов геоэкологической экспертизы.

1 – производственная необходимость

2 экономическая целесообразность

3 - соблюдение технологических норм проектирования и экологии недропользования

4 – корпоративные интересы недропользователей

20.Укажите супертоксичную геохимическую группу элементов:

1. Cu, Zn, S, Bi, Ag

2. - Ti, Na, K, Ta, Rb, Ca, Si, Nb

3. – Hg, Cd, Tl, Be, U, Rn, радионуклиды Sr и др.

4. – Pb, Se, Te, As, Sb

21. Какая взаимозависимость (корреляции) между величинами потерь и разубоживания?

1. – прямая

2. – обратная

3. – неопределенная

22. Какими показателями выражается регламентация санитарно – защитных зон предприятий при добыче полезных ископаемых?

1. – расстояние, м

2. – площадь, м2

3. – объем, м3

23. Укажите группу минерального сырья с наибольшим размером платежа на ее добычу.

1. – горно-химическое сырье

2.– радиоактивное сырье

3. – нефть, природный газ

4. – черные металлы

5. – цветные и редкие металлы

24. Укажите загрязняющее вещество за сброс, которого в поверхностные и подземные воды плата наиболее высокая:

1. – нефть и нефтепродукты

2. – ртуть

3. – железо

25. Соотнести группы нормативов качества атмосферного воздуха с определениями:

1	(ПДКр.з.)	А.	Среднесуточная предельно допустимая концентрация загрязняющих веществ в воздухе населенных мест, которая не должна оказывать на человека прямого или косвенного воздействия в условиях неопределенного долгого круглосуточного вдыхания
2	(ПДКс.с.)	Б.	Временный гигиенический норматив сроком на три года, по истечении которого он должен быть пересмотрен или заменен значениями ПДК
3.	(ПДКм.р.)	В.	Предельно допустимая концентрация загрязняющих веществ в воздухе рабочей зоны, которая не должна вызывать у работающего при ежедневном вдыхании в пределах 8 часов в течение всего рабочего стажа заболеваний или отклонений в состоянии здоровья, обнаруживаемых современными методами исследования непосредственно в процессе работы или в

			отдельные сроки
	ОБУВ	Г.	Максимальная разовая концентрация загрязняющих веществ в воздухе населенных мест, которая не должна вызывать в течение 30 минут рефлекторных реакций в организме человека

26. Дайте определение санитарно-защитной зоне (СЗЗ)....

27. При введении предприятия в эксплуатацию требуются расчеты ПДВ:

а) Для всех компонентов выбросов, входящих в выброс

б) Для веществ, составляющих основную часть выброса

в) Для веществ, опасность которых для жизни и здоровья человека не установлена

г) Верно все

д) Верно б, в.

28. В целях определения критериев безопасности и (или) безвредности воздействия химических, физических и биологических факторов на людей, растения, животных и т.д., а также в целях оценки состояния атмосферного воздуха устанавливаются:

а) Гигиенические нормативы качества атмосферного воздуха;
б) Экологические нормативы качества атмосферного воздуха
в) Предельно допустимые уровни физических воздействий
г) Временно согласованные сбросы
д) Качественные показатели сбросов

29. В соответствии с федеральным законом от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ "Об охране окружающей среды" под нормированием в области охраны окружающей среды понимается:
а) установление нормативов на эксплуатацию природных ресурсов, вовлечение их в хозяйственный оборот
б) установление нормативов качества окружающей среды
в) установление нормативов допустимого воздействия на окружающую среду при осуществлении хозяйственной и иной деятельности
г) разработка нормативных правовых документов в области охраны окружающей среды

30. В соответствии с федеральным законом от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ "Об охране окружающей среды" под мониторингом окружающей среды (экологическим мониторингом) понимается:
а) независимая, комплексная, документированная оценка соблюдения субъектом хозяйственной и иной деятельности требований в области охраны окружающей среды
б) система мер, направленная на предотвращение, выявление и пресечение нарушений законодательства в области охраны окружающей среды
в) вид деятельности по выявлению, анализу и учету прямых, косвенных и иных последствий воздействия на окружающую среду планируемой хозяйственной и иной деятельности
г) комплексная система наблюдений за состоянием окружающей среды, оценки и прогноза изменений состояния окружающей среды под воздействием природных и антропогенных факторов.

Тема 7. Горное производство как источник образования отходов, экологические аспекты обращения с отходами, учёт и отчетность при обращении с отходами.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой.

Задания

Домашнее устное задание:

1. Повторение материала лекций:

прочитать раздел 6 учебного пособия. Обеспечение экологической безопасности в промышленности: учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева, А.М.Ольховский, В.Г.Альбрехт, Е.А.Летучая, А.Ф.Фаленчев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин, Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017

– прочитать главу 6 учебного пособия: Промышленная экология : учебное пособие / В. А. Зайцев. - Москва : БИНОМ.Москва. Лаборатория знаний, 2013. - 382 с.

2. Вопросы для самоконтроля и для подготовки к устному опросу:

1. Какие существуют источники образования и виды деятельности с отходами производства и потребления?

2. Какие основные отходы образуются в результате горного производства?

3. Какие предъявляются требования к обеспечению экологической безопасности при обращении с опасными отходами?

4. Какие существуют классы опасности отходов?

5. Что такое нормативы образования отходов и лимиты на их размещение?

Задания для тестирования:

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный только один.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1.Отходы, которые после соответствующей обработки могут быть снова использованы в производстве, называются:

1. Возобновимыми ресурсами
2. Вторичными ресурсами
3. Невозобновимыми ресурсами
4. Оборотными ресурсами
5. Сбереженными ресурсами

2. Показатель качества окружающей среды, определяющий максимально допустимое содержание вредного вещества, которое на протяжении длительного времени не оказывает отрицательного влияния на здоровье организма и его потомства, называется:

1. Государственный стандартом.
2. ОБУВ (ориентировочный безопасный уровень воздействия).
3. ГОСТом.
4. ПДК
5. Нет верного ответа.

3. Разновидность малоотходных процессов - это... , при котором использованная в производстве вода очищается, охлаждается и снова пускается на производственные нужды.

1. Оборотное водоснабжение
2. Рециклизация.
3. Экономичное водоснабжение
4. Минимальное водоснабжение
5. Оптимальное водоснабжение

4. Какой из источников вносит наибольший вклад в антропогенное повышение в атмосфере концентрации углекислого газа?

1. Извержение вулканов.
2. ТЭЦ
3. Автотранспорт
4. Разложение органических веществ почвы.
5. Котельные жилых домов

5. Ресурсосберегающие технологии – это:

1. Строго фиксированная оплата труда.
2. Использование новых технологических разработок.

3. Минимальные затраты труда и энергии.
4. Строго фиксированные ежемесячные затраты.
5. Нет верного ответа.

6. Сероулавливающие установки в крупных городах позволяют использовать до 90% сернистого газа для производства серной кислоты. Какой принцип учтен в таком производстве?

1. Принцип сверхточных технологий
2. Принцип исключения.
3. Принцип взаимоприспособляемости
4. Принцип рециклизации.
5. Принцип неопределенности.

7. Остатки сырья, материалов, полуфабрикатов химических соединений, образующиеся при производстве продукции или выполнении работ, утратившие полностью или частично свои потребительские свойства:

а) основные отходы;
б) вторичные материальные отходы;
в) отходы потребления,
г) отходы производства;
д) отходы предприятия

8. Складирование твёрдых отходов горного производства осуществляется в качестве:

А) потенциального минерально-сырьевого ресурса
Б) отходов предприятия

9. Рециркуляция, это…

10. Системы классификации отходов подразделены:

а) по отраслевому принципу;
б) по агрегатному состоянию,
в) направлениям использования;
г) все перечисленное

Тема 8. Экономические аспекты воздействия горного производства на окружающую среду.

Цель: закрепление и систематизация знаний по теме, разработка навыков работы с литературой

Задания

Домашнее учебное задание:

1. Повторение материала лекций:

– прочитать раздел 9 учебного пособия: Обеспечение экологической безопасности в промышленности: учебно-методическое пособие/ А.В.Хохряков, А.Г.Студенок, И.В.Медведева. А.М.Ольховский. В.Г.Альбрехт. Е.А.Летучая, А.Ф.Фаденчев, О.А. Москвина, Е.М. Цейтлин. Г.А. Студенок; Институт инженерной экологии УГТУ. – Екатеринбург. Изд-во УГГУ, 2017.

– прочитать главы 10,12,13, 15 учебного пособия: Промышленная экология . учебное пособие / В А Зайцев - Москва: БИНОМосква Лаборатория знаний, 2013 - 382 с

2. Вопросы для самоконтроля и для подготовки к устному опросу:

1. Как рассчитывается плата за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу?
2. Что входит в плату за сброс загрязняющих веществ в водные объекты?
3. Какие экологические проблемы проявляются от горного производства?
4. Как рассчитывается плата за размещение отходов?

Задания для тестирования:

Инструкция. Внимательно прочитайте вопрос и варианты ответов. Из предложенных ответов правильный может быть один или несколько.

На листе бумаги напишите тему, номера вопросов и проставьте рядом номер правильного ответа или впишите словами.

1. Как соотносятся экология и экономика по затратным статьям:

- прямая корреляционная связь;
- обратная корреляционная связь;
- отсутствие связи (взаимозависимости).

2. Куда поступает плата за пользование недрами?

- на производственные нужды предприятия – недропользователя;
- в бюджет административных управленческих структур;
- на статью соцкультбыта населения.

3. Какое структурное подразделение выдает лицензию на право недропользования, на выбросы, сбросы и размещение твердых отходов?

- Министерство сельского хозяйства РФ;
- Росгортехнадзор;
- Министерство природных ресурсов РФ;
- Министерство образования и науки РФ.

4. С каким понятием связано случайное вредное воздействие на окружающую среду объектами недропользования?

- «парникового эффекта»;
- технического риска;
- роялти.

5. Какие причины конфликтов между бизнесом и охраной окружающей среды?

6. Для чего создается система экологических отходов?

7. Государственное управление в области промышленной безопасности осуществляется через:

А. Лицензирование деятельности;

Б. Платежи за эксплуатацию технических систем повышенной опасности;

В. Систему административной и уголовной ответственности за нарушение правил эксплуатации опасных технологий

8. Декларация безопасности промышленного объекта должна включать следующие сведения (выберите неправильный ответ):

А. Основные характеристики технологических процессов;

Б. Перечень мероприятий по предупреждению и ликвидации чрезвычайных ситуаций;

В. Перечень мероприятий по предупреждению и ликвидации экологических последствий чрезвычайных ситуаций;

Г. Сведения о природно-климатических особенностях района размещения объекта.

9. Экологическая экспертиза устанавливает соответствие между:

а) намечаемой хозяйственной деятельностью и экологическими требованиями;

б) существующей деятельностью человека и экологическими требованиями;

в) результатами деятельности человека и экологическими требованиями

10. Как называется предельное количество вещества, разрешаемое к выбросу от данного источника, которое не создает приземную атмосферную концентрацию, опасную для людей, растительного и животного мира?

Для проведения контроля самостоятельной работы студентов применяются: доклад, тестирование; экзамен.

ДОПОЛНИТЕЛЬНАЯ САМОСТОЯТЕЛЬНАЯ РАБОТА СТУДЕНТОВ
(уровень творческой деятельности)

Написать Доклад – подготовить доклад на определенную тему.

Доклад должен включать 3 раздела: 1 - проблемный - практический (анализ, обзор, творческое изложение статей ученых на выбранную тему в научных журналах за два года (текущий и предшествующий), 2 - собственное мнение на выделенную проблему; 3 - список научной литературы по выбранной теме.

Выбор темы осуществляется студентом самостоятельно.

1. Экологические факторы и их действие
2. Экосистемы: структура и динамика
3. Круговорот веществ в биосфере
4. Законы экологии
5. Источники воздействия на природную среду на горнодобывающих предприятиях.
6. Характеристика источников загрязнения литосферы, гидросферы, воздушного бассейна
7. Задачи органов управления охраной и регулированием использования природных ресурсов
8. Технико-эколого-экономическая оценка эффективности использования и охраны минеральных ресурсов при разработке месторождений полезных ископаемых
9. Оценка эффективности использования и охраны земель при добыче и переработке полезных ископаемых
10. Охрана и рациональное использование земель при добыче и переработке полезных ископаемых
11. Рекультивация карьерных выемок, мульд сдвижения и зон обрушения.
12. Водоснабжение горных предприятий. Водопотребление при добыче и переработке полезных ископаемых. Способы подачи воды.
13. Охрана воздушного бассейна от пылегазовых выбросов предприятий. Планирование достижений предельно допустимых выбросов.
14. Утилизация отходов производства.
15. Использование подземного пространства земных недр.
16. Технология экологически замкнутого производства.
17. Принципы утилизации и использования шахтного метана.
18. Мониторинг загрязнения атмосферы и источников выброса.
19. Способы складирования углесодержащих и радиоактивных горных пород.
20. Влияние газопылеобразных отходов на биосферу и климат планеты. 25.Извлечение металлов и других полезных соединений из отходов.

Объем Доклада не более 25 листов. Оформление работы должно отвечать общим требованиям, установленным в университете.

Результат работы представляется на практическом (семинарском) занятии по соответствующей теме.

Требования к докладу на практическом (семинарском) занятии

Студенту предоставляется время для выступления на практическом (семинарском) занятии продолжительностью не более 15 минут: 10 минут - доклад, 5 минут - ответы на вопросы.

Студент представляет доклад в форме компьютерной презентации, выполненной в MS PowerPoint.

Презентация должна иметь:

слайд, содержащий полное название доклада, ФИО автора;

слайд, содержащий четко сформулированную решаемую задачу;

несколько слайдов, описывающих решение задачи;

слайд, содержащий краткие выводы из работы.

ТРЕБОВАНИЯ К ПРЕДСТАВЛЕНИЮ И ОФОРМЛЕНИЮ РЕЗУЛЬТАТОВ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Оформление самостоятельной работы студента должно отвечать общим требованиям, установленным в университете Положением о требованиях к оформлению Докладов, отчетов по практике, контрольных, курсовых, дипломных работ и магистерских диссертаций

ОЦЕНКА ВЫПОЛНЕНИЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Критерии оценки Доклада – новизна текста, степень раскрытия сущности вопроса, соблюдение требований к оформлению

Новизна текста - актуальность темы Доклада; новизна и самостоятельность в постановке проблемы, формулирование нового аспекта известной проблемы, умение работать с литературой, нормативными правовыми актами, систематизировать и структурировать материал; наличие авторской позиции, самостоятельность оценок и суждений.

Степень раскрытия сущности вопроса - соответствие содержания доклада его теме; полнота и глубина знаний по теме; умение обобщать, делать выводы, сопоставлять различные точки зрения по вопросу (проблеме), оценка использованной литературы (привлечены ли наиболее известные работы по теме доклада статистические данные, справки и т.д.).

Соблюдение требований к оформлению - правильность оформления ссылок на источники, списка использованных источников; грамотное изложение текста (орфографическая, пунктуационная, стилистическая культура), владение терминологией, соблюдение требований к объему доклада

Критерии оценки публичного выступления (защиты Доклада) - логичность построения выступления; грамотность речи; глубина выводов; умение отвечать на вопросы; оригинальность формы представления результата; поведение при защите работы (манера говорить, отстаивать свою точку зрения, привлекать внимание к важным моментам в докладе или ответах на вопросы и т.д.).

Критерии оценки презентации - эстетическое оформление, использование эффектов анимации

Выполнение Доклада и доклад его результатов на занятии оценивается по четырехбалльной шкале: отлично, хорошо, удовлетворительно, неудовлетворительно.

Оценка *«отлично»* - Доклад полностью соответствует предъявляемым требованиям (критериям оценки).

Оценка *«хорошо»* - Доклад в основном соответствует предъявляемым требованиям (критериям оценки).

Оценка *«удовлетворительно»* - Доклад частично соответствует предъявляемым требованиям (критериям оценки).

Оценка *«неудовлетворительно»* - Доклад не соответствует предъявляемым требованиям (критериям оценки)

МИНОБРНАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Б1.Б.1.34 АЭРОЛОГИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация № 3
«Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Автор: ст. преподаватель Мухин Д.В.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 4
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ 4
Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса 4
Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам 5
Подготовка и написание контрольной работы 6
Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта) 7
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ 8
Подготовка к зачёту 8
Подготовка к экзамену 8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов – это разнообразные виды деятельности студентов, осуществляемые под руководством, но без непосредственного участия преподавателя в аудиторное и/или внеаудиторное время.

Это особая форма обучения по заданиям преподавателя, выполнение которых требует активной мыслительной, поисково-исследовательской и аналитической деятельности.

Методологическую основу самостоятельной работы студентов составляет деятельностный подход, когда цели обучения ориентированы на формирование умений решать типовые и нетиповые задачи, то есть на реальные ситуации, где студентам надо проявить знание конкретной дисциплины, использовать внутрипредметные и межпредметные связи.

Цель самостоятельной работы – закрепление знаний, полученных на аудиторных занятиях, формирование способности принимать на себя ответственность, решать проблему, находить конструктивные выходы из сложных ситуаций, развивать творческие способности, приобретение навыка организовывать своё время

Кроме того самостоятельная работа направлена на обучение студента осмысленно и самостоятельно работать сначала с учебным материалом, затем с научной информацией, заложить основы самоорганизации и самовоспитания с тем, чтобы привить умение в дальнейшем непрерывно повышать свой профессиональный уровень.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- систематизация и закрепление полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубление и расширение теоретических знаний;
- формирование умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирование самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирование практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развитие исследовательских умений;
- получение навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа – планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

В соответствии с реализацией рабочей программы дисциплины в рамках самостоятельной работы студенту необходимо выполнить следующие виды работ:

для подготовки ко всем видам текущего контроля:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение курса;
- подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам;
- подготовка к контрольной работе, написание контрольной работы;
- выполнение и написание курсовой работы (проекта);

для подготовки ко всем видам промежуточной аттестации:

- подготовка к зачёту;
- подготовка к экзамену.

Особенностью организации самостоятельной работы студентов является необходимость не только подготовиться к сдаче зачета /экзамена, но и собрать, обобщить, систематизировать, проанализировать информацию по темам дисциплины.

Технология организации самостоятельной работы студентов включает использование информационных и материально-технических ресурсов образовательного учреждения.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов как online, так и на занятиях в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

В качестве форм и методов контроля внеаудиторной самостоятельной работы студентов могут быть использованы обмен информационными файлами, семинарские занятия, тестирование, опрос, доклад, реферат, самоотчеты, контрольные работы, защита контрольных и курсовых работ (проектов), защита зачётных работ в виде доклада с презентацией и др.

Текущий контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине.

Промежуточный контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного для сдачи экзамена / зачёта.

В методических указаниях по каждому виду контроля представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса

Лекционный материал по дисциплине излагается в виде устных лекций преподавателя во время аудиторных занятий. Самостоятельная работа студента во время лекционных аудиторных занятий заключается в ведении записей (конспекта лекций).

Конспект лекций, выполняемый во время аудиторных занятий, дополняется студентом при самостоятельном внеаудиторном изучении некоторых тем курса. Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка основной и дополнительной литературы к дисциплине.

Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины приведён в рабочей программе дисциплины.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на повторение материала лекций и самостоятельное изучение тем курса:

для овладения знаниями:

- конспектирование текста;
- чтение основной и дополнительной литературы;
- составление плана текста;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- повторная работа над учебным материалом;
- составление таблиц для систематизации учебного материала;
- изучение нормативных материалов;
- составление плана и тезисов ответа на вопросы для самопроверки;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Вопросы для самопроверки приведены учебной литературе по дисциплине или могут быть предложены преподавателем на лекционных аудиторных занятиях после изучения каждой темы.

Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам

Практические занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов системы интегрированных умений и навыков, необходимых для освоения профессиональных компетенций, а также умений определять, разрабатывать и применять оптимальные методы решения профессиональных задач.

На практических занятиях происходит закрепление теоретических знаний, полученных в ходе лекций, осваиваются методики и алгоритмы решения типовых задач по образцу и вариантных задач, разбираются примеры применения теоретических знаний для практического использования, выполняются доклады с презентацией по определенным учебно-практическим, учебно-исследовательским или научным темам с последующим их обсуждением.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к практическим занятиям:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- подготовка публичных выступлений;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;

– рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Лабораторные занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов навыков работы с использованием лабораторного оборудования, планирования и выполнения экспериментов, оформления отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к лабораторным занятиям:

для овладения знаниями:

- изучение методик работы с использованием различных видов и типов лабораторного оборудования;
- изучение правил безопасной эксплуатации лабораторного оборудования;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана проведения эксперимента;
- составление отчётной документации по результатам экспериментирования;
- аналитическая обработка результатов экспериментов.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Подготовка и написание контрольной работы

Контрольная работа – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Контрольная работа является средством проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к контрольной работе:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению контрольной работы.

Контрольная работа может быть выполнена в виде доклада с презентацией.

Доклад с презентацией – это публичное выступление по представлению полученных результатов знаний по определенной учебно-практической, учебно-исследовательской или научной теме.

При подготовке доклада с презентацией обучающийся должен продемонстрировать умение самостоятельного изучения отдельных вопросов, структурирования основных положений рассматриваемых проблем, публичного выступления, позиционирования себя перед коллективом, навыки работы с библиографическими источниками и оформления научных текстов.

В ходе подготовки к докладу с презентацией обучающемуся необходимо:

- выбрать тему и определить цель выступления;
- осуществить сбор материала к выступлению;
- организовать работу с источниками;
- -во время изучения источников следует записывать вопросы, возникающие по мере ознакомления, ключевые слова, мысли, суждения; представлять наглядные примеры из практики;
- сформулировать возможные вопросы по теме доклада, подготовить тезисы ответов на них;
- обработать материал и представить его в виде законченного доклада и презентации.

При выполнении контрольной работы в виде доклада с презентацией самостоятельная работа студента включает в себя:

для овладения знаниями:

- чтение основное и дополнительной литературы по заданной теме доклада;
- составление плана доклада;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей по теме доклада

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана и тезисов презентации по теме доклада;
- составление презентации;
- составление библиографического списка по теме доклада;
- подготовка к публичному выступлению;
- составление возможных вопросов по теме доклада и ответов на них.

для формирования навыков и умений:

- публичное выступление;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Варианты контрольных работ и темы докладов приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта)

Курсовая работа (проект) – форма контроля для демонстрации обучающимся умений работать с объектами изучения, критическими источниками, справочной и энциклопедической литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать и строить априорную модель изучаемого объекта или процесса, создавать содержательную презентацию выполненной работы.

При выполнении и защите курсовой работы (проекта) оценивается умение самостоятельной работы с объектами изучения, справочной литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать выбранную технологическую схему и принятый тип и количество оборудования, создавать содержательную презентацию выполненной работы (пояснительную записку и графический материал).

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к курсовой работе (проекту):

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- составление плана выполнения курсовой работы (проекта);
- составление списка использованных источников.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа учебно-методическими материалами по выполнению курсовой работы (проекта);
- изучение основных методик расчёта технологических схем, выбора и расчёта оборудования;
- подготовка тезисов ответов на вопросы по тематике курсовой работы (проекта).

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, компоновочных чертежей;
- оформление текстовой и графической документации.

Тематика курсовых работ (проектов) приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

Подготовка к зачёту

Зачёт по дисциплине может быть проведён в виде теста или включать в себя защиту контрольной работы (доклад с презентацией).

Тест – это система стандартизированных заданий, позволяющая автоматизировать процедуру измерения уровня знаний и умений обучающегося.

При самостоятельной подготовке к зачёту, проводимому в виде теста, студенту необходимо:

- проработать информационный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора дополнительной учебной литературы;
- выяснить условия проведения теста: количество вопросов в тесте, продолжительность выполнения теста, систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с тестом, нужно внимательно и до конца прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов, выбрать правильные (их может быть несколько), на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам.

В процессе выполнения теста рекомендуется применять несколько подходов в решении заданий. Такая стратегия позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант. Не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, а сразу переходить к другим тестовым заданиям, к трудному вопросу можно обратиться в конце. Необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

Зачёт также может проходить в виде защиты контрольной работы (доклад с презентацией). Методические рекомендации по подготовке и выполнению доклада с презентацией приведены в п. «Подготовка и написание контрольной работы».

Подготовка к экзамену

Промежуточная аттестация по итогам освоения дисциплины проводится в форме экзамена.

Билет на экзамен включает в себя теоретические вопросы и практико- ориентированные задания.

Теоретический вопрос – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность

одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся.

Практико-ориентированное задание – средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по определенной теме.

При самостоятельной подготовке к экзамену студенту необходимо:

- получить перечень теоретических вопросов к экзамену;
- проработать пройденный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине, при необходимости изучить дополнительные источники;
- составить планы и тезисы ответов на вопросы;
- проработать все типы практико-ориентированных заданий;
- составить алгоритм решения основных типов задач;
- выяснить условия проведения экзамена: количество теоретических вопросов и практико-ориентированных заданий в экзаменационном билете, продолжительность и форму проведения экзамена (устный или письменный), систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с экзаменационным билетом, нужно внимательно прочитать теоретические вопросы и условия практико-ориентированного задания;
- при условии проведения устного экзамена составить план и тезисы ответов на теоретические вопросы, кратко изложить ход решения практико-ориентированного задания;
- при условии проведения письменного экзамена дать полные письменные ответы на теоретические вопросы; изложить ход решения практико-ориентированного задания с численным расчётом искомых величин.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

Специальность
21.05.04 Горное дело

Автор: Бадулин А.П., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
1. ВЕРТИКАЛЬНАЯ ПЛАНИРОВКА ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКИ 4
1.1. Общее положение 4
1.2. Вертикальная планировка горизонтальной промплощадки 4
1.3. Вертикальная планировка наклонной промплощадки 13
2. ПОДГОТОВКА ДАННЫХ ДЛЯ ВЫНОСА ЦЕНТРА И СТРОИТЕЛЬНЫХ ОСЕЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ С ПРОЕКТА В НАТУРУ 18
3. ПОСТРОЕНИЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА ПОД СООРУЖЕНИЕ 24
3.1. Общее положение 24
3.2. Построение предохранительного целика под здание методом вертикальных разрезов 25
3.3. Построение охранного целика под здание методов перпендикуляров 27
4. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 29
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 36

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания написаны в соответствии с действующей учебной программой курса «Маркшейдерское дело». Прилагаемые методические указания к контрольным работам по данному курсу для специальности 21.05.04 Горное дело. В методических указаниях изложены: методика обработки, последовательность вычислений, правила оформления результатов.

В методических указаниях рассмотрены следующие вопросы:

1. Вертикальная планировка промплощадки.
2. Подготовка данных для выноса центра и строительных осей горной выработки с проекта в натуру.
3. Построение предохранительного целика под сооружение.
4. Подсчет запасов месторождения полезных ископаемых.

1. ВЕРТИКАЛЬНАЯ ПЛАНИРОВКА ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКИ

1.1. Общее положение

Вертикальная планировка промплощадки предназначена для сглаживания естественного рельефа, придавая поверхности площадки такую форму, при которой наиболее целесообразно решать вопросы размещения сооружения, транспортных путей и стока воды. Планируемой поверхности площадки обычно придают плоскую форму, чаще горизонтальную или, реже, наклонную. Поэтому существует вертикальная планировка горизонтальной и наклонной площадки.

При вертикальной планировке промплощадки проводят следующие разбивочные работы:

1) разбивка контура промплощадки и закрепление угловых точек;
2) разбивка и закрепление точек строительной сетки;
3) определение высотных отметок H точек строительной сетки;
4) выбор отметки H_0 проектного горизонта;
5) определение рабочих отметок сетки;
6) определение объема земляных работ;
7) исполнительная съемка спланированной площадки.

1.2. Вертикальная планировка горизонтальной промплощадки

Контур площадки разбивают в соответствии с техническим проектом, в котором проводятся основные размеры площадки, ее положение относительно стволов. Угловые точки контура закрепляют постоянными знаками и проводят разбивку строительной сетки.

Строительная сетка представляет собой систему точек, равномерно покрывающую поверхность планируемой площадки. Выбор системы точек зависит от рельефа поверхности, плоскости и застроенности площадки. Чаще всего выбирают квадратную или прямоугольную сетку со сторонами длиной 10 - 50 м (рис. 1.1).

Точки сетки закрепляют деревянными кольями со сторожками, на которых указывают номера точек и рабочей отметки. Стороны сетки ориентируют по направлению осей ствола.

Высотные отметки H точек сетки определяют нивелированием или по плану поверхности масштабов 1:500, 1:1000 и 1:2000 с сечением рельефа через 0,5 м.

Высотная отметка H_0 проектного горизонта площадки предусматривается проектом. Если отметка горизонта площадки проектом не предусмотрена, то ее численное значение определяют с учетом рельефа, добиваясь минимального объема земляных работ, при этом:

$$H_0 = H_{ср} = \frac{\sum H_i}{n},$$

где H_i – высотные отметки точек вершин квадратов; n - количество точек сетки.

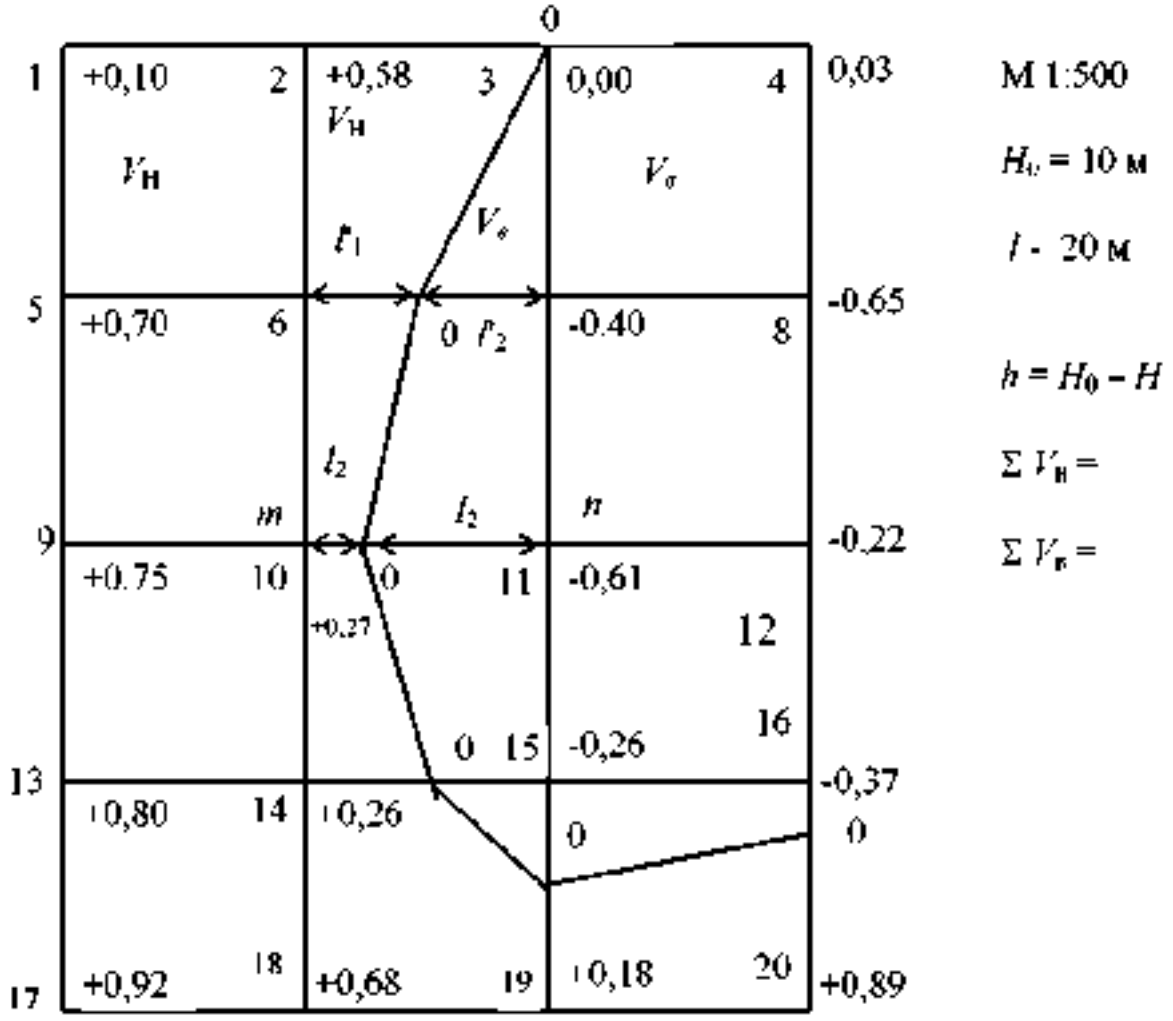


Рис. 1.1. Строительная сетка

Если же проектируемая поверхность промплощадки есть горизонтальная плоскость с проектным горизонтом H_o, то рабочие отметки точек m и n сетки (рис. 1.2) определяют по формулам:

$$h_m = H_o - H_m; \quad h_n = H_o - H_n.$$

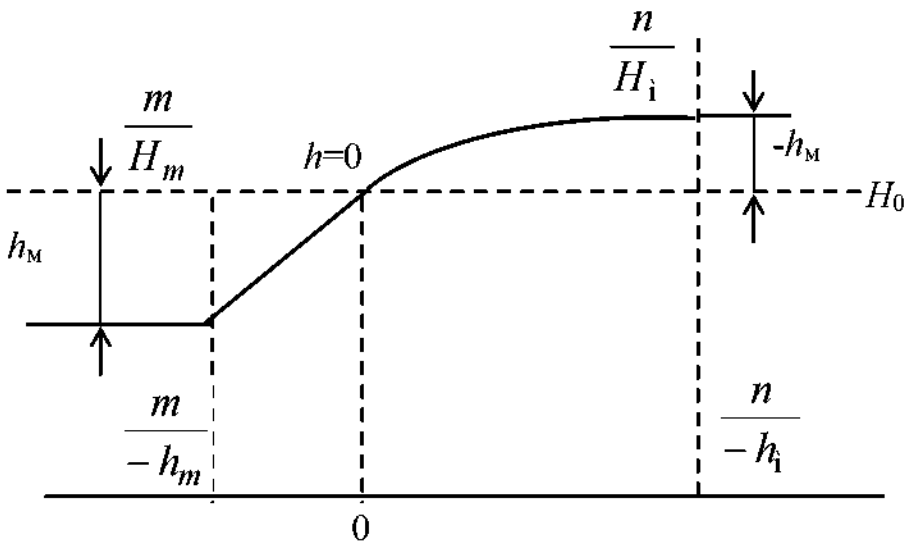


Рис. 1.2. Проектируемая поверхность промплощадки с горизонтальной плоскостью и с проектным горизонтом H_o

Положительные значения рабочих отметок показывают, что в данном месте необходимо сделать подсыпку грунта, отрицательные - выемку грунта.

При определении объема работ составляют схему участка промплощадки.

На схеме (см. рис. 1.1) показывают номера точек и их рабочие отметки, по которым находят линию нулевых работ. Для этого между соседними точками с противоположными знаками численных значений рабочих отметок находят точку с нулевой отметкой (см. рис. 1.2), затем точки с нулевыми отметками соединяют и получают линию нулевых работ (см. рис. 1.1).

Положение точки нулевой отметки легко определить с помощью графика (рис. 1.3), построенного на прозрачной бумаге или вычислить аналитически по следующим формулам:

$$l_1 = \frac{|h_m|\,l}{|h_m|+|h_n|}; \qquad l_2 = \frac{|h_n|\,l}{|h_m|+|h_n|},$$

где l - размер стороны квадрата, м.

Расстояние l_1 откладывают от точки m, а l_2 – от точки n, по линии, ограниченной этими точками.

Если $l = 20$ м ; $h_m = \pm 0{,}27$ и $h_n = -0{,}61$ м, то

$$l_1 = \frac{0{,}27 \cdot 20}{0{,}27 + 0{,}61} = 6{,}14 \text{ м}; \qquad l_2 = \frac{0{,}61 \cdot 20}{0{,}27 + 0{,}61} = 13{,}86 \text{ м}.$$

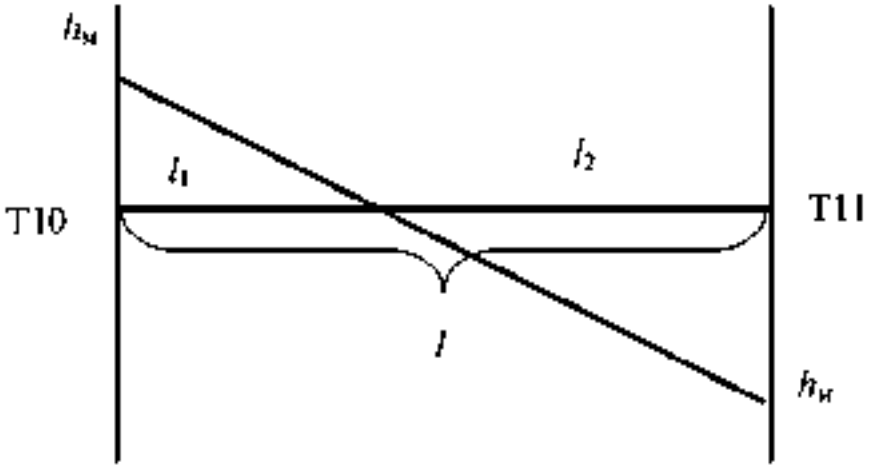


Рис. 1.3. График положения точки нулевой отметки

Объем земляных работ по планировке определяют по выемке и насыпи.

Существует несколько случаев определения объема, (рис. 1.4).

Первый случай. В квадрате рабочие отметки имеют одинаковый знак - или "+" или "-".

Например, в квадрате 1-2-6-5 по насыпи:

$$V = \frac{1}{4} S(h_1 + h_2 + h_5 + h_6),$$

где S - площадь квадрата, м^2 ; h_1, h_2, h_5, h_6 - значение рабочих отметок, м.

Аналогично вычисляется объем выемки, например, в квадрате 3-4-8-7.

Второй случай. В квадрате две рабочие отметки имеют один знак, а две другие - противоположный знак, т. е. при наличии линии нулевых работ (см. рис. 1.4).

Например, в квадрате 6-7-11-10 объем земляных работ (по насыпи и выемке) вычисляют по формулам:

$$V_H = \frac{1}{6}\left[S_1(2h_{10} + h_6) + S_2(h_{10} + 2h_6)\right];$$

$$V_b = \frac{1}{6}\left[S_3(2h_7 + h_{11}) + S_4(h_7 + 2h_{11})\right],$$

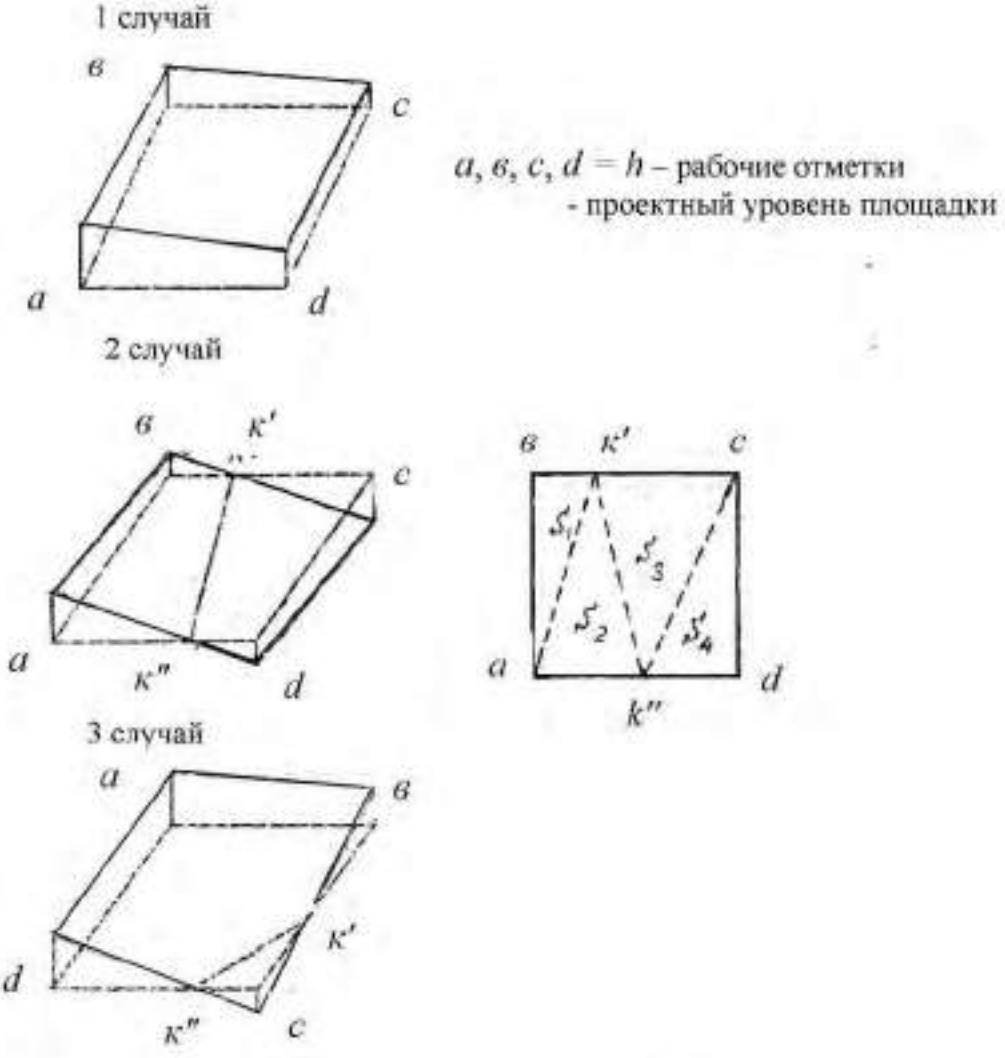


Рис. 1.4. Случаи определения объема

или по формулам

$$V_H = l\,\frac{l_1 + l_1'}{2} \cdot \frac{h_{10} + h_6}{4}; \qquad V_b = l\,\frac{l_2 + l_2'}{2} \cdot \frac{h_7 + h_{11}}{4},$$

где l_1, l_1', l_2, l_2' - расстояние от соответствующих точек квадрата до линии нулевых работ; S_1, S_2, S_3, S_4 - площади частей квадрата(вычисляют аналитически):

$$S_1 = \frac{1}{2} l \cdot l_1; \quad S_2 = \frac{1}{2} l \cdot l_1'; \quad S_3 = \frac{1}{2} l \cdot l_2; \quad S_4 = \frac{1}{2} l \cdot l_2'.$$

Третий случай. В квадрате три рабочие отметки имеют один знак, а одна - противоположный знак, например, в квадрате 18-14-15-19 (см. рис. 1.1).

В данном случае объем насыпных и выемочных работ вычисляют раздельно. Для этого определяют площади насыпи S_1 и выемки S_2 , умножают на средние высоты $h_{ср}$ насыпи и выемки. Величины площадей S_1 и S_2 определяют разделением их на простые геометрические фигуры (треугольник и пятиугольник или другие фигуры).

Величину рабочей отметки $h_{ср}$ в нашем случае определяют по формулам:

$$h_{ср} = \frac{h_{15}}{3}$$ - при площади треугольной формы;

$$h_{ср} = \frac{h_{18} + h_{14} + h_{19}}{5}$$ - при площади пятиугольной формы.

В данном случае расчеты объемов насыпных и выемочных работ вычисляют (см. рис. 1.4, 3-й случай):

$$V_H = S_1 \cdot \frac{h_{18} + h_{14} + h_{19}}{5}; \qquad V_В = S_2 \cdot \frac{h_{15}}{3},$$

где S_1 - площадь выемки работ, м^2; S_2 - площадь насыпи работ, м^2.

В табл. 1.1 даны варианты задач на определение объема работ при планировке горизонтальной поверхности промплощадки.

Общий объем работ определяют суммированием объемов насыпи и выемки по каждому квадрату

$$\Sigma V_H = V_{H1} + V_{H2} + ... + V_{Hn};$$
$$\Sigma V_B = V_{B1} + V_{B2} + ... + V_{Bn}.$$

Таблица 1.1

Высотные отметки точек строительной сетки

Точки сетки / Задача	Высотные отметки *H* точек, м							
	1	2	3	4	5	6	7	8
1	8,42	8,35	9,71	9,92	9,25	9,75	10,00	10,42
2	9,93	9,78	9,62	9,25	10,42	10,55	10,05	9,65
3	9,25	8,81	8,42	9,05	9,65	9,24	8,58	9,15
4	9,00	9,40	9,45	9,05	9,15	9,79	10,08	9,70
5	9,05	8,90	9,51	9,15	9,70	9,00	9,65	9,40
6	8,36	8,75	9,24	9,54	8,90	9,41	9,75	10,21
7	8,35	8,75	9,36	8,35	9,40	8,81	8,60	8,80
8	8,85	9,25	9,74	10,23	8,35	9,08	9,70	11,19
9	10,25	10,74	10,60	9,81	10,20	10,79	11,10	10,37
10	10,80	10,20	9,40	9,65	10,60	10,15	9,75	10,05
11	9,65	9,80	10,30	11,11	10,05	10,45	11,00	11,30
12	9,21	9,75	10,21	10,35	9,41	9,85	10,45	10,71
13	10,31	10,11	9,77	10,18	10,76	10,41	9,96	10,05
14	10,18	10,27	10,17	10,33	10,37	10,12	10,55	10,75
15	10,80	9,80	10,00	10,45	10,81	10,31	9,90	9,81
16	10,40	10,70	10,81	10,20	9,80	10,45	10,40	9,85
17	10,60	9,80	10,00	10,50	9,95	9,90	9,85	9,90
18	10,80	11,00	11,35	11,10	9,80	10,45	10,70	10,50
19	11,00	10,10	10,70	11,30	9,90	10,90	10,60	9,90
20	11,20	11,11	10,50	10,00	11,00	11,50	11,10	10,40
21	11,40	10,80	9,80	10,20	10,70	9,80	9,40	10,00
22	11,60	11,30	11,40	10,70	10,30	10,80	11,50	10,80
23	11,80	11,10	10,10	9,60	8,70	10,80	10,25	9,75
24	9,85	10,10	9,05	10,60	9,88	10,15	8,70	9,80

Продолжение таблицы 1.1

Точки сетки / Задача	Высотные отметки *H* точек, м							
	9	10	11	12	13	14	15	16
1	9,25	9,70	10,21	10,62	8,20	9,55	10,05	10,45
2	10,62	11,12	10,63	10,15	10,45	10,92	10,76	9,95
3	10,15	9,46	8,90	9,25	9,85	9,52	9,25	9,28
4	9,25	9,78	10,51	10,18	9,28	9,65	10,37	10,62
5	10,17	9,62	9,35	9,75	10,62	9,91	10,20	10,40
6	9,48	9,85	10,30	10,85	10,37	10,50	11,00	11,30
7	9,74	9,60	9,40	9,50	9,41	9,90	10,25	10,40
8	8,29	9,00	9,45	10,00	8,91	9,40	9,71	9,80
9	10,00	10,40	10,35	11,00	10,50	9,80	9,89	9,75
10	10,20	9,60	9,75	9,80	10,50	10,20	9,80	10,2
11	10,25	10,75	11,25	11,85	9,81	10,21	10,75	11,2
12	9,48	10,13	10,71	11,21	9,14	9,97	10,68	11,16
13	11,18	10,85	10,24	9,82	11,18	11,06	10,35	9,77
14	10,63	9,80	10,43	11,17	11,45	9,76	10,21	10,83
15	11,40	10,81	10,45	9,81	10,40	11,40	10,78	10,38
16	9,95	9,85	9,30	10,50	11,10	10,30	9,70	10,2
17	9,00	9,80	9,85	10,10	10,35	9,70	10,20	10,5
18	10,00	9,85	10,26	9,95	10,35	9,70	9,60	9,42
19	11,10	10,10	9,60	10,25	10,70	9,90	9,75	9,80
20	9,80	10,70	10,70	10,35	9,70	10,20	10,18	9,85
21	10,30	9,70	9,30	9,75	10,15	9,40	8,85	9,25
22	10,15	10,60	10,90	10,50	9,80	10,25	10,40	10,12
23	9,70	10,50	9,95	9,50	9,00	10,00	10,12	9,70
24	10,90	10,20	9,15	10,50	10,15	9,10	10,20	8,50

Окончание таблицы 1.1

Точки сетки / Задача	Высотные отметки *H* точек, м							
	17	18	19	20	21	22	23	24
1	8,85	9,25	9,72	10,25	10,00	9,73	9,25	9,20
2	10,25	10,75	10,61	9,20	9,75	10,00	10,05	9,85
3	9,95	9,56	10,10	10,81	9,95	9,81	9,25	8,90
4	8,92	9,50	9,00	8,92	9,00	9,25	9,81	9,91
5	9,65	9,80	10,31	11,11	11,00	10,50	10,21	9,90
6	11,10	11,45	10,78	12,40	12,38	12,00	11,50	11,00
7	9,65	9,80	10,31	11,10	11,30	11,00	11,90	10,85
8	9,20	9,75	10,18	10,30	10,80	11,05	11,30	10,90
9	10,31	10,10	9,74	10,15	10,00	9,80	9,30	9,50
10	10,45	10,60	10,21	10,30	9,90	9,70	9,60	9,45
11	10,25	9,90	10,05	10,55	10,30	10,21	10,50	10,10
12	9,31	9,75	10,27	10,63	10,85	10,95	11,05	11,45
13	10,75	11,21	10,52	9,73	9,95	10,12	10,56	10,84
14	11,45	9,70	10,15	10,75	11,37	11,50	11,71	11,07
15	11,37	11,15	10,55	10,10	10,80	11,30	10,50	9,80
16	10,50	10,05	10,50	10,90	10,10	9,20	10,20	10,70
17	10,10	9,85	10,28	10,95	10,70	10,50	10,30	10,10
18	10,70	11,00	10,10	11,36	11,40	11,25	10,70	10,50
19	9,40	9,70	9,78	9,50	9,59	9,40	9,20	9,00
20	9,43	9,73	9,76	9,51	9,10	9,00	8,90	8,80
21	9,80	9,10	8,50	9,70	9,40	9,50	9,60	9,70
22	9,40	9,75	9,76	9,60	9,80	10,00	10,20	10,40
23	9,24	8,72	9,69	9,47	8,95	8,47	8,67	8,87
24	9,75	10,05	9,81	10,12	8,20	9,15	8,60	9,10

По окончании земляных работ проводится съемка промплощадки и составляется исполнительный план.

1.3. Вертикальная планировка наклонной промплощадки

При вертикальной планировке поверхности промплощадки в виде наклонной плоскости маркшейдер проводит разбивку строительной сетки с учетом данных в какой-либо точке, например "*M*" угла простирания α поверхности, уклона i или угла наклона δ плоскости (рис. 1.5) и определяет объем земляных работ.

Особенностью планировки поверхности промплощадки в виде наклонной плоскости является определение проектных отметок точек сетки с учетом уклона, предусмотренного проектом или выбранного в соответствии с минимумом земляных работ.

На рис. 1.5 угол простирания равен 180°, расстояние между точками l, точка M имеет высотную отметку H_{OM}.

Точки 1, 2, 3 ... 20 имеют высотные отметки H_1, H_2, H_3 ... H_{20}.

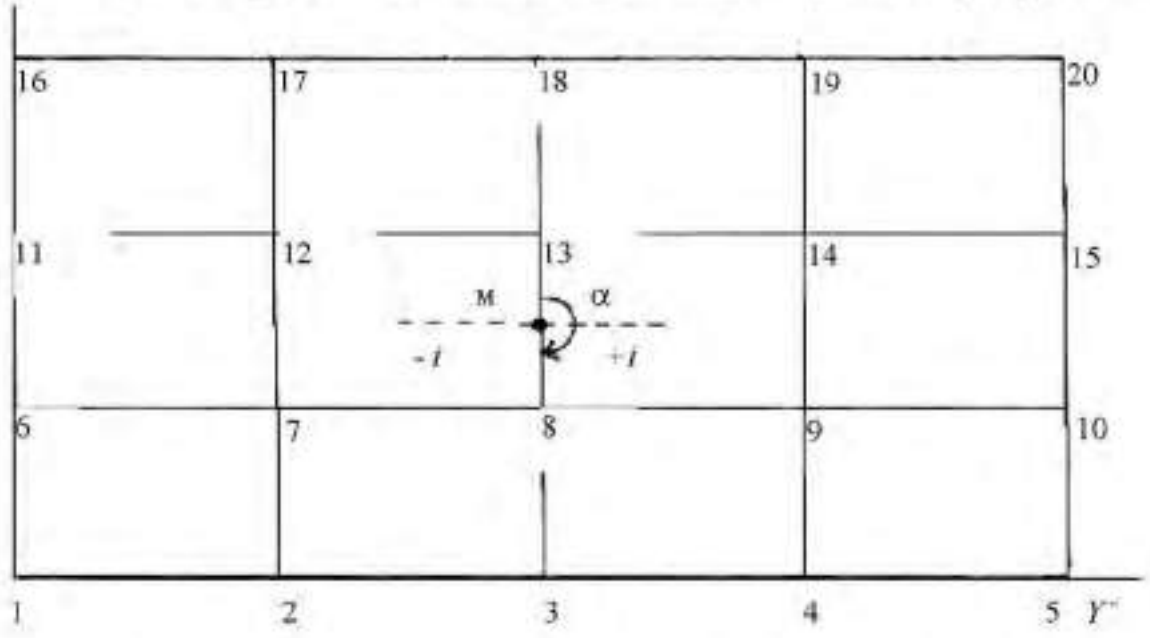


Рис. 1.5. Схема строительной сетки наклонной промплощадки

Проектные отметки точек H_{01}, H_{02}, H_{03} ... H_{020} определяют в соответствии с отметкой точки M, уклоном i и схемой сетки (см. рис. 1.5).

Для точек, находящихся на уровне отметки, равной H_0, будет:

$$H_0 = H_{03} = H_{08} = H_{013} = H_{018}.$$

Для точек, находящихся на уровне отметок, меньших отметки H_{0M}, будет:

$$H_{02} = H_{03} - l_i;\ H_{01} = H_{03} - 2\ l_i;\ H_{017} = H_{018} - l_i;\ H_{016} = H_{018} - 2l_i.$$

Для отметок, находящихся на уровне отметок, больших отметки H_{OM}:

$$H_{04} = H_{03} + l_i;\ H_{05} = H_{03} + 2l_i;\ H_{019} = H_{018} + l_i;\ H_{020} = H_{018} + 2l_i.$$

Рабочие отметки точек сетки будут $h = H_{01} - H_1$.

Построение линии нулевых работ и определение объема земляных работ проводится так же, как и при планировке горизонтальной промплощадки.

В табл. 1.2 даны задачи на определение объема работ наклонной промплощадки. В задачах, состоящих из 20 точек, положение точки M совмещают с одной из точек сетки по указанию преподавателя.

При решении задач необходимо:

1) построить план участка;

2) определить рабочие отметки;

3) построить линию нулевых работ;

4) определить объем работ в каждом квадрате раздельно по насыпи и выемке;

5) определить общий объем работ на участке.

Таблица 1.2

Высотные отметки точек строительной сетки наклонной промплощадки

Высотные отметки точек, м	ЗАДАЧИ								
	26	27	28	29	30	31	32	33	34
1	8,85	8,76	8,31	8,72	9,31	15,01	14,30	15,00	15,09
2	9,15	9,07	9,00	8,99	9,68	15,45	14,87	15,45	15,20
3	10,00	10,05	9,95	10,05	9,99	15,96	15,70	15,96	15,71
4	10,52	10,48	10,28	10,51	8,70	15,07	15,37	15,07	15,45
5	9,76	9,79	9,75	9,38	9,07	15,73	15,87	15,32	14,91
6	9,56	9,40	9,45	9,75	8,11	14,99	15,00	14,82	14,50
7	9,51	9,32	9,30	9,60	9,78	14,60	14,20	14,60	14,80
8	10,52	10,50	10,10	10,42	9,55	14,31	14,30	14,44	14,65
9	10,73	10,70	10,50	10,73	9,88	15,07	14,90	15,31	15,05
10	9,26	9,27	9,21	9,26	9,45	15,87	15,17	15,87	15,72
11	9,83	9,80	9,45	9,87	9,25	14,60	14,60	14,62	15,85
12	8,95	8,90	8,90	8,90	10,70	14,49	14,50	14,49	14,95
13	9,73	9,75	9,55	11,71	11,05	14,79	14,81	14,78	14,45
14	9,28	9,27	9,77	9,97	9,84	15,81	15,52	15,80	14,01
15	10,04	10,05	10,00	9,75	10,05	14,07	14,17	15,63	13,95
16	11,18	11,20	11,20	10,30	10,83	14,19	14,31	14,07	13,72
17	10,63	10,47	11,05	9,99	11,07	14,28	14,75	14,28	14,07
18	10,00	10,00	10,00	10,00	10,00	15,00	15,00	15,00	15,00
19	9,55	9,50	9,45	9,40	9,35	15,05	15,10	15,15	15,20
20	9,00	9,10	9,20	9,30	9,40	14,95	14,90	14,85	14,80
Угол простирания	0° 00'	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'
Уклон Масштаб	0,001 1:500	0,001 1:1000	0,001 1:500	0,001 1:1000	0,001 1:500	0,002 1:1000	0,002 1:500	0,002 1:1000	0,002 1:500
Расстоян. между точками, м	20,0	20,0	30,0	30,0	40,0	40,0	50,0	50,0	20,0

Продолжение таблицы 1.2

Высотные отметки точек, м	З А Д А Ч И							
	35	36	37	38	39	40	41	42
1	14,95	19,79	20,05	19,37	20,10	19,55	25,05	25,17
2	15,00	20,01	20,37	19,27	20,45	19,78	24,75	25,73
3	15,31	20,85	20,73	19,73	20,51	19,99	25,75	25,92
4	15,95	20,63	20,63	19,95	20,92	20,01	25,37	76,01
5	14,40	20,95	20,31	20,07	19,37	20,59	25,25	25,91
6	14,70	20,17	20,27	20,38	19,57	20,17	25,17	25,17
7	14,21	21,01	20,39	20,17	20,01	20,95	24,93	24,92
8	14,00	20,93	20,01	20,93	20,55	21,07	24,85	24,71
9	15,30	20,03	20,53	20,99	20,99	20,17	24,25	24,05
10	15,60	20,72	20,18	21,44	21,10	20,01	24,10	23,91
11	15,91	20,93	20,01	20,65	21,37	19,73	23,95	24,10
12	15,07	20,65	19,85	20,16	20,99	19,25	23,81	24,51
13	14,70	20,31	19,37	19,83	20,76	19,03	23,72	24,17
14	14,50	20,05	19,52	19,57	20,91	19,00	24,00	24,18
15	15,20	19,73	19,30	19,01	20,31	19,37	24,15	24,99
16	15,35	19,52	19,01	18,95	20,07	19,86	24,75	25,08
17	15,71	19,21	19,50	19,29	19,85	20,10	24,89	25,00
18	15,00	20,00	20,00	20,00	20,00	20,00	25,00	25,00
19	15,10	20,10	20,20	20,30	20,40	20,50	25,10	25,20
20	14,90	19,90	19,80	19,70	19,60	19,50	24,90	24,80
Угол простирания	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'
Уклон Масштаб	0,002 1:1000	0,003 1:500	0,003 1:1000	0,003 1:500	0,003 1:1000	0,003 1:500	0,004 1:1000	0,004 1:500
Расстоян. между точками, м	20,0	30,0	30,0	40,0	40,0	50,0	50,0	20,0

Окончание таблицы 1.2

Высотные отметки точек, м	ЗАДАЧИ							
	43	44	45	46	47	48	49	50
1	24,70	25,10	24,17	25,05	24,15	29,30	29,70	30,50
2	24,85	25,17	24,93	25,01	24,17	29,99	29,85	30,18
3	24,95	25,85	24,99	25,37	24,85	29,85	29,91	30,18
4	25,10	25,97	25,10	25,83	29,99	30,00	29,17	30,99
5	25,35	25,17	25,81	25,98	25,10	30,08	28,85	30,27
6	25,70	25,85	25,99	26,10	25,81	30,77	29,50	30,07
7	25,85	25,10	26,01	25,81	25,92	30,98	29,90	29,85
8	24,91	25,00	25,37	25,78	25,77	30,25	29,99	29,81
9	24,37	25,01	25,18	25,61	25,17	30,71	30,01	29,63
10	24,19	21,10	25,01	25,01	24,92	30,99	30,18	29,26
11	24,00	25,40	25,18	25,10	24,17	31,11	30,78	29,00
12	23,95	24,90	24,82	24,91	24,00	31,83	30,52	29,37
13	25,10	25,01	24,37	24,82	24,17	31,52	30,21	29,42
14	25,25	25,37	24,08	24,71	24,85	30,10	30,99	29,52
15	25,37	25,80	23,95	25,15	24,91	30,75	30,77	29,17
16	25,75	26,17	23,81	25,19	24,99	30,27	30,25	29,97
17	25,92	25,80	24,18	25,71	25,17	30,18	30,81	30,18
18	25,00	25,00	25,00	25,00	25,00	30,00	30,00	30,00
19	25,10	25,20	25,30	25,40	25,50	29,90	29,80	29,70
20	24,90	24,80	24,70	24,60	24,50	29,80	29,70	29,60
Угол простирания	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'	90° 00'	180° 00'	270° 00'	0° 00'
Уклон Масштаб	0,001 1:1000	0,004 1:500	0,004 1:1000	0,005 1:500	0,005 1:1000	0,005 1:500	0,005 1:1000	0,005 1:500
Расстоян. между точками, м	20,0	30,0	30,0	40,0	40,0	50,0	50,0	20,0

2. ПОДГОТОВКА ДАННЫХ ДЛЯ ВЫНОСА ЦЕНТРА

И СТРОИТЕЛЬНЫХ ОСЕЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ С ПРОЕКТА В НАТУРУ

Определение и обозначение на местности точек, координаты которых заданы в проекте, является одной из наиболее часто встречающихся задач маркшейдерской службы.

Решение задачи рассмотрим на примере подготовки данных для выноса центра и строительных осей шахтного ствола, проходка которого должна быть осуществлена при условии соединения с подземной горной выработкой (рис. 2.1).

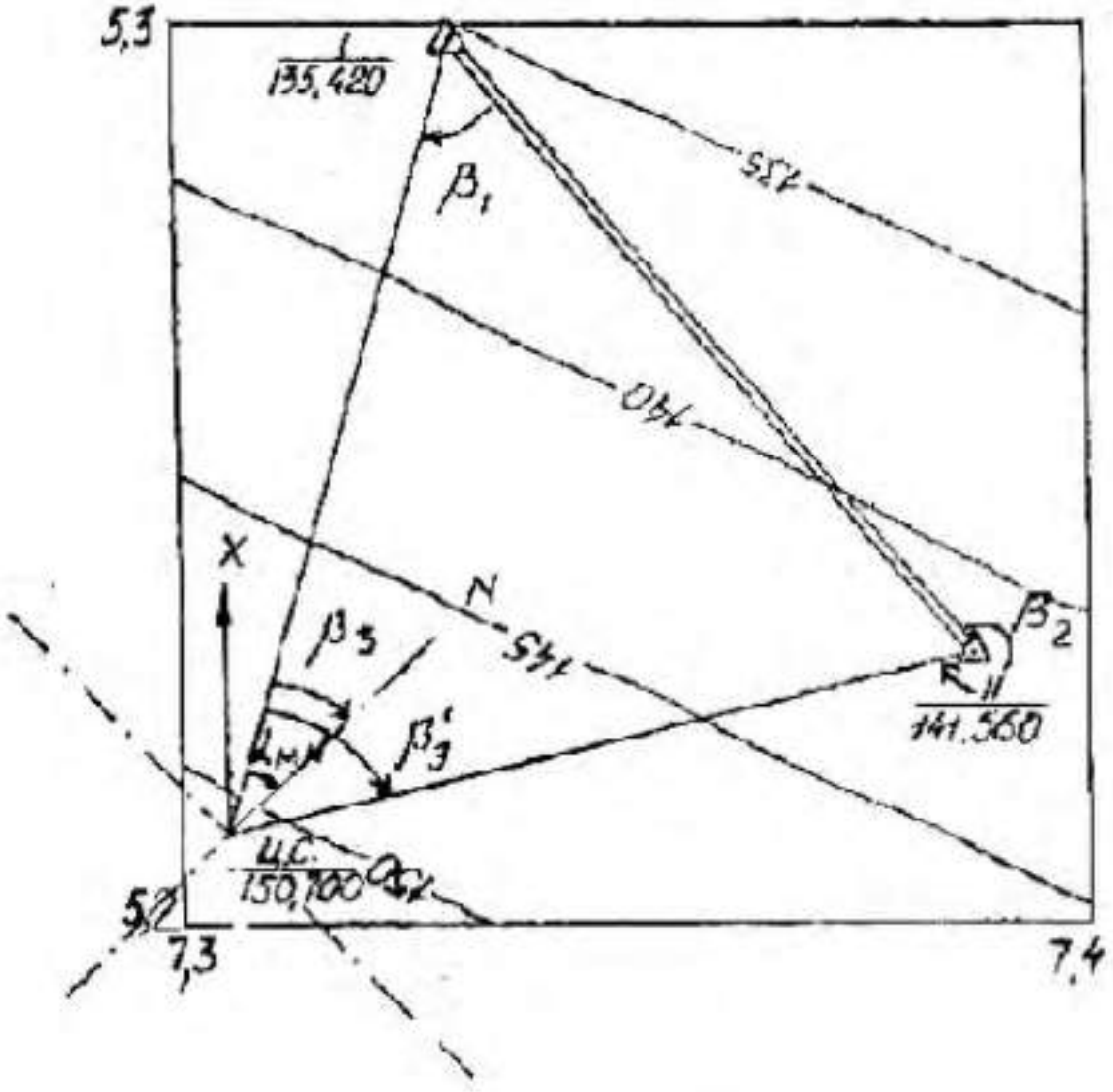


Рис. 2.1. План разбивок центра вентиляционного ствола и строительных осей

На поверхности, вблизи закладываемого шахтного ствола, имеются пункты I, II опорной сети, координаты которых X_I, Y_I, Z_I; X_{II}, Y_{II}, Z_{II}. В проекте даны координаты центра ствола $X_{ц.с.}$, $Y_{ц.с.}$, $Z_{ц.с.}$ и дирекционный угол главной оси (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Исходные данные координат пунктов центра ствола и дирекционного угла главной оси ствола шахты

Пункты	Координаты			Дирекционный угол оси ствола, α_{MN}
	X	Y	Z	
1	5298,475	7330,726	135,420	
2	5230,045	7387,521	141,.560	45°30′
ц. с.	5210,020	7305,080	150,700	

Для того, чтобы задание было индивидуальным, необходимо, согласно своих инициалов, в координаты устья ствола вести поправки, которые даны в табл. 2.2.

Решение задачи сводится к определению разбивочных элементов горизонтальных углов β_1, β_2, β_3, горизонтальных проложений l_1, l_2, а затем наклонных длин - L_{H1}, L_{H2}.

Порядок работы

1. Составить план в масштабе 1: 1000 и по координатам нанести на него маркшейдерские пункты опорной сети, центр ствола, его главной оси и рельеф (см. рис. 2.1).

2. По координатам пунктов вычислить дирекционные направления линий и горизонтальное проложение между двумя пунктами, используя обратную геодезическую задачу.

Вычисления могут быть выполнены с помощью ЭВМ и логарифмических таблиц.

Методику расчета дирекционного направления и горизонтального проложения рассмотрим для линии I - ц.с..

Таблица 2.2

Поправки в координаты центра и дирекционный угол главной оси ствола

№№ п/п	Алфавит	Ф / ΔX	И / ΔУ	О / ΔZ	Ф / Δα	Примечание
1	А	-1	+7	-3	1	
2	Б	-2	+8	+1	2	Ф - фамилия
3	В	-3	+9	-1	3	И - имя
4	Г	-4	+6	+2	4	О - отчество
5	Д	-5	+5	+3	5	
6	Е	-6	+4	-3	6	Например:
7	Ё	-7	+30	-2	7	студент
8	Ж	-8	+4	-1	8	Денисов Н.С.
9	З	-9	+5	+1	9	получает
10	И	-10	+6	+2	10	поправки
11	К	-11	+7	+3	11	ΔX = -5 м
12	Л	-12	+8	+4	12	ΔY = +10 м
13	М	-13	19	-4	13	ΔZ = +2 м
14	Нv	-14	+10	-3	14	$\Delta\alpha$ = 5°
15	О	-15	+11	-2	15	Координаты
16	П	+15	-11	-1	16	центра ствола
17	Р	+14	-10	+1	17	будут:
18	Сv	+13	-9	+2	18	x = 5205,020
19	Т	+12	-8	+3	19	y=7315,080
20	У	+11	-7	+4	20	z=152,700
21	Ф	+10	-6	+3	21	дирекцион-
						ный угол
22	Х	+9	-5	+2	22	оси ствола
23	Ц	+8	-4	+1	23	будет:
24	Ч	+7	-3	-1	24	α = 50°30'
25	Ш	+6	-2	-2	25	
26	Щ	15	-1	-3	26	
27	Э	+4	+10	-4	27	
28	Ю	+3	+20	-3	28	
29	Я	+2	+3	-2	29	

Через логарифмы:

$$\lg \cdot \operatorname{tg} r_{(1-\text{ц.с.})} = \lg (У_{\text{ц.с.}} - У_1) - \lg (X_{\text{ц.с.}} - X_1).$$

Затем вычисляют значения $\operatorname{tg} r_{(1-\text{ц.с.})}$; $r_{(1-\text{ц.с.})}$ и $\alpha_{(1-\text{ц.с.})}$ Через тригонометрические функции:

$$\operatorname{tg} r_{(1-\text{ц.с.})} = \frac{Y_{\text{б.т.}} - Y_1}{X_{\text{б.т.}} - X_1} = \frac{\Delta Y}{\Delta X}.$$

По знакам приращений ΔY и ΔX определяется, в какой четверти находится румб (r) (рис. 2.2) и, соответственно, вычисляется дирекционный угол этой линии.

$$\alpha_{1-\text{ц.с.}} = 180^\circ + r_{(1-\text{ц.с.})},$$

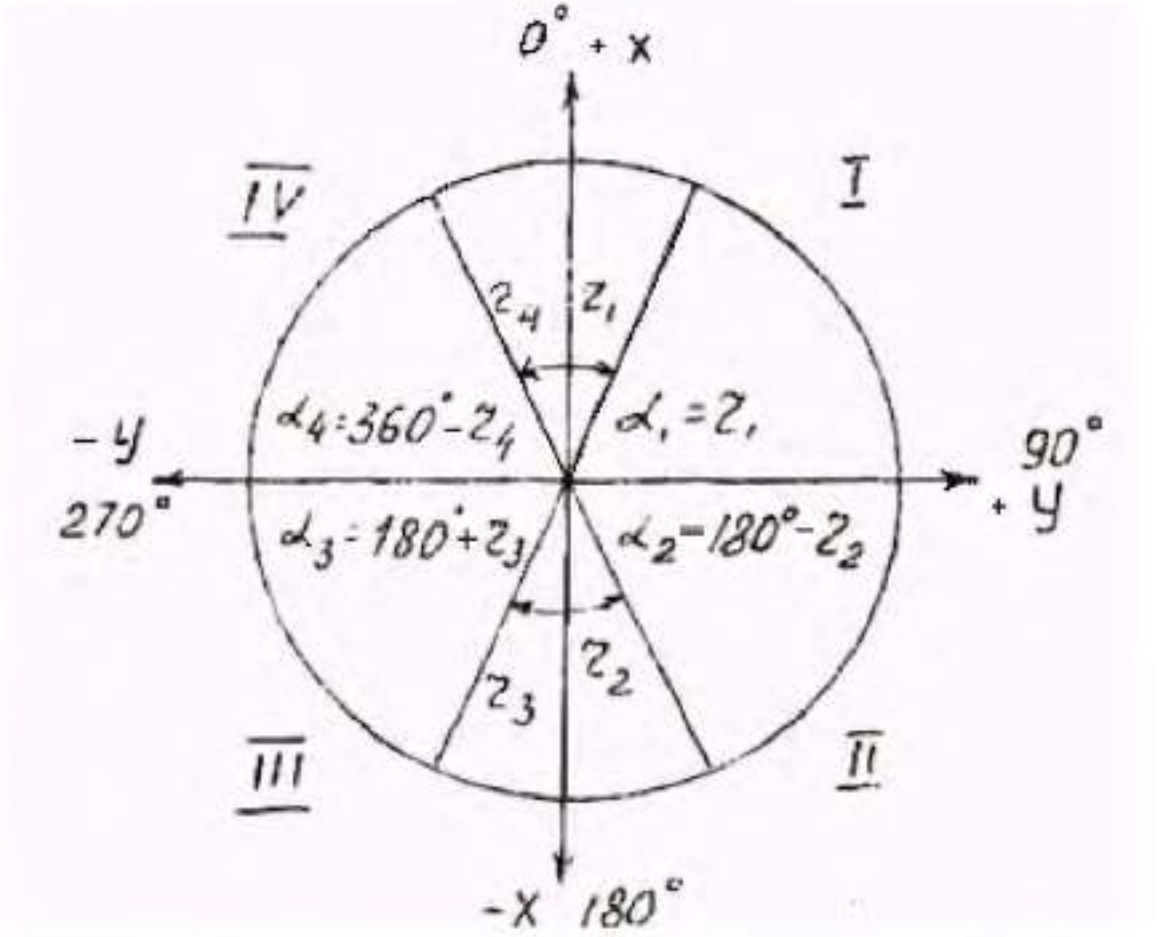


Рис. 2.2. Схема для определения дирекционных углов

Так, например, для направления I - ц.с.:

$$\alpha_{I-ц.с.} = 180^{o} + r_{(I-ц.с.)}.$$

Аналогично вычисляются дирекционные углы линий II- ц.с., I-II.

3. По разности дирекционных углов линий определить горизонтальные углы β_1, β_2, β_3, которые необходимо отложить в натуре. Так, например, $\beta_1 = \alpha_{1-ц.с.} - \alpha_{I-II}$. Контролем вычисления углов является уравнение:

$$\beta_1 + \beta_2 + \beta_3 = 180^{o}.$$

4. Определить горизонтальное проложение линии I- ц.с.

$$l_{(I-ц.с.)} = \frac{Ó_{ô.ñ} - Ó_I}{\sin r_{(I-ô.ñ)}} = \frac{Õ_{ô.ñ.} - Õ_I}{\cos r_{(I-ô.ñ.)}}.$$

Через логарифмы:

$$\lg l_{(I-ц.с.)} = \lg (Y_{ц.с.} - Y_I) - \lg \sin r_{(I-ц.с.)}.$$

$$\lg l_{(I-ц.с.)} = \lg (X_{ц.с.} - X_I) - \lg \cos r_{(I-ц.с.)}.$$

Далее, по $\lg l_{(I-ц.с.)}$ определяется ее длина. Расхождение в длине линии, вычисленной через sin r и cos r, допускается 10 мм.

5. Определить наклонную длину линии I - ц.с.

По абсолютным отметкам z пунктов данной линии и по ее горизонтальному проложению l определяют наклонную длину L_H (рис. 2.3).

$$\operatorname{tg}\delta = \frac{\Delta z}{l}; \qquad L_H = \frac{l}{\cos\delta}.$$

где δ - угол наклона линии, град.

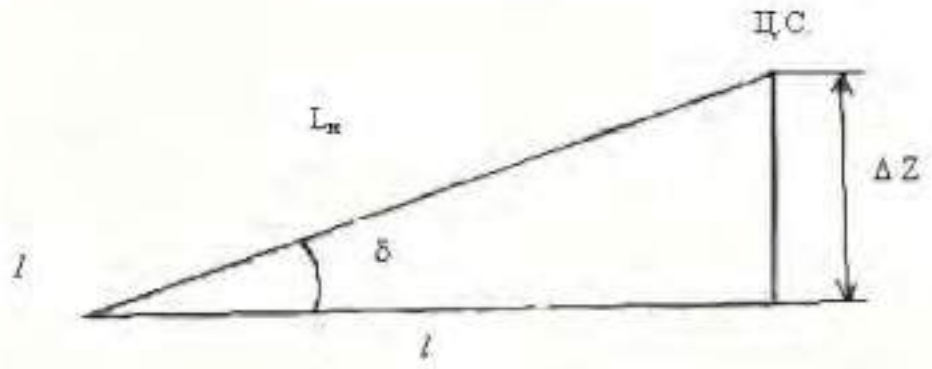


Рис. 2.3. Схема для определения наклонной длины линии

$$\delta = \operatorname{arctg}\frac{\Delta z}{l},$$

где Δz - разность отметок концов определяемой линии.

Или через логарифмы

$$\lg L_H = \lg l - \lg \cos \delta ;$$
$$\lg \operatorname{tg} \delta = \lg \Delta z - \lg l.$$

Затем по антилогарифму находят δ и L_H.

Или

$$L_H = \sqrt{(Y_{\text{пс.}} - Y_1)^2 + (X_{\text{пс.}} - X_1)^2 + (Z_{\text{пс.}} - Z_1)^2} .$$

6. После окончания всех вычислений вычерчивается план (см. рис. 2.1), на который наносятся по заданным координатам маркшейдерские пункты, центр и оси ствола.

Рекомендуется на этом же чертеже, в пределах точности графических построений, проконтролировать правильность вычислений l_1, l_2 (при помощи масштабной линейки) и разбивочных углов β_1, β_2, β_3 (транспортиром).

7. Дать описание методики выноса центра ствола и осей на местность.

3. ПОСТРОЕНИЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА ПОД СООРУЖЕНИЕ

3.1. Общее положение

Наиболее надежным методом охраны сооружений является метод оставления предохранительных целиков.

Расчет предохранительных целиков заключается в определении их границ и в нанесении их на план горных работ. Предохранительные целики ограничиваются линиями пересечения охранных плоскостей с поверхностью лежачего бока пласта.

Плоскости проводятся через границы охраняемого участка дневной поверхности под углом φ в наносах и под углами β, β', γ, δ в коренных породах.

Площадь охраняемого участка земной поверхности слагается из площади охраняемого объекта и площади бермы.

Бермой называется предохранительная полоса вокруг охраняемого объекта, которая служит для предотвращения возможных ошибок, вызываемых неточностью определения углов сдвижения.

Ширина бермы зависит от категории охраняемого объекта. Величины углов сдвижения φ, β, γ, δ и значения ширины бермы для различных бассейнов и месторождений приведены в табл. 3.1.

Предохранительные целики оставляются не всегда, а только в тех случаях, когда глубина разработки меньше так называемой безопасной глубины. Для различных объектов существуют предельные безопасные (практические) деформации земной поверхности, которые не вызывают повреждений в сооружениях и не нарушают нормальную их эксплуатацию. Зная величины таких деформаций, можно найти значение коэффициента безопасности, который используется для определения безопасной глубины разработки по формуле:

$$H_{\delta} = m \cdot K_{\delta},$$

где m - вынимаемая мощность пласта, м; K_{δ} - коэффициент безопасности.

Величины коэффициентов безопасности для некоторых бассейнов и месторождений приведены в табл.3.2.

Таблица 3.2

Коэффициенты безопасности для угольных месторождений и бассейнов

Бассейны месторождения	Угол падения пласта α°	Коэффициенты безопасности $K_б$ в зависимости от категории охраны					
		I	II	III	IV	V	VI
Челябинский Буланаш		300 - 350	150 - 200				
Кизеловский	0 - 45 46 - 90	200 150	150 100	75 75			
Карагандинский	α ≤ 44 α ≥ 45	250 300	150 200	100 125			
Донецкий	α ≤ 45 α ≥ 45	450 500	350 400	250 300	150 200	100 150	50 75

Безопасной глубиной считается такая глубина, при которой и ниже которой горные работы не могут вызвать в подрабатываемых объектах разрушительных деформаций, представляющих опасность для жизни людей, а также вызывающих остановку производственных процессов.

3.2. Построение предохранительного целика под здание методом вертикальных разрезов

Охраняемый объект подлежит охране по 2 категории. Под зданием в центре на глубине 220 м залегает угольный пласт мощностью 1,3 м с углом падения 21°. Вмещающие породы представлены аргиллитами, алевролитами, песчаниками. Мощность наносов - 25 м (рис. 3.1).

Порядок работы

1. Лист чертежа делят на четыре части (см. рис. 3.1). В левой нижней части помещают выкопировку с плана масштаба 1:1000 или 1:2000, 1:5000, содержащую координатную сетку, контуры охраняемого объекта, изображение рельефа земной поверхности, направления линий простирания и падения пласта.

2. Строится контур охраняемого участка земной поверхности 1, 2, 3, 4, 5, 6. Для чего охраняемый объект вписывается в прямоугольник с таким расчетом, чтобы стороны его были параллельны линиям простирания и падения пласта и являлись касательными к объекту. В контур прямоугольника иногда входят несколько объектов, если они одинаковой категории охраны и расположены так близко друг к другу, что целики построенные для них будут перекрываться.

3. Построенный прямоугольник увеличивается во все стороны на размер бермы. Ширина бермы зависит от категории охраняемого объекта (табл. 3.1).

4. Построение разреза вкрест простирания пласта осуществляется перенесением с плана точек *а*, *б*, на разрез a', b', при этом в масштабе откладывают мощность наносов и глубину залегания (H) пласта по центру здания, а затем по известному углу падения строят пласт.

5. Из точек a' и b' проводят линии под углом φ в наносах и под углами β и γ в коренных породах (β - со стороны восстания, γ - со стороны падения пласта), взятых из табл.3.1, до пересечения с лежачим боком пласта. При этом на разрезе вкрест простирания получают нижнюю и верхнюю границы целика (точки k и l).

6. По простиранию пласта строят разрез. На этот разрез с плана переносят точки δ и b, получают δ', b', также наносят линии под углами сдвижения φ в наносах и под углом δ в коренных породах. На эти линии проектируют с разреза, построенного вкрест простирания пласта, точки верхней и нижней границ целика, в результате чего находят ширину целика по верхней и нижней его границам ($l'l'$ и $k'k'$).

7. На план проектируют границы целика с вертикальных разрезов.

8. Вычисляют безопасную глубину по формуле $H_\delta = mK_\delta$ и откладывают ее на разрезе вкрест простирания от земной поверхности, получают точку N (см. рис. 3.1). Точку N пересечения лежачего бока пласта с горизонтом безопасной глубины проектируют на план, параллельно простиранию проводят линию $n'n'$ и, таким образом, окончательно ограничивают целик по падению $n'l''l''n'$.

9. Границы предохранительных целиков, а также контуры охраняемого участка земной поверхности на планах вычерчивают красным цветом.

Построение предохранительного целика методов перпендикуляров выполняется на плане (см рис. 3.1) построения целика методом вертикальных разрезов.

3.3. Построение охранного целика под здание методов перпендикуляров

Порядок выполнения

1. На плане (см. рис. 3.1) от контура здания откладывают берму, равную 10 м, для 2 категории охраны сооружений.

2. В зависимости от величины угла сдвижения в наносах и мощности наносов проводим контур охраняемого участка под наносами (точки 1, 2, 3, 4, 5, 6).

3. Из точек контура охраняемого участка проводят перпендикуляры, а также определяют глубины H от поверхности до лежачего бока пласта в точках охраняемого участка, используя горизонтали земной поверхности и поверхность лежачего бока пласта.

4. Транспортиром измеряют острые углы θ_1 и θ_2 на плане между контуром охраняемого участка и простиранием пласта.

5. Вычисляют длины перпендикуляров q_i и l_i по формулам:

$$q_i = \frac{(H - M) \cdot \mathrm{ctg}B'}{1 + \mathrm{ctg}\beta' \cdot \mathrm{tg}\alpha \cdot \cos\theta};$$

$$l_i = \frac{(H - M) \cdot \mathrm{ctg}\gamma'}{1 - \mathrm{ctg}\gamma' \cdot \mathrm{tg}\alpha \cdot \cos\theta},$$

где q - величина перпендикуляра в сторону восстания пласта; l - величина перпендикуляра в сторону падения пласта; H - глубина от земной поверхности до лежачего бока пласта; M - мощность наносов; θ - острый угол между контуром охраняемого участка и простиранием пласта; β', γ' - значения углов сдвижения при диаго-

нальном расположении охраняемого объекта относительно простирания пласта.

Углы сдвижения β' и γ' вычисляют по формулам:

$$\operatorname{ctg}\beta' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\beta \cdot \cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta \cdot \sin^2\theta};$$
$$\operatorname{ctg}\gamma' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\gamma \cdot \cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta \cdot \sin^2\theta}.$$

Если направление контура охраняемого участка перпендикулярно простиранию пласта, т. е. $\theta = 90°$, то, преобразовав вышеуказанные формулы, получим $\operatorname{ctg}\beta' = \operatorname{ctg}\gamma' = \operatorname{ctg}\delta$. В этом случае длины перпендикуляров вычисляют по формуле:

$$q = l = (H - M)\operatorname{ctg}\delta,$$

и откладывают их по направлению простирания пласта.

Для получения контура охраняемого целика при построении его данным методом из точек 1, 2, 3, 4, 5, 6... (см. рис. 3.1) откладывают в масштабе чертежа вычисленные длины перпендикуляров q_i и l_i. Получим точки 1', 1", 2', 2", 3', 3", 4', 4", 5', 5", 6', 6". Полученные точки 1', 1", 2', 2"... соединяют попарно прямыми линиями, как показано на рис. 3.1.

Окончательную площадь целика под сооружение принимают ту, которая получилась от перекрытия двух площадей предохранительных целиков, построенных методом разрезов с учетом глубины безопасности и перпендикуляров.

Потери угля в целике могут быть вычислены по формуле:

$$Q = \frac{S \cdot m \cdot M^2}{\cos\alpha \cdot 100^2} R,$$

где S - площадь целика, измеренная на плане планиметром, см^2;
α - угол падения пласта, град; m - номинальная мощность пласта, м; M - знаменатель численного масштаба; R - плотность угля, т/м^3.

4. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

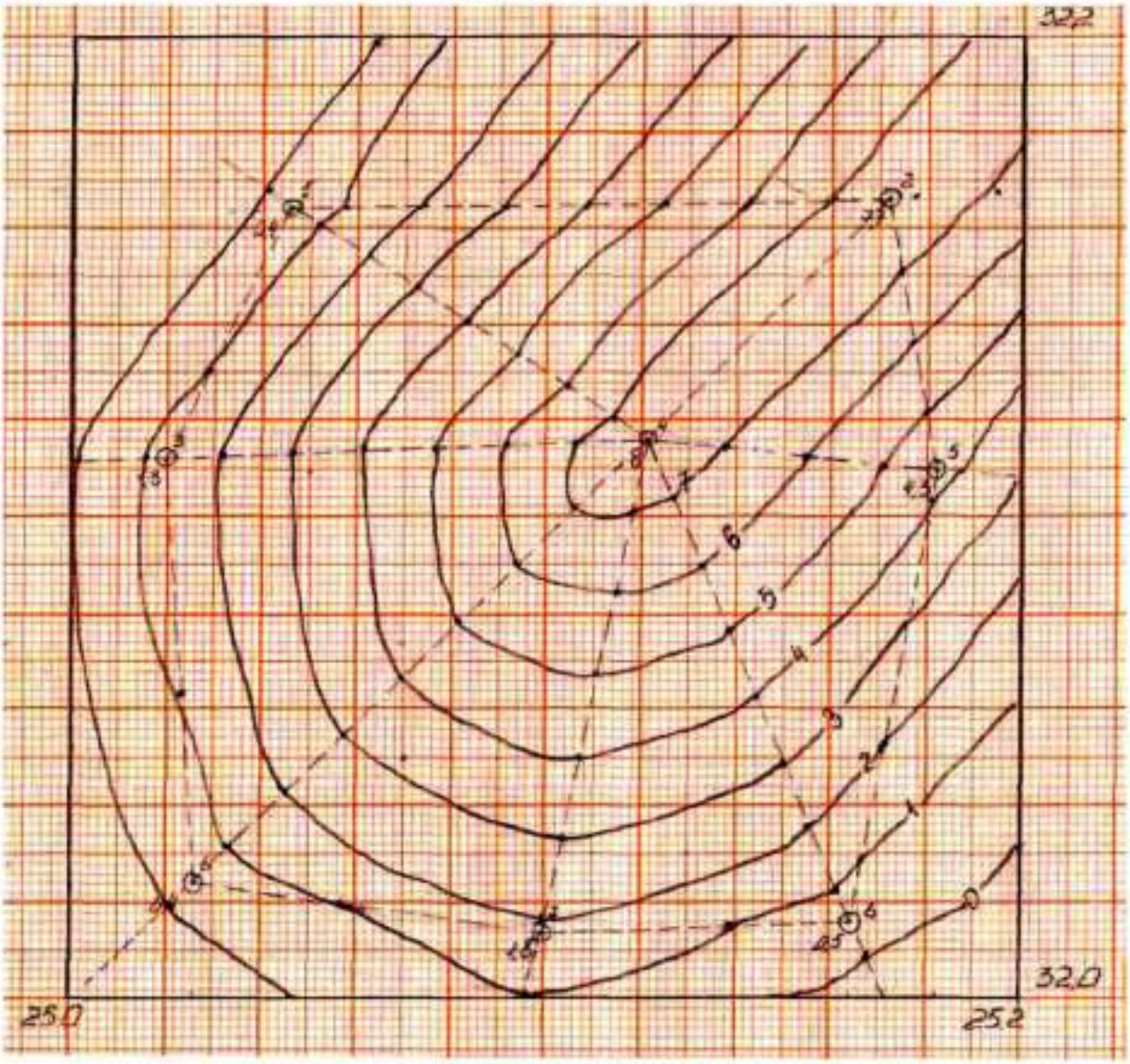
В данном разделе рассматривается один способ подсчета запасов месторождений - способ изолиний или способ объемной палетки проф. П. К. Соболевского, как наиболее совершенный при сложном строении рудных тел.

По данным разведки (табл. 4.1) построенный график изомощностей (рис. 4.1.) наглядно изображает изменение мощности залежи и дает возможность учитывать и отражать геологические особенности строения залежи.

Таблица 4.1

Данные геологической разведки месторождения полезных ископаемых

Номер скв.	Координаты устья скважины			Глубина, м		Абсолютные отметки		Мощность пласта, м
	X, м	Y, м	Z, м	до висячего бока пласта	до лежачего бока пласта	висячего бока пласта	лежачего бока пласта	
1	32164	25046	145,6	11,4	11,8			
2	32167	25172	148,2	6,9	14,6			
3	32112	25020	144,0	11,0	12,3			
4	32116	25121	147,3	9,6	17,6			
5	32110	25182	149,5	11,5	15,8			
6	32024	25026	144,4	10,4	10,8			
7	32014	25100	146,8	13,3	15,1			
8	32016	25164	148,9	16,9	17,4			



М 1:2000

Рис. 4.1. План изомощности залежи

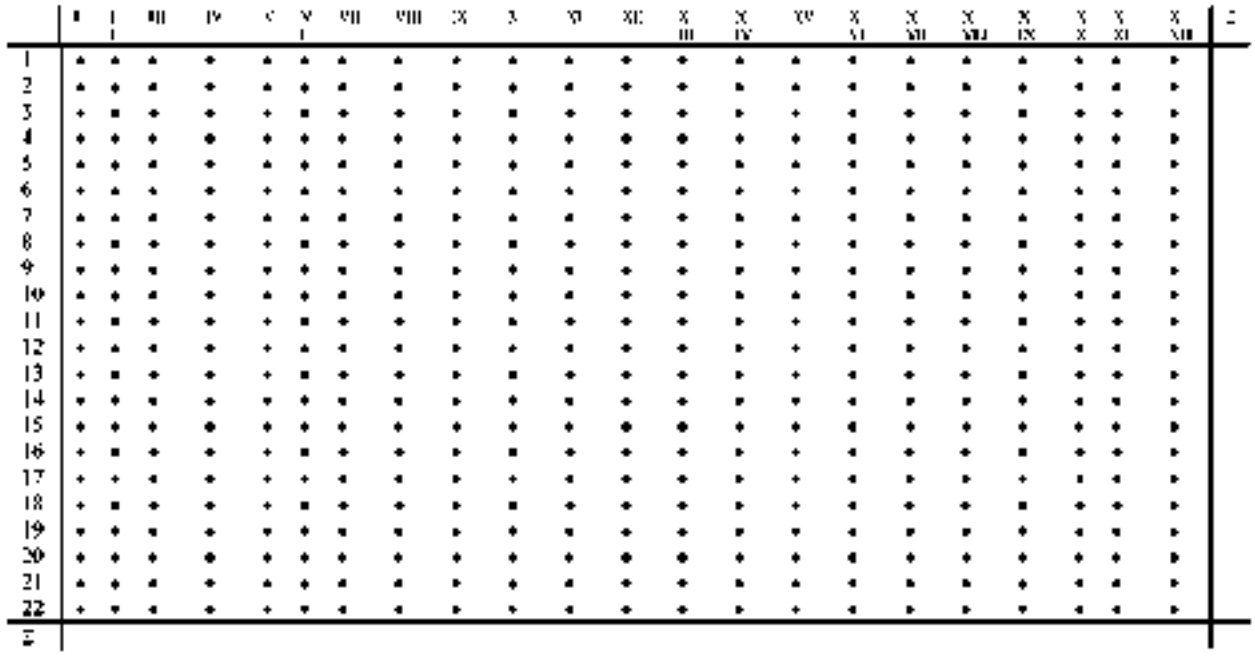
Объемная палетка позволяет определить объем залежи при наличии графика изомощностей. Объемная палетка представляет собой сетку точек, расположенных по углам квадратов со сторонами a = 0,5 (1,0; 2,0) см вычерченную на прозрачном материале (восковке, пленке) (табл. 4.2).

Формулы для расчета отметок:

- висячего бока: $Z_{в.б.} = Z_{уст.} - Гл_{в.б.}$;
- лежачего бока: $Z_{л.б.} = Z_{уст.} - Гл_{л.б.}$;
- мощности: $m = Z_{в.б.} - Z_{л.б.}$.

Таблица 4.2

Точечная палетка проф. Соболевского



Составляем план изолиний месторождения каменного угля и таблицу подсчета запасов МПИ

Объем залежи в кубических метрах вычисляем по формуле:

$$V = \frac{a^2(\sum m_i - \frac{1}{2}\sum m_i^{'})M^2}{100^2},$$

где a^2 – площадь квадрата палетки, см^2; M – знаменатель численного масштаба графика изомощностей (2000); $\sum m_i^{'}$ - сумма мощностей, прочитанных по точкам палетки, расположенным внутри контура залежи на расстоянии менее $0{,}5a$ (a – размер стороны квадрата палетки) от изолинии нулевой мощности, м; $\sum m_i$ - все остальные мощности.

Количество полезного ископаемого (тыс. т.) в пределах подсчетного участка пласта определится по формуле:

$$Q = V \cdot \rho,$$

где V – объем полезного ископаемого; ρ - плотность полезного ископаемого, т/м^3.

Для определения объема залежи на план изомощностей (см. рис. 4.1) накладываем палетку, определяем значения мощностей в точках палетки (m_i) и выписываем их в специальный журнал (табл. 4.3). Вертикальные колонки и горизонтальные строки журнала соответствуют вертикальным и горизонтальным рядам точек палетки и обозначены римскими и арабскими цифрами. Далее суммируем значения мощностей по сторонам (1, 2, 3... и т. д.) и колонкам (I, II, III... и т. д.), и записываем суммы в результирующие - колонку А и строку В.

Контролем правильности вычисления Σm_i является точная ее сходимость в колонке А и строке В.

Таблица 4.3

Таблица подсчета запасов МПИ

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	Σ
I	-	-	-	1	1,8	3	4	5,3	6,4	7,5	29
II	-	-	0,5	1,6	2,7	3,9	5,1	6,3	7,3	7,2	34,6
III	-	0,3	1,4	2,7	3,9	5,2	6,3	7,5	7,3	6,1	40,7
IV	-	1,1	2,5	3,9	5	6,3	7,6	7,3	6,1	4,9	44,7
V	0,6	1,9	3,2	4,6	6	7,4	7,1	6,2	5	3,9	45,9
VI	0,6	1,9	3,2	4,5	5,7	6,3	6,1	5,2	4,2	2,7	40,4
VII	0,4	1,6	3	4,1	4,8	5,2	4,8	4,1	3	1,8	32,8
VIII	0,2	1,2	2,4	3,2	3,7	4	3,6	3,1	2	0,9	24,3
IX	-	0,8	1,5	2,3	2,6	2,7	2,4	1,9	0,9	0,3	15,4
X	-	-	0,4	0,8	1,4	1,4	1	0,4	0,1	-	5,5
Σ′	1,8	8,8	18,1	28,7	37,6	45,4	48	47,3	42,3	35,3	313,3

Решение простейших задач по планам с учетом деформации бумаги плана

Исходные данные (берутся с планшета М 1:2000)

Точка № 480	a = 87,2 мм	a' = 12,3 мм
	$в$ = 60,4 мм	$в'$ = 40,2 мм
	A_0 = 15,0 км	B_0 = 22,0 км
Точка № 521	a = 93,1 мм	a' = 6,4 мм

	$в = 56{,}9$ мм	$в' = 42{,}5$ мм
	$A_2 = 15{,}2$ км	$B_0 = 22{,}0$ км
Точка № 514	$а = 84{,}2$ мм	$а' = 14{,}9$ мм
	$в = 16{,}4$ мм	$в' = 83{,}4$ мм
	$A_2 = 15{,}2$ км	$B_4 = 22{,}4$ км

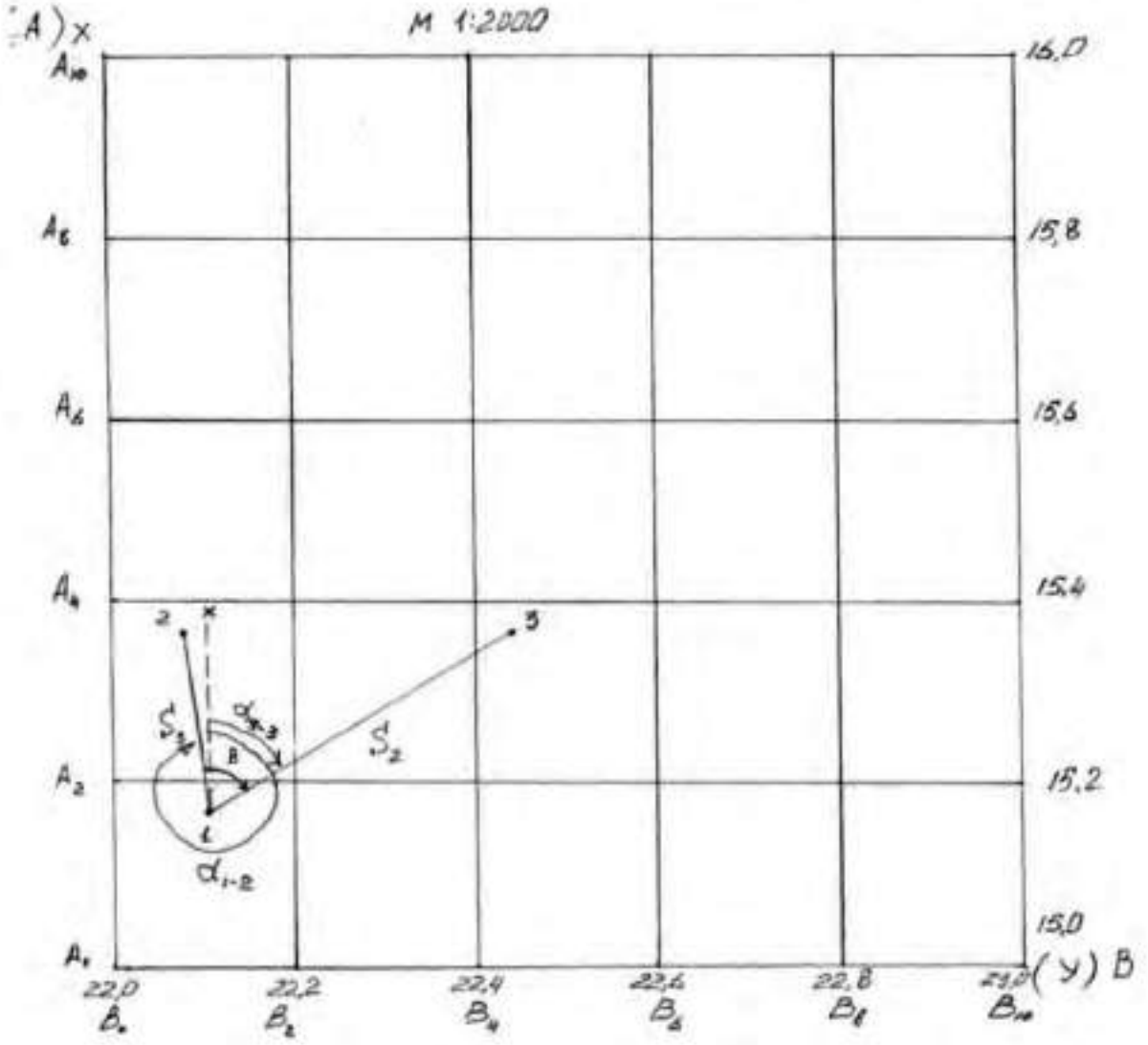


Рис. 4.2. Схема расположения скважин

Вычисляем координаты точек 1, 2, 3 (с точностью до миллиметра).

$$x_i = \grave{A} + \frac{\grave{a}}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{a+a'}; \qquad y_i = B + \frac{b}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{b+b'},$$

где d - размер координатной сетки (100 х 100); a, a' – берутся размеры с плана с точностью до 10 долей миллиметра по оси X; b, b' – берутся размеры с плана с точностью до 10 долей миллиметра по оси Y; $\frac{d}{a+a'} = \Delta X$; $\frac{d}{b+b'} = \Delta Y$ - коэффициент деформации по осям X и Y.

Вычисляем координаты точки 1:

$$x_1 = A_0 + \frac{a}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{a+a'} = 15{,}0 + \frac{87{,}2}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{87{,}2+12{,}3} = 15{,}175276 \text{ êì};$$

$$y_1 = B_0 + \frac{b}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{b+b'} = 22{,}0 + \frac{60{,}4}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{60{,}4+40{,}2} = 22{,}120079 \text{ êì}.$$

Координаты точки 2:

$$x_2 = A_2 + \frac{a}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{a+a'} = 15{,}2 + \frac{93{,}1}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{93{,}1+6{,}4} = 15{,}387135 \text{ êì};$$

$$y_2 = B_0 + \frac{b}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{b+b'} = 22{,}0 + \frac{56{,}9}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{56{,}9+42{,}5} = 22{,}114486 \text{ êì}.$$

Координаты точки 3:

$$x_3 = A_2 + \frac{a}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{a+a'} = 15{,}2 + \frac{84{,}2}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{84{,}2+14{,}9} = 15{,}369929 \text{ êì};$$

$$y_3 = B_4 + \frac{b}{\frac{1}{i}} \cdot \frac{d}{b+b'} = 22{,}4 + \frac{16{,}4}{\frac{1}{2000}} \cdot \frac{100}{16{,}4+83{,}4} = 22{,}432865 \text{ êì}.$$

Вычисляем горизонтальное проложение S_3 и S_2:

$$S_2 = \sqrt{(x_3 - x_1)^2 + (y_3 - y_1)^2} =$$

$$= \sqrt{(15{,}369929 - 15{,}175276)^2 + (22{,}432865 - 22{,}120079)^2} = 0.368408 \text{ êì};$$

$$S_3 = \sqrt{(x_2 - x_1)^2 + (y_2 - y_1)^2} =$$

$$= \sqrt{(15{,}387135 - 15{,}175276)^2 + (22{,}114486 - 22{,}120079)^2} = 0{,}211933 \text{ êì}.$$

Вычисляем угол β:

$$\beta = \alpha_{1-3} - \alpha_{1-2} = \left(58^\circ 06'18'' + 360^\circ\right) - 358^\circ 69'56'' = 59^\circ 37'02'';$$

$$\alpha'_{1-3} = \operatorname{arctg}\frac{y_3 - y_1}{x_3 - x_1} = \operatorname{arctg} 1{,}60689 = 58^\circ 06'18'';$$

$$\alpha_{1-3} = \alpha'_{1-3} = 58^\circ 06'18'';$$

$$\alpha'_{1-2} = \operatorname{arctg}\frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1} = \operatorname{arctg} 0{,}0264 = 1^\circ 30'44'';$$

$$\alpha_{1-2} = 360 - \alpha'_{1-2} = 358^\circ 69'56''.$$

Ответ: S_2 =0,368408 км; S_3 = 0,211933 км; β = 59°37'02.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Меньшиков А. Д., Ростовцев В. Н.* Методическое пособие к практическим работам по курсу Сдвижение земной поверхности под влиянием горных разработок. СГИ. 1968. 68 с.

2. *Оглоблин Д. Н.* и др. Маркшейдерское дело. М.. Недра. 1981. 704 с.

3. *Пятлин М. П.* Маркшейдерские работы при шахтном строительстве: Практикум. Л.: ЛГИ, 1976. 54 с.

4. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок в Челябинском буроугольном бассейне. Л: 1976. 73 с.

5. *Синанян Р. Р.* Маркшейдерское дело. М., Недра, 1988. 312 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ ОБУЧАЮЩИХСЯ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

Специальность

21.05.04 Горное дело

Автор: Леонтьев А.Т., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3

1 Методические указания по организации самостоятельной работы обучающихся 5

2.Содержание курса 7

3.Перечень вопросов для проведения самопроверки и подготовки к экзамену 8

4. Комплект тестовых заданий для самопроверки и подготовки к экзамену 9

5 Содержание расчетно-графических работ 12

6.Перечень рекомендуемой литературы 14

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Самостоятельная работа представляет собой плановую деятельность обучающихся под методическим руководством преподавателя.

Целью самостоятельной работы обучающихся является закрепление знаний, которые они получили на аудиторных занятиях, а также способствование развитию у обучающихся творческих навыков, инициативы, умению организовать свое время.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- предполагает освоение курса дисциплины;
- помогает освоению навыков учебной и научной работы;
- способствует осознанию ответственности процесса познания;
- способствует углублению и пополнению знаний обучающихся, освоению ими навыков и умений;
- формирует интерес к познавательным действиям, освоению методов и приемов познавательного процесса,
- создает условия для творческой и научной деятельности обучающихся;
- способствует развитию у обучающихся таких личных качеств, как целеустремленность, заинтересованность, исследование нового.

Самостоятельная работа обучающегося выполняет следующие функции:

- развивающую (повышение культуры умственного труда, приобщение к творческим видам деятельности, обогащение интеллектуальных способностей обучающихся);
- информационно-обучающую (учебная деятельность обучающихся на аудиторных занятиях, неподкрепленная самостоятельной работой, становится мало результативной);
- ориентирующую и стимулирующую (процессу обучения придается ускорение и мотивация);
- воспитательную (формируются и развиваются профессиональные качества специалиста и гражданина);
- исследовательскую (новый уровень профессионально-творческого мышления).

Организация самостоятельной работы обучающихся должна опираться на определенные требования, а, именно:

- сложность осваиваемых знаний должна соответствовать уровню развития обучающихся;
- стандартизация заданий в соответствии с логической системой курса дисциплины;
- объем задания должен соответствовать уровню обучающегося;
- задания должны быть адаптированными к уровню обучающихся.

Содержание самостоятельной работы обучающихся представляет собой совокупность теоретических и практических учебных заданий, которые должен выполнить обучающийся в процессе обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы для обучающихся по дисциплине «Маркшейдерское дело» обращают внимание обучающегося на главное, существенное в изучаемой дисциплине, помогают выработать умение анализировать явления и факты, связывать теоретические положения с практикой, а также облегчают подготовку к выполнению *контрольной работы*, сдаче теста зачета экзамена и выполнения курсовой работы.

Настоящие методические указания позволят обучающимся самостоятельно овладеть фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по

профилю подготовки, опытом творческой и исследовательской деятельности, и направлены на формирование компетенций, предусмотренных учебным планом по данному профилю

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Маркшейдерское дело» являются:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение тем курса (в т.ч. рассмотрение основных категорий дисциплины, работа с литературой);
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к тестированию;
- подготовка к практическим занятиям,
- подготовка к зачету и экзамену.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ ОБУЧАЮЩИХСЯ

Рекомендации для обучающихся по освоению учебной дисциплины

В процессе изучения учебной дисциплины следует:

1. Ознакомиться с рабочей учебной программой дисциплины. Рабочая учебная программа содержит перечень тем, которые необходимо изучить, планы лекционных и практических занятий, вопросы к текущей и промежуточной аттестации, перечень основной, дополнительной литературы и ресурсов информационно-коммуникационной сети «Интернет».

2. Ознакомиться с календарно-тематическим планом самостоятельной работы обучающихся.

3. Посещать теоретические (лекционные) и практические занятия.

4. При подготовке к практическим занятиям, а также при выполнении самостоятельной работы следует использовать методические указания для обучающегося.

При подготовке к практическим занятиям требуется:

- изучить теоретический материал, используя основную и дополнительную литературу, электронные ресурсы;
- выполнить расчетно-графические работы;
- ответить на вопросы опросного списка.

Изучение дисциплины производится в тематической последовательности. Самостоятельному изучению материала, как правило, предшествует лекция. На лекции даются указания по организации самостоятельной работы, срокам сдачи заданий, порядке проведения зачета. Информацию о графике выполнения самостоятельных работ и критериях оценки учебной работы обучающийся преподаватель сообщает на первой лекции курса.

Для организации и контроля учебной работы обучающихся используется проверка расчетно-графических работ, опрос, тестирование. Форма промежуточной аттестации: ,экзамен.

Организация самостоятельной работы обучающегося

Самостоятельная работа обучающегося (СРС) - обязательная и неотъемлемая часть учебной работы обучающегося по данной учебной дисциплине. Объемы и виды трудозатрат по всем отдельным видам представлены в разделе 7 (РПД). Общие планируемые затраты времени на выполнение всех видов аудиторных и внеаудиторных заданий соответствуют бюджету времени работы обучающихся, предусмотренному учебными планами по дисциплине в текущем семестре.

Перечни аудиторных и внеаудиторных занятий и заданий (расчетно-графические работы), вносимых в графики СРС, определяются в соответствии с программой учебной дисциплины.

Работа с книгой

Изучать курс рекомендуется по темам, предварительно ознакомившись с содержанием каждой из них по программе. При первом чтении следует стремиться к получению общего представления об излагаемых вопросах, а также отмечать трудные или неясные моменты. При повторном изучении темы необходимо освоить все теоретические положения, математические зависимости и их выводы, а также принципы составления уравнений реакций. Рекомендуется вникать в сущность того или иного вопроса, но не пытаться запомнить отдельные факты и явления. Изучение любого вопроса на уровне сущности, а не на уровне отдельных явлений способствует более глубокому и прочному усвоению материала.

Для более эффективного запоминания и усвоения изучаемого материала, полезно иметь рабочую тетрадь (можно использовать лекционный конспект) и заносить в нее формулировки законов и основных понятий химии, новые незнакомые термины и названия,

формулы и уравнения реакций, математические зависимости и их выводы и т.п. Весьма целесообразно пытаться систематизировать учебный материал, проводить обобщение разнообразных фактов, сводить их в таблицы. Такая методика облегчает запоминание и уменьшает объем конспектируемого материала.

Изучая курс, полезно обращаться и к предметному указателю в конце книги. Пока тот или иной раздел не усвоен, переходить к изучению новых разделов не следует. Краткий конспект курса будет полезен при повторении материала в период подготовки к экзамену.

Изучение курса должно обязательно сопровождаться выполнением упражнений и решением задач. Решение задач - один из лучших методов прочного усвоения, проверки и закрепления теоретического материала. Этой же цели служат вопросы для самопроверки и тренировочные тесты, позволяющие контролировать степень успешности изучения учебного материала.

Консультации

Изучение дисциплины проходит под руководством преподавателя на базе делового сотрудничества. В случае затруднений, возникающих при изучении учебной дисциплины, обучающимся следует обращаться за консультацией к преподавателю, реализуя различные коммуникационные возможности: очные консультации (непосредственно в университете в часы приема преподавателя), заочные консультации (посредством электронной почты).

СОДЕРЖАНИЕ КУРСА

Тема 1. Введение.

Содержание маркшейдерского дела и его задачи на различных этапах освоения месторождения. Понятие термина «Маркшейдерское дело» и история его развития. Роль маркшейдерских работ и их значение в практической деятельности горных предприятий. Структура маркшейдерской службы в России. Государственный, ведомственный и производственный (линейный) маркшейдерский контроль. Организация маркшейдерских служб. Лицензия на производство маркшейдерских работ.

Тема 2. Маркшейдерская документация.

Общие сведения о правовом статусе и требованиях к маркшейдерской документации, ее ведении, хранении и архивации. Состав и структура полного комплекта маркшейдерской документации. Правоустанавливающая, разрешительная, организационно-распорядительная, горно-графическая и отчетная документация. План развития горных работ. Книга маркшейдерских указаний и ее контроль.

Тема 3. Маркшейдерско-геодезические приборы и оборудование.

Общие сведения о классификации и видах маркшейдерско-геодезических приборов и оборудования. Основы применения маркшейдерско-геодезических приборов, производство измерений.

Тема 4. Геометризация месторождений полезных ископаемых.

Сущность, задачи и методы геометризации месторождений полезных ископаемых. Теоретические основы геометризации месторождений полезных ископаемых. Методика геометризации месторождений. Форма и геометрические параметры залежи полезного ископаемого. Определение координат точек встречи скважин с поверхностью залежи. Законы построения гипсометрических и структурных графиков (планов).

Тема 5. Открытые горные работы.

Общие сведения о маркшейдерском сопровождении открытых горных работ. Организация маркшейдерской службы как структурного подразделения производственного контроля системы промышленной безопасности. Опорная и съемочная маркшейдерская сеть на карьерах и разрезах. Состав и характеристика основных видов и направлений маркшейдерских работ. Маркшейдерские съемки и замеры. Учет состояния и движения запасов на открытых горных работах.

Тема 6. Подземные горные работы.

Общие сведения о подземных съемках, закладки пунктов опорной и съемочной сети. Приборы и инструменты используемые при линейных и угловых измерениях в шахте. Горизонтальные и вертикальные соединительные съемки. Ориентирование подземной съемки через штольню, один вертикальный ствол, два вертикальных ствола и наклонный ствол. Передача высотной отметки с поверхности в шахту, на ориентируемый горизонт. Задание направления горным выработкам на прямолинейном и криволинейном направлениях. Съемка горных выработок. Процессы нивелирования в горных выработках.

Тема 7. Шахтное строительство.

Основные принципы проектирования шахт и карьеров. Общие сведения о маркшейдерском обеспечении строительства капитальных, подготовительных и нарезных горных выработок для подземных и открытых горных работ. Маркшейдерские работы по выносу проектов в натуру.

Тема 8. Геомеханика.

Общие сведения о геомеханических процессах на горных предприятиях. Понятие опасных зон на подземных и открытых горных работах. Маркшейдерский мониторинг горных отводов. Режимные маркшейдерские наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности, а также за устойчивостью бортов карьеров и откосов отвалов. Маркшей-

дерское обеспечение промышленной и технической безопасности при ведении горных работ.

Перечень примерных вопросов для проведения самопроверки и подготовки к экзамену

1.Маркшейдерское дело и его задачи на различных этапах освоения.
2.Вертикальная соединительная съемка.
3.Вынос в натуру горизонтального угла (2 случая).
4.Задачи маркшейдера при строительстве шахт, сооружений и тоннелей.
5.Закрепление точки (репера) на заданной в проекте высотной отметки.
6.Классификация, составление и оформление графической маркшейдерской документации.
7.Краткая историческая справка о развитии маркшейдерского дела.
8.Маркшейдерская графическая документация. Требования к ней и ее виды.
9.Маркшейдерские опорные и съемочные сети на земной поверхности.
10.Маркшейдерские работы при проходке и креплении вертикальных шахтных стволов.
11.Маркшейдерские работы при строительстве тоннелей и выработок большого сечения.
12.Нивелирование подземных горных выработок геометрическим способом.
13.Перенесение в натуру горизонтального расстояния на неровной наклонной местности.
14.Перенесение в натуру горизонтального расстояния с плана на местность.
15.Перенесение в натуру линии под заданным уклоном.
16.Перенесение в натуру линий под заданным углом наклона.
17.Перенесение в натуру оси сооружения (три случая).
18.Перенесение точки по заданным ее координатам.
19.Роль маркшейдерских работ и их значение в практической деятельности горных инженеров.
20.Создание разбивочной сети на поверхности. Вертикальная планировка промплощадки.
21.Структура маркшейдерской службы в стране.
22.Топографические съемки поверхности промплощадки.
23.Геометрическое ориентирование шахт через один вертикальный ствол.
24.Горные теодолиты и приспособления для их установки и центрирования.
25.Измерение длин линий.
26.Измерение горизонтальных и вертикальных углов.
27.Классификация промышленных запасов по степени их готовности к добыче.
28.Классификация разведанных запасов полезного ископаемого.
29.Методы геометризации месторождений.
30.Методы построения предохранительных целиков под охраняемыми объектами.
31.Общие сведения о горизонтальных и соединительных подземных съемках.
32.Общие сведения о подземных маркшейдерских съемках.
33.Общие сведения о процессах сдвижения горных работ.
34.Ориентирование подземной съемки через штольню или наклонный шахтный ствол.
35.Основные сведения о разбивке зданий и сооружений.
36.Основные факторы, влияющие на характер процесса сдвижения горных пород.
37.Особенности процесса сдвижения горных пород и охрана сооружений при подземной разработке рудных месторождений.

38 Перенесение в натуру точки по координатам методом полярной засечки и прямоугольных координат.

39 Подсчет запасов полезных ископаемых.

40.Расчет объемов земляных работ при вертикальной планировке промплощадки.

41 Состав, виды и содержание маркшейдерской графической документации.

42 Сущность задачи и этапы геометризации месторождений полезных ископаемых.

КОМПЛЕКТ ПРИМЕРНЫХ ТЕСТОВЫХ ЗАДАНИЙ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ И ПОДГОТОВКИ К ЭКЗАМЕНУ

Вариант I		
№	Вопросы	Варианты ответов
1	Опорные сети на карьере по точности должны быть ..	1 I – II классов 2.II – III классов 3 III - IV классов 4. IV класса. 1. 2 разряда 5 1. 2 разряда
2	В измеренные расстояния в съемочных сетях вводят поправки	1 за температуру 2 за компарирование 3 за температуру и компарирование 4 за наклон 5.за наклон. температуру и компарирование
3.	Для определения плановых координат точек применяется …	1.профилировка 2 нивелирование 3.полигонометрия 4 гироскопия 5 ориентирование
4	Натяжение рулетки в съемочных сетях осуществляется …	1 от руки 2 динамометром 3 специальным устройством 4 планиметром 5 отвесом
5	Измерение углов производится способом …	1 шагов 2 приемов 3 деления 4 упражнений
6	Горные выработки снимают. .	1 гироскопическим способом 2 способом многоугольника 3 тахеометрическим способом 4 способом параллелей 5. способом повторений
7.	Нивелирование горных выработок проводится .	1.нивелированием строительным уровнем 2 барометрическим нивелированием 3.тригонометрическим нивелированием 4 геометрическим нивелированием 5 геометрическим и тригонометрическим
8	Допустимая невязка технического нивелирования	1.10 мм $\sqrt{L}$ 2 20 мм $\sqrt{L}$ 3. 30 мм $\sqrt{L}$ 4. 40 мм $\sqrt{L}$ 5 50 мм $\sqrt{L}$ где L длина хода в км
9.	Профиль откаточных путей строится по пикетам, рас-	1 2 м 2 100 м

	стояние между которыми составляет	3. 100или 300 и 4. 20 или 30 м
10	Задание направлений горным выработкам в горизонтальной плоскости фиксируется …	1 теодолитом 2.нивелиром 3 лазерным прибором 4.отвесами 5 лазерными приборами или отвесами
11	Задание направлений горным выработкам в вертикальной плоскости фиксируется …	1 отвесами 2.боковыми реперами 3 лазерными указателями 4.теодолитом 5 отвесами или боковыми реперами или лазерными указателями
12	Для задания направлений применяют …	1 1 отвес 2.2 отвеса 3 3 отвеса 4 4 отвеса 5 5 отвесов.
13	Подземные опорные сети состоят из. .	1 полигонометрических ходов. 2 триангуляции: 3 трилатерации. 4 сетей II –го класса; 5 сетей I-го класса.
14	Ориентирование подземных горных выработок производят .	1 геометрическим способом. 2 тригонометрическим способом; 3 способом круговых приемов. 4 полярным способом; 5 способом перпендикуляров.
15	Измерение углов по 3-штативной системе. .	1 повышает точность измерения углов. 2 не влияет на точность; 3 увеличивает производительность труда. 4.повышает точность и увеличивает производительность работ.
16.	Передачу Z в вертикальный ствол можно осуществить	1. Лазерной рулеткой 2 Тригонометрическим нивелированием 3. Геометрическим нивелированием 4 Прибором ДА2 и шахтной лентой
17	Съемочные точки на карьере координируются методом …	1 Прямой засечки 2. Обратной засечки 3 Теодолитным ходом Всеми перечисленными способами
18.	Маркшейдерский теодолит должен иметь	1. Специальную сетку нитей 2 Подсвечивающее устройство 3. Пылевлагозащиту 4 Оптический центрир 1+2+3
	Вариант 2	
№	Вопросы	Варианты ответов
1.	Поправка за провес рулетки ..	1 вводится при измерении длин линий на весу. 2 определяется контрольным метром; 3 не учитывается; 4 вводится только в подземных сетях; 5 определяется на компараторе
2.	При вычислении приращений координат используется значение .	1 горизонтального проложения. 2. наклонной длины: 3 наклона; 4. горизонтального угла: 5 вертикального угла.
3.	В измеренные длины в съемочных сетях вводят поправки за .	1 температуру; 2. температуру и наклон. 3 за наклон и провес. 4. за наклон. провес. температуру и компарирование, за наклон. температуру и компарирование

4.	Соединительный треугольник должен быть	1. выпнутым. 2 равносторонним; 3. прямоугольным. 4 выпнутым с длинной стороной между отвесами; прямоугольным с длинной стороной между отвесами.
5.	Грузы при проектировании помещают	1.в воду; 2 на почву выработки. 3. в масло: 4 в масло или в воду с отпалами. 5.в изолированный футляр.
6.	Соединительные треугольники решают по теореме	1. синусов: 2 косинусов. 3. тангенсов. 4 синусов и тангенсов: 5 синусов и косинусов.
7	Съемка горных выработок на карьерах выполняется способом…	1 перпендикуляров; 2 сечений. 3 тахеометрическим; 4 геометрическим. тригонометрическим.
8.	Примыкание к отвесам . .	1 соединительным пятиугольником; 2 соединительным треугольником: 3 соединительной призмой: 4 гироскопическим способом, 5 через два ствола.
9.	Тахеометрическую съемку производят…	1 теодолитом; 2 угломером. 3 курвиметром; 4 рулеткой. 5. компасом.
10.	При ориентировании через два ствола опускается	1. по два отвеса в каждом стволе: 2 по три отвеса в каждом стволе. 3. по одному отвесу в каждом стволе: 4 два отвеса в одном стволе и один в другом. 5. три отвеса в одном стволе и два в другом.
11.	Гироскопическое ориентирование сторон маркшейдерской опорной сети выполняется .	1. на любом расстоянии от ствола: 2 в околоствольных выработках. 3. в 2 км от ствола; 4 только при сбойке горных выработок; 5. при контрольных съемках.
12.	Задание направлений горным выработкам в горизонтальной плоскости производится .	1.теодолитом 2 нивелиром 3 шахтной лентой 4 рулеткой 5 светодальномером
13	Превышение между точками можно вычислить…	1 по горизонтальному проложению и горизонтальному углу; 2 по наклонному расстоянию и горизонтальному углу. 3 по наклонному расстоянию и вертикальному углу; 4 по дирекционному углу наклонному расстоянию.
14.	Допустимая разность между измеренным расстоянием на поверхности и шахте в соединительном треугольнике составляет..	1 1 мм. 2 2 мм; 3 3 мм, 4 4 мм; 5 10 мм.

СОДЕРЖАНИЕ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКИХ РАБОТ

задание № 1 - «Геометризация и подсчет запасов участка месторождения полезного ископаемого».

Используя координаты разведочных скважин (X, Y) и отметки (Z) висячего и лежачего боков рудной залежи, а так же ее мощность, (см. таблицу исходных данных соответствующего варианта) построить гипсометрический план участка месторождения в изолиниях мощности. Подсчитать запасы рудной залежи, в пределах ее границ (контур изолинии 0-метра), методом горизонтальных сечений.

-

Таблица исходных данных для геометризации и подсчета запасов

№ скв	X, м	Y, м	Z		m, м
			вис. бок	леж. бок	
1	16745,000	26240,000	233,5	231,8	1,7
2	16758,000	26319,000	263,0	231,0	32,0
3	16764,000	26390,000	236,8	233,2	3,6
4	16668,000	26238,000	239,2	228,1	11,1
5	16704,000	26310,000	269,3	226,3	43,0
6	16720,000	26400,000	236,6	232,0	4,6
7	16638,000	26300,000	236,8	230,9	5,9
8	16650,000	26370,000	241,0	228,9	12,1

γ=3,2 т/м3

Последовательность выполнения задания:

1 - по данным таблицы исходных данных, строится фрагмент плана с нанесением разведочных скважин с указанием мощности залежи. Геометризация участка залежи полезного ископаемого проведена методом изолиний. Нулевой контур залежи определяется методом интерполирования по мощности пробуренных скважин. Выбрав высоту сечения изолиний, равную 5м, отображаем залежь в изолиниях мощности (см.Рисунок 1).

2 - подсчет запасов производится методом горизонтальных сечений, в качестве, которых выступают изолинии мощности залежи полезного ископаемого. Объем рудной залежи определяется суммой объемов блоков, ограниченных двумя смежными сечениями изо-

линий. Объем блока равен произведению половины суммы площадей смежных сечений, умноженных на высоту сечения изолиний, равную 5 м.

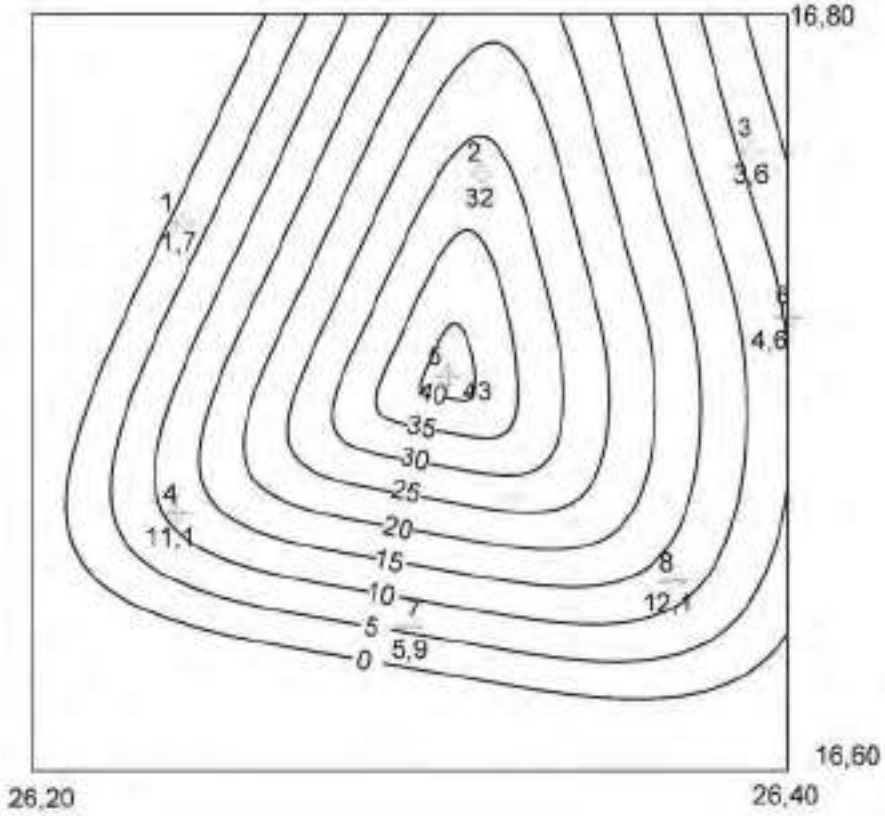


Рисунок1. План изолиний мощности залежи

Задание №2««Подготовка исходных данных для выноса центра и строительных осей горной выработки с проекта в натуру»

Произвести расчет разбивочных углов и расстояний от пунктов маркшейдерской опорной сети (I, II,) до точки выноса центра и строительных осей (С). В качестве исходных данных являются координаты этих точек (X, Y, Z) и дирекционный угол главной оси выработки (M-N)

Вычисление разбивочных углов ($\beta_{1,2,3}$) производится через дирекционные углы, соответствующих направлений при пункте I , II маркшейдерской опорной сети и точке С.

Вычисление горизонтальных проложений от пунктов I и II до выносимой точки С производятся через их приращения координат. Наклонные расстояния, для выноса точки на местность, получают путем введения поправки за разность высот точек, в горизонтальные проложения, соответствующих направлений. Графическая модель решения задания №2 приведена на рисунке 2.

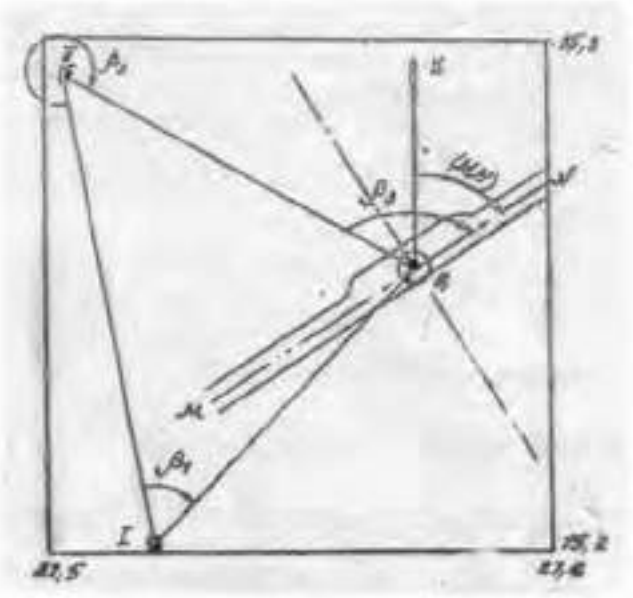


Рисунок 2. План разбивки центра ствола и строительных осей.

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

ПЕРЕЧЕНЬ РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Голубко Б.П. и др. Маркшейдерия. Часть 1, 2010. – 208 с.

2. Бадулин А.П. Маркшейдерия: методические указания к лабораторным работам по дисциплине «Геодезия и маркшейдерия» (раздел «Маркшейдерия») для студентов специальностей: «Шахтное строительство» (ШС) и «Взрывное дело» (ВД) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. – 45 с.

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Екатеринбург
2019

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
Л 43

Рецензент: *С. В. Исаков*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Лель Ю. И., Мартынов Н. В.

Л 43 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 33 с.

В учебно-методическом пособии дается содержание курсового проекта по дисциплине, порядок решения главных его задач и необходимый для расчетов минимум справочно-информационных материалов. Приводятся примеры графической части проекта и решения отдельных задач, требования к оформлению проекта.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» направления 21.05.04 – «Горное дело».

УДК 622.221

© Лель Ю. И., Мартынов Н. В., 2019
© Уральский государственный горный университет, 2019

Введение

Целью курсового проектирования является закрепление и систематизация теоретических знаний, полученных при изучении дисциплины «Процессы открытых горных работ», развитие навыков самостоятельного решения инженерных задач, использования технической литературы, справочных и нормативных материалов, достижений научно-технического прогресса и передового опыта.

Проект выполняется на основе раздела «Подготовка горных пород к выемке» дисциплины «Процессы открытых горных работ».

Тема курсового проекта: «Расчет параметров буровзрывных работ на карьере».

Для горнотехнических условий разработки в соответствии с заданием на проектирование решаются *следующие задачи*:

– обоснование и выбор вида бурения, модели бурового станка и диаметра долота;

– обоснование и выбор типа ВВ;

– расчет параметров буровзрывных работ: конструкции и сетки скважин, количества взрывных скважин в ряду и количества рядов на заданном блоке, ширины развала, выхода взорванной горной массы с 1 п. м скважины;

– обоснование схемы коммутации взрывной сети на блоке в соответствии с заданными средствами инициирования;

– расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ;

– расчет потребности во взрывчатых материалах;

– расчет производительности бурового станка и потребного количества смен на обуривание блока.

Основанием для выполнения проекта является задание на проектирование, выдаваемое руководителем индивидуально каждому студенту (прил. 1).

Проект состоит из расчетно-пояснительной и графической частей и оформляется строго по действующим ГОСТам.

Текстовая часть проекта оформляется в виде брошюрованной записки. Записка должна иметь следующее:

1. Оформленный по правилам титульный лист, выполняемый в туши или на принтере. Образец оформления титула дан в прил. 2.
2. Оригинал задания на проектирование (прилагается к записке между титульным и первым листом).
3. Оглавление с перечислением всех разделов записки и их постраничного размещения. Размещается после задания на проектирование.
4. Текст с расчетами, обоснованием, схемами.
5. Список использованной литературы.

Текст пишется на одной или двух сторонах листа нелинованной белой бумаги стандартных размеров (формат 297 × 210 мм) чернилами одного цвета

(кроме красного) или печатается на принтере. На листе оставляются поля: слева 30 мм, справа – 10 мм, сверху – 20 мм и снизу – 25 мм.

Страницы нумеруются, номера ставятся внизу, по центру страницы.

Первым является лист с оглавлением.

Текст пишется аккуратно, без помарок и зачеркиваний. Изложение текста должно быть литературным, сжатым, грамотным. Не допускаются сокращения слов, за исключением общепринятых обозначений. Предложения строятся в безлично-именной форме.

Таблицы, рисунки и схемы, помещенные в записку, нумеруются и им даются наименования по содержанию. В тексте на них даются ссылки. Нумерацию имеют все формулы, разделы нумеруются и имеют те же заголовки, что и в приведенном далее тексте. Рисунки, таблицы, формулы нумеруются последовательно по разделам. Например, первый рисунок в разделе 1 имеет нумерацию 1.1, второй – 1.2 и т. д. Первая таблица раздела 2 имеет номер 2.1, вторая – 2.2 и т. д. Аналогично нумеруются формулы.

При аналитических расчетах сначала записывается формула с буквенными обозначениями параметров, ставится знак равенства, подставляются значения параметров и пишется результат вычислений. Ниже формулы дается расшифровка параметров и обоснование их значений (примеры смотри далее в тексте руководства).

Графическая часть представляется чертежами, выполненными на листах формата А4 (прил. 4, рис. П. 4.1, П. 4.2), в стандартном масштабе. Размеры на чертежах наносятся с точностью, принятой для измерения данного параметра.

1. Выбор вида бурения и диаметра долота

1. Для заданных горнотехнических условий выбирается диаметр скважины, как один из основополагающих параметров, определяющих эффективность и качество буровзрывных работ.

Поскольку четко выраженной зависимости для определения требуемого диаметра скважин от горнотехнических условий не существует, выбор диаметра осуществляется на основе технико-экономических расчетов вариантов. В данной работе не рассматриваются экономические, а только технические и технологические аспекты буровзрывных работ.

1.1. На первом этапе выбирается вид бурения: шнековый ($П_б \leq 8$), шарошечный ($16 \geq П_б \geq 8$), пневмоударный ($П_б \geq 16$) в зависимости от относительного показателя трудности бурения ($П_б$), который определяется по эмпирическому выражению

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\gamma. \qquad (1.1)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сд}$ – пределы прочности породы при одноосном сжатии и сдвиге, МПа; γ – плотность породы, т/м^3.

Для более полного учета других факторов, влияющих (помимо $П_6$) на выбор способа бурения, следует ознакомиться с источниками [1, с. 74-103] и [4, с. 23-59].

1.2. После выбора способа бурения принимается для дальнейших расчетов диаметр долота (скважины) исходя из технологических параметров станков вращательного (прил. 3, табл. П. 3.1), шарошечного (прил. 3, табл. П. 3.2) или пневмоударного (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4) бурения. Выбор диаметра скважины – многоплановая технико-экономическая задача. Наибольшее влияние на выбор диаметра оказывает трещиноватость и крепость взрываемого массива. Современный опыт буровзрывных работ на карьерах показывает, что:

а) в крепких породах I–II категорий трещиноватости стремятся применить возможно больший диаметр скважины 250–350 мм;

б) в слабых и ниже средней крепости породах, не требующих большого удельного расхода ВВ, той же I–II категорий трещиноватости применение скважин 300 мм и более оказывается неэффективным;

в) типичным для пород II и III категорий трещиноватости являются диаметры скважин 200–250 мм;

г) в крупноблочных породах IV и V категорий с точки зрения качества дробления эффективны диаметры скважин 120–170 мм. Однако их применение ограничивается, как правило, малой и средней производительностью карьера по горной массе (низкий выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины).

1.3. Для предварительного выбора диаметра долота при шарошечном бурении можно использовать данные о соотношении оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения (прил. 3, табл. П. 3.5).

1.4. При выборе диаметра и марки шарошечного долота необходимо учитывать следующее. В зависимости от типа буримых пород наружные рабочие поверхности шарошек (вооружение) имеют зубья различной формы и размеров. Это отражается в обозначении долота следующими буквами:

М – для мягких пород;

МС – мягких пород с пропластками пород средней твердости;

МЗ – мягких абразивных пород;

МЗС – мягких абразивных пород с пропластками средней твердости;

С – пород средней твердости;

СТ – пород средней твердости с пропластками твердых;

СЗ – абразивных пород средней твердости;

Т – твердых пород;

ТЗ – твердых абразивных пород;

ТК – твердых пород с пропластками крепких;

К – крепких пород;

ОК – очень крепких пород.

Шарошки долот Т, СТ, МС и М имеют фрезерованные зубья, наплавленные твердым сплавом, и отличаются друг от друга количеством и размерами зубьев. Зубья шарошек МЗ, СЗ, ТКЗ, К и ОК выполнены в виде запрессованных в тело шарошек твердосплавных штырей с клиновидной (МЗ, СЗ и ТЗ – угол клина 90°) или сферической (К, ОК) рабочей поверхностью. Шарошки долот МЗС и ТК имеют чередующиеся фрезерованные и вставные зубья.

В зависимости от расположения и конструкции продувочных каналов шарошечные долота бывают с центральной (П) и боковой (ПГ) продувкой, а опоры шарошек могут быть с телом качения (В), на двух и более подшипниках скольжения (С) или содержать упорный подшипник скольжения (УПС).

В настоящее время большинство долот диаметром 200 мм и выше выполнено на опорах, имеющих следующую схему: роликовый подшипник – шариковый (замковый) подшипник – роликовый подшипник (Р–Ш–Р).

Марка долота 228 МЗ-ПГВ обозначает долото диаметром 228 мм с вооружением МЗ, с боковой продувкой опор (ПГ).

У долот с центральной продувкой подвод воздуха к забою осуществляется через центральное отверстие. Кроме того, в лапах и их цапфах выполняются специальные каналы, по которым до 20-25 % общего расхода воздуха поступает в опоры шарошек. Это способствует их охлаждению и предотвращает попадание в них частиц выбуренной породы.

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ)

Характеристики основных типов ВВ для открытых горных работ приведены в прил. 3, табл. П. 3.6. Тип ВВ выбирается с учетом обводненности и горнотехнических свойств массива, а также диаметра скважин. При малых диаметрах скважин и большой крепости пород целесообразно принимать ВВ с большими мощностными характеристиками. Также следует учитывать величину кислородного баланса.

Более полное представление о свойствах ВВ и области их применения можно получить по данным литературных источников [3, с. 228-250], [4, с. 83-121] и [11, с. 22-26].

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке

Общие требования к проектированию взрывных работ изложены в прил. 5.

Для выбранного диаметра долота, типа ВВ и заданных горнотехнических условий проводятся проектные расчеты в следующей последовательности.

3.1. Определяют параметры скважины:

а) диаметр скважины (d_c, мм)

$$d_c = d_д k_{разб}, \quad (3.1)$$

где $d_д$ – диаметр долота, мм; $k_{разб}$ – коэффициент разбуривания принимается в зависимости от крепости пород (f):

f	4	6	8-10	12-14	16
$k_{разб}$	1,05	1,04	1,037-1,031	1,030-1,021	1,02

б) длина перебура ($l_{пер}$, м)

$$l_{пер} = d_c k_{пер}, \quad (3.2)$$

где $k_{пер}$ – коэффициент перебура принимается в зависимости от взрываемости пород (прил. 3, табл. П. 3.7).

в) длина скважин при вертикальном бурении (l_c, м)

$$l_c = h_y + l_{заб}, \quad (3.3)$$

где h_y – высота уступа, м.

Примечание. В случае принятия после дальнейших расчетов наклонного бурения

$$l_c = \frac{h_y + l_{заб}}{\sin\alpha}, \quad (3.4)$$

где α – принятый угол наклона скважин к вертикали (обычно равен углу откоса рабочего уступа $\alpha_р$)

3.2. Определяется длина скважинного заряда ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_c - l_{заб}, \quad (3.5)$$

где $l_{заб}$ – длина забойки (м); принимается в зависимости от класса пород по взрываемости (прил. 3, табл. П. 3.8).

3.3. Определяется расчетный (проектный) расход принятого ВВ ($q_п$, кг/м^3)

$$q_п = q_э k_{ВВ} k_д k_\alpha \cdot \frac{\gamma}{2,6}, \quad (3.6)$$

где $q_э$ – удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21) Принимается в зависимости от трещиноватости, взрываемости, крепости и плотности пород по данным прил. 3, табл. П. 3.9; $k_{ВВ}$ – коэффициент работоспособности принятого ВВ (прил. 3. табл П. 3.10); $k_д$ – коэффициент, учитывающий принятый диаметр скважин по сравнению с эталонным (прил. 3, табл. П. 3.11): k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины: при вертикальном бурении $k_\alpha = 1$, при наклонном – $k_\alpha = 0,93…0,95$; γ – плотность породы, т/м^3.

3.4. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа (W, м)

$$W = 0,9\sqrt{\frac{P}{q_п}}, \quad (3.7)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м;

$$P = 7,85 d_c^2 \Delta. \quad (3.8)$$

где Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм^3 (прил. 3, табл. П. 3.6); $d_с$ – диаметр скважины, дм.

3.5. Проверяется выполнение условия

$$W \geq W_{min}, \tag{3.9}$$

где W_{min} – минимально необходимая величина линии сопротивления по подошве, определяемая из условия расположения бурового станка на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа, м;

$$W_{min} = h_б \text{ctg}\alpha_р + \tilde{N}, \tag{3.10}$$

где $\alpha_р$ – рабочий угол откоса уступа, град.; C – безопасное расстояние скважины от верхней бровки уступа, м;

$$\tilde{N} = h_б \left(\text{ctg}\alpha_б - \text{ctg}\alpha_р\right) \geq 3 \text{ i}; \tag{3.11}$$

где $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса уступа, град.

В случае, если $W < W_{min}$, изменяются принятые ранее параметры: а) увеличивается диаметр скважины и, следовательно, ее удельная вместимость (P); б) выбирается более мощное ВВ с высокой плотностью заряжания; в) применяется наклонное бурение либо спаренные по первому ряду скважины.

После выполнения условия $W \geq W_{min}$ значения W, P и $q_п$ принимаются в качестве проектных.

3.6. Определяются параметры сетки скважин.

3.6.1. Расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = \frac{Q_з}{q_п h_у W}, \tag{3.12}$$

где $Q_з$ – масса заряда в скважине, кг;

$$Q_з = P l_{зар}. \tag{3.13}$$

Полученное значение a проверяется по допустимому коэффициенту сближения скважин m

$$m = a/W. \tag{3.14}$$

В легковзрываемых породах m = 1,1…1,2; в средневзрываемых – m = = 1,0…1,1; в трудновзрываемых – m = 0,85…1,00.

3.6.2. Расстояние между рядами скважин (b, м)

$$b = \frac{Q_з}{q_п h_у a k_з}, \tag{3.15}$$

где $k_з$ – коэффициент увеличения удельного расхода ВВ во втором и последующих рядах скважин.

При наклонном бурении $k_з$ = 1,0; при вертикальном бурении в породах I-III категорий трещиноватости $k_з$ = 1,05…1,10; в породах IV-V категорий трещиноватости $k_з$ = 1,12…1,15.

3.7. По заданным размерам взрывного блока определяется необходимое количество скважин в ряду ($n_с$, шт.), количество рядов скважин ($n_р$, шт.) и в масштабе вычерчивается расположение взрывных скважин на уступе в плане и разрезе (прил. 4, рис. П. 4.3).

$$n_{\text{с}} = \frac{L_{\text{б}}}{a} + 1, \qquad (3.16)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина взрывного блока, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Количество рядов при заданной ширине взрывного блока (B, м)

$$n_{\text{р}} = \frac{B - W}{b} + 1, \qquad (3.17)$$

где W – величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа, м; b – расстояние между рядами скважин, м.

3.7.1. Полученное число рядов скважин округляется до ближайшего большего целого и рассчитывается фактическая ширина взрывного блока ($B_{\text{ф}}$, м)

$$\hat{A}_{\text{б}} = W + \left(n_{\text{р}} - 1\right)\, b. \qquad (3.18)$$

3.8. В соответствии с заданием конструируется и вычерчивается схема соединения зарядов при короткозамедленном взрывании (КЗВ). В качестве средств инициирования используется детонирующий шнуром или неэлектрические системы инициирования (НСИ) типа «Нонель», СИНВ и Эдилин. Особенности применения различных средств инициирования и различных схем соединения зарядов изложены в источнике [4, с. 240-257]. Характеристика промежуточных детонаторов (прессованных шашек) для взрывания детонирующим шнуром приведена в прил. 3, табл. П. 3.12. Примеры схемы коммутации и оформления чертежей приведены в прил. 4, рис. П. 4 4.

Интервал замедления (τ) определяется в зависимости от величины линии сопротивления по подошве (W, м) и взрываемости пород по соотношениям:

- для легковзрываемых пород $\tau = (5\ldots6)W$, мс;
- средневзрываемых пород $\tau = (3\ldots4)W$, мс;
- трудновзрываемых пород $\tau = (2{,}0\ldots2{,}5)W$, мс;
- весьма и исключительно трудновзрываемых пород $\tau = (1{,}5\ldots2{,}0)W$, мс.

Расчетное значение τ следует округлять до ближайшего из стандартных замедлений [1, с. 122-124].

Стандартное время замедления РП-8: 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125 мс.

Стандартное время замедления РП-Н: 20, 35, 50 мс.

Стандартное время замедления РП-Д: 20, 30, 45, 60, 80, 100 мс.

Время замедления в системе «Нонель»: 0, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс.

Время замедления внутрискважинных замедлителей системы «Нонель» от 75 до 500 с интервалом через 25 мс.

3.9. Определяются следующие показатели взрывных работ:

3.9.1. Ширина развала от первого ряда скважин ($B'_{\text{р}}$, м)

$$B'_{\text{р}} = k_{\text{з}} k_{\text{в}} h_{y} \sqrt{q_{\text{п}}}\,, \qquad (3.19)$$

где $k_{\text{з}}$ – коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого интервала замедления (τ, мс) между скважинами в ряду:

Интервал замедления τ, мс	0	10	25	50	≥ 75
$k_з$	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80

$k_в$ – коэффициент, зависящий от взрываемости породы. Для легковзрываемых пород $k_в$ = 3,0…3,5; для средневзрываемых – $k_в$ = 2,5…3,0; для трудновзрываемых – $k_в$ = 2,0…2,5; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; h – высота уступа, м.

3.9.2. Фактическая ширина развала

$$B_р = B'_р + (n_р - 1)b. \quad (3.20)$$

Примечание. В практической деятельности величину ширины развала планируют с целью согласования различных задач: улучшения качества дробления (за счет создания «подпорной стенки»); погрузки развала за определенное количество проходов экскаватора при рациональной ширине заходки; обеспечения требуемой (особенно в стесненных условиях) ширины рабочей площадки и т. п.

3.9.3. Высота развала ($h_р$, м) при многорядном взрывании на свободный откос и соблюдении фактических и расчетных параметров W и $q_п$ согласно [1, с. 101-102] составляет: при $n_р$ = 2÷3 $h_р = (0{,}6 \div 1{,}0)h_у$, при увеличении числа рядов скважин более трёх $h_р = (1{,}05 \div 1{,}30)h_у$, при завышенном фактическом значении W, а также при взрывании на «подпорную стенку» высота развала может достигать $h_р = (1{,}15 \div 1{,}40)h_у$.

При графическом изображении развала взорванной горной массы (прил. 4, рис. П. 4.5) следует соблюдать соотношение

$$\frac{S_б}{S_á} = \frac{S_б}{B_ô h_у} \approx k_р, \quad (3.21)$$

где $S_р$ – площадь поперечного сечения развала взорванной горной массы, м^2; $S_б$ – площадь поперечного сечения взрывного блока, м^2; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м; $h_у$ – высота уступа, м; $k_р$ – средний по блоку коэффициент разрыхления взорванной горной массы: $k_р$ = 1,10÷1,20 для легковзрываемых пород; $k_р$ = 1,25÷1,45 – для средне- и трудновзрываемых пород; $k_р$ = 1,45÷1,60 – для весьма и исключительно трудновзрываемых пород.

3.9.4. Объем взрываемого блока ($V_б$, м^3)

$$V_б = L_б B_ф h_у, \quad (3.22)$$

где $L_б$ – длина взрывного блока, м; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м.

3.9.5. Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины ($q_{г.м}$, м^3/м)

$$q_{ã.ì} = \frac{V_á}{\sum_1^n l_с}, \quad (3.23)$$

где $l_с$ – длина скважины, м; n – количество скважин на блоке.

$$n = n_р n_с, \quad (3.24)$$

где $n_р$ – количество рядов скважин; $n_с$ – количество скважин в ряду.

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах

4.1. Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок ($Q_б$, кг)

$$Q_б = \sum_1^n Pl_{зар} = q_п V_б, \qquad (4.1)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м; $l_{зар}$ – длина заряда, м; n – количество взрывных скважин на блоке; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

4.2. Потребность в средствах инициирования рассчитывается в зависимости от применяемых средств и схемы инициирования.

4.2.1. Инициирование детонирующим шнуром (ДШ).

Общее количество ДШ ($L_{дш}$, м) на взрывной блок

$$L_{дш} = k_{зап}(L_м + L_{сек} + L_{скв}), \qquad (4.2)$$

где $L_м$, $L_{сек}$, $L_{скв}$ – суммарные длины, соответственно, магистрального, секционного и скважинного шнуров, м; $k_{зап}$ = 1,1÷1,2 – коэффициент запаса.

При определении длины ДШ необходимо учитывать следующее:

а) при взрывании скважин глубиной более 15 м нитка ДШ дублируется (в соответствии с ЕПБ);

б) при заряжании ДШ должен выходить из скважины на длину 1,0÷1,5 м для соединения с секционным или магистральным ДШ;

в) длины $L_{сек}$ и $L_м$ рассчитываются по принятой схеме коммутации, которая вычерчивается в масштабе полностью либо фрагментарно;

г) в соответствии с принятой схемой коммутации зарядов определяется необходимое количество пиротехнических реле времени.

4.2.2. При инициировании с помощью ударно-волновой трубки (УВТ) необходимо учитывать следующее:

а) общая длина УВТ определяется в соответствии с принятой схемой коммутации сети с учетом требований к ДШ;

б) количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети, а также внутрискважинных (донных) детонаторов определяется в зависимости от схемы взрывания.

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ

5.1. Расстояние, опасное для людей по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов ($R_р$, м), определяется по формуле

$$R_б = 1250\ \eta_{çàð}\sqrt{\frac{fd_ñ}{(1+\eta_{çàá})à}}, \qquad (5.1)$$

где $\eta_{çàð} = \dfrac{l_{çàð}}{l_{çàá}}$ – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_с$ – диаметр скважины, м; $\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой;

при полной (проектной) забойке $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки – $\eta_{заб} = 0$;
a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Примечание. Для шпуровых и скважинных зарядов согласно ЕПБ $R_п \geq 300$ м

5.2. Сейсмически безопасное расстояние ($R_с$, м)

$$R_с = k_г k_п \alpha \sqrt[3]{Q}, \qquad (5.2)$$

где $k_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения); $k_с$ – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания; Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

Значения коэффициента $k_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует для расчета принимать ближайшее большее значение коэффициента $k_г$.

Значения коэффициента $k_с$

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания высотой не более 2-3-х этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Значения коэффициента α

Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	2,0

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значение коэффициента α следует увеличить в 1,5–2,0 раза.

5.3. Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны (УВВ).

5.3.1. Для людей ($R_{люд}$, м)

$$R_{люд} = 15\sqrt[3]{Q}, \qquad (5.3)$$

где Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

5.3.2. Для зданий и сооружений ($R_в$, м)

$$R_в = k_{заб} k_н d_с \sqrt{n}, \qquad (5.4)$$

где $k_{заб}$ – коэффициент забойки. Принимается в зависимости относительной длины забойки:

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда).....	0	5	10	15
$k_{заб}$	3000	2000	600	400

$k_м$ – коэффициент метеоусловий: для зимы – $k_м = 3$, для остальных сезонов – $k_м = 2$; $d_с$ – диаметр скважины, м; n – число одновременно взрываемых скважин.

6. Расчет производительности и парка буровых станков

Расчет производительности буровых станков осуществляется в следующей последовательности.

6.1. Станки шнекового (вращательного) бурения.

6.1.1. Определяется теоретическая (механическая) скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{7{,}5 P_р n_в}{100 П_б^2 d_д^2}, \quad (6.1)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие подачи, кН; $n_в$ – расчетная частота вращения бурового става, $с^{-1}$; $d_д$ – диаметр долота, м; $П_б$ – относительный показатель трудности бурения пород.

Расчетное усилие подачи должно находится в пределах

$$P_{min} \le P_р \le P_{max}, \quad (6.2)$$

где P_{min} – минимально необходимое усилие подачи для бурения заданных пород, кН; P_{max} – максимально возможное усилие подачи по техническим характеристикам выбранного типа станка, кН (прил. 3, табл. П. 3.1).

Минимально необходимое осевое усилие (P_{min}, кН) определяется по формуле В. В. Ржевского

$$P_{min} = 5 П_б F_з, \quad (6.3)$$

где $F_з$ – площадь затупления резцов, $см^2$; $F_з$ принимается в зависимости от буримости пород в следующих пределах: при $П_б = 1 \div 2$ $F_з = 0{,}5 \div 1{,}0$ $см^2$; при $П_б = 3 \div 4$ $F_з = 1{,}5 \div 2{,}0$ $см^2$; при $П_б = 5 \div 7$ $F_з = 2{,}5 \div 3{,}0$ $см^2$.

Расчетное осевое усилие ($P_р$, кН) принимается равным или близким оптимальному $P_о$

$$P_р \approx P_о = p_{уд} d_д, \quad (6.4)$$

где $p_{уд}$ – удельное в расчете на 1 см диаметра резца оптимальное осевое усилие для пород различной крепости по шкале М. М. Протодьяконова, кН/см (табл. 6.1); $d_д$ – диаметр долота, см.

Расчетная частота вращения бурового става ($n_в$, $с^{-1}$) принимается близкой или равной оптимальной при заданной крепости пород и согласуется с возможностями станка (прил. 3, табл. П. 3.1).

Таблица 6.1

Область оптимальных значений $p_{уд}$ и $n_в$ для станков СБР

Крепость пород f	Удельное оптимальное усилие подачи $p_{уд}$, кН/см	Оптимальная скорость вращения долота $n_в$, с$^{-1}$
1	0,5	4,5
2	1,7	3,4
3	2,6	2,5
4	3,7	1,9
5	4,8	1,4
6	5,8	1,0
7	6,7	0,7

Примечание. Например, при крепости пород f = 3, диаметре долота 160 мм, показателе по буримости $П_б$ = 4 минимально необходимое усилие составит P_{min} = 5·4·2= 40 кН, расчетное $P_р$ = 2,6·1,6 = 41,6 кН, максимально возможное для станка СБР-160А-24-о5 кН. Принятый станок обеспечивает необходимые параметры бурения

6.1.2. Техническая в заданных условиях скорость бурения ($v_т$, м/ч) определяется с учетом понижающих коэффициентов

$$v_т = v_м k_с k_н k_т, \qquad (6.5)$$

где $k_с$ = 0,95÷0,98 – коэффициент, учитывающий обводненность массива; $k_н$ – коэффициент, учитывающий наклон скважин: при вертикальном бурении $k_н$ = 1,0; при наклонном – $k_н$ = 0,90÷0,92; $k_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород: для I категории по трещиноватости $k_т$ = 0,90÷0,92; для II категории – $k_т$ = 0,92÷0,94; для III категории – $k_т$ = 0,95÷0,97; для IV категории $k_т$ = 0,98; для V категории $k_т$ = 1,0.

Примечание. В случае, если выбранный тип станка не обеспечивает требуемые параметры бурения, необходимо переходить на станки шарошечного бурения

6.2. Станки шарошечного бурения.

6.2.1. Механическая скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{P_р n_в^{0,8}}{П_б^{1,6} d_д}, \qquad (6.6)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие, кН; $n_в$ – расчетное (оптимальное) значение частоты вращения бурового става, мин$^{-1}$. Оптимальное значение $n_в$ определяется по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) в зависимости от $П_б$ и $d_д$ и принимается в расчетах не выше технических возможностей бурового станка (прил. 3, табл. П. 3.2).

Расчетное (оптимальное) значение осевого усилия ($P_р$, кН) определяется по формуле

$$P_р = k П_п d_д, \qquad (6.7)$$

где k – коэффициент, учитывающий буримость пород и соответствующий следующим значениям:

$П_б$	8	10	12	14	16	18
k	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Проверяется условие

$$P_{\min} \le P_{\text{р}} \le P_{\max}, \tag{6.8}$$

где $P_{\min}$ – минимальное осевое усилие, кН. Определяется из условия

$$P_{\min} = (0{,}6 \div 0{,}7) f d_{\text{д}}, \tag{6.9}$$

где f – крепость пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_{\text{д}}$ – диаметр долота, см; $P_{\max}$ – максимальное осевое усилие, кН. Соответствие $P_{\text{р}}$ и $P_{\max}$ проверяется по двум факторам: а) по техническим возможностям станка (прил. 3, табл. П. 3.2); б) по прочности шарошек, исходя из условия

$$P_{\max} = 0{,}55 d_{\text{д}}^2. \tag{6.10}$$

6.2.2. Техническая скорость бурения рассчитывается с учетом понижающих коэффициентов, аналогично шнековому бурению и проверяется по расходу воздуха на продувку скважины (производительности компрессора).

В зависимости от производительности компрессора скорость бурения определяется из выражения

$$v_{\text{á}} = \frac{4{,}62 Q_{\text{ê}} \gamma_{\text{â}} \mu}{d_{\text{ñ}}^2 \gamma}, \tag{6.11}$$

где $Q_{\text{к}}$ – производительность компрессора, м^3/с (прил. 3, табл. П. 3.2); $\gamma_{\text{в}}$ – плотность воздушной или воздушно-водяной смеси исходящего из скважины потока, кг/м^3. При воздушной продувке $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}3$ кг/м^3; при воздушно-водяной (при среднем расходе поды 0,05–0,08 л/с) $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}4 \div 1{,}5$ кг/м^3; μ – массовая доля частиц породы в потоке смеси ($\mu = 0{,}4 \div 0{,}6$); $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м; γ – плотность буримых пород, т/м^3.

Если окажется, что расчетная техническая скорость бурения ($v_{\text{т}}$) выше, нежели допустимая по производительности компрессора ($v_{\text{б}}$), то скорость бурения пересчитывается за счет изменения режимов бурения: уменьшения осевого усилия (целесообразно в легко- и среднебуримых породах) либо снижения скорости бурения (в крепких породах). Окончательно принимается техническая скорость ($v_{\text{т}}$) и режимы бурения ($P_{\text{р}}$ и $n_{\text{в}}$).

Пример. Станком СБШ-250МНА-32 бурятся вертикальные скважины глубиной 18 м, диаметр долота 244,5 мм, плотность пород 2,5 т/м^3, крепость f = 12, показатель буримости $П_б$ = 14. Массив сухой, IV категории трещиноватости.

Максимальное осевое усилие согласно технической характеристике станка $P_{\max}$ = = 300 кН, по прочности шарошек $P_{\max} = 0{,}55 \cdot 24{,}45 = 330$ кН. Расчетное (оптимальное) осевое усилие $P_{\text{р}} = 0{,}75 \cdot 14 \cdot 24{,}45 = 257$ кН.

Оптимальная частота вращения долота по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) $n_{\text{в}}$ = 140 мин$^{-1}$ соответствует техническим возможностям станка.

Механическая скорость бурения

$$v_м = \frac{257 \cdot 140^{0,8}}{12^{1,6} \cdot 24,4} = 13,8 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_т = 13,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 13,1 \text{ м/ч}$$

Предельно возможная скорость бурения по производительности компрессора ($Q_к$ = = 0,53 м^3/с)

$$v_б = \frac{4,62 \cdot 0,53 \cdot 1,5 \cdot 0,6}{0,244^2 \cdot 2,5} = 14,9 \text{ м/ч}.$$

Окончательно принимаем к расчету скорость бурения $v_т$ = 13,1 м/ч, а рациональные параметры режима бурения: $P_р$ = 257 кН, $n_в$ = 140 мин$^{-1}$.

6.3. Станки ударно-вращательного бурения.

6.3.1. Механическая скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{0,5 \cdot 10^{-3} \omega n_у}{k_1 П_б d_к^2 k_ф}, \qquad (6.12)$$

где ω – работа единичного удара, Дж; $n_у$ – число ударов коронки в секунду, с$^{-1}$; $d_к$ – диаметр коронки, м; k_1 – коэффициент, учитывающий величину $П_б$ (при $П_б$ = 10÷14 k_1 = 1; при $П_б$ = 15÷17 k_1 = 1,05; при $П_б$ = 18÷25 k_1 = 1,1); $k_ф$ – коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (при трехперых коронках, рекомендуемых для малотрещиноватых пород, $k_ф$ = 1,0; при крестовых, рекомендуемых для трещиноватых пород, $k_ф$ = 1,1).

6.3.2. Техническая скорость бурения с учетом понижающих коэффициентов ($v_т$, м/ч)

$$v_т = v_м k_э k_н k_т. \qquad (6.13)$$

Значения коэффициентов те же, что и в формуле (6.5).

Пример расчета. Породы обводненные, IV категории трещиноватости, показатель по буримости $П_б$ = 20, скважины вертикальные глубиной 15 м. Станок СБУ-125-24, пневмоударник П-125К (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4).

Энергия единичного удара 140 Дж, частота удара 21 с$^{-1}$. Коэффициент, учитывающий величину $П_б$, k_1 = 1,1, коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (крестовую), $k_ф$ = 1,1

Механическая скорость бурения

$$v_м = \frac{0,6 \cdot 10^{-3} \cdot 140 \cdot 21}{1,1 \cdot 20 \cdot 0,125^2 \cdot 1,1} = 4,7 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_т = 4,7 \cdot 0,98 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 4,5 \text{ м/ч}$$

6.4. Сменная производительность станка ($A^б_{см}$, м/смену) определяется по формуле

$$A^б_{см} = \left[T_{см} - \left(T_{пз} + T_{рег}\right)\right] v_т, \qquad (6.14)$$

где $T_{см}$ – длительность смены, ч (принимается самостоятельно); $T_{пз}$ – время подготовительно-заключительных операций, ч, $T_{пз}$ = 0,5 ч; $T_{рег}$ – время регламентированных перерывов, ч, $T_{рег}$ = 0,3÷0,6 ч; $v_т$ – техническая скорость бурения, м/ч.

6.5. Годовая производительность станка ($A_г^б$, м/год)

$$A_г^б = A_{см}^б N_{см} N_{сут}, \quad (6.15)$$

где $N_{см}$, $N_{сут}$ – количество рабочих смен в сутки и количество рабочих дней в году, соответственно.

Примечание. Режим работы устанавливается самостоятельно и корректируется при необходимости.

6.6. Потребный парк буровых станков ($N_б$, шт.)

$$N_б = \frac{Q_{г.и}}{A_б^б q_{в.и}}, \quad (6.16)$$

где $Q_{г\ и}$ – годовая производительность по горной массе, м^3/год; $q_{г\ и}$ – выход горной массы с 1 п. м скважины, м^3/м.

6.7. Необходимое количество рабочих смен на обуривание заданного блока ($N_{см}^о$)

$$N_{бл}^{см} = \frac{V_б}{A_{бл}^{см} q_{в\ i}}, \quad (6.17)$$

где $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

7. Технологические показатели проекта

Исходные данные для проектирования и расчетные показатели буровзрывных работ в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Технологические показатели проекта

Показатели	Значения
Исходные условия	
Высота уступа $h_у$, м	
Угол откоса уступа, град:	
рабочий $\alpha_р$	
устойчивый $\alpha_у$	
Характеристика пород	
сопротивление на сжатие $\sigma_{сж}$, Мпа	
сопротивление на сдвиг $\sigma_{сд}$, Мпа	
плотность γ, т/м^3	
класс взрываемости	
Характеристика массива:	
категория трещиноватости	
обводненность	
Размеры взрывного блока, м:	
длина $L_б$	
ширина B	
Схема короткозамедленного взрывания	
Схема инициирования	
Производительность карьера по горной массе $Q_{г.и}$, млн м^3/год	

Окончание таблицы 7.1

Показатели	Значения
Расчетные показатели взрывных работ	
Относительный показатель трудности бурения $Ш_б$	
Модель бурового станка	
Диаметр скважины $d_с$, мм	
Длина, м:	
скважины $l_с$	
перебура $l_{пер}$	
забойки $l_{заб}$	
скважинного заряда $l_{зар}$	
Принятое ВВ	
Проектный расход принятого ВВ $q_п$, кг/м^3	
Удельная вместимость скважины P, кг/м	
Величина линии сопротивления по подошве W, м	
Масса заряда в скважине $Q_с$, кг	
Расстояние между скважинами в ряду a, м	
Расстояние между рядами скважин b, м	
Количество рядов скважин $n_п$	
Количество скважин в ряду $n_с$	
Фактическая ширина взрывного блока $B_ф$, м	
Ширина развала от первого ряда скважин $B'_р$, м	
Фактическая ширина развала $B_р$, м	
Средний по блоку коэффициент рыхления взорванной горной массы $k_р$, м	
Объем взрывного блока $V_б$, м^3	
Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины $q_{г.м}$, м^3/м	
Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок $Q_б$, кг	
Общая длина ДШ (УВТ) на взрывной блок $L_{дш}$ ($L_{увт}$), м	
Необходимое количество пиротехнических реле времени $N_{рвз}$, шт	
Количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети $N_д$, $N_{рвз}$, шт.	
Количество внутрискважинных (донных) детонаторов $N_{дв}$, шт.	
Общая масса одновременно взрываемых зарядов Q, кг	
Безопасное расстояние для людей по разлету кусков породы $R_р$, м	
Сейсмически безопасное расстояние $R_с$, м	
Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны R_{min}, м	
Безопасное расстояние для зданий и сооружений $R_с$, м	
Расчетные показатели буровых работ	
Теоретическая (механическая) скорость бурения $v_м$, м/ч	
Техническая скорость бурения $v_т$, м/ч	
Сменная производительность бурового станка $A^{ф}_{см}$, м/смену	
Годовая производительность бурового станка $A^{ф}_г$, м/год	
Потребный парк буровых станков $N_б$, шт	

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Ренев Н. Л.* Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1 : учебное пособие. – М.. : Изд-во «Мир горной книги». 2009. – 188 с.; 2009. – 188 с.

2. *Корнилков М. Ю.* Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. 2008. – 202 с.

3. *Кутузов Б. Н.* Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов. – М.: Изд-во «Горная книга». 2007. – 471 с.

4. *Дрижевский М. Ф., Кисиб Б. Н., Кир В. С.* Буровзрывные работы на карьерах: учебник для техникумов. – М.: Недра. 1990. – 367 с.

5. *Технология и безопасность взрывных работ* / «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле»: Матлы науч.-техн. конф. IV Уральского горнопромышленного форума. 12-14 сентября 2011 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. 2012. – 305 с.

6. *Есипов А. А.* Использование энергии взрыва при разработке многолетнемерзлых россыпей. – М.: Недра. 1991. – 224 с.

7. *Анистратов Ю. И., Анистратова К. Ю., Шадов М. И.* Справочник по открытым горным работам. – М.. НТЦ «Горное дело». 2010. – 700 с.

8. *Нормативный справочник по буровзрывным работам* / Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров, В. Х. Кантор. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра. 1986. – 511 с.

9. *ГОСТ 55736-2013.* Оборудование горно-шахтное. Станки для бурения взрывных скважин на открытых горных работах.

10. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 1. Расчет параметров буровых работ. руководство по выполнению лабораторных работ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. 2010. – 45 с.

11. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 2. Расчет параметров взрывных работ при транспортной системе разработки: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. 2010. – 45 с.

Приложение 1

Бланк задания на выполнение курсового проекта

Уральский государственный горный университет

Кафедра РМОС

ЗАДАНИЕ
на курсовое проектирование

Группа _____ **Номер задания _____**

Тема проекта: *Расчет параметров буровзрывных работ на карьере*

Исходные условия:

Уступ высота уступа h_y = м.

угол откоса уступа рабочий $\alpha_р$ = град;

устойчивый $\alpha_у$ = град

Характеристика пород:

сопротивление пород на сжатие $\sigma_{сж}$ = МПа;

сопротивление пород на сдвиг $\sigma_{сд}$ = МПа;

плотность $\gamma_п$ = т/м^3

класс взрываемости[1] – ;

категория трещиноватости[2] ;

обводненность[3] – .

Размеры взрывного блока: длина $L_б$ = м;

ширина B = м.

Схема короткозамедленного взрывания[4] –

Схема инициирования[5] –

Производительность карьера по горной массе $Q_{г.м}$ = млн т/год.

Примечания: [1] Класс взрываемости: I – легковзрываемые, II – средневзрываемые, III – трудновзрываемые, IV – весьма трудновзрываемые, V – исключительно трудновзрываемые.

[2] Категория трещиноватости: I – чрезвычайно трещиноватые, II – сильнотрещиноватые, III – среднетрещиноватые; IV – малотрещиноватые; V – практически монолитные.

[3] Обводненность: С – сухие скважины, О – обводненные скважины

[4] Схема КЗВ: П – порядная, Д – диагональная.

[5] Схема инициирования: ДШ – детонирующий шнур; УВТ – ударно-волновая трубка

Руководитель проекта _____ _____
(Ф. И. О.) (подпись)

Дата выдачи задания «____» _____20____ г.

Приложение 2

Образец оформления титульного листа пояснительной записки



Приложение 3

СПРАВОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица П 3 1

Основные технологические параметры станков вращательного (шнекового) бурения

Параметры	Модель бурового станка			
	режущего типа		комбинированные	
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Условный диаметр скважины, мм	160	160	115, 125	190, 215
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения скважины к вертикали, град	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	1,7; 2,3; 3,3	1,7; 2,3; 3,3	0–4,2	0,05–3,0
Длина штанги, мм	8390	8390	4200	12000
Масса станка, т	25	32	12	48,2

Таблица П. 3. 2

Основные технологические характеристики станков шарошечного бурения

Параметры	Модель бурового станка					
	3СБШ-200-60	4СБШ-200-40; 5СБШ-200-40	СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШ-160-48
Диаметр скважины мм	215, 244,5	215, 244,5	244,5, 269,9	244,5; 269,9	320	161
Глубина бурения, м	60	40	32	55	36	48
Направление бурения к вертикали, град.	0, 15, 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0, 15; 30	0; 15; 30	0, 15; 30
Усилие подачи, кН, не более	300	300	300	350	600	167
Частота вращения долота, $с^{-1}$	0–160	0–150	0–150	0–150	0–120	0–160
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,417	0,417	0,417	0,834	0,417
Масса станка, т	62	59	71,5	85	110	40

Таблица П. 3. 3

Основные технологические характеристики станков пневмоударного бурения

Параметры	Модель бурового станка				
	2СБУ-100-32 (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35, СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24, СБУ-125А-32	СБУ-125У-52
Диаметр скважины, мм	100(125)	85, 100, 125	100, 125	125	125–160
Глубина бурения по вертикали, м	32 (35)	32	35,50	24,32	52
Угол наклона скважины, град.	0; 15; 30	Манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0–30
Штанга, мм:					
длина	950	950	950	2930	4250
диаметр	83	83	83	89	108
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	0,77	0,65–1,33	0,77	0,37; 0,75	0,41–1,5
Усилие подачи, кН, не более	1,0–6,0	До 25	1,0–6,0	4,5–20	До 50
Тип пневмоударника	П-105К, П-125К	П-105К	П-125К	П-125К	П-125К

Таблица П. 3. 4

Техническая характеристика пневмоударников бесклапанного типа

Параметры	Пневмоударник		
	П-105К	П-125К	П-160А
Номинальный диаметр бурения, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин	5,5	7,5	12
Ударная мощность, кВт	2,5	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без долота, кг	20	31	56

Таблица П 3.5

Соотношение оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения ($П_б$) для отечественных шарошечных станков (по Н. Я. Репину [1])

$П_б$	Диаметр долота, мм	Оптимальное усилие подачи, кН/см
8	215,0	9
10	244,5	11
12	244,5 – 269,9	13
14	269,9	18
16 и выше	320	22

Таблица П 3.6

Технические характеристики ВВ для открытых горных работ

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность, кг/дм³	Скорость детонации, км/с	Условия применения
Граммонит 79/21	+0,02	4285	895	0,85	3,2-4,0	Сухие скважины
Гранулит АС-4	+0,41	4522	907	0,85-0,90	2,6-3,5	То же
Гранулит АС-8	+034	5191	847	0,87-0,95	3,0-3,6	–"–
Гранулит С-6М	-1,3	3852	980	1,0-1,05	2,5-3,0	–"–
Гранулит АС-4В	+0,35	4622	907	0,80-0,85	3,0-3,5	Непроточная вода до 4 ч
Гранулит АС-8В	-3,3	5233	850	0,80-0,85	2,5-3,6	То же
Гранулотол	-74,0	3642	1045	0,90	4,0-4,6	Заполненные водой скважины
Алюмотол	-76,2	5266	815	0,95	4,0-4,2	То же
Гранитол-I	-43,6	3770	820	0,90-0,95	–	В воде до 6 суток
Гранитол-7А	-52,0	4598	800	0,90-0,95		То же
Горячельющиеся ВВ						
ГЛТ-20	-3,8	3678	905	1,45-1,50	4,9-5,0	Для сухих и обводненных скважин
Карбатол Т-15	-9,6	3427	946	1,4-1,6	4,5-4,8	То же
Карбатол ГЛ-10В	21,4	5684	844	1,55-1,60	4,5-5,0	–"–
Акватол Т-20	-4,6	3176	937	1,25-1,34	4,0-4,5	–"–
Акватол Т-60	-0,4	3782	920	1,40-1,45	5,0-5,5	–"–
Акватол Т-80	0	3941	913	1,45-1,50	5,2-5,5	–"–
Эмульсионные ВВ (порэмиты)	-3,5			1,20-1,35	4,9-5,1	–"–

Таблица П. 3.7

Рекомендуемая длина перебура скважин в зависимости от категории породы по взрываемости (в диаметрах скважин)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Категория пород по взрываемости (по В. В. Ржевскому)	Длина перебура (в диаметрах скважин)
I	Легковзрываемые	1,0-5,0	6-8
II	Средневзрываемые	5,1-10,0	8-10
III	Трудновзрываемые	10,1-15,0	10-12
IV	Весьма трудновзрываемые	15,1-20,0	12-14
V	Исключительно трудно-взрываемые	20,1-25,0	14-16

Таблица П. 3.8

Рекомендуемая длина забойки (по отношению к длине скважины)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Относительная длина забойки $l_{заб} / l_c$
I	Легковзрываемые	0,10-0,20
II	Средневзрываемые	0,18-0,25
III	Трудновзрываемые	0,23-0,30
IV	Весьма трудновзрываемые	0,25-0,35
V	Исключительно трудно-взрываемые	0,30-0,40

Таблица П. 3.9

Эталонный удельный расход ВВ ($q_э$)

Категория трещиноватости пород	Взрываемость пород	Плотность, т/м³	Удельный расход ВВ при крепости пород f, кг/м³			Средний размер куска (ожидаемый), см
			2-5	6-10	11-20	
I	Легковзрываемые	2,4-2,7	0,30	0,35	0,45	10-15
II	Средневзрываемые	2,5-2,7	0,40	0,50	0,60	16-20
III	Трудновзрываемые	2,6-2,8	0,65	0,75	0,90	21-25
IV	Весьма трудновзры-ваемые	2,6-2,9	0,85	1,00	1,20	26-30
V	Исключительно труд-новзрываемые	2,7-3,0	1,00	1,20	1,40	31-35

Таблица П 3.10

Значение $k_{вв}$ для основных типов ВВ

Тип ВВ	$k_{вв}$	Тип ВВ	$k_{вв}$
Граммонит 79/21	1,00	Акватол Т-20	1,20
Граммонит 30/70	1,26	Акватол Т-60	1,13
Гранулит АС-4	0,98	Карбатол Т-15	1,42
Гранулит АС-8	0,89	Акватол Т-80	1,08
Гранулит С-6М	1,13	Порэмит	1,20
Гранулотол	1,20	Сибирит	1,20
Алюмотол	0,83	Игданит	1,13

Таблица П 3.11

Коэффициент влияния диаметра скважин на величину удельного расхода ВВ (k_d) (по данным института «Гипроруда»)

Категория пород по трещиноватости	Значения k_d при диаметре скважин, мм						
	125	160	200	243	320	350	400
I	0,93	0,95	0,98	1,00	1,05	1,07	1,10
II	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,20
III	1,08	1,10	1,13	1,16	1,20	1,23	1,25
IV	1,13	1,15	1,17	1,20	1,25	1,27	1,30
V	1,18	1,20	1,23	1,26	1,30	1,32	1,36

Таблица П. 3.12

Характеристика прессованных шашек для инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ на открытых горных работах

Условное обозначение шашек	Взрывчатое вещество	Масса, г	Плотность, г/см³	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число ниток ДШ для инициирования
ТП-200	Тротил	200	1,50-1,55	6,5-6,8	Параллелепипед с гнездом под КД или ЗД	7,5-8,2	2
ТП-400	То же	400	1,50-1,55	6,5-6,8	То же	7,5-8,2	2
ПТ-400Г	–"–	400	1,52-1,59	6,8-7,0	Цилиндр с осевым каналом	14,5	4
ТГ-500	Тротил/ гексоген	500	1,58-1,64	7,2-7,8	То же	14,5	4
ТГФ-850Э	То же	850	1,60	7,7-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом и гнездом	14,5	4
ТС-500Л	Тротил	525	1,53	6,85	То же	14,5	4
ТС-1000Л	ТЭН	1000	1,53	6,85	–"–	14,5	4

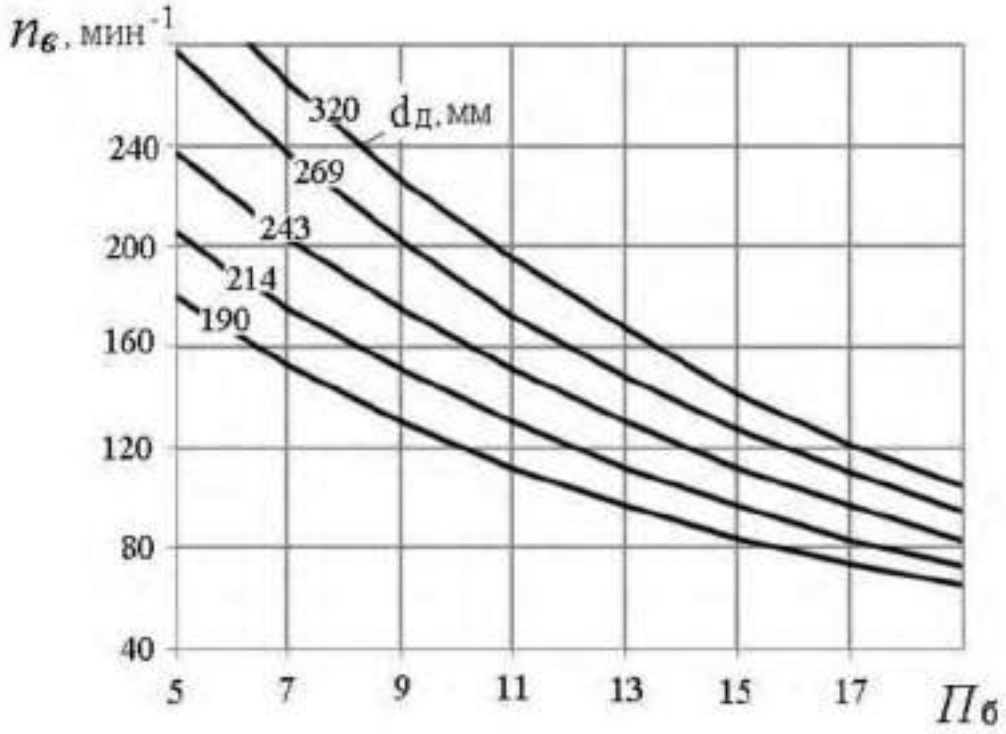


Рис. П. 3.1. Зависимость оптимальной скорости вращения $n_в$ бурового става станков СБШ от $П_б$ и $d_д$

ПРИМЕРЫ ОФОРМЛЕНИЯ
ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

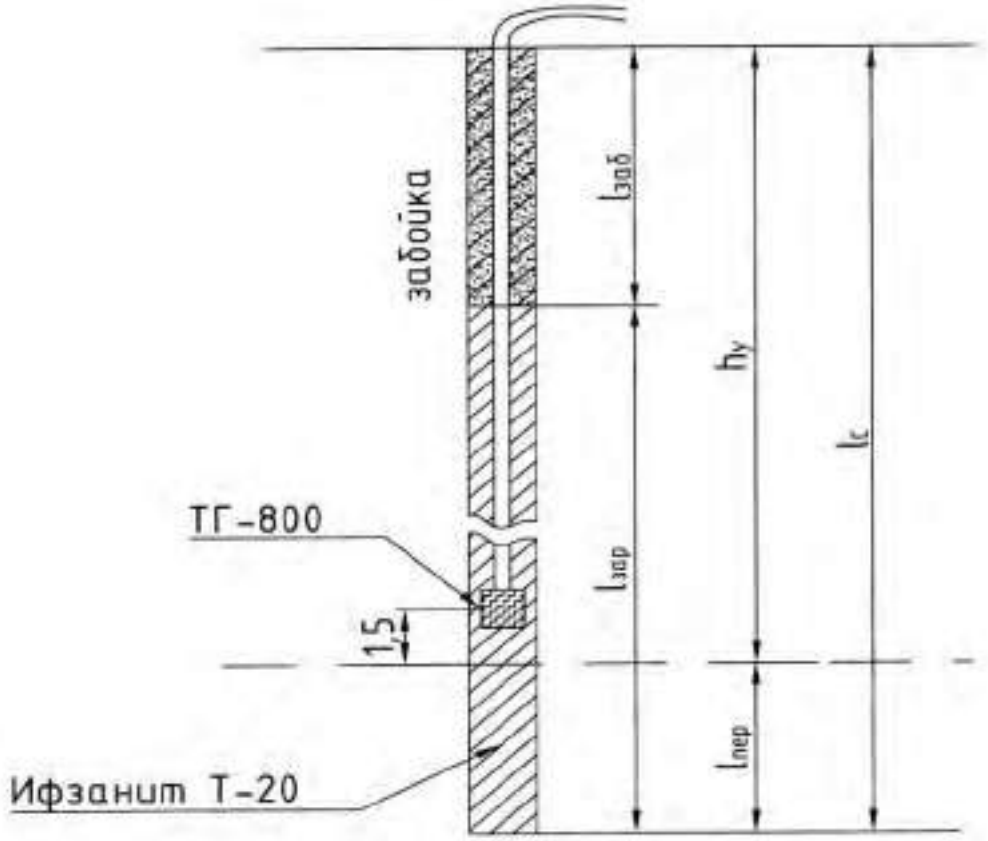


Рис. П. 4.1. Конструкция скважинного заряда

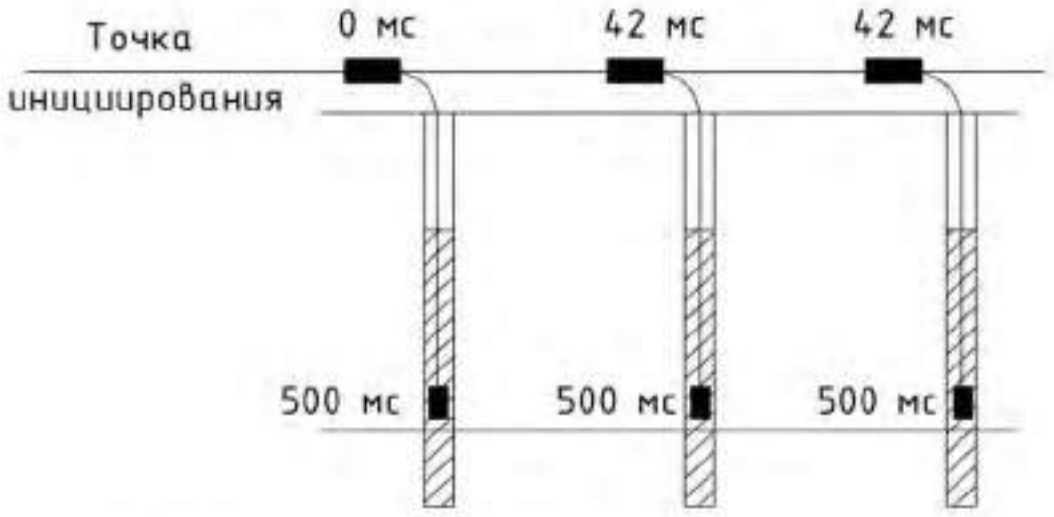


Рис. П. 4.2. Схема инициирования НСИ с внутрискважинным замедлением

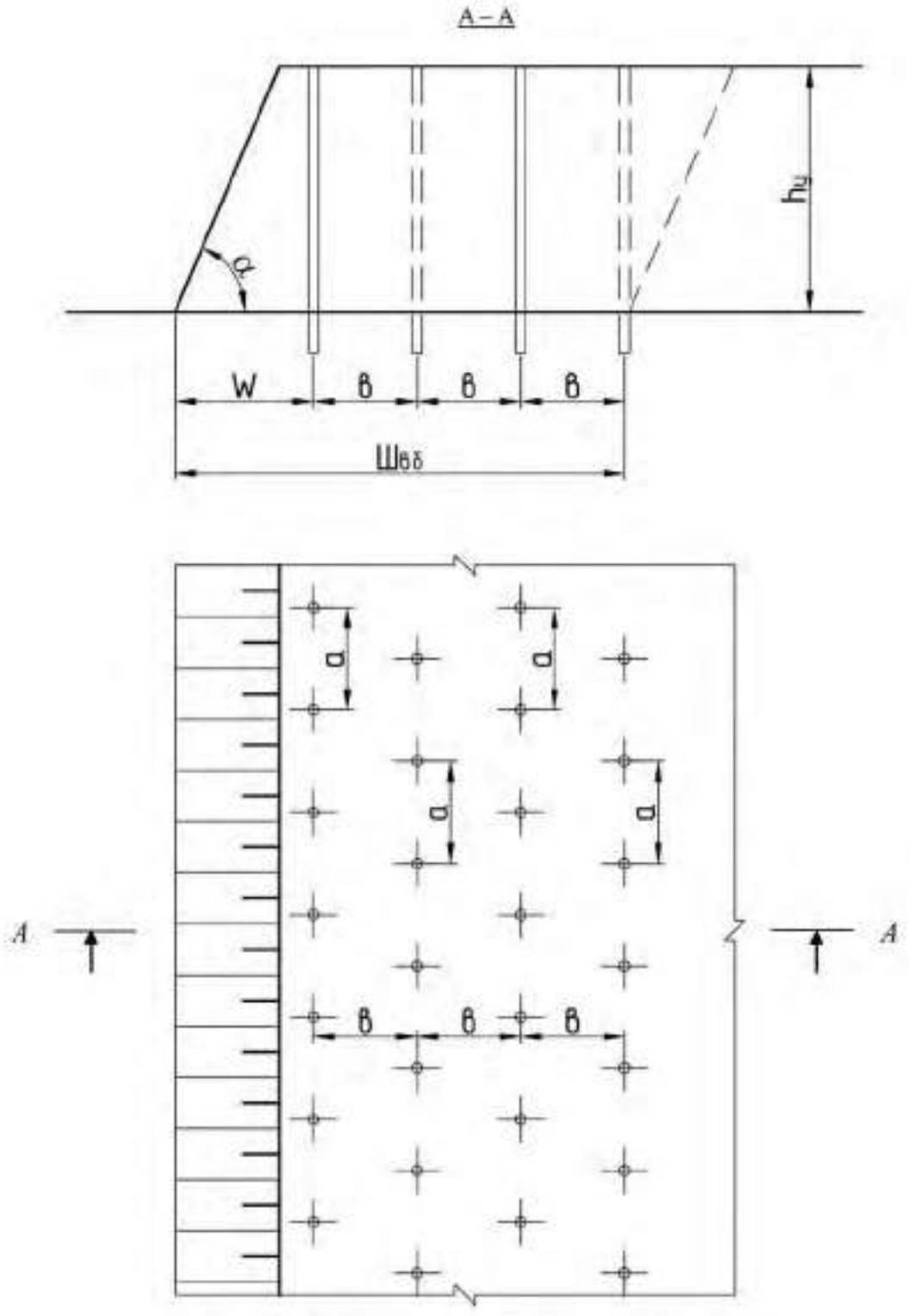
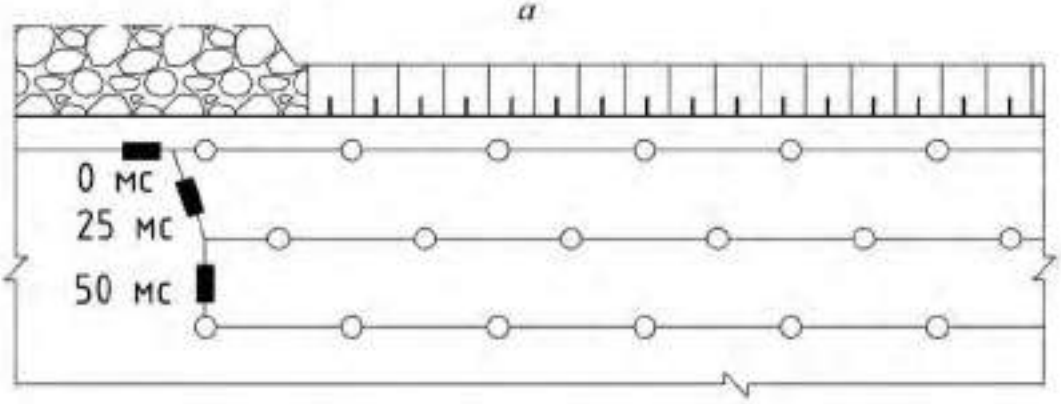


Рис. П. 4.3. Расположение взрывных скважин на блоке

а



б

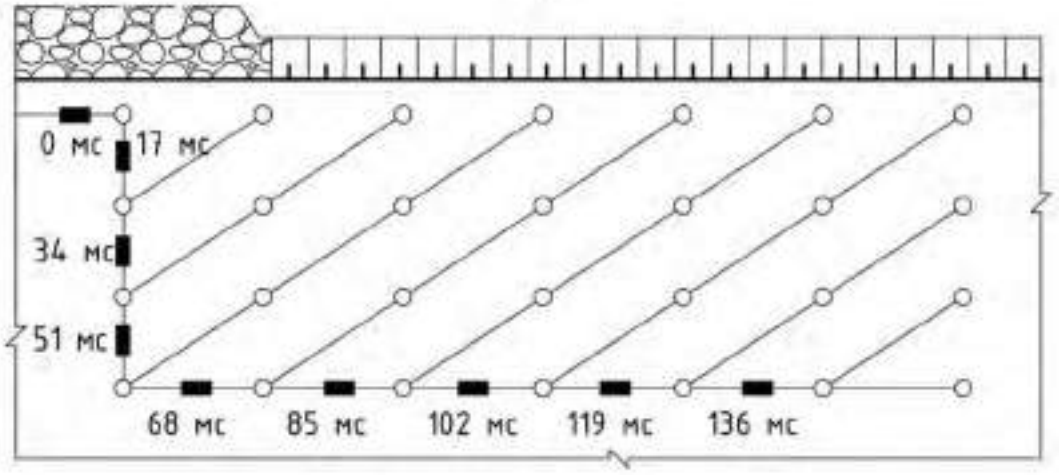


Рис. П. 4.4. Схема коммутации зарядов:
а – порядная схема взрывания; *б* – диагональная схема взрывания

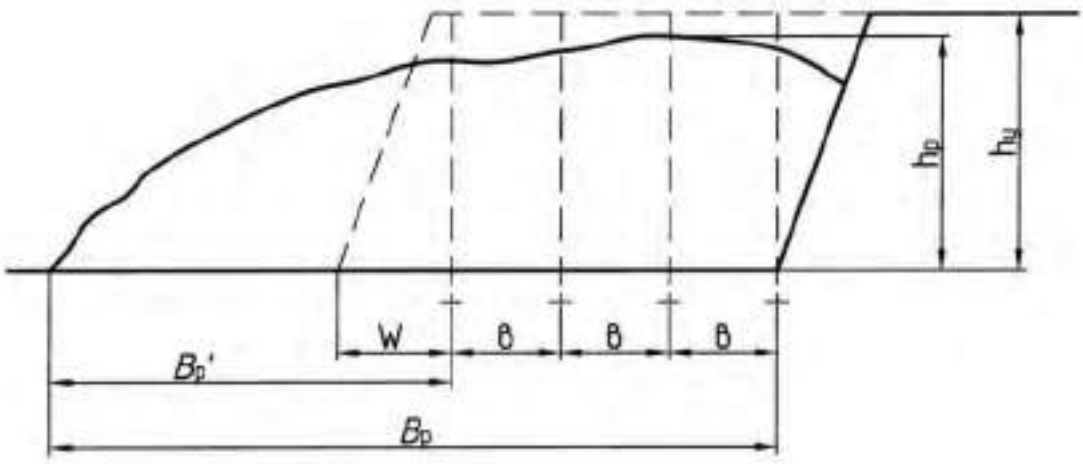


Рис. П. 4.5. Параметры развала взорванной горной массы

Приложение 5

Требования к проектированию взрывных работ

Проект взрывных работ в карьере для рыхления пород должен содержать технический расчет и схему расположения взрывных скважин, включающий:

- геологию и гидрогеологию блока;
- план взрываемого блока;
- поперечные профили через заряды;
- сведения о диаметре взрывных скважин, величине перебура, угле наклона скважины, объеме буровых работ, выходе взорванной горной массы с 1 п. м скважин, удельном расходе ВВ, сетке расположения скважин;
- конструкцию скважинных зарядов с указанием типа ВВ, промежуточных детонаторов, типа забойки и их расположение по длине скважины;
- схему монтажа взрывной сети с указанием величин интервалов замедления, количество ступеней замедления, типов, СИ, способа инициирования зарядов;
- расчет потребного количества ВМ;
- расчет безопасных расстояний.

К взрывным работам на карьерах предъявляются следующие требования:

- обеспечение требуемого качества рыхления, т. е. равномерности дробления, минимального выхода негабаритных кусков (не входящих в ковш экскаватора, транспортные сосуды, дробилку), допустимого размера среднего диаметра кусков;
- обеспечение заданной высоты и ширины развала;
- обеспечение минимального радиуса:
  - разлета кусков;
  - сейсмического воздействия;
  - воздействия ударно-воздушной волны;
- обеспечение минимального перемешивания полезного ископаемого и вскрышной породы;
- обеспечение проектных отметок уступов;
- обеспечение минимального заколообразования вглубь борта и уступов;
- обеспечение достаточного объема взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки; высокой безопасности и экономичности и производительности горных работ.

Содержание

Введение 3

1. Выбор вида бурения и диаметра долота 4

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ) 6

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке 6

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах 11

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ 11

6. Расчет производительности и парка буровых станков 13

7. Технологические показатели проекта 17

Список использованной литературы 19

Приложение 1. Бланк задания на выполнение курсового проекта 20

Приложение 2 Образец оформления титульного листа пояснительной записки 21

Приложение 3 Справочные материалы . . 22

Приложение 4. Примеры оформления графической части проекта 28

Приложение 5. Требования к проектированию взрывных работ 31

Учебное издание

Юрий Иванович ЛЕЛЬ
Николай Васильевич МАРТЫНОВ

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Редактор изд-ва *Н. Л. Сайгина*
Компьютерная верстка *Г. И. Егоренковой, Н. Л. Сайгиной*

Подписано в печать 18.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат бумаги 60 × 84 1/16.
Печать на ризографе. Гарнитура Times New Roman.
Печ. л. 2,06. Уч.-изд. л. 1,8. Тираж 60 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Издание УГГУ Екатеринбург

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Печатается по решению Учебно-методического совета
Уральского государственного горного университета.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии выемочно-погрузочных работ в карьерах, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору выемочно-погрузочного оборудования карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров выемочно-погрузочного оборудования в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ РАБОЧЕГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА БУЛЬДОЗЕРОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров выемочной стружки, способа набора грунта бульдозером.
2. Расчет объема формируемой перед отвалом призмы волочения.
3. Расчет продолжительности элементов рабочего цикла бульдозера.
4. Расчет производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 137-144; 2, с. 239-244] изучить основные технологические параметры бульдозеров, схемы выемки пород и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены бульдозера $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени бульдозера $k_и = 0{,}75$.

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- модель бульдозера;
- тип разрабатываемого грунта;
- длина транспортирования $L_{тр}$, м;
- уклон пути транспортирования i, %;
- сменный объем работ $V_{см}$, м^3;
- схема транспортирования грунта.

Основные параметры бульдозера, определяющие размеры выемочной стружки и объем призмы волочения (табл. 1.2):

- мощность двигателя $N_{дв}$, кВт;
- ширина отвала $l_о$, мм;
- высота отвала $h_о$, мм;
- максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм;
- объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3.

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристики разрабатываемого грунта в соответствии с табл. 1.3 обосновывается тип выемочной стружки, показатель заглубления отвала $k_{загл}$ и показатель m, характеризующий отношение ширины стружки к ширине отвала.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	Модель бульдозера	Тип грунта*	Длина транспорти-рования $L_{тр}$, м	Уклон, %	Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	Схема транспортирования
1	Б10 М.0000	Р	60	0	500	В нулевых отметках
2	Б-12ЕР	П	40	–5	600	По выемке
3	ДЭТ-250	С	50	–10	700	С отсыпкой валов
4	ДЭТ-320	Г	70	–15	900	Двумя бульдозерами
5	Т-800	РП	40	–20	900	Поэтапная
6	Б10 М.0000	РП	60	+10	450	– // –
7	Б-12ЕР	Г	70	0	550	Двумя бульдозерами
8	ДЭТ-250	С	80	–5	650	В нулевых отметках
9	ДЭТ-320	П	80	–10	700	По выемке
10	Т-800	Р	75	–15	750	Поэтапная
11	Б10 М.0000	П	60	0	800	По выемке
12	Б-12ЕР	Г	65	–20	850	– // –
13	ДЭТ-250	С	45	+5	900	С отсыпкой валов
14	ДЭТ-320	РП	50	+10	950	Поэтапная
15	Т-800	Р	90	0	950	В нулевых отметках
16	Б10 М.0000	Г	85	–5	560	По выемке
17	Б-12ЕР	С	65	–10	590	С отсыпкой валов
18	ДЭТ-250	П	45	–15	600	Двумя бульдозерами
19	ДЭТ-320	П	50	–20	670	Поэтапная
20	Т-800	РП	55	0	780	– // –
21	Б10 М.0000	РП	60	0	820	В нулевых отметках
22	Б-12ЕР	Г	65	+5	430	То же
23	ДЭТ-250	Р	70	+10	620	По выемке
24	ДЭТ-320	Р	75	+10	670	– // –
25	Т-800	П	80	0	730	С отсыпкой валов
26	Б10 М.0000	С	55	0	475	То же
27	Б-12ЕР	Г	40	–5	620	Двумя бульдозерами
28	ДЭТ-250	Р	45	–10	760	По выемке
29	ДЭТ-320	Р	50	–15	860	В нулевых отметках
30	Т-800	Г	55	0	920	То же

* Р – растительный; П – песок; С – супесь; Г – глина; РП – разрыхленный полускальный.

Таблица 1.2

Техническая характеристика бульдозеров ООО «ЧТЗ – Уралтрак»

Параметры	Модель бульдозера				
	Б10 М.0000	Б-12ЕР	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	750
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	132	158	237	258	611
Тип трансмиссии	ГМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ
Ширина отвала $l_о$, мм	3420	3700	4250	4250	6000
Высота отвала $h_о$, мм	1310	1345	1850	1850	2000
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	480	520	370	500	800
Объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3	4,30	4,75	10,5	10,5	16,2

Таблица 1.3

Параметры стружки и призмы волочения при разработке различных пород бульдозерами

Характеристика грунта	Параметры стружки			Параметры призмы волочения	
	тип	$k_{заг.л}$	m	$k_р$	β, град.
Растительный	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Песок	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Суглинок, супесь	Клиновидная	0,70–0,85	0,70–0,80	1,20	35–37
Глина	Гребенчатая	0,70–0,75	0,50–0,60	1,30	37–40
Разрыхленные скальные или полускальные породы	Гребенчатая	0,60–0,65	0,20–0,40	1,35–1,40	42–45

2. Рассчитывается максимальная толщина стружки $\delta_с$, м:

$$\delta_с = h_{заг.л}\, k_{заг.л}, \tag{1.1}$$

где $h_{заг.л}$ – максимальное заглубление отвала, м (см. табл. 1.2);

$k_{заг.л}$ – коэффициент заглубления, зависящий от характеристик грунта и типа стружки (см. табл. 1.3).

3. Рассчитывается ширины стружки $b_с$, м:

$$b_с = m\, l_о, \tag{1.2}$$

где $l_о$ – ширина отвала бульдозера, м (см. табл. 1.2);

m – эмпирический коэффициенг, зависящий от характеристик разрабатываемого грунта (см. табл. 1.3).

4. Рассчитывается объем призмы волочения $V_{п.в}$, м^3:

$$V_{п.в} = 0{,}5 h_о^2 l_о \operatorname{ctg}\beta, \tag{1.3}$$

где $h_о$ – высота отвала бульлозера, м;

β – угол развала породы в призме волочения, град. (см. табл. 1.3).

5. Производится проверка. Расчетный объем породы в призме волочения должен удовлетворять условию

$$V_{п.в} \le V_{max}, \tag{1.4}$$

где V_{max} – максимальный (паспортный) объем грунта в призме волочения, м^3 (см. табл. 1.2).

Если условие не выполняется, то принимается

$$V_{п.в} = V_{max}. \tag{1.5}$$

6. Определяются составляющие рабочего пути бульдозера.

6.1. Расстояние набора породы $L_н$, м.

6.1.1. При ленточной стружке (рис. 1.1)

$$L_н \approx \frac{V_{п.в}}{k_р m l_о \delta_с}, \tag{1.6}$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения (см. табл. 1.3).

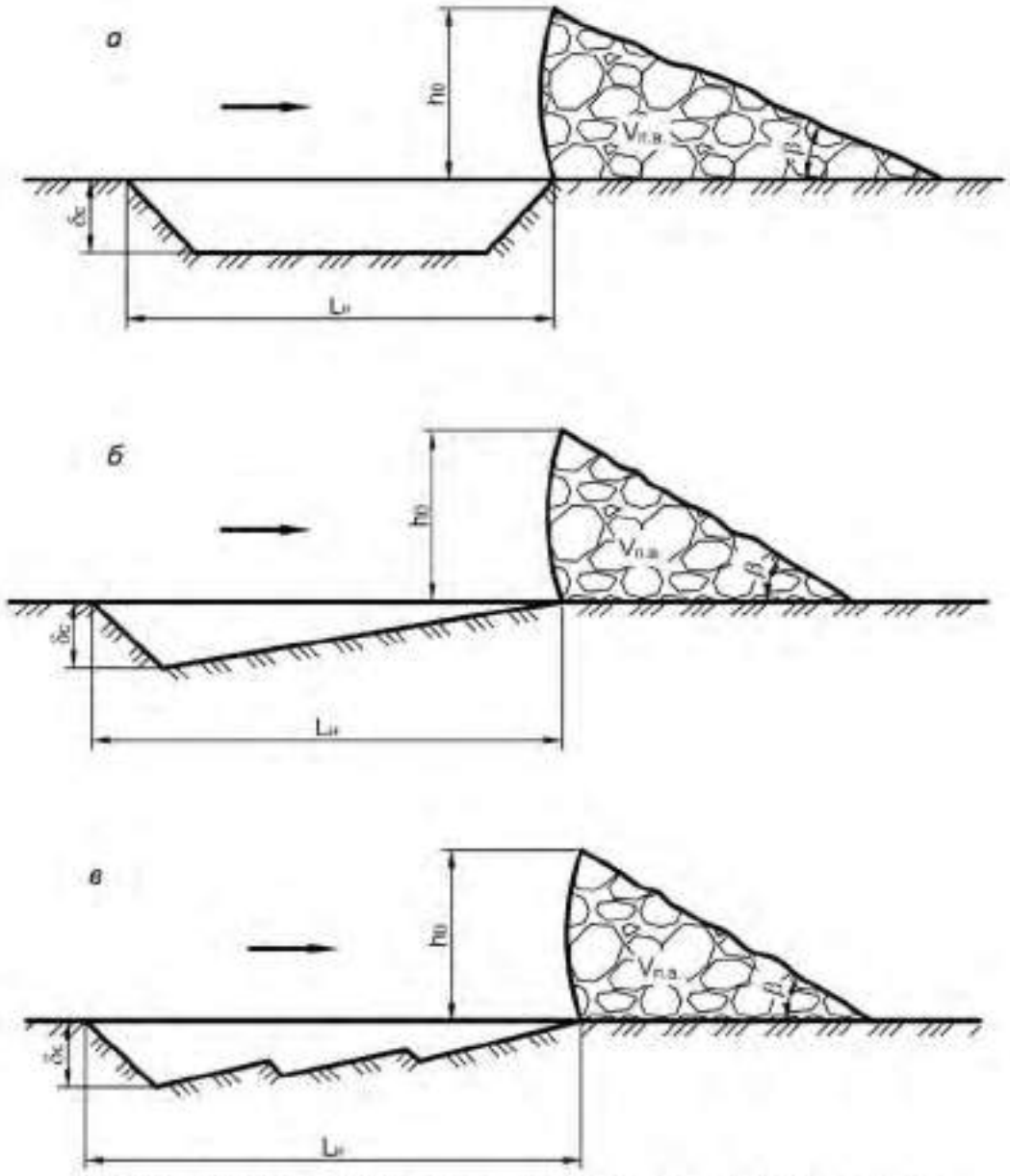


Рис. 1.1. Схема к расчету расстояния набора грунта бульдозером:
а – ленточная стружка; *б* – клиновидная стружка; *в* – гребенчатая стружка

6.1.2. При клиновидной стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{2V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.7)$$

6.1.3. При гребенчатой стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{(2{,}3 \ldots 2{,}4) V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.8)$$

6.2. Расстояние транспортирования породы $L_{\text{пр}}$, м (см. табл. 1.1).

6.3. Расстояние сброса грунта $L_{\text{о}}$, м:

$$L_{\text{о}} \approx (0{,}5 \ldots 0{,}8)\, L_{\text{н}}. \qquad (1.9)$$

6.4. Расстояние холостого хода бульдозера L_x, м:

$$L_x = L_н + L_{тр} + L_o . \quad (1.10)$$

7. Определяются скорости движения бульдозера по элементам цикла. Скорости (м/мин) принимаются по табл. 1.4 в зависимости от типа разрабатываемых пород и мощности двигателя бульдозера.

Таблица 1.4

Средние скорости движения бульдозеров

Разрабатываемые породы	Мощность бульдозера $N_{эф}$, кВт	Скорость движения бульдозера, м/мин		
		набор породы $v_н$	перемещение породы $v_{тр}$	холостой ход v_x
Растительный грунт, песок	130–220	30–33	42–54	66–75
	> 220	36	60	90
Суглинок, супесь, глина	130–220	21–24	30–36	54–60
	> 220	30	48	69
Разрыхленные скальные или полускальные породы	130–220	15–18	24–36	45–54
	> 220	24	42	66

8. Рассчитывается длительность операций рабочего цикла бульдозера.

8.1. Длительность набора (резания) грунта $t_н$, мин:

$$t_н = \frac{L_н}{v_н}. \quad (1.11)$$

8.2. Длительность перемещения грунта $t_п$, мин:

$$t_п = \frac{L_{тр} + L_o}{v_{тр}}. \quad (1.12)$$

8.3. Длительность холостого хода бульдозера t_x, мин:

$$t_x = \frac{L_x}{v_x}, \quad (1.13)$$

где $v_н$, $v_{тр}$, v_x – скорости соответственно при наборе, перемещении породы и холостом ходе бульдозера, м/мин.

9. Рассчитывается длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_н + t_п + t_x + t_в , \quad (1.14)$$

где $t_в$ – время на переключение передач и развороты бульдозера, мин.

$t_в \approx (0{,}5 \ldots 0{,}7$ мин.).

10. Рассчитывается сменная производительность бульдозера в плотном теле $П_б$, м^3/смену:

$$П_б = \frac{60 T_{см} V_{пв}}{T_ц k_р} k_п k_f k_н, \quad (1.15)$$

где T – продолжительность рабочей смены, ч ($T_{см} = 8$ ч);

$T_ц$ – длительность рабочего цикла бульдозера, мин.;

$k_{\text{п}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий потери грунта при транспортировании бульдозером:

$$k_{\text{п}} = k_{\text{тр}}(1 - 0{,}005L_{\text{тр}}); \qquad (1.16)$$

$L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортирования, м;

$k_{\text{тр}}$ – коэффициент, учитывающий влияние технологической схемы транспортирования на потери грунта. Значения коэффициента $k_{\text{тр}}$ приведены в табл. 1.5;

k_i – коэффициент, учитывающий влияние уклона трассы транспортирования на производительность бульдозера. Значения коэффициента k_i приведены в табл. 1.6;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени бульдозера ($k_{\text{и}} = 0{,}7\ldots0{,}8$).

11. Рассчитывается рабочий парк бульдозеров $N_{\text{р}}$, шт:

$$N_{\text{р}} = \frac{V_{\text{см}}}{\Pi_{\text{б}}}, \qquad (1.17)$$

где $V_{\text{см}}$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3 (см. табл. 1.1).

Таблица 1.5

Значения коэффициента $k_{\text{тр}}$

Схема транспортирования грунта	$k_{\text{тр}}$
В нулевых отметках	1,00
По выемке (траншее)	1,10–1,20
С отсыпкой валов	1,10–1,15
Двумя бульдозерами	1,30–1,40
Поэтапная	1,40–1,50

Таблица 1.6

Значения коэффициента k_i

Уклон участка транспортирования i, %	k_i
0	1,0
–5	1,4
–10	1,8
–15	2,2
–20	2,5
+5	0,8
+10	0,6

12. Рассчитывается списочный парк бульдозеров $N_{\text{с}}$, шт:

$$N_{\text{с}} = \frac{N_{\text{р}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (1.18)$$

где $k_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности бульдозерного парка ($k_{\text{т.г}} = 0{,}72\ldots0{,}75$).

13. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой для расчета расстояния набора грунта (см. рисунок). Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами сводятся в таблицу (табл. 1.7).

Таблица 1.7

Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами

Показатели	Значения
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Длина транспортирования $L_{тр}$, м	
Уклон пути транспортирования i, ‰	
Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	
Схема транспортирования грунта	
Модель бульдозера	
Мощность двигателя бульдозера $N_{дв}$, кВт	
Ширина отвала l_o, мм	
Высота отвала h_o, мм	
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	
Объем грунта в призме волочения $V_{вых}$, м^3	
Расчетные показатели	
Тип выемочной стружки	
Максимальная толщина стружки δ_c, м	
Ширина стружки b_c, м	
Объем призмы волочения $V_{пв}$, м^3	
Расстояние набора породы $L_н$, м	
Расстояние сброса грунта $L_с$, м	
Расстояние холостого хода $L_х$, м	
Длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин	
Сменная производительность бульдозера $П_б$, м^3/смены	
Рабочий парк бульдозеров $N_р$, шт.	
Списочный парк бульдозеров $N_с$, шт	

Контрольные вопросы

1. Назовите основные технологические параметры бульдозеров, применяемых на открытых горных работах.
2. Охарактеризуйте области применения бульдозеров на карьерах в качестве основного выемочно-транспортного и вспомогательного оборудования.
3. Какие сопротивления испытывает бульдозер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию?
4. Какие типы стружек применяются при работе бульдозера в зависимости от характеристик разрабатываемого грунта?
5. Как рассчитывается максимальная толщина стружки, ширина стружки и объем призмы волочения?
6. Как рассчитывается продолжительность элементов рабочего цикла бульдозера?
7. Какие способы уменьшения потерь породы применяются при её перемещении бульдозерами?
8. Как определяется сменная производительность бульдозера? От каких факторов она зависит?

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторных забоев, производительности и парка экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров экскаваторного забоя.
2. Обоснование параметров установки экскаватора в забое.
3. Расчет производительности и парка экскаваторов.
4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 151-179; 2, с. 85-137; 3, с. 221-232] изучить основные технологические параметры карьерных механических лопат, технологию выемки и погрузки взорванных скальных и полускальных пород мехлопатами, методику расчета производительности мехлопат.

Исходные условия

Общие условия:

- погрузка пород в автотранспорт;
- взрывание многорядное на свободный откос;
- длина взрывного блока $L_{бл}$ = 200 м;
- работа карьера 6 дней в неделю, 3 смены по 8 ч;
- выемка пород: нечетные задания – валовая, четные – селективная;
- выход негабарита: нечетные задания $\gamma_{нг}$ = 5 %, четные – $\gamma_{нг}$ = 2 %.

В соответствии с вариантом (табл. 2.1) задаются:

- высота рабочего уступа $H_у$;
- ширина буровой заходки $B_з$;
- ширина развала пород $B_р$;
- максимальная высота развала $h_р^{max}$;
- средний размер куска в развале $d_{ср}$;
- коэффициент разрыхления пород в развале $k_р$;
- категория трещиноватости массива;
- сменный объем работ $V_{см}$;
- годовой объем работ $V_г$.

Основные рабочие параметры экскаватора, определяющие размеры экскаваторных забоев, приведены в табл. 2.2.

Основные параметры карьерных автосамосвалов приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.1

Исходные данные к практической работе № 2

Номер задания	Оборудование: экскаватор ЭКГ-	Оборудование: автосамосвалы БелАЗ-	Высота уступа H_y, м	Ширина буровой заходки $B_з$, м	Показатели развала пород: $B_р$, м	Показатели развала пород: $h_р^{max}$, м	Показатели развала пород: $d_{ср}$, м	Показатели развала пород: $k_р$	Категория трещиноватости массива	Объем работ: сменный / годовой, тыс. м³
1	5А	7540	10	20	42	10	0,50	1,25	II	6,0 / 4200
2						12				
3			12	24	50	12	0,45		III	
4						13				
5			15	30	56	14	0,35	1,30	IV	
6						16				
7			15	20	40	15	0,40		II	
8						16,5				
9	10	7548	12	18	32	11	0,60	1,30	IV	10,0 / 8700
10						12,2				
11			15	24	45	16,5	0,40	1,20	II	
12						18				
13			20	36	60	22	0,30	1,40	V	
14						18				
15	12	7555	15	32	52	13	0,70	1,30	III	20,0 / 17000
16						15,5				
17						17				
18			20	30	60	19	0,65	1,25	IV	
19						21,5				
20						22				
21	15	7549	15	32	48	13,5	0,20	1,30	V	30,0 / 22000
22						15				
23						16				
24			20	40	60	19	0,30	1,40	II	
25						22				
26						23				
27			25	36	55	22	0,50	1,35	I	
28						24				
29						25				
30						27				

Порядок выполнения работы

1. Обосновываются тип и параметры экскаваторного забоя.

1.1. Прогнозируется вид обрушения пород при копании в забое в зависимости от коэффициента разрыхления $k_р$ и среднего размера куска в развале $d_{ср}$ (табл. 2.4).

1.2. Обосновывается максимальная высота забоя ($h_з^{max}$) и способ выемки развала по высоте. Согласно «Правилам безопасности при проведении горных работ…» [4] при разработке пород с применением буровзрывных работ максимальная высота забоя $h_з^{max} \le 1{,}5H_{ч.max}$ при условии разделения развала по высоте на подуступы или разработке специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и нависей.

Таблица 2.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15
Вместимость ковша E, м^3	5,2	10	12	15
Радиусы черпания, м:				
на уровне стояния $R_{ч.у}$	9,0	12,6	14,3	15,6
максимальный $R_{ч.max}$	14,5	18,4	21,0	22,6
Радиусы разгрузки, м:				
максимальный $R_{р.max}$	12,3	16,3	18,5	20,0
минимальный $R_{р.min}$	7,3	9,8	11,5	12,0
Максимальная высота, м:				
черпания $H_{ч.max}$	10,3	13,5	15,0	16,4
разгрузки $H_{р.max}$	6,7	8,6	10,0	10,0
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м	6,5	8,5	9,4	10,3
Ширина хода $B_х$, м	5,2	7,0	8,3	9,5
Длина хода $L_х$, м	6,1	8,2	11,5	13,1

Таблица 2.3

Параметры карьерных автосамосвалов

Параметр	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7555	БелАЗ-7549
Грузоподъемность $G_а$, т	30	42	55	80
Наименьший радиус поворота R_{min}, м	8,7	10,2	9,0	11,0
Габариты (длина × ширина), м	7,1×4,36	8,1×4,40	8,9×5,2	10,3×5,4

Таблица 2.4

Типичные виды обрушения пород и параметры забоев

Взорванная горная масса	Состояние развала		Угол откоса забоя $\alpha_г$, град.	Характеристика вида обрушения	Отношение $m = h_з^{max}/H_{ч.max}$ при $d_{ср}$, см		
	$k_р$	$d_{ср}$, см			10-20	20-35	35-50
Сыпучая	1,35–1,50	< 30	40–55	Течение	2,50	2,10	1,50
Связно-сыпучая	1,15–1,35	20–40 и более	55–70	Несколькими волнами, течением	1,4–1,7	1,3–1,5	1,15–1,3
Связная	1,02–1,15	Любой	70–90	Одной волной	1,15	1,10	1,05

При выполнении практической работы максимальную высоту забоя рекомендуется принимать исходя из соотношения

$$h_з^{max} \le m H_{ч.max}, \qquad (2.1)$$

где m – соотношение между максимальной высотой черпания экскаватора, зависящее от характеристик взорванной горной массы, вида обрушения пород в забое и среднего размера куска в развале (см. табл. 2.4 [5]).

Во всех случаях при $h_з^{max} > 1{,}5H_{ч.max}$ необходимо специальное разрешение органов Ростехнадзора. Если $h_р^{max} > h_з^{max}$, то возможны следующие варианты отработки развала (рис. 2.1):

– при незначительном превышении $(h_р^{max} - h_з^{max}) \le 2...3$ м делают искусственное понижение развала (забоя) бульдозером;

– при 3 м < $(h_р^{max} - h_з^{max}) \le 2/3 h_{н.в}$ высота забоя понижается экскаватором, сбрасывающим породу вниз;

– при $(h_р^{max} - h_з^{max}) > 2/3 h_{н.в}$ развал убирается послойно. При этом высота каждого слоя $h_з \le H_{ч.max}$ ($h_{Н.В}$ – высота напорного вала экскаватора).

1.3.Принимаются углы откосов развала (рис. 2.1).

Угол откоса в торце забоя ($\alpha_т$) принимается в зависимости от вида обрушения пород (см. табл. 2.4).

Угол откоса во внешней части развала ($\alpha_{в.н}$) рекомендуется принимать в пределах 40–45°.

Угол откоса во внутренней части забоя $\alpha_з$

$$\alpha_з \approx (0{,}80 \div 0{,}85)\alpha_т. \qquad (2.2)$$

Угол откоса забоя в массиве в зависимости от физико-механических свойств пород α = 65…80°.

Должно соблюдаться условие

$$\alpha > \alpha_т > \alpha_з > \alpha_{в.н}. \qquad (2.3)$$

1.4. В зависимости от ширины развала принимается тип экскаваторной заходки (табл. 2.5, рис. 2.2).

Таблица 2.5

Типы экскаваторных заходок

Тип заходки	Ширина развала $B_р$, м
Продольные	До 20÷25
Поперечные	Более 30÷40

1.5.Определяется оптимальная и принятая ширина экскаваторной заходки.

Оптимальная ширина заходки при автотранспорте $A_{з.о}$, м:

$$A_{з.о} \approx (0{,}8 \div 1{,}2)R_{ч.у}. \qquad (2.4)$$

Принятая ширина заходки:

– при отработке развала продольными заходками

$$A_з = B_р/n_з, \qquad (2.5)$$

где $n_з$ – число проходов экскаватора по развалу (целое число);

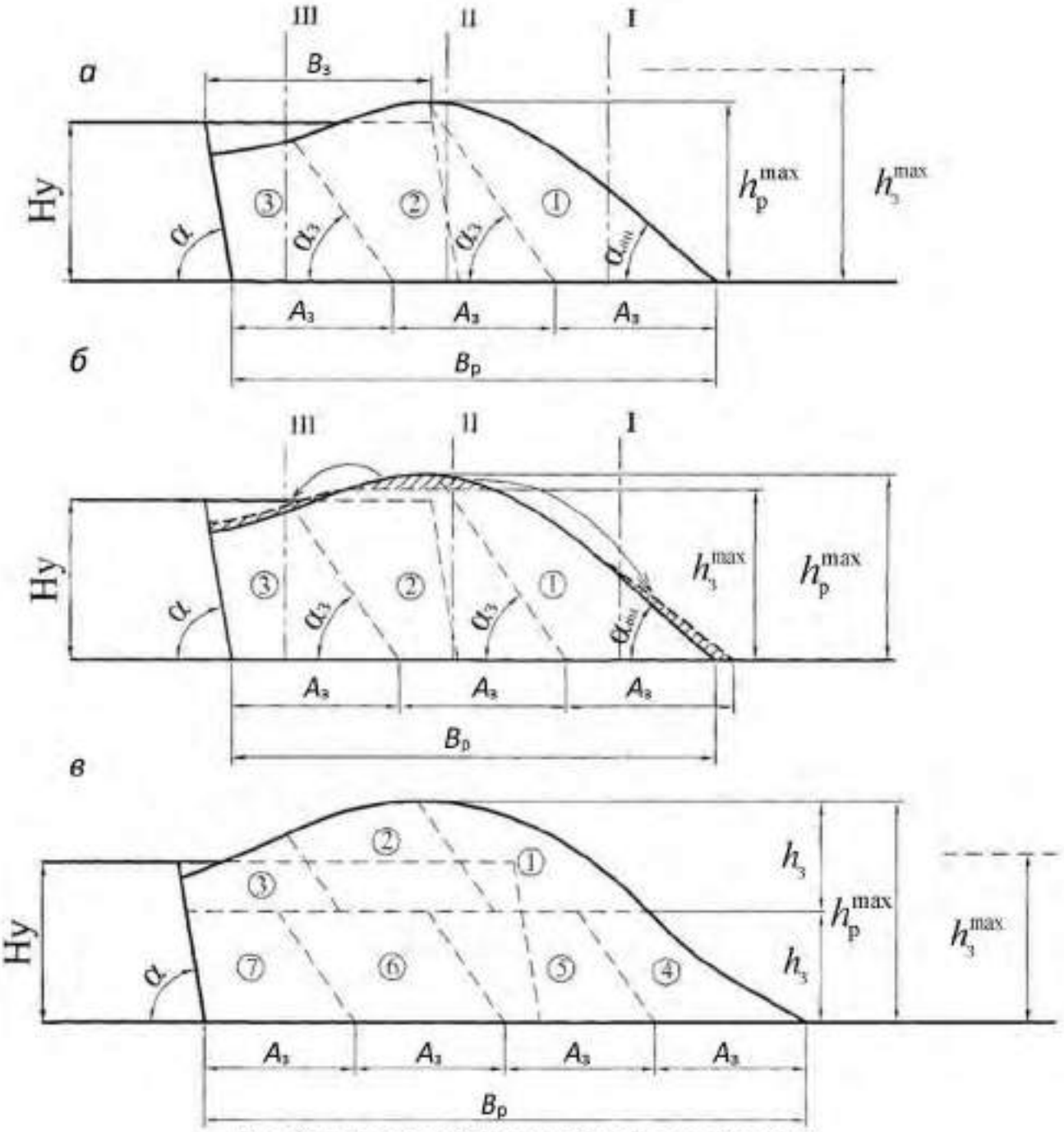


Рис. 2.1. Поперечный разрез развала горной массы:
а – разборка развала продольными заходками на полную высоту;
б – разборка развала продольными заходками с понижением высоты бульдозером (экскаватором);
в – послойная разборка развала продольными заходками

– при отработке развала поперечными заходками

$$A_1 = L_{б.з}/n_1 . \qquad (2.6)$$

1.6.Определяются параметры копания.

1.6.1. Габаритный кусок $a_г$, м:

$$a_г \le 0{,}75\sqrt[3]{E} , \qquad (2.7)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

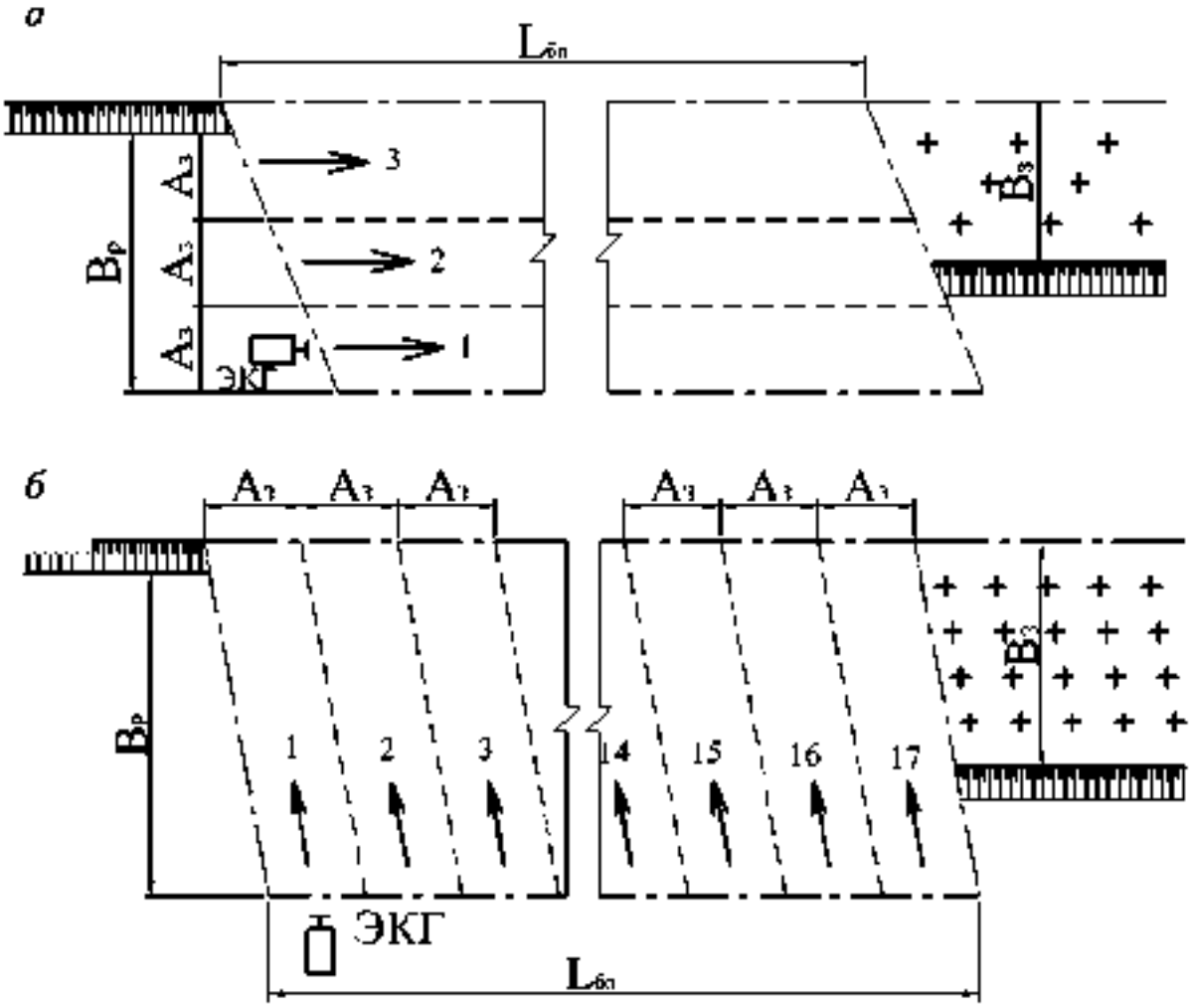


Рис 2 2 Порядок разработки развала продольными (*а*) и поперечными (*б*) заходками

1.6.2. Диаметр среднего экскавируемого куска ($d^{э}_{ср}$, м) принимается по табл. 2.6 в зависимости от E и $d_{ср}$.

Таблица 2 6

Значения диаметра среднего экскавируемого куска горной массы $d^{э}_{ср}$, м

E, м³	Значение $d^{э}_{ср}$ при $d_{ср}$, м				
	< 0,2	≤ 0,35	≤ 0,5	≤ 0,65	≤ 0,8
5	$d^{э}_{ср} = d_{ср}$	0,29	0,3	0,25	0,15
10		0,345	0,37	0,37	0,32
15		0,35	0,42	0,42	0,40

1.6.3. Толщина стружки (глубина копания) рассчитывается по формуле Ю. И. Белякова [5]

$$\delta_c \approx 2{,}6k_p^2 - 4{,}26k_p + 1{,}8, \qquad (2.8)$$

где δ_c – толщина стружки, м; k_p – коэффициент разрыхления пород в развале.

1.6.4. Высота копания (высота стружки копания)

$$h_к \approx 13k_р^2 - 37{,}3k_р + 30{,}5, \quad (2.9)$$

где $h_к$ – высота копания, м.

2. Обосновываются параметры установки экскаватора в забое.

2.1. Определяется место установки экскаватора со стороны забоя (рис. 2.3).

Расстояние от центра вращения экскаватора до нижней бровки развала (L, м) можно рассчитать по формуле

$$L = L_о + R_{ч.\,min}, \quad (2.10)$$

где $L_о$ – максимальная ширина развала пород при обрушении забоя, м;

$R_{ч.min}$ – минимальный радиус черпания, м.

$L_о$ определяется из следующих выражений:

при $k_р > 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}2h_з + 0{,}6$; (2.11)

при $k_р = 1{,}30 \div 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}3h_з$; (2.12)

при $k_р = 1{,}15 \div 1{,}30$ $L_о \approx 0{,}5h_з - 0{,}8$, (2.13)

где $h_з$ – высота забоя, м.

Минимальный радиус черпания $R_{ч.\,min}$, м:

$$R_{ч.min} = 0{,}5L_х + 1{,}5h_{ковш} + 0{,}6, \quad (2.14)$$

где $L_х$ – длина хода экскаватора, м;

$h_{ковш}$ – высота ковша экскаватора, м:

$$h_{ковш} \approx (1{,}25 \div 1{,}30)\sqrt[3]{E}, \quad (2.15)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

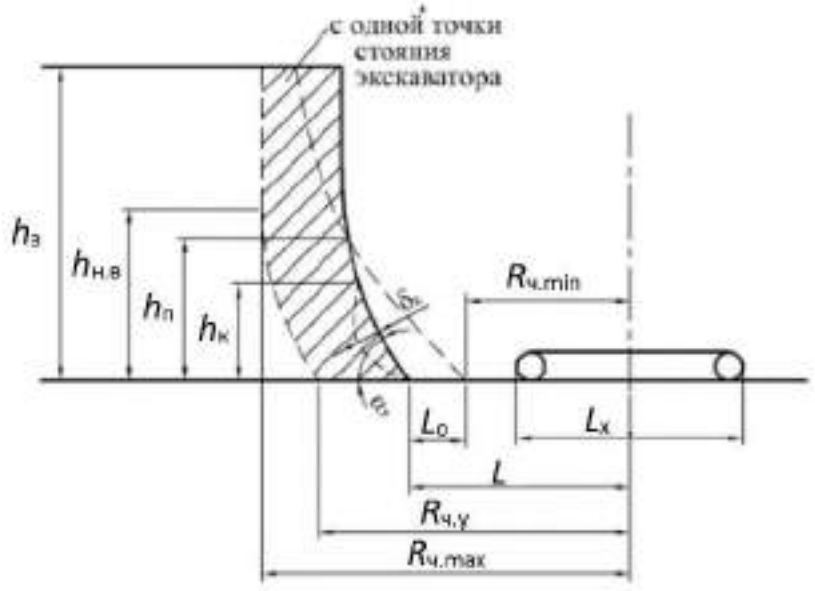


Рис. 2.3. Схема установки экскаватора со стороны забоя

Здесь $h_п$ – высота подработки забоя, м:

$$h_п \approx (0{,}2 \div 0{,}5)\ h_з. \quad (2.16)$$

Должно соблюдаться условие:

$$\begin{cases} h_{\text{п}} \geq h_{\text{к}} \\ L < R_{\text{ч.у}} \end{cases}, \tag{2.17}$$

где $h_{\text{к}}$ – высота копания, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

При $L \geq R_{\text{ч. у}}$ необходимо выбрать экскаватор с бóльшими рабочими параметрами.

2.2.Определяется ширина внутренней и внешней частей заходки:

$$A_{\text{з}} = A_{\text{з}}^{\text{в}} + A_{\text{з}}^{\text{вн}}, \tag{2.18}$$

где $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ – ширина внутренней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{в}} \approx 2/3 A_{\text{з}}; \tag{2.19}$$

$A_{\text{з}}^{\text{вн}}$ – ширина внешней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{вн}} \approx 1/3 A_{\text{з}}. \tag{2.20}$$

Осуществляется проверка ширины внутренней части заходки. Она должна удовлетворять следующим условиям:

$$\begin{cases} A_{\text{з}}^{\text{в}} \geq 0{,}5 B_{\text{х}} + 1{,}5 h_{\text{ковш}} + 0{,}6; \\ A_{\text{з}}^{\text{в}} \leq R_{\text{ч.у}}, \end{cases} \tag{2.21}$$

где $B_{\text{Х}}$ – ширина хода экскаватора, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

Если $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ не удовлетворяет условию (2.21), то производится ее корректировка и пересчитывается $A_{\text{з}}^{\text{вн}}$.

2.3.Определяется место установки автосамосвала в забое.

Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м:

$$\text{Ш} = R_{\text{р. max}} - R_{\text{р. min}}, \tag{2.22}$$

где $R_{\text{р. max}}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_{\text{р. min}}$ – минимальный радиус разгрузки экскаватора, м.

Графически определяется средний угол поворота экскаватора от центра забоя до центра кузова автосамосвала β. При этом исходим из условий, что автосамосвал находится в зоне установки, продольная ось автосамосвала и ось стрелы экскаватора взаимно перпендикулярны, средний угол поворота экскаватора минимален (рис. 2.4, 2.5).

3. Рассчитывается производительность и парк экскаваторов.

3.1. Длительность элементов рабочего цикла экскаватора, с:

– черпания (по Н. Я. Репину [2]):

$$T_{\text{ч}} = \frac{194 (d_{\text{ср}}^{3})^{2}}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6}, \tag{2.23}$$

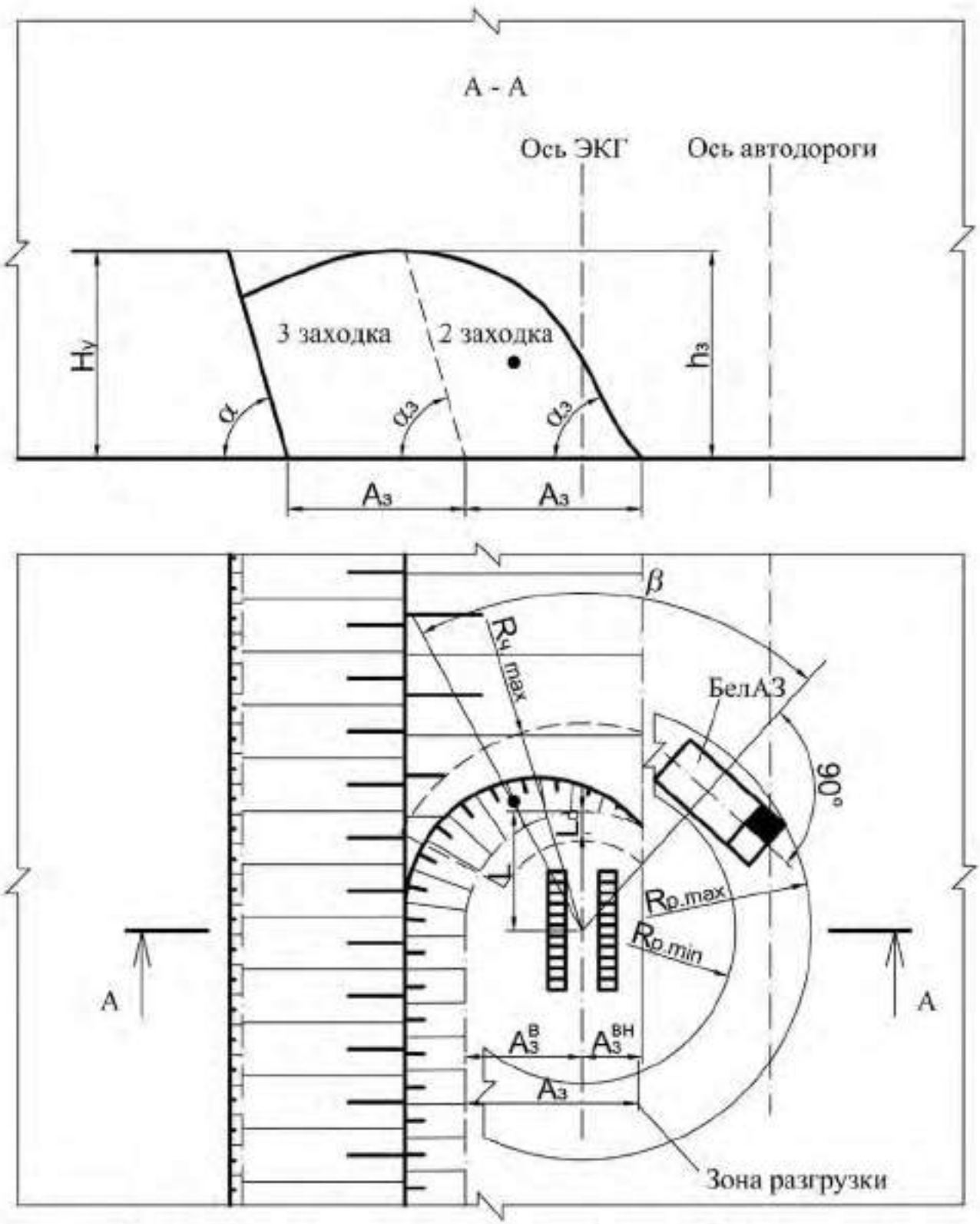


Рис. 2.4. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала продольными заходками

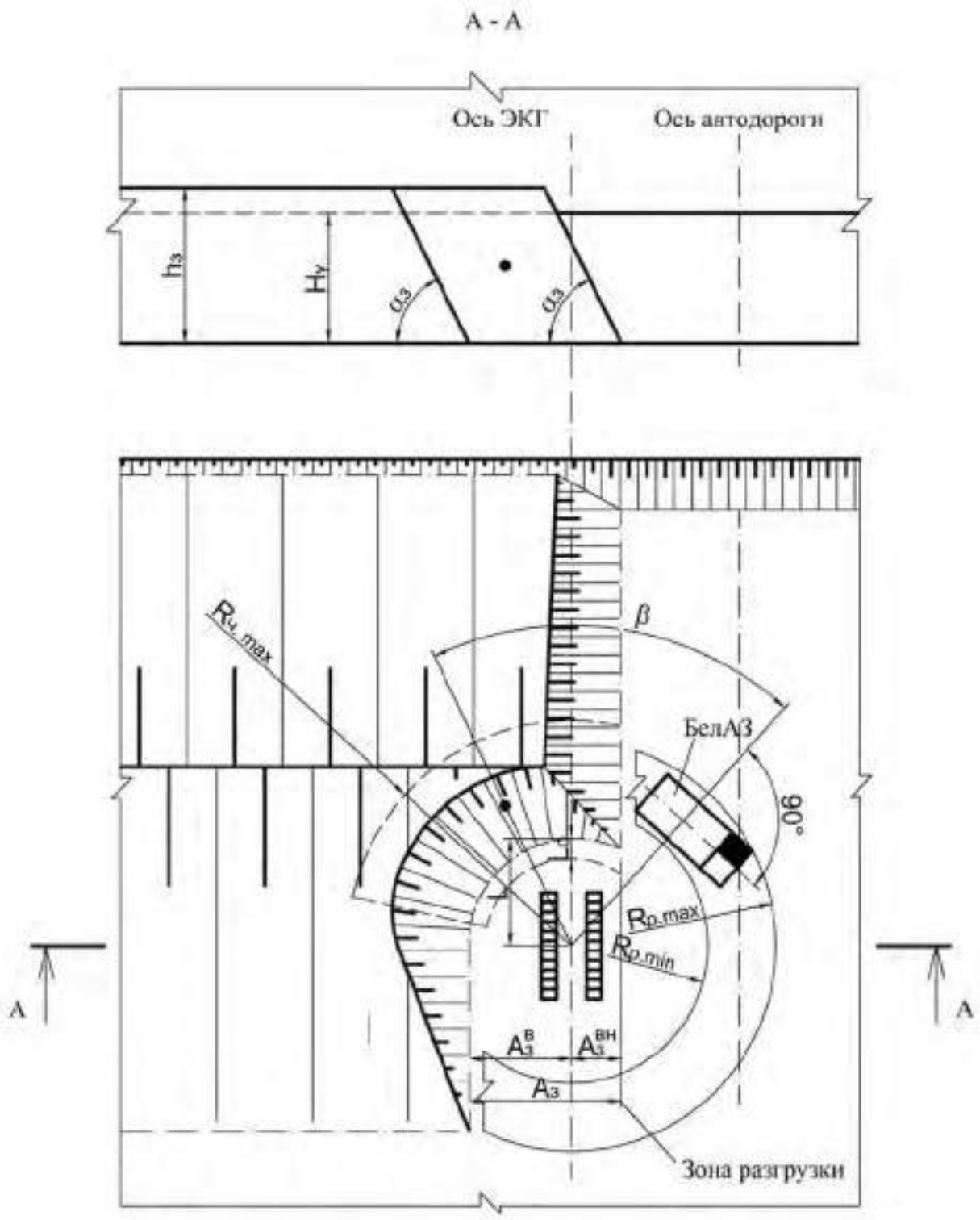


Рис. 2.5. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала поперечными заходками

где $d_{ср}^{2}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м (табл. 2.6);

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

– поворотов:

$$T_{пов} = (10 + E) + 0{,}18(\beta - 90°), \qquad (2.24)$$

где β – угол поворота экскаватора при разгрузке, град. Определяется графически (см. п. 2.3);

– разгрузки:

$T_р$ = 2÷3,5 с (при изменении E от 2,5 до 20 м^3);

– цикла:

$$T_ц = T_ч + T_{пов} + T_р. \quad (2.25)$$

3.2. Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч:

$$Q_т = \frac{3600}{T_ц} E k_э, \quad (2.26)$$

где $T_ц$ – длительность цикла экскавации, с;

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

$k_э$ – коэффициент экскавации. Для взорванной горной массы

$$k_э \approx 0,9 + 0,007(E - 1) - 1,1(d^э_{ср} - 0,1), \quad (2.27)$$

где $d^э_{ср}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м.

3.3. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смену:

$$Q_{см} = Q_т T_{см} k_и k_{нг} k_{сл}, \quad (2.28)$$

где $Q_т$ – техническая производительность экскаватора, м^3/ч;

$T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и$ = 0,75÷0,85);

$k_{нг}$ – коэффициент , учитывающий влияние выхода негабарита на производительность экскаватора. При $\gamma_{нг} > 1,5$ %

$$k_{нг} \approx 1 - \frac{0,9\gamma_{нг}}{100}, \quad (2.29)$$

где $\gamma_{нг}$ – выход негабарита, %;

$k_{сл}$ – коэффициент, учитывающий сложность работ с забое.

При валовой выемке $k_{сл}$ = 1, при раздельной (селективной) выемке с простой и сложной сортировкой $k_{сл}$ = 0,82÷0,85.

3.4. Годовая производительность экскаватора $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_{см} N_{см}, \quad (2.30)$$

где $N_{см}$ – число рабочих смен экскаватора в году, $N_{см}$ = 675÷680.

3.5. Рабочий парк экскаваторов

$$N_р = V_{см} / Q_{см}. \quad (2.31)$$

Списочный парк машин

$$N_с = V_г / Q_г. \quad (2.32)$$

4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при разборке развала продольными и поперечными заходками представлены на рис. 2.4 и 2.5. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

5. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А3 или несколькими листами формата А4 и включает следующие чертежи:

1. Поперечный разрез развала горной массы, М 1:500. На чертеже показываются (см. рис. 2.1):

– высота уступа, ширина развала, ширина буровой заходки, максимальная высота развала, максимальная высота забоя, углы откосов во внешней части развала, во внутренней части забоя и в массиве;

– порядок разборки развала по высоте (на полную высоту, с понижением высоты развала, послойная разборка развала);

– при разборке развала продольными заходками указывается порядок отработки заходок, ширина заходки и положение оси экскаватора.

2. Порядок разработки развала (продольными или поперечными заходками), М 1:1000 (см. рис. 2.2).

3. Схема установки экскаватора в торце забоя, М 1:200, М 1:500 (см. рис. 2.3). На схеме указываются числовые значения определяющих параметров.

4. Паспорт установки экскаватора в забое (план и разрез), М 1:500. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 2.4, 2.5).

5. Две таблицы, включающие технические параметры оборудования и технологические параметры (табл. 2.7 и 2.8).

Таблица 2.7

Технические параметры оборудования

Параметр	Значения
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	
Максимальный радиус черпания $R_{ч.max}$, м	
Радиусы разгрузки, м:	
максимальный $R_{р.max}$	
минимальный $R_{р.min}$	
Максимальная высота, м:	
черпания $H_{ч.max}$	
разгрузки $H_{р.max}$	
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м	
Ширина хода экскаватора $B_х$, м	
Длина хода экскаватора $L_х$, м	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность $G_а$, т	
Длина автосамосвала $L_а$, м	
Ширина автосамосвала $B_а$, м	

Таблица 2.8

Технологические параметры

Параметр	Значения
Высота уступа $H_у$, м	
Максимальная ширина развала $B_р$, м	
Максимальная высота развала $h_р^{max}$, м	
Максимальная высота забоя $h_з^{max}$, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Тип экскаваторных заходок	
Диаметр среднего экскавируемого куска $d_{ср}^э$, м	
Угол откоса развала:	
в торце забоя $\alpha_т$, град.	
во внешней части забоя $\alpha_{вн}$, град.	
во внутренней части забоя $\alpha_з$, град.	
Вид обрушения пород в забое	
Максимальная ширина развала при обрушении забоя $L_о$, м	
Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м	
Угол поворота экскаватора при погрузке β, град.	
Длительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность экскаватора $Q_г$, м^3/год	
Рабочий парк экскаваторов $N_р$	
Списочный парк машин $N_с$	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры механических лопат.
2. Как определяется и от каких факторов зависит относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород?
3. Перечислите типы экскаваторных заходок и способы выемки и погрузки породы экскаваторами.
4. Чем отличается панель от заходки?
5. Типы обрушения пород в забое при экскавации мехлопатами. Какими факторами определяется тип обрушения?
6. Как определяется максимальная высота забоя и способ выемки развала по высоте мехлопатами?
7. Как определяется тип и ширина экскаваторной заходки?
8. Как определяются параметры установки экскаватора в забое?
9. Как определяется зона установки автосамосвала в забое?
10. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора?
11. Как определяется коэффициент экскавации и от каких факторов он зависит?
12. Как определяется техническая производительность экскаватора?
13. Как определяется эксплуатационная производительность экскаватора?

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ ДРАГЛАЙНОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоев шагающих экскаваторов-драглайнов при перевалке пород в выработанное пространство и производительности экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование параметров экскаваторного забоя и внутреннего отвала.
2. Расчет производительности экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 179-188; 2, с. 147-170; 3, с. 214-219] изучить технологические параметры экскаваторов-драглайнов, технологию выемки и перевалки пород в выработанное пространство, методику расчета производительности драглайнов.

Исходные условия

Общие условия:

- перевалка пород в выработанное пространство;
- режим работы экскаватора-драглайна с нижним черпанием: работа карьера 7 дней в неделю, 3 смены по 8 ч.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- модель экскаватора;
- относительный показатель трудности экскавации мягких пород $П_{э.м}$;
- коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$;
- коэффициент разрыхления пород $k_р$;
- угол откоса рабочего уступа α, град;
- устойчивый угол откоса рабочего уступа $\alpha_у$, град;
- угол откоса отвала β, град.

Основные параметры экскаватора, определяющие размеры забоя (табл. 3.2):

- вместимость ковша E, м^3;
- максимальная глубина черпания $H_{ч.\ max}$, м;
- радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м;
- максимальная высота разгрузки $H_{р.\ max}$, м;
- диаметр опорной базы D, м;
- размеры башмака ($l_б \times b_б$), м.

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота вскрышного уступа $H_у$, м.

Максимальное значение высоты вскрышного уступа должно соответствовать следующим условиям:

Таблица 3.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Модель экскаватора	Относительный показатель трудности экскавации $П_{э.м}$	$k_н$	$k_р$	α, град	$α_у$, град	β, град
1	ЭШ-14.75	3	1,00	1,10	45	35	30
2	ЭШ-20.90	4	0,90	1,15	46	36	31
3	ЭШ-15.100	5	0,80	1,20	47	37	32
4	ЭШ-25.90	6	0,90	1,20	48	38	33
5	ЭШ-20.100	7	0,80	1,10	49	39	34
6	ЭШ-15.110	4	1,00	1,15	50	40	35
7	ЭШ-40.100	5	1,00	1,20	50	41	36
8	ЭШ-30.110	6	0,90	1,25	49	41	36
9	ЭШ-25.120	7	0,80	1,10	48	40	36
10	ЭШ-65.100	8	0,70	1,15	47	39	36
11	ЭШ-40.130	5	1,00	1,20	46	38	35
12	ЭШ-100.100	6	0,90	1,25	45	35	31
13	ЭШ-100.125	7	0,80	1,10	45	35	31
14	ЭШ-14.75	8	0,70	1,15	46	35	30
15	ЭШ-20.90	9	0,75	1,20	47	36	32
16	ЭШ-15.100	6	0,80	1,00	48	37	32
17	ЭШ-25.90	7	0,85	1,10	49	38	33
18	ЭШ-20.100	8	0,90	1,15	50	40	35
19	ЭШ-15.110	9	0,95	1,20	45	36	32
20	ЭШ-40.100	10	1,00	1,25	46	37	33
21	ЭШ-30.110	3	0,75	1,00	47	38	34
22	ЭШ-25.120	4	0,80	1,15	48	40	35
23	ЭШ-65.100	5	0,85	1,15	49	41	36
24	ЭШ-40.130	6	0,90	1,00	50	42	37
25	ЭШ-100.100	7	0,95	1,10	45	41	36
26	ЭШ-100.125	5	1,00	1,15	46	41	36
27	ЭШ-14.75	6	1,00	1,15	47	42	37
28	ЭШ-20.90	7	0,90	1,20	48	42	37
29	ЭШ-15.100	8	0,80	1,25	49	43	37
30	ЭШ-25.90	9	0,85	1,00	50	45	40

Таблица 3.2

Основные технологические параметры драглайнов

Параметры	Модель экскаватора												
	ЭШ-14.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-20.100	ЭШ-15.110	ЭШ-40.100	ЭШ-30.110	ЭШ-25.120	ЭШ-65.100	ЭШ-40.130	ЭШ-100.100	ЭШ-100.125
Вместимость ковша E, м^3	14	20	15	25	20	15	40	30	25	65	40	100	100
Длина стрелы L_c, м	75	90	100	90	100	110	100	110	120	100	130	100	125
Угол наклона стрелы α_c, град	32	32	32	32	34	34	32	32	32	32	32	32	35
Максимальная глубина черпания $H_{ч.max}$, м	38	42,5	46	47	46	50	47	53	57	46	60	47	52
Радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	99,0	94,8	103,3	117,7	97,6	123,0	97,0	118,0
Максимальная высота разгрузки $H_{р.max}$, м	30,6	38,5	45,0	37,5	45,0	52,0	40,0	46,2	52,4	38,5	56,0	43,0	56,0
Диаметр опорной базы D, м	10,8	14,5	14,5	15,3	15,3	15,3	18,0	18,0	18,0	23,5	23,5	27,0	27,0
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	11,6×1,9	13×2,5	13×2,5	14×2,9	14×2,9	14×2,9	17,2×3,96	17,2×3,96	17,2×3,96	18×3,9	18×3,9	22,5×4,74	22,5×4,74

$$\begin{cases} H_y \le H_{\text{ч.max}}; \\ H_y \le \dfrac{R_{\text{ч.max}} - 0{,}5L_x}{\text{ctg}\alpha_з + (\text{ctg}\alpha_y - \text{ctg}\alpha)}, \end{cases} \quad (3.1)$$

где $H_{\text{ч. max}}$ – максимальная глубина черпания, м;

$R_{\text{ч. max}}$ – максимальный радиус черпания, м;

$$R_{\text{ч. max}} = (1{,}15 \div 1{,}20)\, R_{\text{ч}}; \quad (3.2)$$

L_x – длина хода экскаватора, м;

$$L_x = D; \quad (3.3)$$

D – диаметр опорной базы экскаватора, м;

a – ширина призмы возможного обрушения, м;

α – угол откоса рабочего уступа, град;

α_y – устойчивый угол откоса уступа, град;

$\alpha_з$ – угол откоса забоя драглайна, град.

Угол откоса забоя изменяется от 25–30° (нижняя часть забоя) до 45-50° (верхняя часть забоя). Расчеты рекомендуется проводить по минимальному значению $\alpha_з$.

2. Определяется ширина призмы возможного обрушения a, м:

$$a = H_y\,(\text{ctg}\,\alpha_y - \text{ctg}\,\alpha); \quad (3.4)$$

3. Определяется ширина экскаваторной заходки $A_з$, м:

$$A_з = R_{\text{ч max}} \sin\omega, \quad (3.5)$$

где ω – угол поворота драглайна от своей оси, град.

Рекомендуется принимать $\omega_o = 25 \div 45°$.

4. Производится проверка параметров забоя экскаватора по условию

$$R_p \ge A_з + l_o + c, \quad (3.6)$$

где R_p – радиус разгрузки, м;

l_o – горизонтальное проложение откоса отвала, м;

$$l_o = \sqrt{H_y A_з k_p \text{ctg}\beta}, \quad (3.7)$$

c – ширина свободной полосы между нижними бровками уступа и отвала, м; ($c = 4 \div 6$ м).

При несоблюдении условия (3.6) производится уменьшение ширины экскаваторной заходки и (или) высоты отрабатываемого уступа.

5. Рассчитывается высота внутреннего отвала H_o, м:

$$H_o = \sqrt{H_y A_з k_p \text{tg}\beta}. \quad (3.8)$$

Производится проверка:

$$H_o \le H_{p\,\max}. \quad (3.9)$$

6. Рассчитывается техническая производительность драглайна $Q_т$, м³/ч:

$$Q_т = \frac{3600 E k_н}{T_ц k_p}, \quad (3.10)$$

где $T_ц$ – продолжительность цикла экскавации, с.

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{пр}} + \Delta t \ , \qquad (3.11)$$

где $t_{\text{ч}}$ – продолжительность черпания, с;

$t_{\text{пр}}$ – продолжительность поворотов, с;

Δt – поправка на несовмещенность поворота с разгрузкой, с (Δt = 1,5÷2,5 с).

$$t_{\text{ч}} = t_{\text{ч.п}} \frac{\Pi_{\text{э.д}}}{\Pi_{\text{э.п}}}, \qquad (3.12)$$

где $t_{\text{ч.п}}$ паспортная продолжительность черпания, с (табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.п}}$ – паспортный показатель трудности экскавации пород драглайнами (см. табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.д}}$ – действительный показатель трудности экскавации пород драглайном;

$$\Pi_{\text{э.д}} = \Pi_{\text{э.м}} k_{\text{в}} k_{\text{пр}} \ , \qquad (3.13)$$

где $\Pi_{\text{э.м}}$ – относительный показатель трудности экскавации пород (см. табл. 3.3);

$k_{\text{пр}}$ – коэффициент влияния типоразмера драглайна (см. табл. 3.3);

$k_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий вид выемочного оборудования (табл. 3.4).

Таблица 3.3

Показатели, характеризующие паспортную производительность драглайнов

Показатели	Вместимость ковша экскаватора E, м^3			
	4–6	10–15	20–30	50–100
Продолжительность черпания $t_{\text{ч.п}}$, с	15–18	18	20	20
Продолжительность поворота (угол поворота 135°) $t_{\text{пр.п}}$, с	30–42	42	45	45
Паспортный показатель трудности экскавации пород $\Pi_{\text{э.п}}$	3,0–3,5	4,0–4,5	4,8–5,2	5,5–6,0
Коэффициент влияния типоразмера драглайна $k_{\text{пр}}$	1,0	0,90–0,95	0,75–0,85	0,60–0,70

Таблица 3.4

Значения коэффициента $k_{\text{в}}$, учитывающего вид выемочного оборудования

Выемочное оборудование	$k_{\text{в}}$ при значениях $\Pi_{\text{э.м}}$			
	до 3	3–5	6–10	11–15
Драглайн	1,00	1,10	1,15	1,25

Продолжительность поворотов $t_{\text{пр}}$, с:

$$t_{\text{пр}} = \frac{2 t_{\text{пр.п}} \varphi}{135}, \qquad (3.14)$$

где $t_{\text{пр.п}}$ – паспортная продолжительность поворота, с (см. табл. 3.3);

φ – средний угол поворота экскаватора от центра забоя до места разгрузки, град. (определяется графически по паспорту забоя).

7. Сменная производительность $Q_{\text{см}}$, м^3/смену:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}} T_{\text{см}} k_{\text{и}} \ , \qquad (3.15)$$

где $T_{\text{см}}$ = 8 ч – продолжительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{\text{и}}$ = 0,80÷0,85).

8. Суточная производительность $Q_{сут}$, м^3/сутки:

$$Q_{сут} = Q_{см}\, n_{см}\,, \tag{3.16}$$

где $n_{см}$ – количество смен работы в сутки ($n_{см} = 3$).

9. Годовая производительность $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_{сут}\, N_г\,, \tag{3.17}$$

где $N_г$ – количество дней работы экскаватора в году ($N_г = 240 \div 260$ дней).

10. Составление паспорта экскаваторного забоя.

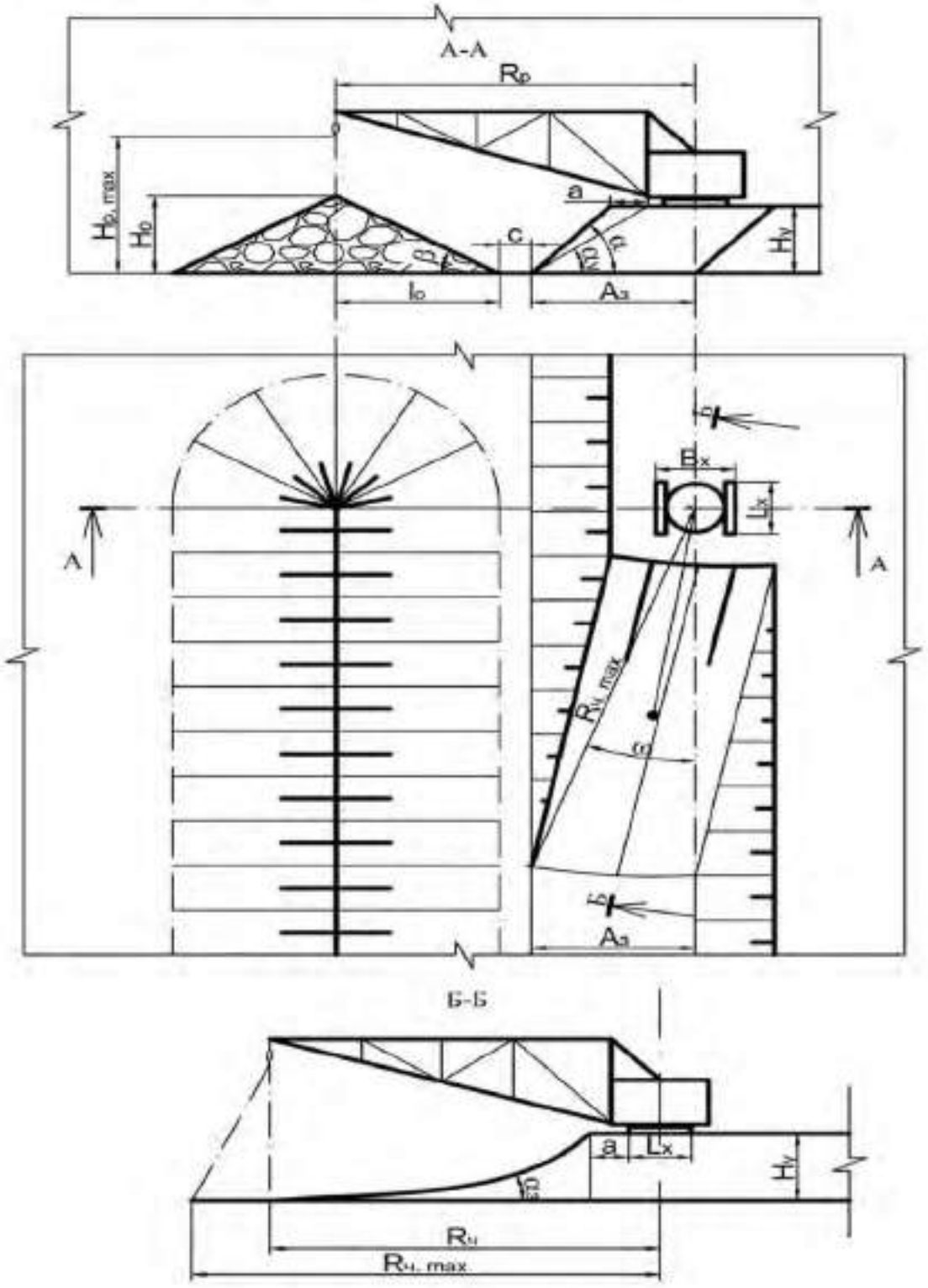


Рис. 3.1. Паспорт забоя драглайна

Пример паспорта забоя драглайна представлен на рис. 3.1. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4 и включает:

1. Паспорт забоя драглайна. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 3.1). Паспорт выполняется в стандартном масштабе и включает два разреза: по А–А и Б–Б.

2. Таблицу, включающую исходные условия и технологические параметры экскавации (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Технологические параметры экскавации

Показатель	Значения
Исходные условия	
Относительный показатель трудности экскавации пород $П_{эм}$	
Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
Коэффициент разрыхления пород $k_р$	
Угол откоса рабочего уступа α, град	
Устойчивый угол откоса уступа $α_у$, град	
Угол откоса отвала β, град	
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания (разгрузки) ($R_ч$) ($R_р$), м	
Максимальная глубина черпания $H_{ч.max}$, м	
Максимальная высота разгрузки $H_{р.max}$, м	
Диаметр опорной базы D, м	
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Угол поворота экскаватора от своей оси φ, град	
Максимальный радиус черпания $H_{ч.max}$, м	
Ширина призмы возможного обрушения a, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Фактический радиус разгрузки $R_р$, м	
Высота отвала $H_о$, м	
Средний угол поворота экскаватора от центра забоя и места разгрузки φ, град	
Продолжительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность драглайна $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность драглайна $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность $Q_г$, тыс. м^3/год	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры экскаваторов-драглайнов.
2. Какие технологические схемы драглайнов используются при разработке горных пород?
3. Как определяется максимальная высота уступа при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
4. Как определяется ширина экскаваторной заходки при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
5. Как рассчитывается высота внутреннего отвала при работе драглайна?
6. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора-драглайна при перевалке пород в выработанное пространство? (при погрузке в средства транспорта?).
7. Как определяется действительный показатель трудности экскавации пород драглайном?
8. Как определяется техническая производительность драглайна?
9. Как определяются сменная, суточная и годовая производительности драглайна?

Практическая работа № 4

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров скреперования, производительности и парка скреперов при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Расчет объема скреперных работ и выбор модели скрепера или скреперного комплекса, включающего тягач со скрепером и трактор-толкач.

2. Расчет параметров скреперования (параметров скреперного забоя и отвала).

3. Расчет составляющих рабочего цикла скрепера.

4. Расчет производительности скрепера (скреперного комплекса), парка скреперов и вспомогательных машин (толкачей).

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 130-137; 2, с. 229-236; 6, с. 31-35; 7, с. 5-80] изучить технологические параметры скреперов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, технологические схемы выемки пород скреперами, методику расчета производительности скреперов.

Исходные условия

Общие условия:

– скрепером производится выемка с поверхности при транспортировании пород во внешние отвалы, располагаемые на бортах выработки;

– выемка производится наклонными слоями сверху вниз.

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

– размеры выработки по поверхности, м ($H \times B \times L$);

– угол откоса бортов выработки α, град;

– тип и категория грунта по трудности разработки;

– плотность грунта γ, т/м^3;

– расстояние транспортирования $L_т$, км;

– срок отработки карьера T, лет.

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается объем скреперных работ V, м^3:

$$V = H(L - H\text{ctg}\alpha)(B - H\text{ctg}\alpha), \qquad (4.1)$$

где H – глубина скреперной выработки, м;

L – длина выработки по поверхности, м;

B – ширина выработки по поверхности, м;

α – угол откоса борта выработки, град.

2. Рассчитывается годовой объем скреперных работ $V_г$, м^3:

$$V_{\text{г}} = V / T, \tag{4.2}$$

где T – срок выполнения работ, лет.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Размер выработки, м (H×B×L)	Угол откоса бортов выработки α, град	Характеристика грунта			Расстояние транспортирования L, км	Режим скреперных работ (сутки×смены×часы)	Срок выполнения работы T, лет
			тип грунта	категория по трудности разработки	плотность γ, т/м³			
1	10×350×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 x 2 x 8	1
2	10×350×600	45	– // –	I	1,4	1,2	180 x 2 x 8	2
3	20×200×800	45	– // –	I	1,5	1,8	180 x 2 x 8	2
4	20×400×800	45	– // –	I	1,5	1,5	180 x 3 x 8	2
5	10×350×1000	45	– // –	I	1,7	1,6	180 x 3 x 8	2,5
6	12×300×600	50	Суглинок	II	1,7	1,0	180 x 2 x 8	2
7	15×200×1000	50	– // –	II	1,8	2,0	180 x 2 x 8	2,5
8	15×300×800	50	– // –	II	1,9	1,5	180 x 3 x 8	2
9	12×200×800	50	– // –	II	1,9	1,8	180 x 2 x 8	1,5
10	10×100×400	50	– // –	II	1,8	1,5	180 x 1 x 8	1,0
11	10×200×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
12	12×200×800	55	То же	IV	1,9	1,5	250 x 2 x 8	1,0
13	18×300×700	55	– // –	IV	2,0	2,0	250 x 2 x 8	2
14	20×200×800	55	– // –	IV	1,8	1,5	250 x 2 x 8	3
15	10×300×500	50	Суглинок	II	1,8	1,0	180 x 2 x 8	1
16	15×200×700	50	Глина	III	1,9	2,5	180 x 3 x 8	1,5
17	15×400×900	60	Разрыхление полускал.	IV	2,1	0,8	250 x 3 x 8	2
18	12×150×500	60	То же	IV	2,2	1,5	250 x 1 x 8	1,5
19	12×400×800	60	– // –	IV	2,2	2,0	250 x 2 x 8	2
20	20×300×900	60	– // –	IV	2,1	1,0	250 x 3 x 8	3
21	15×200×500	60	Глина	III	1,9	2,5	250 x 2 x 8	1,5
22	10×300×600	60	Суглинок плотный	III	1,8	1,8	250 x 3 x 8	1
23	15×250×750	60	Глина	III	1,8	3,0	250 x 3 x 8	1,5
24	20×450×800	45	Песок	I	1,5	1,5	180 x 2 x 8	2
25	10×500×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
26	12×150×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 x 2 x 8	1
27	12×200×800	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 x 1 x 8	1,5
28	20×200×800	50	Суглинок плотный	III	1,9	2,5	180 x 3 x 8	1,5
29	20×300×900	45	Песок	I	1,5	1,5	180 x 3 x 8	2
30	15×200×1000	60	Разрыхление полускал.	IV	2,	1,5	250 x 1 x 8	1,5

3. Рассчитывается сменный объем скреперных работ $V_{\text{см}}$, м³:

$$V_{\text{см}} = \frac{V_{\text{г}}}{N_{\text{д}} N_{\text{см}}}, \tag{4.3}$$

где $N_{\text{д}}$ – число рабочих дней (суток) в году (см. табл. 4.1);

$N_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки (см. табл. 4.1).

4. Производится выбор модели скрепера или скреперного комплекса, рассчитывается фактическая грузоподъемность выбранного скрепера.

4.1. Необходимая (требуемая) вместимость ковша скрепера ($E_т$, м³) определяется по эмпирической формуле, учитывающей годовой объем скреперных работ в тыс. т и расстояние транспортирования [6]:

$$E_т = 8{,}43 + 4{,}96 \cdot 10^{-3} Q_г + 1{,}93 L_т, \quad (4.4)$$

где $Q_г$ – годовой объем скреперных работ, тыс. т;

$$Q_г = V_г \gamma \cdot 10^{-3}, \quad (4.5)$$

где γ – плотность пород (см. табл. 4.1), т/ м³;

$L_т$ – расстояние транспортирования, км (см. табл. 4.1).

4.2. По величине $E_т$ в табл. 4.2 выбирается соответствующая модель скрепера с ковшом геометрической вместимости $E \geq E_т$.

4.3. Если разрабатываемый грунт представлен породами I или II категорий по трудности разработки и геометрическая вместимость ковша скрепера меньше 21 м³ или породами III категории и геометрическая вместимость ковша меньше 16 м³, то разработка ведется одиночным самоходным скрепером. Переходим к пункту 4.4.

Если грунт представлен породами I или II категорий и геометрическая вместимость ковша скрепера больше или равна 21 м³, породами III категории и геометрическая вместимость ковша больше или равна 16 м³ или породами IV категории по трудности разработки, то по табл. 4.3 выбирается мощность трактора-толкача, затем по выбранной мощности трактора-толкача принимается конкретная модель и параметры последнего (табл. 4.4).

Количество толкачей на один скрепер ($n_т$) определяется по формуле

$$n_т = \frac{N_т^т}{N_т^п}, \quad (4.6)$$

где $N_т^т$ – рекомендуемая мощность тракторов-толкачей, кВт (см. табл. 4.3);

$N_т^п$ – принятая мощность трактора-толкача, кВт (см. табл. 4.4).

Полученное по формуле (4.6) значение округляется до большего целого, если $N_т^т > N_т^п$ на 10 % и более. В противном случае округление выполняется до меньшего целого.

Таблица 4.2

Технические характеристики самоходных скреперов

Параметры	Д-357П	ДЗ-32	ДЗ-13Б	ДЗ-115	ДЗ-67	ДЗ-107-1	СС-38 (перспективная модель)
Геометрическая вместимость ковша E, м^3	9,0	10	16,2	16,2	25	25	38
Грузоподъемность G, т	16,4	16,0	30	30	50	50,4	80
Ширина резания $B_р$, м	2.82	2,9	3,41	3.02	3,6	3,8	4,0
Максимальное заглубление h_{max}, м	0,15	0,3	0,3	0,35	0,25	0,4	0 4
Максимальная толщина отсыпки $h_{отс}$, м	0,4	0,5	0,5	0,50	0,55	0,60	0 6
Базовый тягач	МоАЗ-546П	МоАЗ-546	БелАЗ-7422	БелАЗ-531Б	Спец. шасси		
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	158	158	265	2×256	400	2×405	2×538
Максимальная скорость движения v_{max}, км/ч	40	40	40	40	45	50	50

Таблица 4.3

Рациональное сочетание вместимости ковша скрепера и мощности толкача

Геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3	Количество и мощность (кВт) толкачей при категории грунтов по трудности разработки		
	I–II	III	IV
10	–	–	1 × 306
16	–	1×306	1 × 410
21 – 25	1×306	1 × 410	1×522
30 и более	2×306; 1×574	(2÷3) ×306; (1÷2)× 574	3×306; 2× 574

Таблица 4.4

Параметры тракторов-толкачей

Показатели	Модель трактора			
	Т-180	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	133	237	258	611

4.4. Определяется расчетная грузовместимость ковша выбранного скрепера $E_р$, м^3:

$$E_р = E\frac{k_н}{k_р}, \quad (4.7)$$

где E – геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3 (см. табл. 4.2);

$k_н$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_р$ – коэффициенты разрыхления породы в ковше скрепера (табл. 4.5).

Таблица 4.5

Значения коэффициентов наполнения ковша ($k_н$) и коэффициентов разрыхления породы в ковше ($k_р$) при различной геометрической вместимости ковша скрепера

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Значения коэффициентов	Тип грунта		
		песок	суглинки, глина	разрыхленные полускальные породы
6 – 10	$k_н$	0,95	1,00	1,00
	$k_р$	1,15	1,20	1,50
10 – 15 и более	$k_н$	1,00	1,15	1,15
	$k_р$	1,10	1,10	1,40

4.5. Определяется расчетная грузоподъемность скрепера ($G_р$, т) с учетом величины расчетной грузовместимости:

$$G_р = E_р\gamma, \quad (4.8)$$

где γ – плотность пород, т/м^3.

4.6. Фактическая грузоподъемность скрепера ($G_ф$, т) не должна превышать паспортную грузоподъемность (G), приведенную в табл. 4.2. Если $G_ф \le G$, то за фактическую грузоподъемность принимается расчетная грузоподъемность $G_ф = G_р$, а фактическая вместимость ковша $E_ф = E_р$. Если $G_р > G$, то за фактическую грузоподъемность принимается паспортная грузоподъемность $G_ф = G$, а фактическая вместимость ковша рассчитывается по формуле

$$E_ф = E/\gamma, \quad (4.9)$$

где E – паспортная геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3.

5. Рассчитываются параметры технологии скреперования.

5.1. Определяются параметры скреперных забоев и уступов.

5.1.1. Длина скреперного забоя (минимальный путь резания) определяется из условия заполнения ковша скрепера на пути набора грунта. При отработке наклонного забоя на спуск минимальный путь резания (l_{min}, м) определяется по формуле

$$l_{\min} = \frac{E_{\phi} k_{\text{п}}}{b_{\text{с}} \delta_{\text{с}} k_{\text{нс}}}, \qquad (4.10)$$

где E_{ϕ} – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой ковшом стружки, м (принимается равной ширине резания $b_{\text{с}} = B_{\text{р}}$), (см. табл. 4.2);

$\delta_{\text{с}}$ – толщина стружки, м (принимается по табл. 4.6 с учетом максимальной величины заглубления $b_{\text{с}} \le h_{\text{загл}}$);

$k_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери породы ($k_{\text{п}} = 1{,}15 \div 1{,}20$);

$k_{\text{нс}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки ($k_{\text{нс}} = 0{,}70 \div 0{,}75$).

Практически во избежание задержек в работе скреперного комплекса длину забоя рекомендуется принимать не менее двукратного минимального пути резания. По длине забоя стружка может убираться в 2, 3 или 4 приема. Тогда фактическая длина забоя $l_{\text{з}}$, м:

$$l_{\text{з}} = n_{\text{пр}} l_{\min}, \qquad (4.11)$$

где $n_{\text{пр}}$ – количество приемов.

Таблица 4.6

Рекомендуемая толщина стружки ($\delta_{\text{с}}$, м) при работе скреперов в разных условиях

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Тип грунта		
	песок	суглинок	глина, разрыхленные полускальные породы
10	0,30*/–	0,18/–	0,14/–
15	0,35/–	0,21/0,30	0,16/0,22
> 15	0,35/0,40	0,23/0,32	0,18/0,24

* В числителе – без толкача, в знаменателе – с толкачом.

5.1.2. Расчетная высота рабочего уступа $h_{\text{у}}$, м:

$$h_{\text{у}} = l_{\text{з}} \sin \alpha_{\text{з}}, \qquad (4.12)$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – угол откоса забоя скрепера (табл. 4.7).

Таблица 4.7

Уклоны участков трассы работы скрепера, град

Уклон забоя скрепера при движении под уклон $\alpha_{\text{з}}$			Уклон участка транспортирования $\alpha_{\text{т}}$				Уклон участка разгрузки $\alpha_{\text{р}}$
			порожнего		груженого		
песок, суглинки	глина	разрыхленные полускальные породы	подъем	спуск	подъем	спуск	
5–6	6–8	10–12	9–10	14–17	7–9	11–14	14–15

5.1.3. Фактическая высота уступа ($h'_{\text{у}}$) принимается такой, чтобы количество уступов в выработке было целым числом при высоте уступа меньше расчётной. Фактический угол откоса забоя $\alpha'_{\text{з}}$, град:

$$\alpha'_{\text{з}} = \arcsin\frac{h'_{\text{у}}}{l_{\text{з}}} \le \alpha_{\text{з}}, \tag{4.13}$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – максимальное значение угла забоя скрепера, град (табл. 4.7).

5.1.4. Ширина полосы скреперования ($B_{\text{с}}$, м) зависит от применяемого оборудования, схемы выемки грунта и очередности производства работ. Для наиболее полного заполнения ковша оптимальной считается гребенчатая схема выемки. При этом между смежными проходами скрепера оставляются целики – гребни шириной от 0,5 до 1,5 м и высотой, равной толщине срезаемой стружки. Впоследствии гребни срабатываются грейдером, для эффективной работы которого необходимо минимум два смежных прохода скрепера по полосе скреперования:

$$B_{\text{с}} = n(b_{\text{с}} + b_{\text{г}}), \tag{4.14}$$

где $b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой стружки (ширина прохода скрепера), м;

$b_{\text{г}}$ – ширина гребня между смежными проходами скрепера (0,5–1,5 м);

n – число смежных проходов скрепера (n = 2÷4).

5.2. Определяется ширина рабочей площадки ($B_{\text{р.п}}$, м). Рабочая площадка состоит из нескольких взаимозаменяемых полос: полосы рыхления ($B_{\text{р}}$), если разрабатываются породы III и IV категорий по трудности разработки, полосы скреперования ($B_{\text{с}}$) и транспортной полосы (T), если выезд и въезд в разрабатываемую выработку предусмотрен через рабочую площадку. При этом $B_{\text{р}} = B_{\text{с}} = T$.

$$B_{\text{р.п}} = B_{\text{т}} + B_{\text{с}} + T. \tag{4.15}$$

6. Рассчитываются параметры отсыпки отвалов.

6.1. Толщина отсыпки $\delta_{\text{о}}$, м:

$$\delta_{\text{о}} = \frac{E_{\text{ф}}}{b_{\text{с}} t_{\text{р}} v_{\text{р}}}, \tag{4.16}$$

где $E_{\text{ф}}$ – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ –ширина срезаемой ковшом стружки, м;

$v_{\text{р}}$ – скорость движения скрепера, м/мин (табл. 4.8);

$t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки скрепера, мин ($t_{\text{р}}$ = 0,25÷0,30 мин).

Расчетное значение толщины отсыпки не должно превышать максимального значения, приведенного в технической характеристике (см. табл. 4.2): $\delta_{\text{о}} \le h_{\text{отс}}$.

6.2. Длина участка разгрузки $l_{\text{р}}$, м:

$$l_{\text{р}} = \frac{E_{\text{ф}}}{\delta_{\text{о}} b_{\text{с}}}. \tag{4.17}$$

6.3. Высота отсыпаемого отвального уступа (яруса) $h_{\text{я}}$, м:

$$h_{\text{я}} = l_{\text{р}} \sin\alpha_{\text{р}}, \tag{4.18}$$

где $\alpha_{\text{р}}$ – угол наклона площадки разгрузки, град. (см. табл. 4.7).

6.4. Высота скреперного отвала (H_o, м) принимается в пределах H_o = 8÷12 м.

6.5. Количество ярусов (слоев) отвала

$$n_я = H_o / h_я . \qquad (4.19)$$

6.6. Длину отвала (L_o, м) принимаем равной длине скреперной выработки $L_o = L$.

6.7. Ширина отвала (B_o, м) определяется по формуле

$$B_o = \frac{V}{H_o L_o k_{р.о}}, \qquad (4.20)$$

где V – объем скреперных работ, м^3;

$k_{р.о}$ – коэффициент разрыхления пород в отвале ($k_{р.о}$ = 1.10 ÷ 1,15).

7. Рассчитывается длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_з + t_д^г + t_д^п + t_р + t_м . \qquad (4.21)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки ковша скрепера, мин;

$t_д^г$, $t_д^п$ – соответственно время движения груженого и порожнего скрепера, мин;

$t_р$ – длительность разгрузки, мин;

$t_м$ – продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций, мин.

7.1. Продолжительность загрузки ковша скрепера:

$$t_з = l_{min} / v_з , \qquad (4.22)$$

где l_{min} – минимальный путь резания, м;

$v_з$ – скорость движения скрепера при резании стружки, м/мин (табл. 4.8).

Таблица 4.8

Скорости движения скрепера в рабочем цикле, м/мин

Загрузка скрепера (резание) $v_з$	Разгрузка $v_р$	Движение с грузом $v_г$	Движение порожняком $v_п$
30–50	48–72	(0,4–0,5)v_{max}	(0,6–0,7)v_{max}

Примечание. v_{max} – максимальная скорость движения скрепера, м/мин (см. табл. 4.2).

7.2. Время движения груженого и порожнего скрепера определяется по формулам:

$$t_д^г = L_т / v_г ; \qquad t_д^п = L_т / v_п , \qquad (4.23)$$

где $L_т$ – расстояние транспортирования, м;

$v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего скреперов, м/мин (см. табл. 4.8).

7.3. Длительность разгрузки $t_р$, мин:

$$t_р = \frac{l_р}{v_р} k_{раз} , \qquad (4.24)$$

где $v_р$ – скорость движения скрепера при разгрузке, м/мин (см. табл. 4.8);

$k_{раз}$ – коэффициент, учитывающий время на разравнивание разгруженной породы (при разгрузке под уклон $k_{раз}$ – 1,8÷2,0).

7.4. Продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций зависит от схемы движения и дальности транспортирования. Принимается $t_м$ = 1,5÷3,0 мин.

8. Рассчитывается сменная производительность и парк скреперов.

8.1. Сменная производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/ смену:

$$Q_{см} = \frac{60 T_{см} E_ф k_и}{T_ц}, \quad (4.25)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени. При одно– и двухсменном режиме $k_и$ = 0,80÷0,85; при трехсменном режиме $k_и$ = 0,70÷0,75.

8.2. Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.:

$$N_р = \frac{V_{см}}{Q_{см}}, \quad (4.26)$$

где $V_{см}$ – сменный объем скреперных работ, м^3.

Списочный парк скреперов $N_с$, шт.:

$$N_с = \frac{N_р}{k_{т.г}}, \quad (4.27)$$

где $k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности ($k_{т.г}$ = 0,65÷0,70).

8.3. Количество тракторов-толкачей при работе скреперов по породам, требующим их применения, рассчитывается по формуле

$$N_т = \frac{N_с T_ц^т}{T_ц}, \quad (4.28)$$

где $T_ц$ – длительность рабочего цикла скрепера, мин;

$T_ц^т$ – длительность цикла трактора-толкача, мин.

Длительность цикла трактора-толкача рассчитывается по формуле

$$T_ц^т \approx 1{,}4 t_з + 0{,}3, \quad (4.29)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки скрепера, мин.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним-двумя листами формата А3 (А4) и содержит следующие элементы: паспорт участка скреперования, включающий схему движения скрепера, план рабочей площадки с сечением (рис. 4.1, 4.2). Изображается отработка первого (верхнего) уступа скреперной выемки и отсыпка первого яруса скреперного отвала. Угол откоса отвального яруса принимается $\alpha_о \approx (0{,}70÷0{,}75)\alpha$, где α – угол откоса борта скреперной выемки, град. Ширина транспортного заезда на отвал принимается $B_т \approx (1{,}5÷2{,}0) b_с$, где $b_с$ – ширина прохода скрепера, м. Чертежи выполняются в стандартных масштабах.

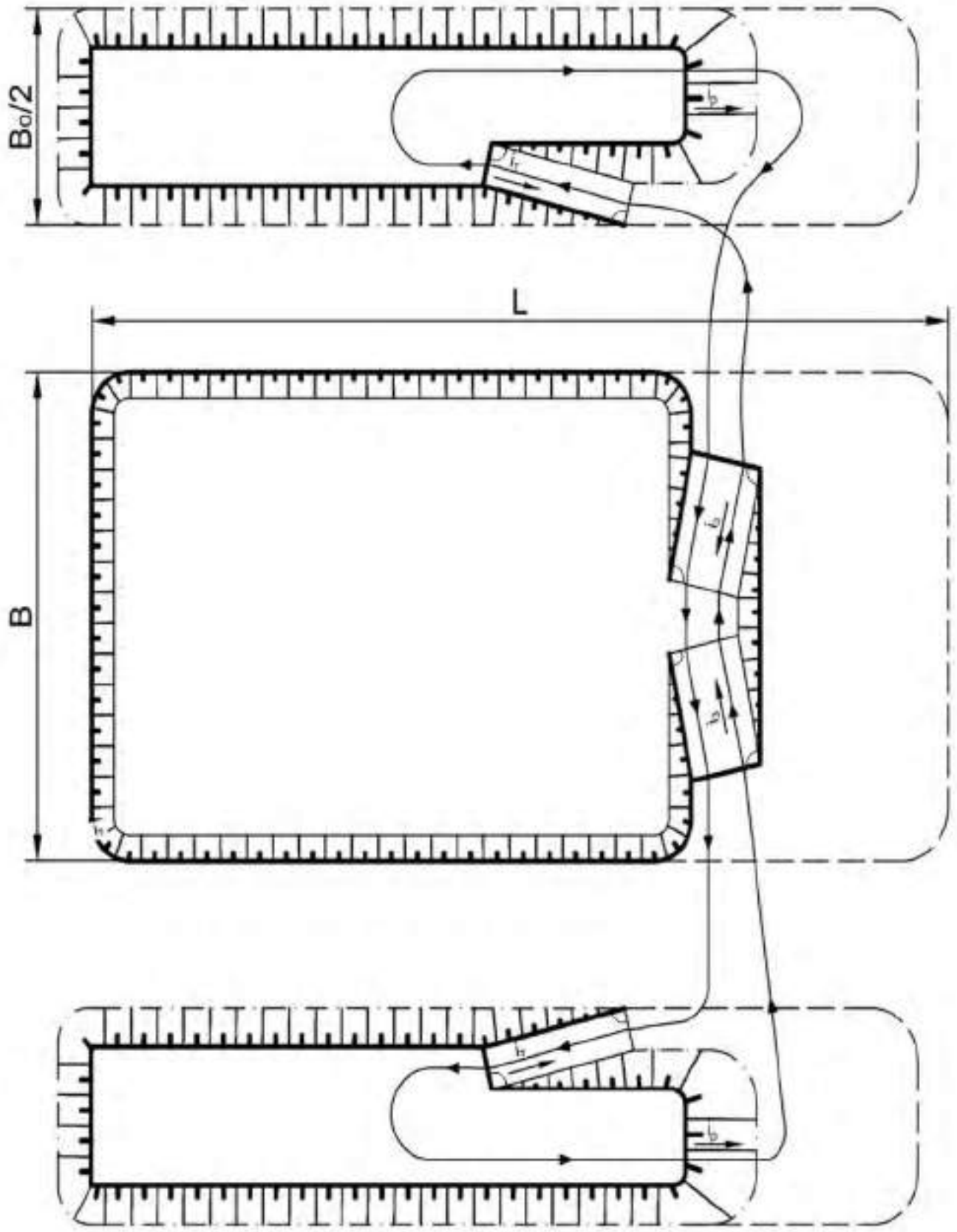


Рис. 4.1. Паспорт участка скреперования

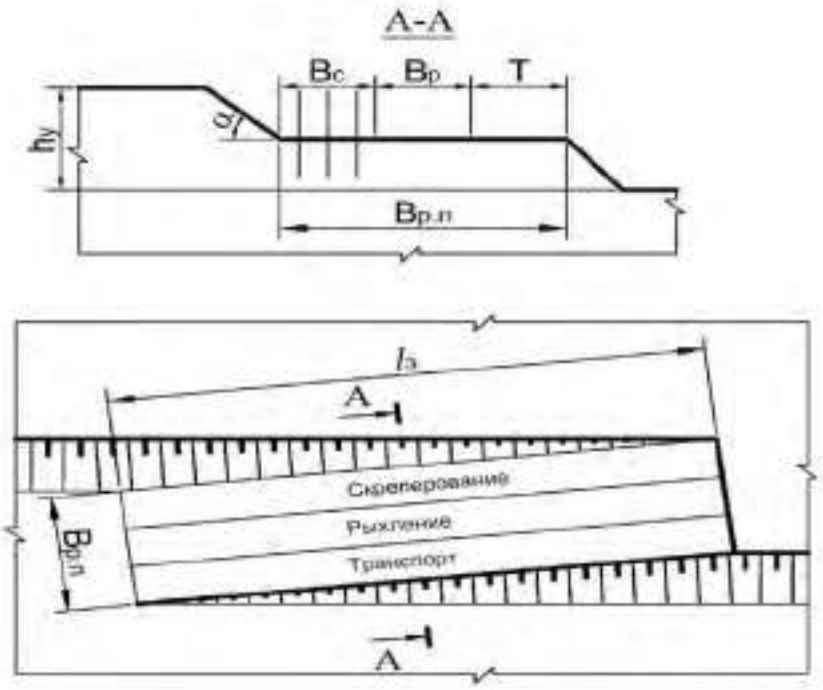


Рис. 4.2. План рабочей площадки

Технологические параметры выемки горных пород скреперами заносятся в таблицу (табл. 4.9).

Таблица 4.9

Технологические параметры выемки горных пород скреперами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Категория по трудности разработки	
Плотность пород γ, т/м^3	
Размеры скреперной выработки, м:	
глубина H	
ширина B	
длина L	
Расстояние транспортирования $L_т$, км	
Срок выполнения работ T, лет	
Расчетные показатели	
Объем скреперных работ, м^3:	
годовой $V_г$	
сменный $V_{см}$	
Модель скрепера	
Расчетная вместимость ковша $E_р$, м^3	
Ширина стружки $b_с$, м	
Толщина стружки $\delta_с$, м	
Длина скреперного забоя, м:	
минимальная l_{min}	
фактическая $l_з$	

Окончание табл. 4.9

2	2
Высота рабочего уступа, м:	
расчетная h_y	
фактическая h'_y	
Количество рабочих уступов в выработке n_y	
Фактический угол откоса забоя $\alpha'_з$, град.	
Ширина полосы скреперования B_c, м	
Ширина рабочей площадки $B_{р.п}$, м	
Толщина отсыпки δ_o, м	
Высота отвального яруса $h_т$, м	
Длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин	
Производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/смену	
Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.	
Списочный парк, шт.: скреперов $N_с$	
тракторов-толкачей $N_т$	

Контрольные вопросы

1. Назовите область рационального применения скреперов и работы, выполняемые скреперными комплексами.
2. Перечислите достоинства и недостатки скреперной технологии горных работ.
3. Назовите основные технологические параметры скреперов, применяемых на открытых горных работах.
4. Как классифицируются скреперы по способу соединения скреперного оборудования с тягачом? По способу загрузки ковша? По способу разгрузки? По системе управления рабочими органами? По типу трансмиссии?
5. Какие сопротивления испытывает скрепер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию.
6. Какие факторы учитываются при выборе модели скреперов?
7. Как определяется длина скреперного забоя?
8. Как определяется толщина стружки при наборе ковша скрепера?
9. Из каких элементов складывается рабочий цикл скрепера? Как рассчитывается их продолжительность?
10. Как определяется ширина полосы скреперования и ширина рабочей площадки при скреперной технологии горных работ?
11. Как определяется высота уступа при скреперной выемке?
12. Как определяется сменная производительность скрепера?
13. Назовите типы забоев при скреперной выемке горных пород и возможные схемы движения скреперов.

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМКИ ГОРНЫХ ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоя и производительности роторных экскаваторов.

Задачи работы:

1. Расчет параметров торцевого забоя роторного экскаватора при выемке пород горизонтальными или вертикальными стружками.
2. Расчет производительности роторного экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 199-214; 2, с. 173-187; 3, с. 198-204] изучить технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов, параметры забоев и технологические схемы выемки пород роторными экскаваторами, методику расчета производительности роторных экскаваторов.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

– модель роторного экскаватора с соответствующей технической характеристикой (табл. 5.2);

– способ выемки пород в забое (горизонтальными или вертикальными стружками);

– угол откоса уступа, зависящий от плотностных свойств пород α, град;

– угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град;

– угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град;

– коэффициент влияния забоя $k_з$, ед;

– коэффициент экскавации $k_э$, ед.

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

Номер задания	Модель экскаватора	Способ выемки*	α, град	Угол поворота стрелки, град.		$k_з$	$k_э$
				$\varphi_в$	$\varphi_н$		
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1	ГС	60	90	30	0,90	0,74
2	2	ВС	42	75	45	0,80	0,76
3	3	ВС	42	80	40	0,75	0,80
4	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74
5	5	ГС	45	90	30	0,65	0,78
6	6	ГС	54	75	40	0,80	0,70

Окончание табл. 5.1

1	2	3	4	5	6	7	8
7	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
8	8	ВС	45	85	40	0,75	0,80
9	1	ВС	60	75	45	0,80	0,70
10	2	ВС	42	90	30	0,80	0,70
11	3	ГС	42	75	45	0,70	0,74
12	4	ВС	46	80	40	0,75	0,80
13	5	ВС	45	75	35	0,70	0,80
14	6	ВС	54	85	45	0,80	0,70
15	8	ВС	45	75	40	0,70	0,70
16	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
17	3	ВС	42	75	40	0,75	0,8
18	5	ГС	45	90	45	0,80	0,70
19	7	ГС	54	75	45	0,70	0,80
20	1	ГС	60	85	35	0,70	0,80
21	2	ГС	42	75	40	0,70	0,76
22	6	ВС	54	80	45	0,80	0,76
23	8	ВС	45	75	45	0,80	0,74
24	4	ВС	46	85	35	0,80	0,76
25	5	ГС	45	80	45	0,65	0,74
26	2	ГС	40	70	45	0,70	0,74
27	7	ВС	45	75	35	0,70	0,80
28	4	ГС	46	80	40	0,80	0,70
29	5	ГС	45	75	35	0,70	0,80
30	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74

* ГС – горизонтальные стружки; ВС – вертикальные стружки.

Таблица 5.2

Основные технологические параметры роторных экскаваторов с невыдвижной стрелой

Параметры	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В с верхней погрузкой	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Номер модели экскаватора	1	2	3	4	5	6	7	8
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор.}$, м^3/ч	2500	5000	5000	5250	6500	5250	5250	5250
Диаметр ротора $d_р$, м	8,9	16,0	13,0	16,5	13,5	11,5	11,5	16,0
Число ковшей $m_к$	18	10	16	16	20	22	22	16
Частота осыпок $n_к$, мин$^{-1}$	80-130	36-52	56-80	27-78	90-113	110-143	110-143	66-80

Окончание табл. 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вместимость ковша $V_к$, л	560	2300	1500	2500	2200	900	900	2000
Длина стрелы $L_с$, м	27,0	63,3	57,0	42,7	56,0	40,0	40,0	42,5
Высота оси качения стрелы ротора c, м	11,75	20,5	20,5	19,5	20,5	26,0	16,0	16,0
Эксцентриситет оси качения стрелы ротора a, м	1,75	2,4	2,4	2,4	2,4	1,75	2,4	2,4
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	17,9	15,4	17,9	20,2	17,6		17,6	19,6
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_у$, град	16,7	11,4	14,2	15,2	14,5		14,8	10,8
Максимальная высота отрабатываемого уступа выше уровня стояния экскаватора $H_к$, м	21,4	40,0	40,0	37,0	40,0	30,0	30	33
Тип ходового оборудования	Трехколорное многогусеничное	Шагающе-рельсовое						

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота слоя, отрабатываемого за один проход роторного колеса, число слоев выемки и высота забоя роторного экскаватора.

1.1. Высота забоя роторного экскаватора, как правило, равна высоте уступа и назначается исходя из его устойчивости и параметров оборудования. При выемке пород вертикальными стружками высота уступа ($H_у$, м) определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin\rho_в + c + h - 0{,}5d_р, \qquad (5.1)$$

где $L_с$ – длина роторной стрелы, м;

c – высота закрепления опорного шарнира стрелы (высота оси качения стрелы ротора), м;

$\rho_в$ – угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя, град. (см. табл. 5.2);

h – высота выемочного слоя, м;

$d_р$ – диаметр ротора, м.

1.2. Высота выемочного слоя (h, м) при выемке вертикальными стружками равна высоте стружки и определяется из выражения

$$h = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р. \tag{5.2}$$

При этом нижняя граница соответствует минимальной производительности экскаватора, а верхняя – максимальной при обеспечении безопасно допустимого козырька при формировании стружки.

В расчетах рекомендуется принимать

$$h = 0{,}7d_р. \tag{5.3}$$

1.3. Количество слоев выемки по высоте забоя ($n_с$) при выемке вертикальными стружками определяется из выражения

$$n_с = H_у / h\ , \tag{5.4}$$

где $H_у$ – высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), м.

1.4. Если количество слоев выемки является дробным числом, то оно округляется до целого в меньшую сторону, а высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), корректируется:

$$H_у^к = hn_с\ , \tag{5.5}$$

где $H_у^к$ – откорректированная высота уступа, м.

1.5. Производится корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя:

$$\rho_в^к = \arcsin\left(\frac{H_у^к - c - h + 0{,}5d_р}{L_с}\right), \tag{5.6}$$

где $\rho_в^к$ – откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя, град.

1.6. При выемке пород горизонтальными стружками высота уступа уменьшается на величину h и определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin\rho_в + c - 0{,}5d_р. \tag{5.7}$$

1.7. При выемке горизонтальными стружками длина стружек ($l_с$, м) находится в пределах $l_с = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р$.

В расчетах рекомендуется принимать:

$$l_с = 0{,}7d_р. \tag{5.8}$$

1.8. Высота выемочного слоя при выемке горизонтальными стружками равна примерно половине диаметра роторного колеса:

$$h \approx 0{,}5d_р. \tag{5.9}$$

1.9. Количество слоев выемки по высоте забоя и откорректированная высота уступа при выемке горизонтальными стружками определяется так же, как и при выемке вертикальными стружками (см. п.п. 1.3; 1.4).

1.10. Корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя при выемке горизонтальными стружками производится по выражению

$$\rho_{в}^{к} = \arcsin\left(\frac{H_{у}^{к} - c + 0{,}5d_{р}}{L_{с}}\right), \qquad (5.10)$$

2. Угол откоса уступа (α, град) принимается в соответствии с заданием (см. табл. 5.1). По условию краткосрочной устойчивости угол откоса забоя ($\alpha_{з}$, град) может быть на 5–10 % больше угла откоса уступа.

3. Рассчитывается ширина заходки роторного экскаватора A, м:

– при выемке вертикальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - \left(H_{у}^{к} - h\right)\operatorname{ctg}\alpha; \qquad (5.11)$$

– при выемке горизонтальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - H_{у}^{к}\operatorname{ctg}\alpha. \qquad (5.12)$$

4. Рассчитывается производительность роторного экскаватора, работающего в комплексе с конвейерным транспортом.

4.1. Техническая производительность экскаватора $Q_{т}$, м^3/ч:

$$Q_{т} = Q_{теор}k_{э}k_{з}, \qquad (5.13)$$

где $Q_{теор}$ – теоретическая производительность экскаватора по рыхлой горной массе, м^3/ч (см. табл. 5.2);

$k_{э}$ – коэффициент экскавации (см. табл. 5.1);

$k_{з}$ – коэффициент влияния забоя (см. табл. 5.1).

Коэффициент $k_{з}$ учитывает потери времени на переход к отработке следующего забойного блока, новых стружек и слоев.

4.2.Сменная эксплуатационная производительность $Q_{см}$, м^3/смену:

$$Q_{см} = Q_{т}\,T_{см}\,k_{и}\,k_{у}\,k_{п}\,k_{т.г}\,k_{т}, \qquad (5.14)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$k_{и}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{и}$ = 0,8);

$k_{у}$ – коэффициент качества управления ($k_{у}$ = 0,92÷0,98);

$k_{п}$ – коэффициент, учитывающий потери экскавируемого материала. Для роторных экскаваторов с гравитационным ротором ($k_{п}$ = 0,93÷0,97);

$k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности экскаватора ($k_{тг}$ = 0,90÷0,95);

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий простои экскаватора по транспортным условиям. При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{т}$ = 1,0.

5. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при выемке пород вертикальными и горизонтальными стружками представлены на рис. 5.1 и 5.2. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, графическую часть (паспорт экскаваторного забоя), а также таблицу, включающую исходные условия и расчетные показатели (табл. 5.3).

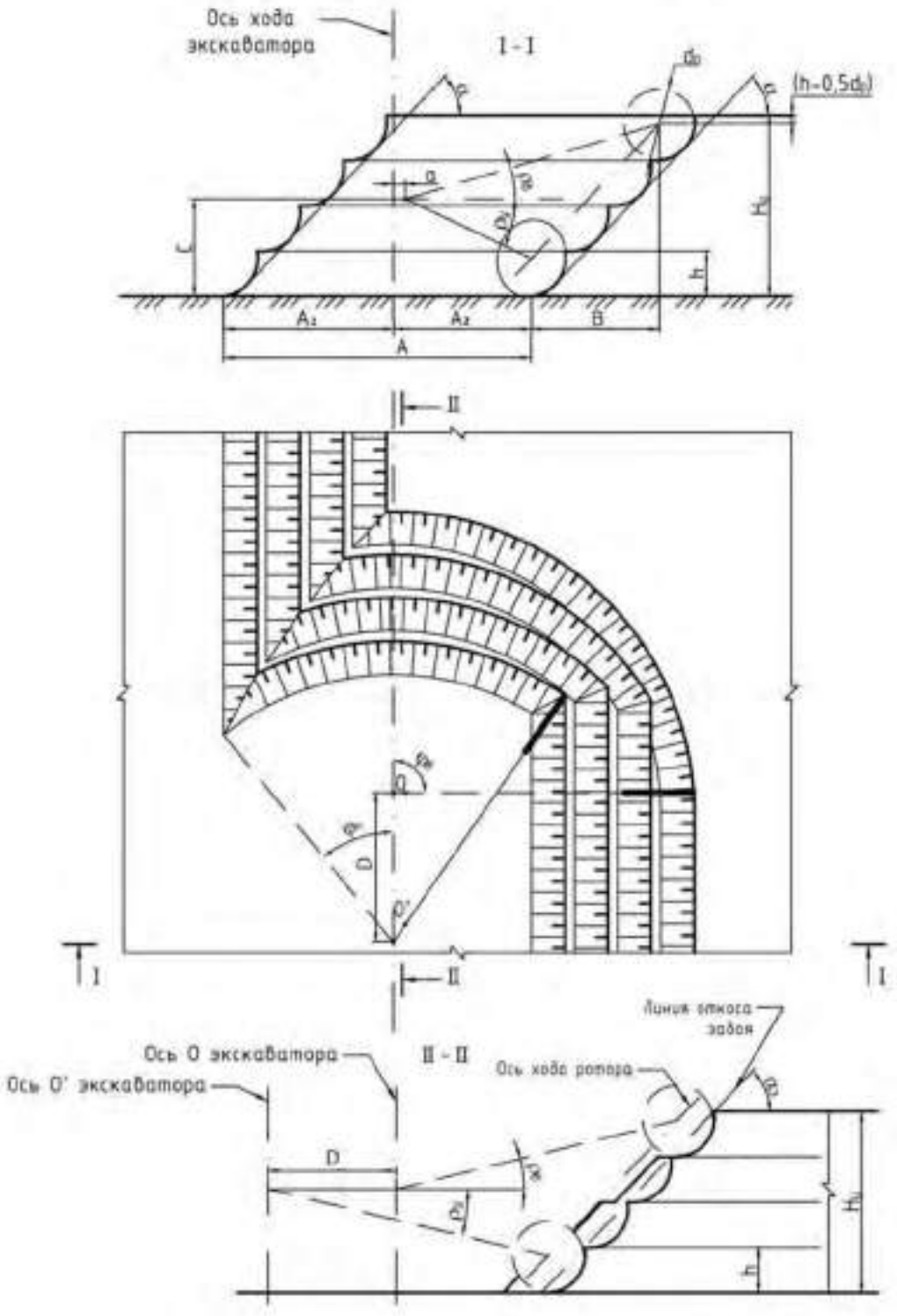


Рис. 5.1. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород вертикальными стружками:

$$A_1 = \left(L_c \cos\rho_в^к + a\right)\sin\varphi_в; \quad A_2 = \left(L_c \cos\rho_у + a\right)\sin\varphi_в - \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\alpha;$$

$$B = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\alpha; \quad D = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\alpha_з$$

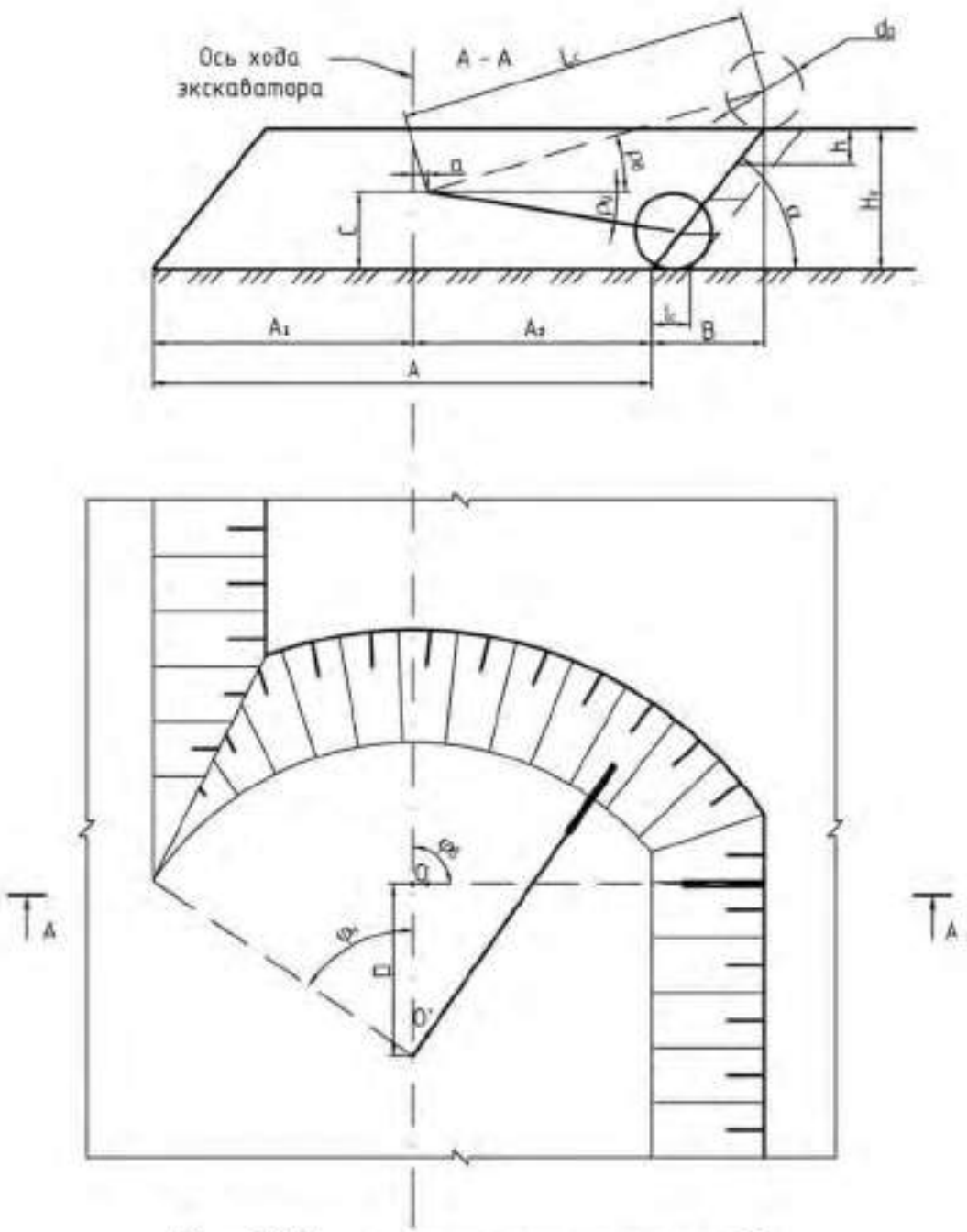


Рис. 5.2. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород горизонтальными стружками:

$$A_1 = \left(L_c \cos\rho_n^{\kappa} + a\right)\sin\varphi_a; \quad A_2 = \left(L_c \cos\rho_y + a\right)\sin\varphi_a - H_y \operatorname{ctg}\alpha;$$

$$B = H_y \operatorname{ctg}\alpha; \quad D = \left(H_y - h\right)\operatorname{ctg}\alpha_y$$

Таблица 5.3

Технологические параметры выемки пород роторным экскаватором

Параметр	Значение
Исходные условия	
Модель экскаватора	
Способ выемки горных пород в забое	
Угол откоса уступа α, град	
Угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град	
Угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_н$, град	
Диаметр ротора $d_р$, м	
Число ковшей $n_к$	
Частота ссылок $n_с$, мин$^{-1}$	
Вместимость ковша $V_к$, м^3	
Длина стрелы $L_с$, м	
Высота оси качения стрелы ротора c, м	
Эксцентриситет от качения стрелы ротора a, м	
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор}$, м^3/ч	
Коэффициент влияния забоя k_1	
Коэффициент экскавации k_2	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Высота выемочного слоя h, м	
Количество слоев выемки забоя $n_с$	
Откорректированная высота уступа $H_у^1$, м	
Откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя $\rho_в^1$, град	
Длина стружки $l_с$, м	
Угол откоса забоя $\alpha_з$, град.	
Ширина заходки A, м	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смена	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов.
2. Где применяются роторные экскаваторы? Приведите технологические схемы работы роторных экскаваторов.
3. Каковы удельные усилия копания у роторных экскаваторов?
4. Приведите схемы выемки пород в забое и области их применения.
5. Приведите классификацию роторных экскаваторов.

6. Как рассчитывается высота выемочного слоя при выемке вертикальными и горизонтальными стружками?
7. Как рассчитывается высота уступа роторного экскаватора?
8. Как рассчитывается и от каких факторов зависит ширина заходки роторного экскаватора?
9. Назовите интервалы значений углов наклона стрелы роторного экскаватора при отработке верхнего слоя и слоя на уровне стояния экскаватора.
10. Как рассчитывается техническая производительность роторных экскаваторов и от каких факторов она зависит?
11. Что учитывает коэффициент влияния забоя и какие значения он принимает?
12. Как рассчитывается эксплуатационная производительность роторных экскаваторов и какие факторы она учитывает?

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2010. – 267 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при проведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» Утв. приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. – Екатеринбург: ИД «УралЮрИздат», 2014. – 212 с.
5. Беляков Ю. И. Выемочно-погрузочные работы на карьерах. – М.: Недра, 1987. – 268 с.
6. Трубецкой К. Н., Леонов Е. Р., Панкевич Ю. Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. – М.: Недра, 1990. – 255 с.
7. Скреперы: учеб. пособие / Ю. В. Стенин, Н. В. Мартынов, С. А. Арефьев, Е. А. Елькин; под ред. Ю. В. Стенина; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012 . – 80 с.

Содержание

Введение 3

Практическая работа № 1. Расчет рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров 4

Практическая работа № 2. Расчет параметров забоев механических лопат в скальных породах 11

Практическая работа № 3. Расчет параметров забоев драглайнов... 24

Практическая работа № 4. Выемка горных пород скреперами..... 32

Практическая работа № 5. Расчет параметров выемки горных пород роторными экскаваторами 44

Список использованной литературы 52

Учебное издание

Юрий Иванович Лель
Юрий Владимирович Стенин
Дмитрий Андреевич Шлохин
Игорь Андреевич Глебов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Редактор изд-ва *Л. В. Устьянцева*

Подписано в печать 13.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,3. Уч.-изд. л. 6,25. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Карьерный транспорт» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии карьерного транспорта, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору карьерного транспорта;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров карьерного транспорта в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ТРАНСПОРТНОГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА АВТОСАМОСВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов при перевозке горной массы по заданной трассе.

Задачи работы:

1. Расчет длительности погрузки автосамосвала.
2. Расчет скоростей и продолжительности движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях.
3. Расчет продолжительности транспортного цикла с учетом маневровых операций, операций разгрузки и технологических задержек.
4. Расчет сменной производительности автосамосвалов.
5. Расчет потребного парка автосамосвалов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 308-323; 2, с. 15-51; 3, с. 157-182] изучить основные технологические параметры карьерных автосамосвалов, условия их эксплуатации и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены автосамосвала $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени автосамосвала $k_и = 0{,}70 \div 0{,}75$;
- число смен работы карьера в сутки $n_к = 3$;
- число рабочих дней карьера в году $N_{дн} = 350$;

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год;
- модель автосамосвала;
- модель экскаватора;
- тип горных пород: рыхлые (I и II категории по ЕНВ) – нечетные варианты;

  скальные (III, IV и V категории по ЕНВ) – четные варианты;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (рыхлые $\gamma = 1{,}4 \div 1{,}8$ т/м^3; скальные $\gamma = 2{,}0 \div 3{,}5$ т/м^3, конкретное значение γ выбирается самостоятельно);
- параметры пяти участков трассы транспортирования, включающие:
  - тип дорожного покрытия;
  - расстояние транспортирования l, км;
  - уклон участка i, доли ед.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	$A_к$, млн т	Модель		Участки														
		автосамосвала БелАЗ-	экскаватора ЭКГ-	1			2			3			4			5		
				тип покр.	i_1	l_1, км	тип покр.	i_2	l_2, км	тип покр.	i_3	l_3, км	тип покр.	i_4	l_4, км	тип покр.	i_5	l_5, км
1	6	7540D	5А	Забойные дороги (Б/П)	0	0,8	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,5	Отвальные укатанные дороги (Б/П)	0,005	0,3
2	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,6		0,005	0,4
3	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	0,8	А/Б	0,010	0,7		0,005	0,5
4	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,3		0,005	0,3
5	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,5		0,005	0,4
6	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,5		0	0,3
7	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,6		0	0,4
8	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,005	0,7		0	0,5
9	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,3		0	0,3
10	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,5		0	0,4
11	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,5	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,5		0,007	0,3
12	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,2	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,6		0,007	0,4
13	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	0,8	Щ	0,005	0,7		0,007	0,5
14	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	0,8	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,3		0,007	0,3
15	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,5		0,007	0,4
16	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,5		0	0,3
17	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,6		0	0,4
18	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,020	0,7		0	0,5
19	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,3		0	0,3
20	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,5		0	0,4
21	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,3
22	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,6		0,006	0,4
23	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	0,8	А/Б	0,015	0,7		0,006	0,5
24	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,3		0,006	0,3
25	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,4

Щ – щебеночное покрытие; А/Б – асфальтобетонное покрытие; Г– грунтовое покрытие; Б/П – временные автодороги без покрытия

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается длительность погрузки автосамосвала $t_п$, мин:

$$t_п = \frac{t_ц^э(n_ц - 0.5)}{60}, \quad (1.1)$$

где $t_ц^э$ – продолжительность цикла экскавации, с (см. табл. 1.2); $n_ц$ – принятое количество ковшей (циклов) для загрузки автосамосвала.

Количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала по грузоподъемности $n_г$ рассчитывается по формуле

$$n_г = \frac{q_а k_р}{E k_н \gamma}, \quad (1.2)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; γ – плотность пород в целике, т/м^3; $k_н$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Таблица 1.2

Продолжительность цикла экскавации

Вместимость ковша экскаватора E, м^3	Продолжительность цикла экскавации ($t_ц^э$, с) для пород	
	рыхлых	скальных
5	24	29
8	27	32
10	29	35
12	32	38
15	35	42

Значения $k_н$ и $k_р$ принимается по табл. 1.3 в зависимости от принятой γ и категории пород.

Таблица 1.3

Коэффициенты разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнении ковша (по ЕНВ)

Категория пород	Плотность пород в целике, γ т/м^3	$k_р$	$k_н$
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2.0	1,35	0,95
IV	2.5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Количество циклов для полной загрузки автосамосвала по вместимости кузова $n_г$ рассчитываются по формуле

$$n_{\text{е}} = \frac{V'_{\text{а}} \cdot 0{,}9}{Ek_{\text{н}}}, \qquad (1.3)$$

где $V'_{\text{а}}$ – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 1.4).

Затем сравниваются значение $n_{\text{г}}$, вычисленное по формуле (1.2), и $n_{\text{е}}$, вычисленное по формуле (1.3), выбирается меньшее и округляется до целого числа $n_{\text{ц}}$.

Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$, т

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} = \frac{Ek_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} n_{\text{ц}} \gamma. \qquad (1.4)$$

Осуществляется проверка

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} \le q_{\text{а}}, \qquad (1.5)$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

Таблица 1.4

Параметры карьерных автосамосвалов

Модель автосамосвала	Параметры						
	$q_{\text{а}}$, т	$G_{\text{п}}$, т	$V_{\text{к}}$	$V'_{\text{а}}$, м^3	Nд, кВт	$\eta_{\text{т}}$	$R_{\min}$, м
БелАЗ-7540D	30	22,6	15,1; 24,7	19,2; 28,2	290	0,78	8,7
БелАЗ-7547	45	33,1	21,5; 28,5; 35,9	26,5; 33,9; 43,3	368	0,78	10,2
БелАЗ-7555B	55	40,5	22,7; 28,0	33,9; 37,3	522	0,78	9,0
БелАЗ-75570	90	74,0	37,7; 44,5	53,3; 60	783	0,78	11,0
БелАЗ-7513	136	108,6	45,5; 50,1; 55,0; 59,6; 103,8	71,2; 75,5; 80,0; 84,0; 134,8	1193	0,85	13,0
БелАЗ-75170	160	134,0	65,6	96,5	1491	0,85	14,0

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала $k_{\text{г}}$

$$k_{\text{г}} = q_{\text{а}}^{\text{ф}} / q_{\text{а}}. \qquad (1.6)$$

2. Рассчитываются скорости движения на участках трассы, продолжительности движения по каждому участку в грузовом и порожняковом направлениях и длительность транспортного цикла автосамосвала.

2.1. Изображается схема трассы движения автосамосвала, на которой указывается длина и уклон каждого участка, а также тип дорожного покрытия на участке. Пример схемы трассы движения представлен на рис. 1.1.

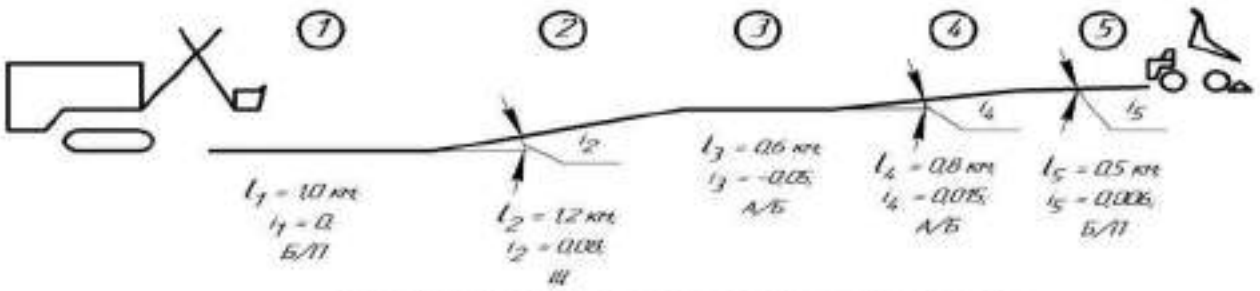


Рис. 1.1. Схема трассы движения (пример)

2.2. Производится расчет скоростей и продолжительности движения по каждому участку трассы. Заполняется табл. 1.5 «Расчет скоростей движения.

Таблица 1.5

Расчет скоростей движения

Показатель	Направление движения в участке											
	грузовое						порожняковое					
	1	2	3	4	5	итого	1	2	3	4	5	итого
Длина участка l, м												
Уклон i, доли ед.												
Коэффициент сопротивления качению ω_0, доли ед.												
Динамический фактор $D = \omega_0 \pm i$												
Режим движения на участке (тяги – Т, торможения – Б, выбега – В)												
Коэффициент сцепления φ, доли ед.												
Скорость на участке v, км/ч:												
по расчету												
принятая												
Время движения на участке t												
ч												
мин												

Примечание. Коэффициент φ указывается только для участков с движением машин в режиме торможения

2.2.1. Коэффициент основного сопротивления движению (сопротивления качению) груженых автосамосвалов принимается по экспериментальным данным из табл. 1.6 в зависимости от типа дорожного покрытия и грузоподъемности автосамосвалов.

Таблица 1.6

Коэффициенты сопротивления качению (основного сопротивления) груженых автосамосвалов $\left(\omega_0'\right)$

Тип дорожного покрытия	Грузоподъемность автосамосвала, т			
	30	45-55	90	130-154
Забойные и отвальные дороги (Б/П)	0,035-0,043	0,039-0,046	0,041-0,049	0,043-0,051
Грунтовое (Г)	0,028-0,034	0,031-0,037	0,033-0,041	0,037-0,043
Щебеночное (Щ)	0,017-0,022	0,019-0,024	0,021-0,026	0,022-0,028
Асфальтобетонное (А/Б)	0,013-0,017	0,015-0,019	0,016-0,020	0,017-0,022

Величину коэффициента сопротивления движению порожних автосамосвалов $\omega_o^п$ (порожняковое направление движения) рекомендуется принимать

$$\omega_o^п \approx 1{,}2\omega_o^г. \tag{1.7}$$

Для каждого участка трассы находится динамический фактор

$$D = \omega_o \pm i, \tag{1.8}$$

где ω_o – коэффициент сопротивления движения груженых (порожних) автосамосвалов (см. табл. 1.6); i – уклон участка трассы в долях ед.

2.2.2. Определяется режим движения на каждом участке:

если $D > 0$ – режим тяги (Т);

если $D < 0$ – режим торможения (Б);

если $D = 0$ – режим выбега (В).

2.2.3. Рассчитывается скорость движения на каждом участке трассы.

При режиме тяги скорость на участке (v, км/ч) рассчитывается по формуле

$$v = \frac{0{,}367 N_д \eta_т}{(G_a + k_г q_a)(\omega_o \pm i)}, \tag{1.9}$$

где $N_д$ – мощность двигателя автосамосвала, кВт; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии автосамосвала; G_a – собственная масса автосамосвала, т; q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности.

Величины $N_д$, $\eta_т$, G_a, q_a, V_a и V' принимаются из таблицы 1.4.

Для порожних автосамосвалов $k_г = 0$.

При режиме торможения (Б) скорость на участке рассчитывается по формуле

$$v = 32(\varphi + D)\left(2\sqrt{0{,}25 + \frac{L_и}{46{,}5(\varphi + D)}} - 1\right), \tag{1.10}$$

где v – скорость, км/ч; φ – коэффициент сцепления колес с дорогой; D – динамический фактор (принимается со своим знаком); $L_и$ – безопасный интервал между автосамосвалами, м.

Коэффициент сцепления принимать по табл. 1.7 в зависимости от типа покрытия.

Таблица 1.7

Значения коэффициента сцепления

Коэффициент сцепления (φ) для покрытия			
забойные и отвальные дороги (Б/П)	грунтовое (Г)	щебеночное (Щ)	асфальтобетонное (А/Б)
0,25-0,65	0,40-0,65	0,45-0,75	0,40-0,70

Безопасный интервал между автомобилями (тормозной путь)

$$L_и = 80 \div 120 \text{ м}.$$

При режиме наката (B) скорость принимается равной скорости на предыдущем участке трассы.

Ограничения скорости:

на внутрикарьерных дорогах – 35 км/ч,

на поверхности – 50 км/ч.

Принимаем:

участки 1-3 – внутри карьера;

участки 4-5 – на поверхности.

2.2.4. Рассчитывается время движения по каждому участку t_i ,ч:

$$t_i = l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.11)$$

Время движения в мин

$$t_i = 60\, l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.12)$$

где l_i – длина участка, км; v_i – скорость, км/ч.

2.3. Рассчитывается среднетехническая скорость движения $v_{\text{ср.т}}$, км/ч:

$$v_{\text{ср.т}} = 2\sum_{i=1}^{5} l_i \Big/ \left(t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}}\right), \quad (1.13)$$

где $t_{\text{д}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{д}}^{\text{п}}$ – суммарное время движения автосамосвала соответственно в грузовом и порожняковом направлении, ч.

2.4. Рассчитывается длительность транспортного цикла автосамосвала $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин

$$T_{\text{ц}}^{\text{а}} = t_{\text{п}} + t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}} + t_{\text{п}}^{\text{г}} + t_{\text{п}}^{\text{п}} + t_{\text{т.з}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м.п}} + t_{\text{м.р}}, \quad (1.14)$$

где $t_{\text{п}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{п}}^{\text{п}}$ – поправки на периоды неустановившегося движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, м.

Принимаются:

$$t_{\text{п}}^{\text{г}} = n(0{,}3 \div 0{,}4); \quad (1.15)$$

$$t_{\text{п}}^{\text{п}} = n(0{,}2 \div 0{,}3), \quad (1.16)$$

где n – количество участков;

$t_{\text{м.п.}}$, $t_{\text{м.р}}$ – продолжительность маневровых операций соответственно при установке на погрузку и разгрузку автосамосвала, мин;

Принимаются:

при погрузке

$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}053 R_{\min}$, мин. – для петлевого подъезда; (1.17)

$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}058 R_{\min}$, мин. – для тупикового подъезда; (1.18)

при разгрузке

$$t_{\text{м.р}} \approx 0{,}063\, R_{\min}. \quad (1.19)$$

где $R_{\min}$ – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала (см. табл. 1.4); $t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки, м ($t_{\text{р}} \approx 1$ мин для всех моделей автосамосвалов); $t_{\text{т.з}}$ – длительность технологической задержек за рейс, мин ($t_{\text{т.з}} \approx 3{,}0 \div 3{,}5$ мин).

3. Рассчитывается сменная производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60 T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}^{\text{а}}} k_{\text{н}} q_{\text{а}}^{\text{ф}}, \qquad (1.20)$$

где $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$ – продолжительность транспортного цикла, мин; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{н}}$ – коэффициент использования сменного времени; $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$ – масса груза в кузове автосамосвала, т.

4. Рассчитывается парк карьерных автосамосвалов.

4.1. Определяется расчетный сменный грузооборот карьера $Г_{\text{р}}$, т/смену:

$$Г_{\text{р}} = \frac{10^6 A_{\text{к}}}{N_{\text{дн}} n_{\text{к}}} k_{\text{нер}}, \qquad (1.21)$$

где $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т/год; $k_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности ($k_{\text{нер}}$ = 1,15÷1,20); $N_{\text{дн}}$ – число рабочих дней карьера в году; $n_{\text{к}}$ – число смен работы карьера в сутки.

4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.

$$N_{\text{л}}^{\text{а}} = Г_{\text{р}} / Q_{\text{см}}, \qquad (1.22)$$

где $Г_{\text{р}}$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену; $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность автосамосвала, т/смену.

4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$

$$N_{\text{р}}^{\text{а}} = \frac{n_{\text{к}}}{n_{\text{а}}} N_{\text{л}}^{\text{а}}, \qquad (1.23)$$

где $n_{\text{а}}$ – число смен работы автопарка в сутки ($n_{\text{а}} = 3$ или $n_{\text{а}} = 2$).

4.4. Рассчитывается списочный парк машин $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.:

$$N_{\text{с}}^{\text{а}} = \frac{N_{\text{р}}^{\text{а}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (1.24)$$

где $k_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности, принимается по данным института Гипроруда в зависимости от грузоподъемности и суточного пробега автосамосвала (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Значения коэффициентов $k_{\text{т.г}}$

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значение $k_{\text{т.г}}$ при суточном пробеге $L_{\text{сут}}$, км						
	50	100	150	200	250	300	350
30 – 55	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
90	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
130 и >	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км

$$L_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{см}} n_{\text{а}}}{q_{\text{а}}^{\text{ф}} \beta} L, \qquad (1.25)$$

где β – коэффициент использования пробега (β = 0,44÷0,48); L – расстояние транспортирования, км.

5. Годовой пробег автопарка $L_г$, тыс. км:

$$L_г = \frac{10^3 A_к}{q_а^ф \beta} L, \qquad (1.26)$$

где $A_к$ – годовой грузооборот карьера, млн. т; L – расстояние транспортирования, км.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой трассы движения автосамосвалов (см. рисунок). Исходные условия и расчетные показатели работы автотранспорта сводятся в таблицу (табл. 1.9).

Таблица 1.9

Расчетные показатели работы автотранспорта

Показатель	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Вместимость кузова автосамосвала, м^3:	
геометрическая $V_а$	
с «шапкой» $V_а'$	
Вместимость ковша экскаватора E, м^3	
Тип горных пород	
Категория пород по ЕНВ	
Плотность пород в целике γ, т/м^3	
Продолжительность рабочей смены $T_{см}$, ч	
Коэффициент использования сменного времени $k_в$	
Число рабочих дней карьера в году $N_{дн}$	
Число смен работы карьера в сутки $n_к$	
Число смен работы автопарка в сутки $n_а$	
Расчетные показатели	
1 Показатели загрузки автосамосвала	
1.1. Продолжительность цикла экскавации $t_ц^э$, с	
1.2. Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
1.3. Коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_р$	
1.4. Число загружаемых ковшей:	
по грузоподъемности $n_г$	
по вместимости кузова автосамосвала $n_с$	
1.5. Принято ковшей для расчета загрузки автосамосвала $n_к$	

Окончание табл. 1.9

1	2
1.6. Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{з}}^{\Phi}$, т	
1.7. Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
2. Длительность элементов транспортного цикла	
2.1. Погрузка $t_{\text{п}}$, мин	
2.2. Движение с грузом $t_{\text{д}}^{\text{г}}$, мин	
2.3. Движение порожняком $t_{\text{д}}^{\text{п}}$, мин	
2.4. Поправки на периоды неустановившегося движения, мин	
с грузом $t_{\text{п}}^{\text{г}}$	
порожняком $t_{\text{п}}^{\text{п}}$	
2.5. Технологические задержки $t_{\text{тз}}$, мин	
2.6. Маневры при установке на погрузку $t_{\text{м.п}}$, мин	
2.7.2.7. Маневры при установке на разгрузку $t_{\text{м.р}}$, мин	
2.8. Продолжительность разгрузки $t_{\text{р}}$, мин	
2.9. Продолжительность транспортного цикла $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин	
2.10. Среднетехническая скорость движения $v_{\text{ф.т}}$, км/ч	
3. Сменная производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену	
4. Расчет парка автосамосвалов	
4.1. Расчетный сменный грузооборот карьера $Г_{\text{р}}$, т/смену	
4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.	
4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$, шт.	
4.4. Коэффициент использования пробега β	
4.5. Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км	
4.6. Коэффициент технической готовности $k_{\text{т.г}}$	
4.7. Списочный парк автосамосвалов $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт	
4.8. Годовой пробег автопарка $L_{\text{г}}$, тыс. км	

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения автомобильного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы и как сборочного звена в комбинированных транспортных системах карьеров.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
3. Назовите основные технологические параметры карьерного автомобильного транспорта.
4. Каково рациональное соотношение между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора и от каких факторов оно зависит?
5. Как рассчитывается необходимое количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала?
6. Из каких элементов состоит транспортный цикл автосамосвала?

7. Какими характеристиками оценивается технологическая трасса движения карьерных автосамосвалов?
8. От каких факторов зависит величина продольных уклонов карьерных автодорог? Каковы их значения для автосамосвалов с колёсной формулой 4×2?
9. Какими показателями оценивается качество дорожного покрытия в технологических расчетах карьерного автотранспорта?
10. Как определяется динамический фактор автосамосвала? Какие значения принимает динамический фактор при различных режимах движения?
11. Как рассчитывается скорость автосамосвала при различных режимах движения (тяговом, тормозном, режиме выбега)?
12. Как рассчитываются сменная производительность автосамосвала, рабочий и списочный парк?
13. От каких факторов зависит коэффициент технической готовности автосамосвала?
14. Как определяется коэффициент использования пробега?

Практическая работа № 2

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Цель работы: освоить методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами и энергетической оценки карьерного автотранспорта.

Задачи работы:

1. Расчет расхода дизтоплива на отдельных элементах транспортного цикла.
2. Расчет расхода дизтоплива за рейс.
3. Расчет годового расхода дизтоплива по парку автосамосвалов.
4. Расчет удельного расхода дизтоплива на 1 т перевезенного груза и 1 ткм грузооборота.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [3, с. 129-135; 4, с. 164-171] изучить основные факторы, определяющие топливную экономичность карьерного автотранспорта, и методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами.

Исходные условия

Исходные условия принимаются в соответствии с заданным вариантом из практической работы № 1 «Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов». В качестве исходных данных используются также результаты расчетов, полученных в данной работе.

Дополнительные данные (табл. 2.1):

- удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_н$, г/кВт·ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки (полный холостой ход) $g_х$, л/ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме порожних автосамосвалов $g_х^п$, л/ ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме груженых автосамосвалов $g_х^г$, л/ ч;
- плотность дизельного топлива ρ, кг/л (ρ = 0,83 кг/л).

По данным экспериментальных исследований принимается:

$$g_х^п \approx (1{,}3 \div 1{,}5) g_х; \qquad (2.1)$$

$$g_х^г \approx (1{,}6 \div 1{,}8) g_х. \qquad (2.2)$$

Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя ($g_н$, г/кВт·ч) является паспортной величиной, характеризующей фактический расход топлива для получения 1 кВт·ч полезной работы, и определяется из выражения

$$g_н = \frac{3600}{Q_{дт}\eta_e}, \qquad (2.3)$$

где $Q_{дт}$ – теплота сгорания дизельного топлива, кДж/г ($Q_{дт}$ = 43,5 кДж/г); η_e – эффективный к.п.д. двигателя.

Отсюда

$$\eta_e = \frac{3600}{g_e Q_{дт}} \cdot 100\ \%. \qquad (2.4)$$

Для дизельных двигателей, применяемых на автосамосвалах БелАЗ g_e = 207÷247 г/кВт·ч, а η_e = 33,5÷40 %.

Таблица 2.1

Показатели расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами

Модель автосамосвала	Модель двигателя	Показатели расхода топлива	
		g_e, г/кВт·ч	$g_ч$, л/ ч
БелАЗ-7540D (30 т)	BF8M1015 (Deutz)	247	4,7
БелАЗ-7547 (45 т)	ЯМЗ-240НМ2	224	7,6
БелАЗ-7555В (55 т)	КТТА-19с	209	9,2
БелАЗ-75570 (90 т)	QST30-c	207	12,7
БелАЗ-7513 (136 т)	QSK45-c	209	20,8
БелАЗ-75170 (160 т)	QSK 45-c	209	26,2

Порядок выполнения работы

1. По результатам расчетов, выполненных в практической работе № 1, заполняется таблица 2.2, в которую заносится длина участка (l, км), режим движения на участке, значение динамического фактора (D) и скорость движения на участке (v, км/ч).

2. Рассчитывается расход топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении по горизонтальным участкам и на подъем в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_e(G_a + k_1 \cdot q_a)(\omega_0 + i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l, \qquad (2.5)$$

где $Q_г$, $Q_п$ – расход топлива на участке соответственно груженого или порожнего автосамосвала, л; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии; G_a – собственная масса автосамосвала, т; k_1 – коэффициент использования грузоподъемности; q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; ρ – плотность дизтоплива, кг/л; g_e – удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; l – длина участка, км.

3. Рассчитывается расход дизельного топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении на спуск в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

Таблица 2.2

Показатели расхода дизтоплива на движение автосамосвалов

Участок	l, км	Показатели для направлений							
		с грузом				порожняком			
		D	режим движения	v, км/ч	$Q_г$, л	D	режим движения	v, км/ч	$Q_п$, л
1									
2									
3									
4									
5									
Всего									

$$Q_г(Q_п) = \max\begin{cases} \dfrac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_0 - i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l, \\ \dfrac{g_х^г(g_х^п)}{v} l; \end{cases} \qquad (2.6)$$

где $g_х^г$, $g_х^п$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме соответственно груженых или порожних автосамосвалов, л/ч; v – скорость автосамосвала на участке, км/ч; l – длина участка, км.

4. Рассчитывается расход топлива при движении груженых или порожних автосамосвалов в тормозном режиме (Б) или режиме выбега (В) при $D < 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_х^г(g_х^п)}{v} l. \qquad (2.7)$$

5. Рассчитывается расход топлива на движение

$$Q_д = \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^г + \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^п, \qquad (2.8)$$

где $Q_{дi}^г$ – расход топлива груженого автосамосвала на i-ом участке трассы, л;

$Q_{дi}^п$ – расход топлива порожнего автосамосвала на i-ом участке трассы, л.

Полученные значения заносятся в табл. 2.2.

6. Рассчитывается расход топлива при погрузке автосамосвала и технологических задержках ($Q_п$, л)

$$Q_п = \frac{g_х(t_п + t_{т.з})}{60}, \qquad (2.9)$$

где $g_х$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки, л/ч; $t_п$, $t_{т.з}$ – продолжительность соответственно погрузки и технологических задержек, мин.

7. Рассчитывается расход топлива при разгрузке и на маневровых операциях

$$Q_i = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п}{1000\rho} \times \frac{t_i}{60}, \qquad (2.10)$$

где Q_i – расход топлива на i-ом режиме, л; $N_д$ – мощность двигателя, кВт; k_{Ni} – коэффициент использования мощности двигателя на i-ом режиме (табл. 2.3); t_i – продолжительность работы на i-ом режиме, мин., $k_п$ – поправочный коэффициент, учитывающий изменение $g_н (k_п = 1{,}1 \div 1{,}2)$.

Таблица 2.3

Значения коэффициентов использования мощности двигателя (k_{Ni}) на различных режимах

Характеристика режима	k_{Ni}
Разгрузка	0,06–0,08
Маневры при установке на разгрузку	0,35–0,40
Маневры при установке на погрузку	0,10–0,12

Расход топлива при разгрузке $Q_р$, л

$$Q_р = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_р}{6 \cdot 10^4 \rho}. \qquad (2.11)$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на разгрузку $Q_{м.р}$, л

$$Q_{м.р} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м\,р}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \qquad (2.12)$$

где $t_{мр}$ – продолжительность маневров при установке на разгрузку, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на погрузку $Q_{м\,п}$, л

$$Q_{мп} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м.п}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \qquad (2.13)$$

где $t_{мп}$ – продолжительность маневров при установке на погрузку, мин.

8. Рассчитывается расход топлива за рейс $Q_ц$, л

$$Q_ц = Q_д + Q_п + Q_р + Q_{мп} + Q_{мр}. \qquad (2.14)$$

9. Рассчитывается годовой расход топлива $Q_г$, т

$$Q_г = \frac{10^3 Q_ц \rho A_к k_д}{k_г q_а}, \qquad (2.15)$$

где $Q_ц$ расход топлива автосамосвалом за рейс, л; $A_к$ годовой грузооборот карьера, млн. т; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; ρ – плотность топлива, кг/л; $k_д$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход топлива на нулевые пробеги и внутригаражные нужды $(k_д = 1{,}1 \div 1{,}2)$.

10. Рассчитывается удельный расход топлива:

– на 1 т перевезенного груза $q_у$, г/т:

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}}, \qquad (2.16)$$

где $Q_{\text{г}}$ – годовой расход топлива по парку автосамосвалов, т; $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т.

на 1 ткм грузооборота $q_{\text{у}}$, г/ткм

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}} L, \qquad (2.17)$$

где L – расстояние транспортирования, км.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Исходные условия и расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами сводятся в таблицу (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_{\text{к}}$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $g_{\text{а}}$, т	
Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
Модель двигателя	
Мощность двигателя $N_{\text{д}}$, кВт	
Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_{\text{н}}$, г/кВт·ч	
Удельный расход топлива на холостом ходу двигателя (полный холостой ход) $g_{\text{х}}$, л/ч	
Коэффициент использования мощности двигателя при:	
разгрузке $k_N^{\text{р}}$	
маневрах при установке на погрузку $k_N^{\text{п}}$	
маневрах при установке на разгрузку $k_N^{\text{р}}$	
Плотность дизельного топлива ρ, кг/л	
Коэффициенты дополнительного расхода топлива на нулевые пробеги и внутрикарьерные нужды $k_{\text{з}}$	
Расчетные показатели	
Расход топлива на движение $Q_{\text{д}}$, л	
в том числе в грузовом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{г}}$	
в порожняковом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{п}}$	
Расход топлива при погрузке и технологических задержках $Q_{\text{п}}$, л	
Расход топлива при разгрузке $Q_{\text{р}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при погрузке $Q_{\text{м.п}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при разгрузке $Q_{\text{м.р}}$, л	
Расход топлива за рейс $Q_{\text{р}}$, л	
Годовой расход топлива по парку автосамосвалов $Q_{\text{г}}$, т	

Продолжение табл. 2.4

1	2
Удельный расход топлива:	
на 1 т перевезенного груза q_v, г/т	
на 1 ткм грузооборота q_v, г/ткм	

Контрольные вопросы и задания

1. Какие факторы определяют расход топлива карьерными автосамосвалами при движении в тяговом режиме на подъем и по горизонтальным автодорогам?
2. Как определяется расход топлива карьерными автосамосвалами при движении на спуск в тормозном режиме или режиме выбега?
3. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при погрузке и в периоды технологических задержек?
4. Что показывает удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, как он определяется и в каких единицах измеряется?
5. Как определяется эффективный к.п.д. дизельных двигателей карьерных автосамосвалов? Укажите примерные значения эффективного к.п.д. современных дизельных двигателей карьерных автосамосвалов.
6. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при разгрузке и на маневровых операциях?
7. Назовите составляющие расхода топлива карьерными автосамосвалами за транспортный цикл.
8. Как определяется удельный расход топлива карьерными автосамосвалами на 1 т перевезенного груза и на единицу грузооборота?
9. В каком диапазоне изменяется удельный расход дизтоплива (г/ткм) современных карьерных автосамосвалов?
10. От каких факторов зависит топливная экономичность карьерных автосамосвалов? Назовите основные пути снижения удельного расхода топлива карьерными автосамосвалами.

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров ленточных конвейеров.
Задачи работы:

1. Выбор типа резинотросовой ленты исходя из характера транспортируемого материала (плотности и абразивности).
2. Определение необходимой ширины конвейерной ленты и скорости её движения.
3. Установление количества конвейерных ставов и перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы.
4. Определение возможной производительности расчетного звена конвейерной системы при последовательном соединении элементов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 333-353; 2, с. 95-132; 5, с. 256-265; 6, с. 240-296] изучить основные технологические параметры ленточных конвейеров, условия и область их эксплуатации, а также методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- транспортирование горных пород ленточным конвейером с резинотросовой лентой;
- последовательное соединение элементов в расчетном звене конвейерной системы.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- наименование транспортируемых пород;
- насыпная плотность $\gamma_н$, т/м;
- абразивность пород (неабразивные, малоабразивные, абразивные, высокоабразивные);
- годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год; ;
- содержание кусков максимального размера ($a_{max} \geq 450$ мм) μ, %;
- назначение расчетного звена конвейерной системы (забойный, сборочный, подъёмный, магистральный);
- длина расчетного звена $L_з$, м;
- угол наклона расчетного звена α, град;
- угол наклона боковых роликов роликоопоры грузовой ветви конвейера β, град;
- режим работы конвейера.

Таблица 3.1

Исходные данные для расчетов к работе № 3

«Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности»

№ задания	Характеристика пород			Объём перемещаемых пород $A_г$ тыс. $м^3$/год	μ, %	Параметры расчетного звена				Режим работы конвейера, (сутки × смены × часы)
	наименование	$\gamma_н$, т/$м^3$	абразивность *			назначение	$L_з$, м	α, град	β, град	
1	Апатит (полускальная порода)	1,9	А	1700	17	Сборочный	400	17	40	180×2×8
2		1,9	А	2700	16	Магистральный	2500	0	40	180×2×8
3		1,9	А	3500	17	Подъёмный	1500	16	40	180×3×8
4	Вскрышные скальные породы	2,6	В	4100	17	Забойный	800	0	35	180×2×8
5		2,6	В	6700	18	Забойный	600	0	35	180×2×8
6		2,6	В	1000	17	Магистральный	3000	0	35	180×2×8
7	Песок сухой (рыхлая порода)	1,5	М	10800	0	Подъёмный	1000	15	30	180×2×8
8		1,5	М	7600	0	Забойный	400	0	30	180×1×8
9		1,5	М	13800	0	Сборочный	400	0	30	250×1×8
10	Уголь каменный	0,8	М	14700	13	Сборочный	600	0	35	250×2×8
11		0,8	М	11200	10	Забойный	600	0	35	250×2×8
12		0,8	М	8700	16	Магистральный	2000	0	35	250×2×8
13	Глина сырая	1,8	Н	2800	14	Подъёмный	1000	15	30	180×3×8
14		1,8	Н	6000	16	Забойный	600	0	30	250×2×8
15		1,8	Н	2600	17	Сборочный	600	0	30	250 ×1×8
16	Соль каменная	1,5	М	3200	9	Забойный	500	0	35	250×2×8
17		1,5	М	4500	9	Сборочный	500	0	35	250×2×8
18		1,5	М	5200	12	Подъёмный	1000	17	35	250×2×8
19	Известняк	1,6	А	2200	16	Забойный	600	0	40	250×3×8
20		1,6	А	3500	16	Сборочный	400	0	40	180×2×8
21		1,6	А	1700	14	Подъёмный	800	18	40	250×1×8
22	Галька влажная	2,0	М	3000	0	Сборочный	300	0	40	250×1×8
23		2,0	М	2800	0	Подъёмный	800	16	40	250×2×8
24		2,0	М	1800	0	Магистральный	2000	0	40	250×2×8
25		2,0	М	4800	0	Забойный	600	0	40	250×2×8

* Н – неабразивные; М – малоабразивные; А – абразивные; В – высокоабразивные

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристик транспортируемых пород (плотности и абразивности) по табл. 3.2 выбирается тип конвейерной ленты.

Таблица 3.2

Условия применения резинотросовых лент (РТЛ)

Тип ленты	Расчетная прочность ленты, Н/мм	Характеристика транспортируемых горных пород
РТЛ-1500	1500	Неабразивные
РТЛ-2500	2500	Малоабразивные
РТЛ-3150, РТЛ-4000	3150, 4000	Абразивные
РТЛ-5000, РТЛ-6000	5000, 6000	Высокоабразивные

2. Определяется необходимая ширина конвейерной ленты и скорость её движения.

2.1. Рассчитывается необходимая часовая производительность конвейера по разрыхленной горной массе $Q_{ч}$, м^3/ч:

$$Q_{ч} = \frac{A_{г} k_{н}}{n_{р} n_{см} T_{см}} k_{р}, \qquad (3.1)$$

где $A_{г}$ – годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы, м^3/год; $k_{н}$ – коэффициент неравномерности работы карьера ($k_{н}$=1,15…1,25); $n_{р}$ – число рабочих дней в году; $n_{см}$ – количество смен в сутки; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $k_{р}$ – коэффициент разрыхления породы на ленте конвейера ($k_{р}$ = 1,1…1,2 для рыхлых пород; $k_{р}$ = 1,2…1,3 для полускальных пород; $k_{р}$ = 1,3…1,5 для скальных пород).

2.2. По часовой производительности конвейера рассчитывается необходимая ширина конвейерной ленты $B_{л}$, м:

$$B_{л} = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_{ч}}{C_{п} v k_{у}}} + 0{,}05\right), \qquad (3.2)$$

где $C_{п}$ – коэффициент производительности конвейера, зависящий от формы поперечного сечения груза на ленте (коэффициент наполнения лотка конвейера) (табл. 3.3, 3.4); v – скорость движения ленты, м/с (принимается по данным табл. 3.5 в зависимости от физико-механических свойств пород и требуемой производительности конвейера; $k_{у}$ – коэффициент, учитывающий необходимость снижения высоты породы на ленте при угле наклона конвейера $\alpha \geq 12°$ (табл. 3.6).

Таблица 3.3

Значения коэффициента $C_{п}$ на ленте с трехроликовой опорой

Угол породы на ленте φ, град	Значение коэффициента $C_{п}$ при угле наклона боковых роликов β, град			
	20	30	35	45
10	390	475	510	560
15	470	550	580	625
20	550	625	650	690

Таблица 3.4

Значения угла откоса породы на движущейся ленте

Горная порода	Угол откоса породы на ленте φ, град	Наибольший угол наклона конвейера α, град
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18—26
Известняк	15	16—18
Песок сухой	15	16—20
Песок влажный	18—20	20—25
Порода вскрышная скальная	15—20	17
Соль каменная	15—20	18—23
Уголь каменный	18—20	18

Таблица 3.5

Скорость движения конвейерной ленты

Производительность конвейера $Q_ч$, м^3/ч	Скорость ленты (v, м/с) при транспортировании пород	
	рыхлых	полускальных и скальных
400—750	2,0—3,0	1,5—2,5
1000—2200	3,0—4,0	2,0—3,0
2500—5000	3,0—5,0	2,5-4,0
6000—8500	4,0—7,0	2,5—4,5

Таблица 3.6

Значения коэффициента $k_γ$ в зависимости от угла наклона конвейера

Угол наклона конвейера α, град	0	12	14	18
$k_γ$	1	0,98	0,96	0,92

2.3. Производится проверка ширины ленты по кусковатости транспортируемой горной массы:

– при содержании в транспортируемой массе кусков максимального размера μ < 15 %

$$B_д \geq (2,3-2,5)a_{max}; \quad (3.3)$$

– при содержании кусков μ >15 %

$$B_д \geq (3,3-4,0)a_{max}, \quad (3.4)$$

где $B_д$ – ширина конвейерной ленты, м; a_{max} – размер максимального куска, м (a_{max} = 0,40…0,45 м).

Из значений ширины конвейерной ленты $B_д$, полученных в пунктах 2.2 и 2.3, выбирается большее и округляется до стандартного значения (табл. 3.7).

2.4. Производится окончательный выбор типа ленты по табл. 3.7 и приводится её техническая характеристика.

Таблица 3.7

Техническая характеристика резинотросовых лент

Параметр	Тип ленты РТЛ					
	-1500У	-2500	-3150	-4000	-5000	-6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Шаг троса в ленте, мм	15±1,5	14±1,5	14±1,5	20±1,5	17±1,5	18±1,5
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 – с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м^2 ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Расстояние от центра крайнего троса до борта ленты, мм	25	25	25	30	30	30
Ширина ленты, мм	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1800±14 2000±14 2500±15

3. В соответствии с принятой шириной конвейерной ленты, скорости её движения, угла наклона конвейера и видом перемещаемой горной массы определяется расчетная производительность конвейера Q_p, м^3/ч:

$$Q_p = 3600 F v k_a , \qquad (3.5)$$

где F– площадь поперечного сечения материала на ленте, м^2; v – скорость ленты, м/с; k_a – поправочный коэффициент, учитывающий снижение площади поперечного сечения материала на ленте наклонного конвейера ввиду обратного осыпания груза (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Значение коэффициента k_a

Угол наклона конвейера а, град	0 –10	12	16	18	20	24
k_a	1,00	0,98	0,95	0,93	0,92	0,90

При трехроликовой опоре площадь поперечного сечения материала на ленте (F, м^2) определяется из следующих выражений (рис. 3.1):

$$F = F_1 + F_2; \qquad (3.6)$$

$$F_1 = \frac{(a + 2b_1 \cos\beta)^2}{4} \operatorname{tg}\varphi; \quad (3.7)$$

$$F_2 = ab_1 \sin\beta + b_1^2 \sin\beta \cos\beta, \quad (3.8)$$

где a – длина среднего ролика, м; b – длина бокового ролика, м; β – угол наклона боковых роликов, град; b_1 – часть длины бокового ролика, занятая грузом, м; φ – угол откоса породы на ленте, град.

$$a = b. \quad (3.9)$$

$$b_1 \approx b - (0.05 \div 0{,}10). \quad (3.10)$$

Параметры роликов конвейерных лент приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Параметры роликов конвейерных лент

Ширина ленты $B_л$, мм	800; 1000	1200;1600	1800; 2000
Длина ролика b, мм	300–350	425–500	550–700

4. В соответствии с расчетной производительностью конвейера, назначением расчетного звена и принятой шириной конвейерной ленты выбирается тип конвейера и приводится его техническая характеристика (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Техническая характеристика ленточных конвейеров для открытых горных работ

Конвейер	Ширина ленты $B_л$, мм	Скорость ленты v, м/с	Производительность по разрыхленной горной массе $Q_р$, м³/ч	Длина става $L_с$, м
КЛ-600	1000	2,60	600	250, 400, 600
КЛ-800	1200	2,58	800	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,2	1200	3,56	1500	250, 400, 500, 800
КЛКО-1,2	1200	3,56	1500	250, 400, 500, 750
КЛКМ-1,2	1200	3,56	1500	250, 400, 500, 800
КЛКЗ-1,6	1600	3,56	4000	400; 800
КЛКЗ-1,8	1800	4,35	5000	400, 800
КЛКО-1,8	1800	4,35	5000	700
КЛН-2,0	2000	3,15	4000	450
КЛМ-2,0	2000	3,15	4000	1750
КЛО-2,0	2000	3,15	4000	1900

Примечание: В моделях КЛ-600 и КЛ-800 КЛ – конвейер ленточный универсальный; 600, 800 – часовая производительность в м³/ч, в моделях КЛКЗ, КЛКО, КЛКМ, КЛК – карьерный ленточный конвейер, шифры 1,2; 1,6; 1,8; 2,0 указывают ширину ленты в м, буквы З, О, М означают забойный, отвальный, магистральный; в моделях КЛН, КЛМ, КЛО – конвейер ленточный, буквы Н, М, О означают наклонный, магистральный отвальный

5. Определяется количество конвейерных ставов и количество перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы. Количество ставов $n_с$, шт.:

$$n_с = L_з / L_с, \quad (3.11)$$

где $L_з$ – длина расчетного звена, м; $L_с$ – длина става, м (принимается по табл. 3.10).

В технической характеристике приведены максимальные значения длины става, которую можно уменьшить с учетом длины расчетного звена конвейерной линии.

Полученное значение количества ставов округляется до ближайшего большего целого числа, которое принимается за расчетное число ставов $n_{ср}$. Уточняется длина става $L_{ср}$, м:

$$L_{ср} = L_з / n_{ср}, \quad (3.12)$$

где $L_{ср}$ – расчетная длина става, м; $L_з$ – длина расчетного звена конвейерной линии, м; $n_{ср}$ – расчетное число ставов.

Число перегрузочных узлов системы $n_п$, шт.

$$n_п = n_{ср}. \quad (3.13)$$

6. Определяется возможная годовая производительность расчетного звена конвейерной системы $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_р T_{пл} k_г, \quad (3.14)$$

где $Q_р$ – расчетная производительность конвейера, м^3/ч; $T_{пл}$ – планируемое время работы конвейеров в году, ч; $k_г$ – коэффициент готовности системы конвейеров (расчетного звена) к работе.

$$T_{пл} = T_к k_и , \quad (3.15)$$

где $T_к$ – календарное время работы в году, ч (определяется в соответствии с режимом работы конвейерной системы); $k_и$ – коэффициент использования во времени ($k_и$ = 0,80÷0,90).

Коэффициент готовности $k_г$:

$$k_г = k_{г1} k_{г2} \ldots k_{г\,(n-1)} k_{гn} , \quad (3.16)$$

где $k_{г1} \ldots k_{гn}$ – коэффициенты готовности каждого из соединенных последовательно элементов системы (табл. 3.11); n – количество элементов системы

$$n = n_{ср} + n_п. \quad (3.17)$$

Таблица 3.11

Коэффициенты готовности конвейерной системы

Элементы системы	$k_г$
Ленточные конвейеры при транспортировке рыхлых и скальных пород	0,96–0,97
Перегрузочный пункт	0,96–0,99

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4, включающим схему к расчету площади поперечного сечения материала на ленте (рис. 3.1) и схему расчетного звена конвейерного транспорта (рис. 3.2). Чертежи выполняются в стандартных масштабах, на схемах указываются числовые значения параметров.

Исходные условия и технологические параметры конвейерной системы сводятся в таблицу (табл. 3.12).

Таблица 3.12

Технологические параметры конвейерной системы

Показатели	Значения
Исходные условия	
Годовой объем пород в целике, перемещенный расчетным звеном конвейерной системы $A_т$, тыс. м^3/год	
Наименование транспортируемых пород	
Насыпная плотность $\gamma_н$, т/м^3	
Абразивность	
Содержание кусков максимального размера μ, %	
Назначение расчетного звена системы	
Длина расчетного звена $L_э$, м	
Угол наклона расчетного звена α, град	
Угол наклона боковых роликов β, град	
Режим работы конвейера (сутки×смены×часы)	
Расчетные показатели	
Тип конвейера	
Тип конвейерной ленты	
Ширина ленты $B_л$, мм	
Скорость движения конвейерной ленты v, м/с	
Тип опоры	
Площадь поперечного сечения материала на ленте F, м^2	
Расчетная длина става $L_{ср}$, м	
Рас четное число ставов $n_{ср}$	
Коэффициент готовности системы $k_т$	
Расчетная производительность:	
часовая $Q_р$, м^3/ч	
годовая $Q_т$, м^3/год	

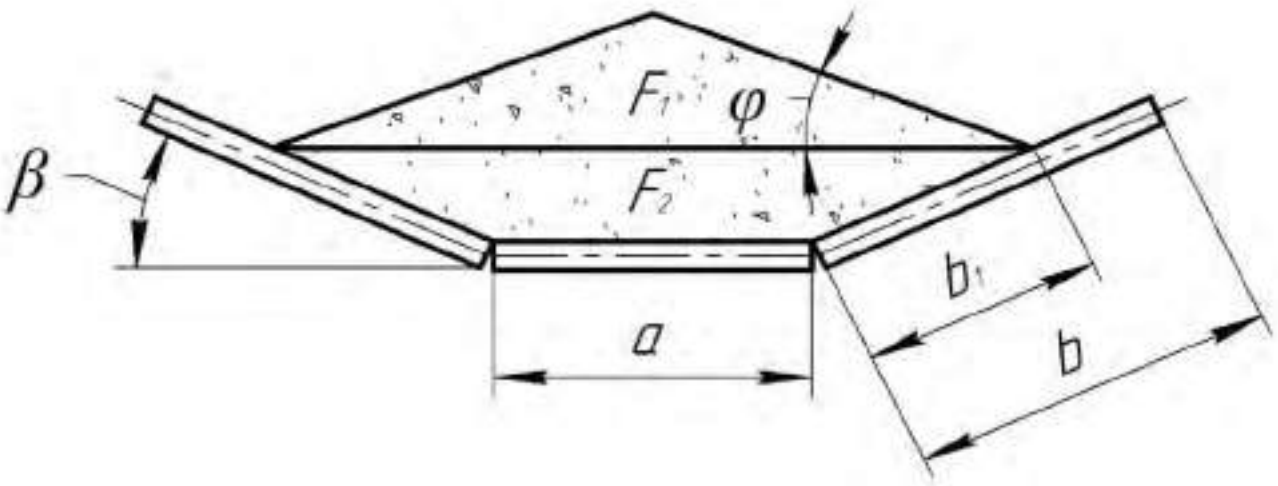


Рис. 3.1. Схема к расчету площади поперечного сечения материала на конвейерной ленте

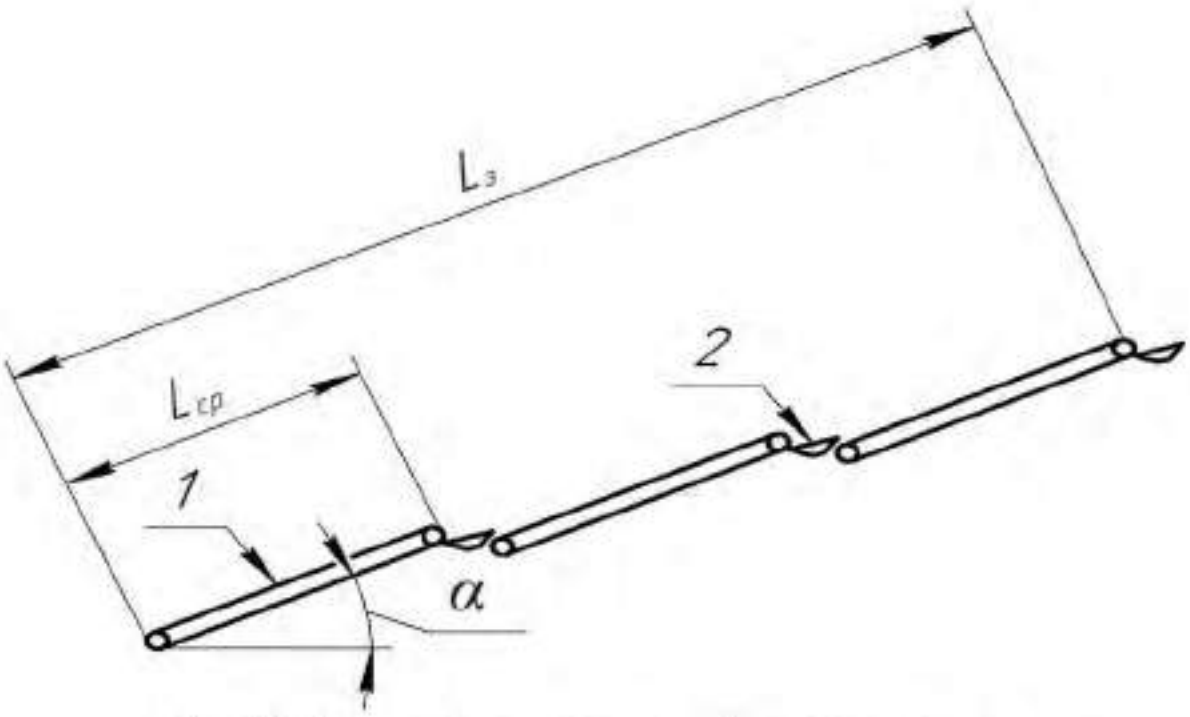


Рис. 3.2. Схема расчетного звена конвейерного транспорта:
1 – конвейерный став; *2* – перегрузочный узел
$L_э$ – длина расчетного звена системы, м; $L_{ср}$ – расчетная длина става, м;
α – угол наклона конвейера, град

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы.
2. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как магистрального звена комбинированного карьерного транспорта.
3. Перечислите достоинства и недостатки конвейерного транспорта в карьерах.
4. Как подразделяются конвейеры в зависимости от своего назначения и места расположения в карьере?
5. Как различаются конвейерные ленты по типу каркаса?
6. Перечислите технологические параметры конвейерного транспорта.
7. Как определяется ширина конвейера, от каких факторов она зависит?
8. От каких факторов зависит скорость движения конвейерных лент, в каком диапазоне она изменяется?
9. Какой максимальный угол подъёма допускается для ленточных конвейеров и крутонаклонных конвейеров в различно конструктивном исполнении?
10. При каком угле наклона конвейера необходимо учитывать снижение высоты насыпки породы при расчете ширины конвейерной ленты?
11. Как определяется часовая и годовая производительность конвейера, от каких факторов она зависит?

Практическая работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТА РАЗМЕЩЕНИЯ ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику определения места размещения перегрузочного пункта при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Расчет расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы сборочным (автомобильным) и магистральным (железнодорожным) транспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта по глубине карьера.
2. Расчет себестоимости и удельных капитальных затрат по отдельным звеньям транспорта, комбинированному транспорту в целом и открытой разработке месторождения.
3. Выбор места размещения перегрузочного пункта по критерию максимального значения годовой рентабельности.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 372-379; 2, с. 138-144; 7, с. 10-45] изучить основные технологические параметры комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, а также условия, область его применения и методику определения глубины размещения перегрузочных пунктов.

Исходные условия

Общие условия:

- высота уступа для всех вариантов $H_у$ = 15 м;
- удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т:
  - четные варианты – 1000;
  - нечетные варианты – 1200;
- нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки $С_д$, руб/т:
  - четные варианты – 320;
  - нечетные варианты – 400;
- нетранспортная составляющая удельных капитальных затрат на открытую разработку $К_д$, руб/т:

  четные варианты – 250;

  нечетные варианты – 300;

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

- годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год;
- число рабочих уступов $n_р$, шт.;
- число нерабочих уступов $n_{нр}$, шт.;

- расстояние откатки по горизонтальному участку железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_o^ж$, км;
- расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу l_o^a, км;
- модель автосамосвала,
- грузоподъемность автосамосвала q_a, т.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4
«Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте»

№ задания	Объем перевозок $A_г$, млн. т/год	Число уступов		Расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км		Модель и грузоподъемность автосамосвала
		рабочих $n_р$	нерабочих $n_{нр}$	$l_o^ж$	l_o^a	
1	10	4	8	2,5	1,2	БелАЗ-7547 (45 т)
2						
3		6	10		1.4	
4						
5	15	4	10	4,0	0.9	БелАЗ-7540А (30 т)
6						
7		2	12		1,6	
8						
9	20	8	8	1.2	1.0	БелАЗ-7549 (80 т)
10						
11		8	10		1,5	
12						
13	25	4	4	2.0	0.8	БелАЗ-7513 (130 т)
14						
15		6	2		1,3	
16						
17	30	2	4	3.5	1,0	БелАЗ-7547 (45 т)
18						
19		6	8		0.9	
20						
21	35	4	10	5,0	1,4	БелАЗ-7549 (80 т)
22						
23		8	12		1.0	
24						
25	32	4	7	4,5	0,8	БелАЗ-7540А (30 т)

Порядок выполнения работы

1. Назначаются три варианта размещения перегрузочных пункта на глубине карьера:

1) на нижнем нерабочем уступе;
2) в центре нерабочей зоны карьера;
3) на поверхности карьера (рис. 4.1).

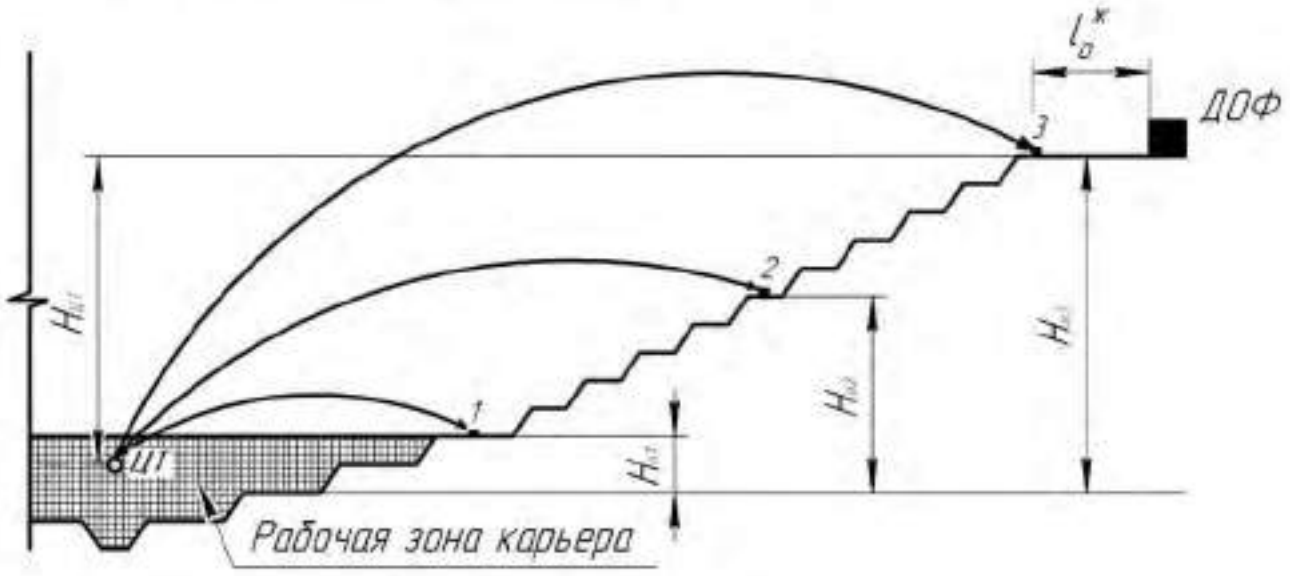


Рис. 4.1. Схема к выбору места расположения перегрузочного пункта:
$H_{цт}$ – глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом, м; *1*, *2* , *3* – варианты размещения перегрузочного пункта по глубине карьера; $H_{п1}$, $H_{п2}$, $H_{п3}$ – высота подъема горной массы сборочным автотранспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта, м; $l_д^ж$ – расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики

2. Определяется глубина размещения перегрузочного пункта по вариантам $H_{п.п}$, м:

$$1)\ H_{п.п\,1} = H_у n_{пр}; \quad (4.1)$$

$$2)\ H_{п.п\,2} = H_у n_{пр}/2; \quad (4.2)$$

$$3)\ H_{п.п\,3} = 0. \quad (4.3)$$

3. Определяется глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом $H_{ц.т}$, м:

$$H_{цт} = H_у\left(\frac{n_р}{2} + n_{пр}\right). \quad (4.4)$$

4. Рассчитываются длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

4.1. Руководящий уклон съездов принимается для автомобильного транспорта $i_р = 80$ ‰, для железнодорожного – $i_р = 40$ ‰.

4.2. Коэффициент развития трассы принимается для автомобильного транспорта $k_{р.т} = 1{,}15 \div 1{,}20$, для железнодорожного транспорта $k_{р.т} = 1{,}4 \div 2{,}0$.

4.3. Определяются высота подъема горной массы различными видами транспорта $H_{\text{п}}$, м:

– для автомобильного транспорта

$$1)\ H_{\text{п}1} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,1}; \quad (4.5)$$

$$2)\ H_{\text{п}2} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,2}; \quad (4.6)$$

$$3)\ H_{\text{п}3} = H_{\text{ц.т}} - H_{\text{п.п}\,3}; \quad (4.7)$$

– для железнодорожного транспорта

$$1)\ H_{\text{п}1} = H_{\text{п.п}\,1}; \quad (4.8)$$

$$2)\ H_{\text{п}2} = H_{\text{п.п}\,2}; \quad (4.9)$$

$$3)\ H_{\text{п}3} = H_{\text{п.п}\,3}. \quad (4.10)$$

4.4. Рассчитывается длина подъемного участка трассы для каждого вида транспорта l_i, км:

$$l_i = (H_{\text{п}}/i_{\text{р}})k_{\text{р.т}}, \quad (4.11)$$

где $H_{\text{п}}$ – высота подъема горной массы, м; $i_{\text{р}}$ – уклон съезда, ‰; $k_{\text{р.т}}$ – коэффициент развития трассы.

4.5. Рассчитывается общая длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

$$l = l_i + l_{\text{о}}, \quad (4.12)$$

где $l_{\text{о}}$ – расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км.

5. Рассчитывается себестоимость транспортирования горной массы и себестоимость открытой разработки по вариантам размещения перегрузочного пункта.

5.1. Себестоимость транспортирования автомобильным транспортом $C_{\text{а}}$, руб/т:

$$C_{\text{а}} \approx \frac{25}{A_{\text{к}}^{0,25}} + (l-1)(5 + 0{,}06q_{\text{а}}), \quad (4.13)$$

где $A_{\text{к}}$ – объем перевозок, млн. т/год; l – расстояние транспортирования, км; $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

5.2. Себестоимость транспортирования железнодорожным транспортом $C_{\text{ж}}$, руб/т:

$$C_{\text{ж}} \approx 2/A_{\text{к}}^{0,2} + 4l^{0,7}. \quad (4.14)$$

5.3. Себестоимость транспортирования комбинированным транспортом $C_{\text{к.т}}$, руб/т:

$$C_{\text{к.т}} = C_{\text{а}} + C_{\text{ж}}. \quad (4.15)$$

5.4. Себестоимость открытой разработки $C_{\text{р}}$, руб/т:

$$C_{\text{р}} = C_{\text{к.т}} + C_{\text{д}}, \quad (4.16)$$

где $C_{\text{д}}$ – нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки, руб/т.

6. Рассчитываются удельные капитальные затраты на транспортирование горной массы и открытую разработку по вариантам размещения перегрузочного пункта.

6.1. Удельные капитальные затраты на автомобильный транспорт $K_{\text{а}}$, руб/т:

$$К_а = \frac{90}{A_к^{0,2}} + 12(l-1). \quad (4.17)$$

6.2. Удельные капитальные затраты на железнодорожный транспорт $К_ж$, руб/т:

$$К_ж = \frac{240}{A_к^{0,5}} + \frac{30(l-1)}{A_к}. \quad (4.18)$$

6.3. Удельные капитальные затраты на комбинированный транспорт $К_{кт}$, руб/т:

$$К_{к.т} = К_а + К_ж. \quad (4.19)$$

6.4. Удельные капитальные затраты на открытую разработку $К_р$, руб/т:

$$К_р = К_{к.т} + К_д, \quad (4.20)$$

где $К_д$ – нетранспортная составляющая удельных капзатрат на открытую разработку, руб/т.

7. Рассчитывается значение рентабельности капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта R:

$$R = (Ц_р - С_р)/К_р, \quad (4.21)$$

где $Ц_р$ – удельная ценность руды, руб/т.

Оптимальным считается вариант, соответствующий максимальному значению R.

8. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию (табл. 4.2), расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Таблица 4.2

Исходные условия по варианту задания

Показатели	Значение
Вариант задания	
Годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год	
Высота уступа $H_у$, м	
Число уступов, шт : рабочих $n_р$ нерабочих $n_{нр}$	
Расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_о^ж$, км	
Расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_о^а$, км	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_п$, т	
Удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т	
Нетранспортная составляющая, руб/т: себестоимости разработки $С_д$ удельных капитальных затрат $К_д$	

Графическая часть представляется одним листом формата А4, содержащим схему к выбору места расположения перегрузочного пункта (см. рис. 4.1). чертеж выполняется в стандартном масштабе, на чертеже указываются числовые значения параметров.

Таблица 4.3

Результаты расчета вариантов размещения перегрузочного пункта

Показатели	Значения по вариантам размещения перегрузочного пункта и видам транспорта					
	1		2		3	
	авто	ж.д	авто	ж.д	авто	ж.д
1. Глубина размещения перегрузочного пункта $H_{0\,п}$, м						
2. Глубина центра тяжести автоперевозок Ц$_{шт}$, м						
3. Расчетные показатели длин откатки						
3.1. Уклон съездов i_0, ‰						
3.2. Коэффициент развития трассы $k_{р.т}$						
3.3. Высота подъема горной массы $H_п$, м						
3.4. Длина участка подъема, км $l_1 = (H_п / i_с) k_{р.т}$						
3.5. Длина откатки по горизонтали $l_г$, км						
3.6. Общая длина откатки $l = l_1 + l_г$, км						
4. Себестоимость, руб/т:						
4.1. Звеньев транспорта $С_а$, $С_ж$						
4.2. Комбинированного транспорта $С_{к.т} = С_а + С_ж$						
4.3. Разработки $С_р = С_{к.т} + С_з$						
5. Удельные капитальные затраты, руб/т:						
5.1. Звеньев транспорта $К_а$, $К_ж$						
5.2. Комбинированного транспорта $К_{к.т} = К_а + К_ж$						
5.3. Разработки $К_р = К_{к.т} + К_з$						
6. Критерий $(ц_р - с_р)/К_р$						

Принят вариант размещения перегрузочного пункта № _____.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного железнодорожного транспорта.
3. Назовите предпочтительную область применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в карьерах.

4. Перечислите достоинства и недостатки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.
5. Какие конструкции перегрузочных пунктов применяются при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте? Перечислите их достоинства и недостатки.
6. Из каких затрат складывается себестоимость транспортирования горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом?
7. Как определяется шаг переноса перегрузочного пункта по высоте?
8. От каких факторов зависит продолжительность работы перегрузочного пункта на одном месте?
9. Как рассчитывается рентабельность капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта?

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПРОПУСКНОЙ И ПРОВОЗНОЙ СПОСОБНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ ДОРОГ

Цель работы: освоить методику расчета пропускной и провозной способности карьерных железных дорог.

Задачи работы:

1. Расчет пропускной и провозной способности раздельных пунктов.
2. Расчет пропускной и провозной способности перегонов.
3. Расчет пропускной и провозной способности железной дороги, состоящий из трех раздельных пунктов и двух перегонов.
4. Оценка соответствия пропускной и провозной способности дороги расчетному сменному грузообороту и внесение изменений в её конструкцию.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 261-267; 2, с. 82-83] изучить основные технологические параметры и условия применения карьерного железнодорожного транспорта, а также методику расчета пропускной и провозной способности железных дорог.

Исходные условия

Общие условия:

- одиночная электровозная тяга;
- модель думпкара 2ВС-105;
- длина локомотива $l_л$ = 21,3 м;
- длина вагона $l_в$ = 15,0 м;
- продолжительность смены $T_{см}$, ч:
  - четные варианты – 8;
  - нечетные варианты – 12;
- коэффициент использования сменного времени $k_и$ = 0,90÷0,92;
- коэффициент неравномерного движения поездов $k_{н.д}$ = 1,4÷1,5;
- коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ = 0,8.

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

- масса поезда нетто $Q_п$, т;
- сменный грузооборот $Г_р$, тыс. т/смену;
- число путей на каждом раздельном пункте и перегоне $n_п$, шт.;
- длина перегона $l_{пер}$, км;
- скорость поезда на перегоне v_i, км/ч;
- система СЦБ на перегоне (п/а, а-2, а-3).

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5
«Расчет пропускной и провозной способности железных дорог»

№ задания	Полезная масса поезда $Q_п$, т	$Г_р$, тыс т/смену	Число путей на раздельных пунктах $n_п$			Параметры перегона 1				Параметры перегона 2			
			РП 1	РП 2	РП 3	число путей $n_п$	$l_{пер}$, км	$v_т$, км/ч	СЦБ	число путей $n_п$	$L_{пер}$, км	$v_т$, км/ч	СЦБ
1	420	6,0	3	3	4	1	2,4	24	Полуавтоматическая блокировка	2	2,6	20	а-3
2			4	2	3	2					1,8		п/а
3			5	2	3	1		18			2,0	30	а-3
4			4	4	3	2					1,6		п/а
5	525	7,5	4	5	3	1	3,2	32		2	2,0	24	а-3
6						2					3,2		п/а
7						1		16			4,0	28	а-3
8						2					2,8		п/а
9	630	6,5	3	3	4	1	1,8	30		2	3,0	24	а-3
10													
11			5	3	4			18				27	
12													
13	630	6,0	3	5	4	2	2,0	24		2	2,4	36	а-2
14													
15			5	3	4			30				24	
16													
17	525	8,0	4	5	3	1	1,2	18		2	3,0	30	а-3
18													
19				4	3			28				24	
20													
21	420	10,0	5	3	4	2	2,8	20		2	3,2	30	а-2
22													
23			4	3	5			24				32	
24													
25		9,0	5	3	4	2	3,0	30		2	3,5	32	а-3

Примечание п/а – полуавтоматическая блокировка, а-3 – автоблокировка с 3-цветным светофором, а-2 – автоблокировка с 2-цветным светофором

Порядок выполнения работы

1. В соответствии с исходными данными и вариантом задания заполняется табл. 5.2.

Таблица 5.2

Параметры элементов трассы

Параметры	Перегоны		Раздельные пункты РП		
	1	2	1	2	3
Число путей $n_п$, шт.		2			
Длина $L_{пер}$, км			•	•	•
Скорость движения $v_т$, км/ч			•	•	•
Способ СЦБ	п/авт		•	•	•

Расчеты производятся на основании расчетной схемы трассы (рис. 5.1).

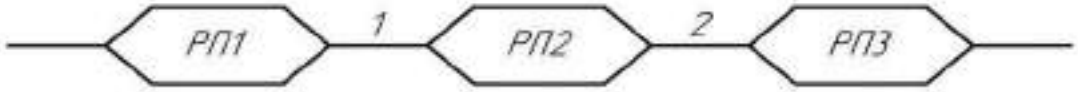


Рис. 5.1. Расчетная схема трассы:
РП1, РП2,РП3 – раздельные пункты; 1, 2 - перегоны

2. Рассчитывается пропускная способность раздельных пунктов (РП). Пропускная способность раздельных пунктов и железнодорожных станций определяется в зависимости от числа путей на раздельном пункте (станции) ($n_п$) в парах поездов (п.п.), пропускаемых за 8-часовую смену (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$

Число путей $n_п$, шт.	2	3	4	5	6 и более
$P_р$, п.п. за 8-часовую смену	10-12	13-18	19-24	25-36	37-48

$$P_р = f(n_п), \tag{5.1}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, п.п./смену; $n_п$ – число путей на раздельном пункте, шт.

Если $T_{см} \neq 8$ ч, то пропускная способность $\left(P'_р\right)$ определяется по формуле

$$P'_р = \frac{P_р T_{см}}{8}, \tag{5.2}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, определенная по табл. 5.3, п.п./смену; $T_{см}$ – фактическая продолжительность рабочей смены, ч.

3. Рассчитывается провозная способность раздельных пунктов $П_р$, т/смену:

$$П_р = P_р Q_п \cdot 10^{-3}, \tag{5.3}$$

где $P_р$ – пропускная способность, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда (масса поезда нетто), т.

4. Рассчитывается пропускная и провозная способность перегонов.

4.1. Перегон 1.

Пропускная способность $P_п$, п.п./смену:

$$P_п = \frac{T_{см} k_и k_х}{k_{н.д} T_и}, \tag{5.4}$$

где $T_{п.см}$ – продолжительность смены, ч; $k_и$– коэффициент использования сменного времени; $k_х$ – коэффициент пропуска хозяйственных поездов; $k_{н.д}$ – коэффициент неравномерности движения поездов; $T_и$ – время интервала между поездами, ч.

Если на перегоне 1 путь , время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = 2L_{пер}/v_i + \tau, \tag{5.5}$$

где $L_{пер}$ – длина перегона, км; v – скорость, км/ч; τ – время на поездную связь, ч.

Если на перегоне 2 пути, время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = L_{пер}/v + \tau. \quad (5.6)$$

На перегоне полуавтоматическая блокировка (п/а), поэтому время на поездную связь (τ) составляет:

τ = 6' – 8' (0,10 – 0,13 ч) – 1 путь;

τ = 2' – 3' (0,03 – 0,05 ч) – 2 пути.

Провозная способность перегона $П_п$, тыс. т/смену:

$$П_п = P_п Q_п \cdot 10^{-3}, \quad (5.7)$$

где $P_п$ – пропускная способность перегона, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2. Перегон 2 (на перегоне 2 пути).

4.2.1. При полуавтоматической блокировке расчет производится так же, как в п. 4.1.

4.2.2. При автоблокировке с 2-цветным светофором расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_И = \frac{L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}, \quad (5.8)$$

где $L_б$ – длина блок-участка, м ($L_б$ = 300÷400 м); $L_п$ – длина поезда, м; v – скорость движения поезда, км/ч.

Длина поезда $L_п$, м:

$$L_п = n_в l_в + l_л, \quad (5.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м; $l_л$ – длина локомотива $n_в$ – количество вагонов в составе, шт.

$$n_в = Q_п/105, \quad (5.10)$$

где $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2.3. При автоблокировке с 3-цветной сигнализацией расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_И = \frac{2L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}. \quad (5.11)$$

Провозная способность перегона 2 рассчитывается по выражению (5.7).

5. Определяется пропускная и провозная способность железной дороги, которая лимитируется элементом с минимальной пропускной (провозной) способностью ($P_д$, п.п./смену и $П_д$, тыс. т/смену).

6. Производится сравнение расчетной провозной способностью дороги ($П_д$, тыс. т/смену) с заданным сменным грузооборотом ($Г_р$, тыс. т/смену).

Если $П_д \geq Г_р$, то делается вывод о достаточности провозной способности, расчеты завершаются, а результаты заносятся в табл. 5.4.

Если $П_д < Г_р$, то делается вывод о недостаточности провозной способности.

В этом случае в конструкцию дороги вводятся изменения и добиваются, чтобы $П_д \geq Г_р$. Разрешается менять количество путей ($n_п$) и способ СЦБ.

Изменения заносятся в табл. 5.5.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Графическая часть представляется расчетной схемой трассы (см. рис. 5.1). результаты расчетов заносятся в табл. 5.4 и 5.5.

Таблица 5.4

Расчетные показатели пропускной и провозной способности железной дороги

Показатели	Значения
Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$, п.п./смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Провозная способность раздельных пунктов $П_р$, тыс. т в смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Показатели режима движения: длительность смены $T_{см}$, ч коэффициент неравномерности движения $k_{н.д}$ коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Параметры пропускной способности перегона 1: время на поездную связь τ, ч пропускная способность $P_{п1}$, п.п./смену провозная способность $П_{п1}$, тыс. т/смену	
Параметры пропускной способности перегона 2: время на поездную связь τ, ч длина блок-участка $L_б$, м длина поезда $L_п$, м пропускная способность $P_{п2}$, п.п./смену провозная способность $П_{п2}$, тыс. т/смену	
Расчетная пропускная способность дороги $P_д$, п.п./смену	
Провозная способность дороги $П_д$, тыс. т/смену	
Достаточность провозной способности (да, нет)	
Окончательная провозная способность $П_д$, тыс. т/смену	

Таблица 5.5

Изменения в конструкции железной дороги

Элемент дороги (раздельный пункт или перегон)	Суть изменения	Расчетное значение параметра		Полученные значения после изменения конструкции	
		P, п.п./смену	П, тыс. т/смену	*P*, п.п./смену	П, тыс. т/смену

Контрольные вопросы и задания

1. Из каких элементов состоит трасса карьерного железнодорожного транспорта?
2. Чем лимитируется пропускная (провозная) способность всей сети железнодорожных путей в карьере?
3. Как в практических расчетах определяется пропускная способность раздельных пунктов и станций?
4. В каких единицах оценивается пропускная и провозная способность железных дорог?
5. Как рассчитывается и от каких факторов зависит пропускная способность перегонов?
6. Как рассчитывается время интервала между поездами на однопутном и двухпутном перегоне?
7. Как рассчитывается время интервала между поездами на перегоне при автоблокировке с 2-цветным и 3-цветиным светофором?
8. Какие системы СЦБ применяются на железнодорожном транспорте в карьерах?
9. Какие дополнительные факторы учитываются при расчете фактической пропускной способности железных дорог?
10. Перечислите способы увеличения пропускной и провозной способности раздельных пунктов и перегонов.

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Перемещение и складирование горных пород: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2013. – 221 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.
4. Марнев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. П., Зырянов И. В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.
5. Аннстратов Ю. И., Аннстратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело». 2010. – 700 с., илл.
6. Галкин В. И., Шешко Е. Е. Транспортные машины: учебник для вузов. – М.: Горная книга, 2010. – 588 с.: илл.
7. Яковлев В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. – Новосибирск: Наука, Сиб. отд. РАН, 1989. – 240 с.

Содержание

Введение 3

Практическая работа № 1. Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов 4

Практическая работа № 2. Энергетическая оценка карьерного автотранспорта 15

Практическая работа № 3. Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности 21

Практическая работа № 4. Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте... 30

Практическая работа № 5. Расчет пропускной и провозной способности карьерных железных дорог 37

Список использованной литературы 43

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ И ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.Б.2.01 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть II. Расчёт параметров взрывных работ при транспортной системе разработки

Специальность ***21.05.04 Горное дело***
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Стенин Ю.В., к.т.н., доцент, Панфилов Д. С.

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2

Общие положения и указания 4

Лабораторная работа № 1. *Определение условий производства и требований к качеству взрывных работ (2 ч аудиторных занятий и 2 ч самостоятельных занятий)*..... 6

Лабораторная работа № 2. *Расчет параметров буровзрывных работ (4 ч аудиторных и 4 ч самостоятельных занятий)*..... 14

Лабораторная работа № 3. *Расчет потребности во взрывчатых материалах (2 ч аудиторных занятий и 2 ч самостоятельных занятий)* 58

Лабораторная работа № 4. *Расчёт безопасных расстояний при ведении взрывных работ (2 ч аудиторных и 4 ч самостоятельных занятий)*..... 66

Список использованных и рекомендуемых источников..... 81

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. *Исходные данные* 83

ПРИЛОЖЕНИЕ 2. *Справочный материал к лабораторной работе № 1* 85

ПРИЛОЖЕНИЕ 3. *Справочный материал к лабораторной работе № 2* 90

ПРИЛОЖЕНИЕ 4. *Справочный материал к лабораторной работе № 3* 104

ПРИЛОЖЕНИЕ 5. *Схемы короткозамедленного взрывания*..... 111

Введение

Учебное пособие по выполнению лабораторных работ разработано на основании учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ», часть II «Расчёт параметров взрывных работ при транспортной системе разработки» по разделу «Подготовка горных пород к выемке» для студентов

специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления подготовки 130400 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации, необходимый теоретический и информационно-справочные материалы и алгоритм для выполнения лабораторных работ по теме «Технология производства взрывных работ», проводимых на 5-м семестре обучения.

Учебное пособие содержит 4 взаимосвязанных лабораторных работы, в процессе выполнения которых студент осваивает методы расчетов и определяет параметры и показатели, обеспечивающие эффективное и безопасное ведение взрывной подготовки горных пород к выемке.

Весь цикл работ рассчитан на 10 академических часов аудиторных занятий и на 12 часов самостоятельных занятий.

Основная цель лабораторных работ: формирование у студентов навыков, необходимых для составления проекта производства буровзрывных работ в карьере определения технологических параметров взрывных работ на основе современных научных и практических достижений в этой области.

Задачи работ:

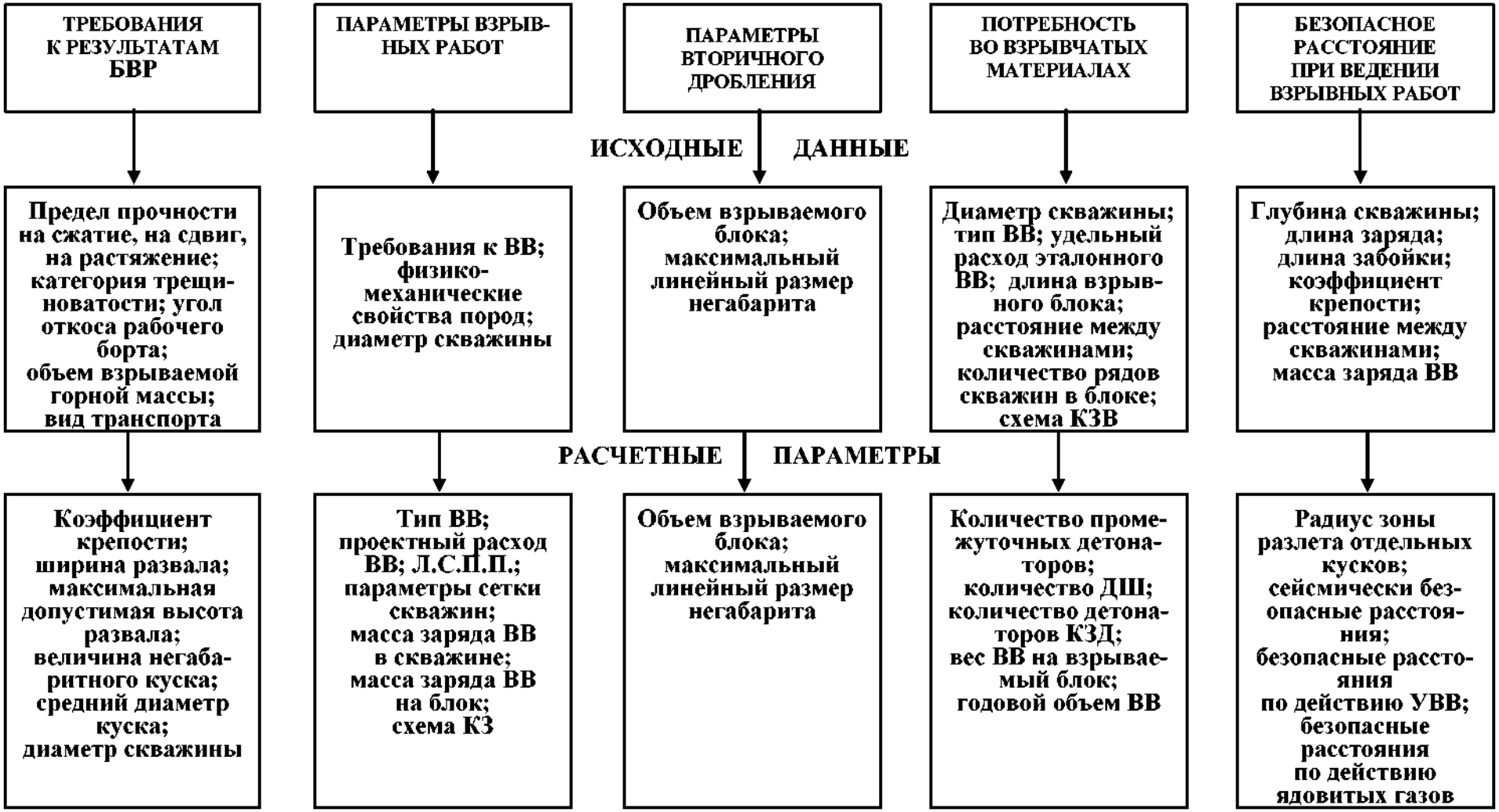
1. Изучить алгоритм и содержание расчетов параметров буровзрывных работ, используя данное пособие и литературу из приведенного списка.
2. Определить условия производства и требования к качеству взрывных работ.
3. Рассчитать параметры буровзрывных работ.
4. Рассчитать потребное количество взрывчатых материалов на годовой объем взрывных работ с учетом вторичного дробления.
5. Рассчитать безопасные расстояния при взрывных работах.

Структурная взаимосвязь этих задач приведена на рис 1.1.

Содержание пособия направлено на системное усвоение знаний в области технологии открытых горных работ и предполагает наличие у студентов базовых знаний и основных понятий о вскрытии, системе разработки и производственных процессах открытой добычи полезных ископаемых, полученных при изучении дисциплин «Введение в специальность», «Основы горного дела» и «Физика горных пород».

Учебное пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Расчет параметров буровзрывной подготовки горной массы к выемке



Общие положения и указания

Цель всякой производственной деятельности – получение максимальных результатов (как правило финансовой прибыли) при минимальных капитальных затратах и расходах трудовых и материальных ресурсов.

Целью процесса буровзрывной подготовки горной массы к выемке как элемента технологической системы «Добыча полезного ископаемого открытым способом» является обеспечение при минимальных затратах требуемого качества подготовки горных пород к выемке.

Качество буровзрывной подготовки горных пород к выемке должно обеспечивать эффективную высокопроизводительную работу горно-транспортного оборудования и потребительские свойства добываемого полезного ископаемого (ПИ), обеспечивающие высокую конкурентоспособность и прибыльность предприятия. Требования к нему определяются необходимостью обеспечения безопасности работ, параметрами выемочно-погрузочных и транспортных средств и технологией дальнейшего передела добытого ПИ. Их соблюдение возможно за счет соответствующих способов и методов ведения и параметров взрывных работ, которые выбираются и обосновываются на основе современных научно-практических положений и расчетных методов, а затем уточняются в процессе реальной практики.

При выполнении данного цикла лабораторных работ студент самостоятельно изучает и осваивает рекомендуемый и приведенный в каждой работе теоретический материал. На **базе приобретенных знаний и с учетом знаний, полученных к моменту обучения на данном этапе**, по заданным исходным данным определяет требования к качеству взрывной подготовки горных пород, выбирает взрывчатые материалы, способы, методы и схемы взрывания зарядов, рассчитывает параметры взрывных работ, требуемый расход взрывчатых материалов и радиусы опасных зон.

По результатам выполненных расчетов вычерчивается в масштабе 1:1000 или 1:500 план взрывного блока с сеткой скважин и схемой коммутации взрывной сети; поперечный профиль блока со скважинами и предполагаемым контуром развала взорванной горой массы в масштабе 1:1000 или 1:2000; план – схема взрывоопасных зон с расположением внутри них сооружений, горных машин, транспортных и энергетических коммуникаций в масштабе 1:5000 и профиль конструкции скважин первого ряда в масштабах: горизонтальном – 1:20 или 1:50; вертикальном - 1:1000 или1:2000.

Общий порядок выполнения работ: (прочитать обязательно!)

1. Лабораторные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением лабораторной работы студент должен проработать предлагаемый теоретический материал, изучить рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, порядок и алгоритм выполнения работы.

3. Лабораторные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных, приведённых в приложении. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения лабораторной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты лабораторной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за лабораторную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учетом качества оформления.

7. Отчёты по лабораторным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика лабораторных работ, наименование студенческой группы, **полные** фамилия, имя и отчество студента-исполнителя и должность, фамилия, имя, отчество преподавателя.

Лабораторная работа 1

Определение условий производства и требований к качеству взрывных работ (2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

***Цель работы*:** определить условия производства и требования к качеству взрывных работ.

Задачи работы:

1. Изучить основные показатели качества взрывной подготовки горных пород к выемке и методику их расчета.

2. Рассчитать требуемые показатели качества взрывной подготовки горных пород к выемке.

Порядок выполнения работы

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в прил. 1.

Для подготовки к занятию необходимо:

– повторить соответствующий материал лекций и изучить литературу. [1,с. 265 – 277], [2, с. 421 – 424], [3, с. 57 – 58], [4, с. 61 – 102] [5, с. 199 – 201], [7. с. 423 – 428], [8, с. 210 – 214], [9, с. 92 – 94,], [10, с. 78 – 86], [11, с. 78 – 82], [12 с. 9 – 11] [14, с. 135 – 138, 195 – 199];

– прочитать и освоить нижеизложенный материал.

Затем для достижения цели занятия выполнить следующие этапы:

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (прил. 1).

2. Определить условия ведения взрывных работ.

2.1. Рассчитать коэффициент крепости пород (f) и средний диаметр отдельности в массиве ($l_{ср}$), зависящий от категории пород по трещиноватости и от распределения отдельностей массива по крупности.

Трещиноватость пород характеризуется средним расстоянием между естественными трещинами всех систем ($C_{тр}$, табл.2.1), а распределения отдельностей массива по крупности показателем $К_М$.

В [15, с. 456] средний диаметр отдельности в массиве в зависимости от его трещиноватости определяется так: $l_{ср} = 1{,}65C_{тр}$,

а в зависимости от показателя $К_М$: $l_{ср} = К_М$,

где $К_М$ может ориентировочно приниматься в зависимости от группы грунтов по СНиП – F, при этом $F = 2{,}5\sqrt{f}$:

F	4	5	6	7	8	9	10	11
$К_М$	0,25	0,4	0,55	0,75	1,0	1,3	1,55	1,9

2.2. Пользуясь прил. 1, дать характеристику технологических свойств горных пород.

2.3. Исходя из годового объема взрываемой горной массы, крепости и плотности породы, принять модель экскаватора и модель транспортного средства. Привести их рабочие параметры (табл. П. 2.1– П. 2.8)

2.4. Для выбранной модели экскаватора принять высоту уступа ($H_у$, м) из условия:

$$H_у \leq 1{,}5H_{ч\,max.}, \quad (1.1)$$

где $H_{ч\,max}$ – максимальная высота черпания экскаватором, м.

2.5. Исходя из технологических свойств пород и заданных параметров системы разработки (высота уступа, угол откоса уступа), принять предварительное решение о положении скважин в массиве уступа – вертикальное или наклонное.

Наклонные скважины применимы, как правило, в крупноблочных породах; при высоких уступах и при малых углах откоса уступа; когда требуется обеспечить достаточно интенсивное и равномерное дробление (карьеры стройматериалов, карьеры с циклично-поточной технологией – конвейерный транспорт и т. п.); когда необходимо ограничить сейсмический эффект от взрывных работ.

2.6. Обосновать требуемое значение диаметра скважин – скважинного заряда ($d_{тр}$).

Диаметр – один из основных параметров скважинных зарядов. От него зависит с одной стороны эффективность буровых работ (объем работ в метрах, производительность буровых работ в метрах и метрах кубических за единицу времени), с другой – качество взрывных работ (содержание переизмельченной и крупной фракции во взорванной породе, равномерность дробления).

Для конкретных условий карьера обоснование диаметра скважины и модели бурового станка целесообразно выполнять на основе технико-экономического анализа с учетом затрат на буровые, взрывные и погрузочно-транспортные работы.

В данной лабораторной работе обоснование диаметра скважины выполнить на основе логического анализа, исходя из рекомендаций в табл. П. 2.6 и П. 2.7 и нижеследующих условий.

Из условия равенства производительности бурового станка и экскаватора требуемый диаметр скважины (в мм) определится:

$$d_{тр}=100\sqrt{E}, \quad (1.2)$$

где E – геометрическая вместимость ковша экскаватора, м^3.

Для карьеров строительных материалов небольшой производительности установлена статистическая зависимость между диаметром скважины (в мм) и производительностью карьера ($П_к$, млн м^3):

$$d_{тр} = (100 \div 150)\sqrt[4]{П_к}, \quad (1.3)$$

где меньшее значение множителя применяется для крупноблочных пород, большее – для мелкоблочных.

По условию полного использования длины скважины для размещения заряда (при сплошной конструкции заряда)

$$d_{\text{тр}} = 28 H_{\text{у}} \sqrt{\frac{q}{\Delta}}, \qquad (1.4)$$

где q – удельный расчетный расход ВВ, кг/м^3 (на данном этапе расчетов величину q по табл. П. 3.8 в зависимости от плотности и крепости пород, или по табл. 2.6 в зависимости от трещиноватости и крепости пород); Δ – плотность заряжания, кг/дм^3 (ориентируясь на аммонит 6ЖВ, принять $\Delta = 0{,}95$).

Требуемый диаметр скважины в метрах по условию обеспечения нормальной проработки подошвы уступа для вертикальных скважин:

$$d_{\text{тр}} \geq \frac{\left(H_{\text{у}} \operatorname{ctg} \alpha_{\text{р}} + Б\right)\sqrt{\gamma}}{30(3 - m)}, \qquad (1.5)$$

где $\alpha_{\text{р}}$ – угол откоса рабочего уступа, град.;

m – коэффициент сближения скважин; принять: для легковзрываемых пород $m = 1{,}1 \div 1{,}2$; средневзрываемых – $m = 1{,}0 \div 1{,}1$; трудновзрываемых – $m = 0{,}85 \div 1{,}0$;

$Б = H_{\text{у}}(\operatorname{ctg} \alpha_{\text{у}} - \operatorname{ctg} \alpha_{\text{р}}) \geq 2$ – ширина бермы безопасности;

$\alpha_{\text{у}}$ – угол устойчивого откоса нерабочего уступа, град. (прил. 1);

γ – плотность горных пород, т/м^3;

Для наклонных скважин, параллельных откосу уступа,

$$d_{\text{тр}} \geq \frac{Б\sqrt{\gamma}}{30(3 - m)} \text{ м}. \qquad (1.6)$$

С точки зрения обеспечения качества взрывных работ в породах с конкретными технологическими свойствами рекомендуется:

– в породах I и II категории трещиноватости диаметр заряда следует принимать возможно большим (250 – 350 мм), а в породах высокой прочности применять котловые заряды. В то же время при разработке пород низкой и средней крепости применение взрывных скважин более 300 мм не эффективно, так как приводит к увеличению заколов в глубь массива и снижению устойчивости откосов уступа;

– в породах II категории, а также в однородных породах III категории при многорядном короткозамедленном взрывании на карьерах предпочтительны диаметры 200 – 250 мм;

– в породах крупноблочных IV категории, а также неоднородных и частично перемежающихся породах V категории диаметр скважин следует уменьшить до 100 – 150 мм;

– при большой производительности предприятия (примерно 5 млн м^3 горной массы в год и более) целесообразно применять высокопроизводительную буровую технику и диаметры скважин не менее 200 мм.

2.7. С учетом коэффициента крепости и принятого диаметра скважины принять тип бурового станка.

2.8. Используя навыки, приобретенные в предыдущем цикле лабораторных работ [16], подобрать тип бурового долота и рассчитать значение диаметра скважины ($d_{ск}$, мм) с учетом стандартного диаметра подобранного долота:

$$d_{ск} = d_{д} K_{раз}, \quad (1.7)$$

где $d_{д}$ – диаметр долота, мм; $K_{раз}$ – коэффициент разбуривания скважины (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Значение коэффициента разбуривания скважин

Крепость пород	2	4	6	8 –10	12 – 14	>16
Величина коэффициента разбуривания	1,06	1,05	1,04	1,037 –1,031	1,03 – 1,02	1,02

3. Определить требования к качеству взрывных работ.

3.1. Определить требуемую ширину развала взорванной горной массы ($B_{р.тр}$) по углу откоса рабочего борта карьера ($\gamma_{р.б.}$) и по рациональному количеству заходок ($n_з$) рациональной ширины.

3.1.1. Требуемая ширина развала взорванной горной массы ($B_{р.тр}$) по углу откоса рабочего борта карьера ($\gamma_{р.б.}$) определяется так:

рассчитать ширину рабочей площадки

$$Ш_{р.п} = \frac{H_{у}}{\operatorname{tg} \gamma_{р.б}} - H_{у} \operatorname{ctg} \alpha_{р}, \quad (1.8)$$

где $\alpha_{р}$ – угол откоса рабочего уступа;

рассчитать требуемую ширину развала (рис. 1.2)

$$B_{р.тр} = Ш_{р.п} - Т - \sum С - \sum П - Б, \quad (1.9)$$

где $Т$ – ширина транспортной полосы (при железнодорожном транспорте $Т$ = 3 м при одноколейном пути и $Т$ = 7,5÷15 м – при двухколейном пути; при конвейерном транспорте $Т$ = 3 м; при автомобильном транспорте $Т = 3{,}0B_{а}$, где $B_{а}$ – ширина автомобиля; см табл. П. 2.4 и П. 2.5)

$\sum С$ – сумма размеров безопасных зазоров (3 – 5 м);

$\sum П$ – сумма размеров полос для размещения дополнительного оборудования и сооружений (при железнодорожном транспорте $\sum П$ = = 10÷12 м; при автомобильном и конвейерном транспорте $\sum П$ = = 5÷6 м) ;

Б – ширина бермы безопасности (ширина призмы возможного обрушения), определяется по формуле:

$$Б = H_y (\text{ctg}\,\alpha_y - \text{ctg}\,\alpha_р).$$

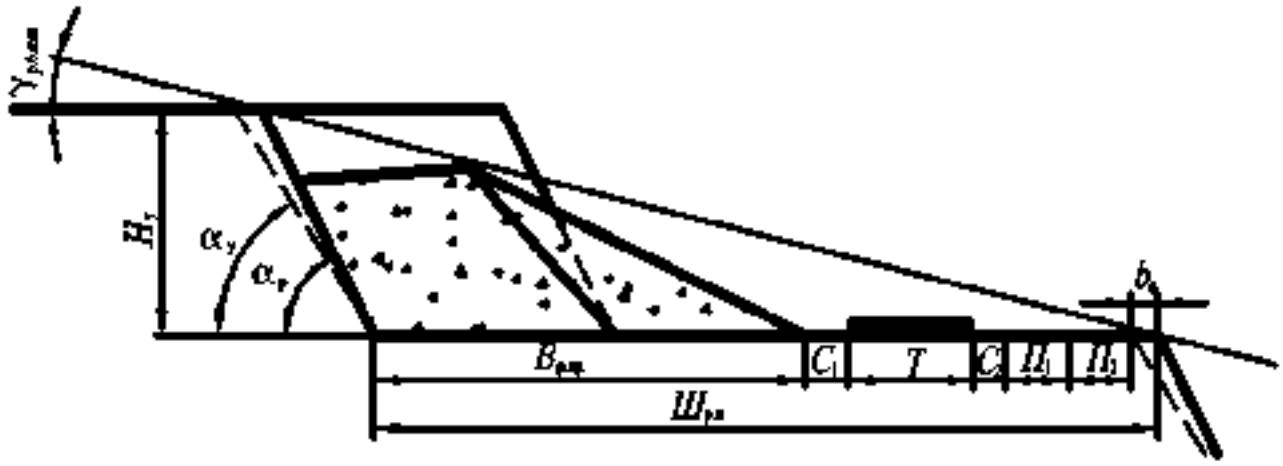


Рис.1.1. Рабочая площадка

3.1.2. Требуемая ширина развала ($B_{р.тр}$, м) по рациональному количеству заходок экскаватора ($n_з$) рациональной ширины ($A_з$) определяется так:

$$B_{р.тр} = A_з n_з, \qquad (1.10)$$

где $A_з$ – рациональная ширина заходки экскаватора, м:

а) при железнодорожном транспорте $n_з = 1 \div 3$

б) при автомобильном транспорте $n_з = 3 \div 6$ при отгрузке развала горной массы продольными заходками;

в) при конвейерном транспорте:

$$B_{р.тр} = A_з = 2R_р + 1{,}7R_{ч.у}. \qquad (1.11)$$

где $R_р$ – наибольший радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_{ч.у}$ – радиус черпания экскаватором на уровне стояния, м.

3.1.3. Предварительно из двух расчетных значений требуемой ширины развала принимается меньшее. В дальнейшем оно уточняется на этапе расчета параметров взрывных работ.

3.2. По табл. П. 2.10 определить максимально допустимую высоту развала взорванной горной массы ($H_{заб.max}$, м), учитывая, что коэффициент разрыхления пород ($K_р$) в развале ориентировочно составляет:

$K_р = 1{,}2 : 1{,}25$ – для полускальных пород;

$K_р = 1{,}3 \div 1{,}4$ – для скальных пород;

$K_р = 1{,}4 \div 1{,}5$ – для угля ($\gamma = 1{,}1 \div 1{,}4$ т/м^3).

При этом $H_{заб.max} = h_{коп.max}\,(H_{заб.max} / h_{коп.max})$, где $h_{коп.max}$ – максимальная высота копания экскаватора, м.

3.3. Определить допустимый для выемки и погрузки экскаватором размер куска в развале взорванной горной массы (минимальный размер негабаритного куска).

Размер куска горной массы, загружаемой в ковш погрузочной машины, определяет:

– удобство и быстроту операций её черпания, разгрузки и последующего перемещения;

– вероятность возможных поломок погрузочного и транспортного оборудования, особенно при погрузке тяжелых руд и пород и при высоких отрицательных температурах, когда повышается хрупкость металла.

Поэтому при определении допустимых размеров куска в развале необходимо учитывать размеры ковшей и тип погрузочного оборудования, место разгрузки (отвал, транспортные средства или приемное отверстие дробилки) и размеры рабочих элементов транспортного и приемного оборудования, а также плотность горных пород и температуру окружающего воздуха.

Для определения допустимых размеров кусков при погрузке экскаваторами Ю. И. Беляковым [4] предлагается следующая методика:

3.3.1. При погрузке породы экскаватором в средства железнодорожного и автомобильного транспорта (и в отвал) допустимый размер куска ($l_д$, м) может быть определен:

А. *По геометрической вместимости ковша экскаватора* (E, м^3) из следующего выражения:

$$l_д \leq \eta_э \, \eta_п \, \eta_т \, \sqrt[3]{E}\,, \qquad (1.12)$$

где $\eta_э$ – коэффициент, учитывающий тип экскаватора и схему работы;

$\eta_п$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы (γ);

$\eta_т$ – коэффициент, учитывающий влияние низкой отрицательной температуры на надежность работы экскаватора.

Значения коэффициента $\eta_э$ для скальных пород при работе в сочетании с транспортными средствами (и в отвал) приведены ниже:

	Погрузка в транспортные средства
Карьерные лопаты с нормальным оборудованием	0,75 (0,80)
Карьерные лопаты с удлиненным оборудованием	0,70 (0,75)
Драглайны	0,50 (0,70)

Значения коэффициентов $\eta_п$ при различной плотности пород (γ, т/м^3):

Плотные породы (γ = 1,7÷2,0)	1,08
Полускальные породы (γ = 2,0÷2,5)	1,05
Скальные породы (γ = 2,5÷3,2)	1,00
Тяжелые руды (γ = 3,2÷4,5)	0,90
Угли (γ = 0,8÷1,6)	1,14

Средние значения коэффициента $\eta_т$ при работе экскаваторов в условиях низких температур приведены ниже:

Температура, °С	(+10) – (–20)	(–20) – (–30)	(–30) – (–40)
Карьерные лопаты (с нормальным	0,98	0,95	0,92

оборудованием).....			
Карьерные лопаты (с удлиненным оборудованием).....	0,95	0,92	0,88
Драглайны.....	0,92	0,90	0,86

Б. *По геометрической вместимости транспортного сосуда* (V, м^3) (автосамосвала, думпкара) по выражению

$$l_д \le 0{,}5\sqrt[3]{V}\ . \qquad (1.13)$$

Если данные по геометрической вместимости транспортного сосуда отсутствуют, то можно использовать формулу

$$l_д \le \eta_э \eta_п' \eta_т \sqrt[3]{E}\ , \qquad (1.14)$$

где $\eta_п' = 0{,}5\eta_п$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы на работу экскаватора и транспортного сосуда.

3.3.2. При погрузке пород экскаваторами в бункера и передвижные дробилки величина $l_д$ принимается в пределах

$$l_д = (0{,}75 \div 0{,}85)B_п, \qquad (1.15)$$

где $B_п$ – длина наименьшей стороны приемного отверстия бункера или дробилки, м.

В этом случае также рекомендуется использовать формулу:

$$l_д \le \eta_э' \eta_п'' \eta_т B_п, \qquad (1.16)$$

где $\eta_э'$ – коэффициент, учитывающий тип экскаватора (условия разгрузки ковша в бункер или дробилку). Принимается для карьерных мехлопат с нормальным оборудованием $\eta_э' = 1$, а с удлиненным оборудованием $\eta_э' = 0{,}9 \div 0{,}95$; для драглайнов $\eta_э' = 0{,}8 \div 0{,}7$;

$\eta_п''$ – коэффициент, учитывающий влияние плотности породы на работу бункера или дробилки, принимается равным $0{,}8\eta_п$, т. е. в среднем для углей, плотных, полускальных и скальных пород соответственно 0,90; 0,86; 0,84 и 0,80, а для тяжелых руд – 0,72.

3.3.3. При погрузке пород одноковшовыми экскаваторами на конвейер максимальный размер куска $l_д$, транспортируемый конвейером, может быть определен из выражения

$$l_д \le K_л \eta_т' B_л, \qquad (1.17)$$

где $B_л$ – ширина конвейерной ленты, м;

$K_л$ – коэффициент, зависящий от свойств породы (плотности, абразивности) и типа роликоопоры (табл. 1.2.);

$\eta_т'$ – коэффициент, учитывающий влияние низких отрицательных температур на работу конвейера и перегрузочных устройств. Принимается равным при температурах минус 10–20 °С; минус 20–30 °С и минус 30–40 °С соответственно 0,85; 0,8 и 0,7.

Таким образом, при установлении допустимого размера куска породы $l_Д$ при работе одноковшовых экскаваторов необходимо учитывать не только геометрические параметры экскаваторов и транспортного оборудования, но и плотность горных пород и специфические условия работы при низких отрицательных температурах.

Таблица 1.2

Значения коэффициента $K_л$

Тип става роликоопоры конвейера	Мягкие и плотные породы	Полускальные породы, некрепкие угли	Скальные породы	Тяжелые руды
С жестким ставом и роликоопорами.....	0,4 / 0,35	0,35 / 0,3	0,3 / 0,25	0,25 / 0,2
С канатным ставом и гибкими роликоопорами.....	0,5 / 0,45	0,45 / 0,4	0,4 / 0,35	0,33 / 0,3

Примечание. В числителе – значения для лент шириной 1,2–1,6 м, в знаменателе – для лент шириной 1,8 – 2,5 м

3.4. Определить величину рационального и оптимального среднего диаметра куска породы ($d_{ср.рац}$, м) в развале по формуле:

- согласно [2] средний диаметр куска в развале, несодержащем негабаритных кусков определяется по формуле $d_{ср.рац} = 0,4\sqrt[3]{E}$ (1.18);

- согласно [18] оптимальный по энергетическим затратам средний диамеир куска в развале определяется по формуле

$$d_{ср.рац} = d_{ср.опт} = 0,08+0,75\times10^{-3}\sigma_{сж} + 2\times10^{-3}E_{к,}\text{ м}. \quad (1.19).$$

Для дальнейших расчетов принять большее из полученных по формулам 1.18 и 1.19 значений

4. Результаты расчета свести в итоговую таблицу.

Контрольные вопросы

1. По каким характеристикам оценивается качество подготовки горной массы к выемке?
2. Какими факторами определяется требуемая ширина развала взорванной горной массы?
3. Какими факторами определяется максимально допустимая высота развала взорванной горной массы?
4. Какими факторами определяется величина негабаритного куска взорванной горной массы?
5. Что такое средний диаметр куска взорванной горной массы?
6. Дайте понятие оптимального среднего диаметра куска взорванной горной массы.
7 Каким требованиям должен отвечать диаметр заряда в скважине?

Лабораторная работа 2

Расчет параметров буровзрывных работ

(4 часа аудиторных и 4 часа самостоятельных занятий)

Цель работы – освоить методику и рассчитать параметры буровзрывных работ.

Задачи работы:

1. Изучить методику расчёта и обоснования параметров буровзрывных работ.

2. Выбрать взрывчатые материалы, способы, методы и схемы взрывания зарядов.

3. Рассчитать параметры взрывных работ для первичного взрывания.

4. Выбрать способ дробления негабаритных кусков и рассчитать параметры вторичного дробления.

Исходной базой для эффективного управления буро-взрывными работами в карьере и получения достаточно точных и надежных расчетных значений их параметров является районирование разрабатываемого массива горных пород на участки с однородными технологическими свойствами. Эти участки должны быть однородными по таким свойствам, как: крепость, трещиноватость, плотность, пространственное расположение трещиноватости, обводненность, литологическое строение.

Такое районирование может быть обеспечено в процессе эксплуатационной разведки и доразведки месторождения. При проектировании карьеров используют, как правило, средние по месторождению характеристики горного массива.

Данное занятие рассчитано на наличие средних значений характеристик горного массива предполагаемого месторождения. При принятии решений по данной лабораторной работе рекомендуется ориентироваться на справочный материал Приложения 3.

Порядок выполнения работы

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в прил. 1; условия производства и требования к качеству взрывных работ согласно лабораторной работе 1.

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы.

1. Для подготовки к выполнению работы **необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу**: [1, с. 56 – 78], [2, с. 76 – 94], [3, с. 60 – 61], [5, с. 198 – 199, 203 – 263], [6], [7, с. 211 – 268, 396 – 400], [10, с. 179 – 185], [14, с. 179 – 188].

2. Повторить содержание исходных данных к работе (прил. 1) и результатов расчетов предыдущего занятия.

3. Прочитать и изучить нижеизложенный материал. В данной лабораторной работе приведена методика расчета параметров буровзрывных работ,

выполняемых по традиционной схеме – многорядное короткозамедленное взрывание на свободный откос, а также методики расчета буровзрывных работ, выполняемых с применением котловых, параллельно-сближенных, рассредоточенных зарядов и взрывания в зажатой среде. Условия применения, преимущества и недостатки этих способов приведены в п. п. 12, 13, 14, 15.

4. Исходя из горно-технологических характеристик пород и степени их обводненности, выбрать ВВ (табл. П. 3.2 – П. 3.7) с учетом их работоспособности, стоимости и нижеприведенных рекомендаций.

Для условий карьеров могут применяться грубодисперсные гранулированные ВВ с широкой зоной химической реакции, имеющие большой критический диаметр 100 мм и пониженную детонационную способность в зарядах малого диаметра. Такие ВВ обеспечивают получение более равномерного дробления породы при взрыве за счет уменьшения зоны переизмельчения вблизи заряда, что особенно значимо для карьеров по добыче строительных материалов.

С целью сокращения объемов переизмельчения горной массы «Нормативный справочник по буровзрывным работам» рекомендует при выборе ассортимента ВВ учитывать скорость детонации ВВ (D, км/с), которая должна быть по возможности согласована с физико-техническими характеристиками пород разрыхляемого массива. То есть скорость детонации выбранного ВВ должна быть по возможности ближе к величине

$$D = \sqrt{\gamma f A},$$

где γ – плотность пород разрыхляемого массива, т/м^3;

f – коэффициент крепости пород разрыхляемого массива;

A – акустический показатель трещиноватости массива принимается в зависимости от группы грунтов по СНиП – F (с. 8), или категории пород по трещиноватости (табл. 2.1).

Акустический показатель трещиноватости в зависимости от группы грунтов по СНиП (F)

F	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
f	1,4	2,60	4,0	5,80	7,8	10,2	13,0	16,0	19,4
A	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,40	0,50	0,60	0,80

Необходимо, особенно при больших объемах взрываемых блоков и в глубинной зоне карьеров, выбирать ВВ с минимальным отрицательным, а лучше с нулевым, кислородным балансом, обеспечивающим минимальный выброс в атмосферу ядовитых газов. Это, как правило, бестротиловые или с низким содержанием тротила взрывчатые вещества (игданиты, гранулиты, эмульсионные ВВ), обладающие положительным, близким к нулю или нулевым кислородным балансом.

Таблица 2.1

Классификация массивов горных пород по степени трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель трещиноватости (А)	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	0 – 0,1	< 10	0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0.1 – 0.5	0,1 – 0,25	10 – 70	< 30	<5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0 5 – 1.0	0,25 – 0,4	70 – 100	30 – 80	5 – 40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1.0 – 1,5	0,4 – 0,6	100	80 – 100	40 – 100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблоч-	> 1,5	0,6 – 1,0	100	100	100

Таблица 2 2

Классификация массива пород по блочности (Методика КузПТИ)

Свойства массива	Категория массива пород по трещиноватости (блочности)				
	I	II	III	IV	V
Структурные свойства					
Диаметр отдельности в массиве, м	До 0,7	0,7 – 1,1	1,1 – 1,6	1,6 – 2,0	> 2,0
Содержание в массиве фракции +1000 мм, %	До 40	40 – 55	55 – 80	80 – 90	> 90
Физико-механические свойства					
Объемный вес, т/м^3	2,3 – 2,45	2,4 – 2,5	2,43 – 2,5	2,45 – 2,55	2,5 – 2,66
Сопротивление сжатию, МПа	До 35	35 – 55	55 – 80	80– 100	> 100
Упругие и акустические свойства					
Модуль упругости, E МПа*10^5	До 0,2	0,2 – 0,35	0,35 – 0,5	0,5 – 0,65	> 0,65
Акустическая жесткость, кг/м^3 м/с	До 0,3	0,3 3,5	3.5 4,0	4,0 4,5	> 4,5
Коэффициент анизотропии (K_a)	1,1–1,25	1,25–1,35	1.35–1,6	1,6–1,8	1,8–1,9

Рекомендация: Проанализируйте изменение свойств массива от категории по блочности (трещиноватости)

Перспективно применение водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ, часть из которых имеют хорошую водоустойчивость (ГЛТ-20В, порэмиты) и кислородный баланс, близкий к нулевому.

Для обеспечения механизации взрывных работ необходимо выбирать взрывчатые вещества, обладающие хорошей сыпучестью, минимальными сле-

живаемостью и пылением и малой чувствительностью к механическим воздействиям.

Важным свойством ВВ является минимальное агрессивное воздействие их на средства инициирования (ДШ, шашки-детонаторы), а также исключение взаимодействия его с окружающими породами (стенками скважин и трещинами, с которыми имеет контакт заряд ВВ).

При взрывании блоков больших объемов необходимо сохранение постоянства свойств ВВ при их нахождении в скважинах в течение длительного времени (7 – 10 и более суток).

При взрывании зарядов больших диаметров (> 250 мм) целесообразно применять ВВ, имеющие относительно невысокую теплоту взрыва до 4000 кДж/кг. Такие взрывчатые вещества в зарядах больших диаметров обеспечивают в большинстве случаев хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ.

ВВ, обладающие высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 5000 кДж/кг, должны быть предназначены для взрыва крупноблочных трудновзрываемых и обводненных пород, как правило, зарядами малого диаметра

ВВ для заряжания обводненных скважин должны быть водоустойчивыми и обладать плотностью больше 1 г/см. Целесообразно для заряжания скважин при небольших объемах взрыва использовать ВВ с меньшей водоустойчивостью в эластичных рукавах-пакетах, диаметр которых больше диаметра скважин, а общая плотность более 1 г/см^3.

В целом на крупных карьерах с механизацией взрывных работ предпочтительно применять относительно безопасные и дешевые ВВ местного изготовления типа игданитов, гранэмитов, акватолов, порэмитов.

На карьерах небольшой производственной мощности так же, как и на других горных и промышленных объектах с небольшим объемом потребления ВВ (100 – 1000 т/год), проще применять ВВ только заводского изготовления, предпочтительно не содержащие тротил гранулиты.

Для суровых климатических условий Севера, где взрывают в основном сухие скважины, также целесообразно шире использовать бестротиловые гранулиты и игданиты.

5, **Выбрать метод взрывных работ.** Современная теория и практика взрывных работ метод взрывных работ определяет положением заряда относительно разрушаемого объекта, а также конструкцией и формой горной выработки для размещения заряда.

По-первому признаку различают метод взрывных работ наружными (накладными) зарядами и внутренними зарядами.

Накладные заряды располагаются на поверхности разрушаемого объекта и применяются при открытой разработке карьеров на вспомогательных работах, в частности при дроблении негабаритов.

Внутренние заряды располагаются в горных выработках. В зависимости от формы и конструкции горных выработок различат методы шпуровых и скважных зарядов, метод котловых и метод камерных зарядов.

Метод шпуровых зарядов применяют для селективной выемки маломощных залежей полезного ископаемого, для добычи штучного камня, в карьерах малой мощности при ведении горных работ с использованием рыхлителей, скреперов и т.п. мобильной техники; на вспомогательных работах для дробления негабаритных кусков, подработки завышенной подошвы уступов, ликвидации козырьков уступов и т. п.

На современных карьерах для разупрочнения горных пород перед выемкой применяется в основном метод скважинных зарядов. Метод котловых зарядов применяется относительно редко.

В зависимости от конкретных горно-технических условий и требований к качеству взрывных работ применяют различные методы скважинных зарядов: вертикальные заряды, наклонные заряды, параллельно сближенные заряды, сосредоточенные и рассосредоточенные заряды; методы взрывания на свободный откос и на подпорную стенку.

Условия применения преимущества и недостатки методов взрывных работ достаточно подробно описаны в литературе [2,3,5,10,15]

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ СКВАЖИННЫМИ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ И НАКЛОННЫМИ СОСРЕДОТОЧЕННЫМИ ЗАРЯДАМИ

6. Рассчитать и принять удельный расход ВВ по двум из ниже приведённых методов.

Удельный расход ВВ – один из основных параметров взрывных работ, определяющих требуемое качество взрывной подготовки горных пород к выемке. Значение удельного расхода ВВ зависит от множества факторов. Эти факторы характеризуют: мощность заряда ВВ (плотность ВВ, идеальную работу взрыва, скорость детонации), горно-технологические свойства разрыхляемого массива горных пород (плотность, вязкость, крепость, трещиноватость, пространственное расположение трещин, обводненность), условия воздействия взрывной энергии на массив (высоту уступа и глубину скважины, величину перебура и забойки, диаметр и конструкцию заряда, количество рядов скважин, способ и метод взрывания, схему коммутации взрывной сети) и требования к результатам взрыва. Большое число влияющих факторов, широкая вариация и достаточно высокая неопределенность горно-технологических свойств разрабатываемых горных пород не позволяют обеспечить достаточно точный расчет удельного расхода ВВ для разработки конкретного месторождения. Однако существующие методы расчета позволяют определить базовое проектное (расчетное) значение удельного расхода ВВ ($q_р$), которое в процессе разработки месторождения уточняется и корректируется применительно к конкретному району – блоку разрабатываемого массива горных пород, с учетом условий его разработки.

Имеющиеся в настоящее время в отечественной практике проектирования и разработки месторождений открытым способом методы расчета удельного расхода ВВ можно объединить в три группы:

– расчет удельного расхода ВВ по прочностным характеристикам горной породы (пределам прочности на сжатие, растяжение и сдвиг) и её плотности – метод В. В. Ржевского;

– расчет удельного расхода ВВ в зависимости от одного – двух факторов (как правило, трещиноватости и крепости) по табличным данным, полученным на основании обобщения практического опыта, например, метод Гипроруды или «Союзвзрывпрома»;

– расчет удельного расхода ВВ по эмпирическим зависимостям.

Во всех трех группах определяется эталонный удельный расход для эталонных условий. Для условий отличных от эталонных удельный расход ВВ определяется с помощью переводных коэффициентов, учитывающих отклонение фактических условий от эталонных.

Метод В. В. Ржевского [2, 6] используется для расчета эталонного удельного расхода ВВ, а также для установления класса взрываемости пород при известных их физико-механических свойствах: $\sigma_{сж}$ – пределе прочности на сжатие, МПа; $\sigma_{сд}$ – пределе прочности на сдвиг, МПа; $\sigma_р$ – пределе прочности на растяжение, МПа (1 МПа = 10 кгс/см^2); γ – плотности горной массы, т/м^3.

Эталонный удельный расход ВВ определяется для условий: эталонный ВВ аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; разрыхляемый массив – 1 м^3 монолитной породы при шести свободных поверхностях (свободно подвешенный куб); заряд диаметром 200 мм в центре куба; средний размер куска разрыхленной породы – 0,5 м. Величина его ($q_э$, г/м^3) рассчитывается по формулам:

$$q_э = 0{,}2\left(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_р\right) + 2{,}0\gamma\,. \qquad (2.1)$$

Для вязких пород (при $\sigma_{сд} > 0{,}2\sigma_{сж}$; $\sigma_р > 0{,}1\sigma_{сж}$) эталонный удельный расход ВВ рассчитывается так:

$$q_э = 0{,}36\left(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_р\right) + 3{,}6\gamma\,. \qquad (2.2)$$

В формулах (2.1) – (2.2) величины $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сд}$, $\sigma_р$ измеряются в мегапаскалях (МПа), а γ – в т/м^3; эмпирические коэффициенты 0,2 и 0,36 при значениях напряжений сжатия, растяжения и сдвига в кгс/см^2 принимаются равными 0,02 и 0,036 соответственно.

По удельному эталонному расходу ВВ горные породы подразделяются на 5 классов по взрываемости (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Характеристика горных пород по взрываемости

Класс	Характеристика взрываемости	Категория	Эталонный расход, г/м^3
I	Легковзрываемые породы.....	1 – 5	< 20
II	Средневзрываемые породы.....	6 – 10	20 – 40
III	Трудновзрываемые породы.....	11 – 15	40 – 60
IV	Весьма трудновзрываемые.....	16 – 20	60 – 80

V	Исключительно трудновзрываемые породы.....	21 – 25	> 80

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, г/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_д K_т K_{сз} K_{об} K_{сп}, \qquad (2.3)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, г/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_д K_т K_{сз} K_{об} K_{сп} \text{ г/м}^3, \qquad (2.3')$$

где $K_{ВВ}$ – переводной коэффициент используемого ВВ по отношению к эталонному ВВ – аммониту № 6ЖВ. Определяется как величина обратно пропорциональная коэффициенту взрывной эффективности – табл. П. 3.3 и П. 3.4,

$K_д$ – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления породы,

$$K_д = 0{,}5/d_{ср.рац},$$

где $d_{ср.рац}$ – требуемый средний диаметр куска взорванной породы (лабораторная работа № 1 ф. 1.18, 1.19), м;

$K_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива.

$$K_т = 1{,}2 l_{ср} + 0{,}2,$$

где $l_{ср}$ – средний диаметр отдельности в массиве (м), зависящий от категории пород по трещиноватости. Принять согласно п. 2.1 лабораторной работы 1 (может быть принято по фактическим данным или на основании табл. 2.1).

$K_{сз}$ – коэффициент, учитывающий фактическую форму и степень сосредоточения заряда по длине скважины (табл. 2.4);

$K_{об}$ – коэффициент, учитывающий объем взрываемой породы и зависящий от высоты уступа $H_у$;

$$K_{об} = \sqrt[3]{\frac{15}{H_у}} \text{ – для уступов высотой до 18 м;}$$

$$K_{об} = \sqrt[3]{\frac{H_у}{15}} \text{ – для уступов высотой более 18 м;}$$

$K_{сп}$ – коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей. При двух свободных поверхностях (взрывание на свободный откос) $K_{сп}$ = 8. При одной свободной поверхности (взрывание в зажатой среде) $K_{сп}$ = =10.

Таблица 2.4

Значения коэффициентов сосредоточенности зарядов ВВ ($K_{сз}$)

Диаметр скважин, мм	Классы и категории пород по взрываемости				
	I	II	III	IV	V
	1, 2, 3, 4, 5	6, 7, 8, 9, 10	11, 12, 13, 14, 15	16, 17, 18, 19, 20	21, 22, 23, 24, 25
100	0,95 – 0,93	0,92 – 0,90	0,89 – 0,86	0,85 – 0,83	0,82 – 0,80
150	0,98 – 0,97	0,96 – 0,95	0,95 – 0,94	0,94 – 0,93	0,93 – 0,92
200	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
250	1,03 – 1,04	1,04 –1,05	1,05 – 1,06	1,06 – 1,07	1,07 – 1,08
300	1,06 – 1,07	1,08 – 1,10	1,10 – 1,11	1,12 –1,13	1,13 – 1,15
350	1,10 – 1,12	1,13 – 1,15	1,16 – 1,19	1,19 – 1,22	1,23 – 1,25

Полученное значение расчетного удельного расхода ВВ применяется для зарядов первого ряда. Для зарядов второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, оно увеличивается:

– для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;

– для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15% или в соответствии с табл. 2.5.

Метод института «Гипроруды» [11, 6]. Эталонный удельный расход ($q_э$) для условий: эталонный ВВ – аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; породы V категории по трещиноватости с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова 6 – 10; заряд вертикальный диаметром 250 мм; размер кондиционного куска – 500 мм, установленный на основании обобщения практического опыта, приведен в табл. 2.6.

Таблица 2.5

Увеличение расхода ВВ для зарядов во втором и последующих рядах в зависимости от трещиноватости пород

Категория трещиноватости пород.	I	II	III	IV	V
Коэффициент увеличения заряда ВВ……	1,05	1,07	1,10	1,12	1,15

Таблица 2.6

Эталонный удельный расход ВВ (по методике Гипроруды), кг/м³

Категории пород по трещиноватости	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова			
	2 – 6	6 – 10	10 – 14	> 14
I	0,20	0,25	0,3	0,35
II	0,30	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,50	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,90
V	0,90	1,00	1,1	1,20

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, кг/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_{дс} K_{др} K_β, \qquad (2.4)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, кг/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_{дс} K_{др} K_β, \qquad (2.4')$$

где $K_{ВВ}$, $K_{дс}$, $K_{зр}$, $K_β$ – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ, диаметр скважины (табл. 2.7), степень дробления (табл. 2.8) и угол наклона скважины к горизонту β при $β = 90°$ $K_β = 1$, при $β < 90°$ $K_β = 0{,}93 \div 0{,}95$.

Трещиноватость пород принимается по фактическим данным, либо по данным геологоразведки в соответствии с табл. 2.1. В учебном варианте задается в исходных данных.

Таблица 2.7

Величина поправочных коэффициентов, учитывающих размер диаметра скважины

Диаметр скважины, мм	100	125	160	200	250	320	350	400
Поправочный коэффициент ($K_{дс}$) ..	0,92	0,93	0,95	0,98	1,0	1,05	1,07	1,10

Таблица 2.8

Величина поправочных коэффициентов на размер кондиционных кусков

Требуемый размер кондиционного куска, мм	100	250	500	750	1000	1250	1500	2000
Поправочный коэффициент ($K_{др}$)	1,90	1,30	1,00	0,85	0,75	0,70	0,65	0,55

Проектный расход ВВ для второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, увеличивается:

- для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;
- для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15%, или в соответствии с табл. 2.5.

Метод Союзвзрывпрома [11], [6]. Эталонный удельный расход ($q_э$) для условий: эталонный ВВ – аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21; вертикальный заряд, для пород различной крепости, установленный на основании обобщения практического опыта, приведен в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Удельный расход ВВ (аммонит № 6ЖВ) при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м^3

Группа пород по ЕНиР 1974 г (коэффициент крепости пород)							
IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
(До 1)	(1,5–2)	(3–4)	(5–6)	(7–10)	(9–11)	(12–15)	(16–20)
0,30 – 0,40	0,35 – 0,50	0,40 – 0,55	0,55 – 0,65	0,60 – 0,75	0,60 – 0,75	0,70 – 0,80	0,85

Проектный (расчетный) расход эталонного ВВ ($q_р^э$, кг/м^3) вычисляется, исходя из следующего соотношения:

$$q_р^э = q_э K_\beta, \qquad (2.5)$$

а проектный (расчетный) расход выбранного (принятого) ВВ ($q_р$, кг/м^3):

$$q_р = q_э K_{ВВ} K_\beta, \qquad (2.5')$$

где $K_{ВВ}$, K_β – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ и угол наклона скважины к горизонту β при β = 90° $K_\beta = 1$, при β < 90° K_β = 0,93 ÷ 0,95.

Проектный расход ВВ для второго и последующих рядов, а также при взрывании на подпорную стенку, увеличивается:

- для пород I – III категории трещиноватости на 5 – 10 %;
- для пород IV – V категории трещиноватости на 12 – 15%, или в соответствии с табл. 2.5.

Метод расчета удельного расхода ВВ по эмпирическим зависимостям

Кутузовым Б. Н. предложена формула для определения удельного расчетного расхода ВВ (в кг/м^3) [8,14]. В расчете на выход негабарита не более 3 %:

$$q_р = 0{,}13\gamma K_{ВВ} \sqrt[4]{f} \sqrt[3]{\frac{l_д}{4d_{ср\,рац}}} \left(0{,}6 + 3{,}3 l_{ср} d_{ск}\right) \left(\frac{50}{l_д}\right)^{\frac{2}{5}}, \qquad (2.6)$$

где f – коэффициент крепости;

$l_{ср}$ – средний диаметр отдельности во взрываемом массиве, м;

$d_{ск}$ – диаметр скважины, м;

$l_д$ –величина негабаритного куска в развале взорванной горной массы, см;

γ – плотность взрываемой породы, т/м^3;

$d_{ср\,рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, см.

Репиным Н. Я. на основании опытно-экспериментальных исследований, проведенных на угольных разрезах, установлена эмпирическая модель удельного расчетного расхода ВВ при следующих исходных данных: высоте уступа, диаметре и угле наклона скважины, трещиноватости массива и среднем диаметре куска в развале горной массы.

$$q_р = \left(\frac{1}{d_{ср\,рац}} - \frac{1}{l_{ср}}\right) \frac{d_{ск} + \beta}{H_у + 250} \text{ кг/м}^3, \qquad (2.8)$$

где $H_у$ – высота уступа, м;

$d_{с.к}$ – диаметр скважины, мм;

β – угол наклона скважины к горизонту, градус;

$d_{ср\,рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, м.

В случае если допустимый процент выхода негабарита (см. приложение 1, таб. П.1.1) более 3%, удельный расчетный расход ВВ предлагается скорректировать по следующей формуле [14]:

$$q = q_{\text{р}} \frac{V_{\text{н.м}} - V_{\text{н}}}{V_{\text{н.м}}} \text{ кг/м}^3, \qquad (2.7)$$

где $V_{\text{н.м}}$ – содержание негабарита в массиве до взрыва, %; определяется в соответствии с категорией трещиноватости по табл. 2.1 в расчете на фракцию $+l_{\text{д}}$ мм;

$V_{\text{н}}$ – содержание негабарита в разрыхленном после взрыва массиве (допустимый процент выхода негабарита, табл. П.1.1), %.

Влияние обводненности пород на качество их взрывного дробления предлагается в соответствии с рекомендациями Кузнецкого филиала НИИОГР учитывать умножением расчетного расхода ВВ на коэффициент $K_{\text{вод}}$, учитывающий обводненность пород (табл. 2.10). Оценка обводненности пород производится по высоте столба воды в скважине $h_{\text{в}}$. Выделяется три степени обводненности пород: первая – высота столба воды в скважине не превышает величину перебура (условно сухие породы); вторая – высота столба воды не превышает половины высоты уступа (обводненные породы); третья – высота столба воды превышает половину высоты уступа (сильнообводненные породы).

Таблица 2.10

Коэффициент $K_{\text{вод}}$, учитывающий влияние обводненности пород на качество их взрывного дробления

Категория пород по блочности	Значение коэффициента, учитывающего обводненность пород при высоте столба воды в скважине		
	$h_{\text{в}} < 0{,}1H_{\text{у}}$	$h_{\text{в}} = (0{,}1 - 0{,}5)H_{\text{у}}$	$h_{\text{в}} > 0{,}5H_{\text{у}}$
I	1	1,0 – 0,90	0,90 – 0,85
II	1	1,0 – 1,05	1,04 – 1,07
III	1	1,0 – 1,04	1,07 – 1,13
IV	1	1,0 – 1,09	1,09 – 1,15
V	1	1,0 – 1,10	1,10 – 1,20

При взрывании условно сухих пород корректировка удельного расхода ВВ не производится. При $h_{\text{в}} > 0{,}1H_{\text{у}}$ осуществляется корректировка проектного значения удельного расхода ВВ с учетом коэффициента $K_{\text{вод}}$.

Корректировка величины удельного расхода ВВ производится и при взрывании вечномерзлых пород. В этом случае величина расчетного удельного расхода ВВ увеличивается на 15 %.

7. Учитывая исходные данные, **определить коэффициент сближения скважин и принять форму сетки скважин**.

В настоящее время в практике взрывных работ при определении и оценке параметров сетки скважин широко используется коэффициент сближения m – отношение расстояния между скважинами в ряду a к линии сопротивления по подошве уступа W. При короткозамедленном взрывании расстояние между рядами скважин b принимается обычно равным величине W. Поэтому в дальнейшем под коэффициентом сближения скважин понимается как отношение a/W, так и, в равной степени, отношение a/b.

Для каждого конкретного случая существует определенное значение m, при котором обеспечивается наиболее высокое разрушающее действие зарядов; оно принимается обычно за оптимальное и используется при определении размеров сетки скважин. На практике значение m изменяется от 0,3 до 1,9, а установленная экспериментально оптимальная его величина – от 0,7 до 1,6.

Форма сетки скважин влияет на качество дробления. В зависимости от условий взрывания лучшее дробление достигается при шахматной, прямоугольной или квадратной форме сетки.

Опытные данные о зоне дробления пород скважинными зарядами [10] показывают, что форма ее в плоскости перпендикулярной оси заряда эллипсовидная. Меньшая ось эллипса перпендикулярна направлению наиболее частой трещиноватости во взрываемом массиве. Установлено, что если размеры сетки скважин определяются абсолютными размерами зоны дробления, то форма сетки – ориентировкой осей эллипса по отношению к линии откоса уступа.

При этом оптимальная форма сетки скважин должна обеспечивать максимально равномерное насыщение массива объемами дробления и минимальное значение площади S_o, расположенной между касающимися зонами дробления (рис. 2.1). Это может быть обеспечено при условии, что коэффициент сближения скважин будет принят на основе расчета по формуле [10, с. 103]:

$$m = \frac{2K_{\text{ф}}}{\sqrt{3}\left[1 + \left(K_{\text{ф}}^2 - 1\right)sin^2\,\varphi\right]}, \qquad (2.9)$$

где $K_{\text{ф}}$ – коэффициент формы зоны дробления;

$$K_{\text{ф}} = \frac{L_2}{L_1} = 0{,}5(1 + K_{\text{а}}); \qquad (2.10)$$

$K_{\text{а}}$ – коэффициент анизотропии взрываемого массива. Определяется либо по табл. 2.2, либо так:

$$K_{\text{а}} = \frac{r_{\text{г}}}{r_{\text{п}}}, \qquad (2.11)$$

где $r_{\text{г}}$ – наибольшая частота трещин; направление наибольшей частоты трещин это направление главной оси анизотропии, м$^{-1}$;

r_n – частота трещин в направлении, перпендикулярном к главной оси анизотропии, м$^{-1}$;

ψ – угол между направлением наибольшей оси зоны дробления (направлением наиболее частых трещин) и направлением линии уступа, град.;

$$\psi = |\theta - \theta_0|,$$

где θ – азимут направления наибольшей оси зоны дробления (может быть определен опытным взрыванием скважинного заряда в данном массиве), град.;

θ_0 – азимут направления линии откоса уступа, град.

Форма сетки скважин должна приниматься при этом в соответствии со значением угла ψ. При $0° \le \psi \le 30°$ или $60° \le \psi \le 90°$ следует принимать шахматную, а при $30° < \psi < 90°$ – прямоугольную сетку скважин.

Конкретные значения коэффициента сближения и форма сетки скважин на предприятии устанавливаются и корректируются на основе анализа опыта ведения взрывных работ и в процессе доразведки месторождения и уточнения пространственного расположения систем трещин в массиве.

При проектировании, если нет достаточной информации о трещиноватости горного массива, величину коэффициента сближения скважин возможно принять в соответствии с рекомендациями М. Ф. Друкованого [5]:

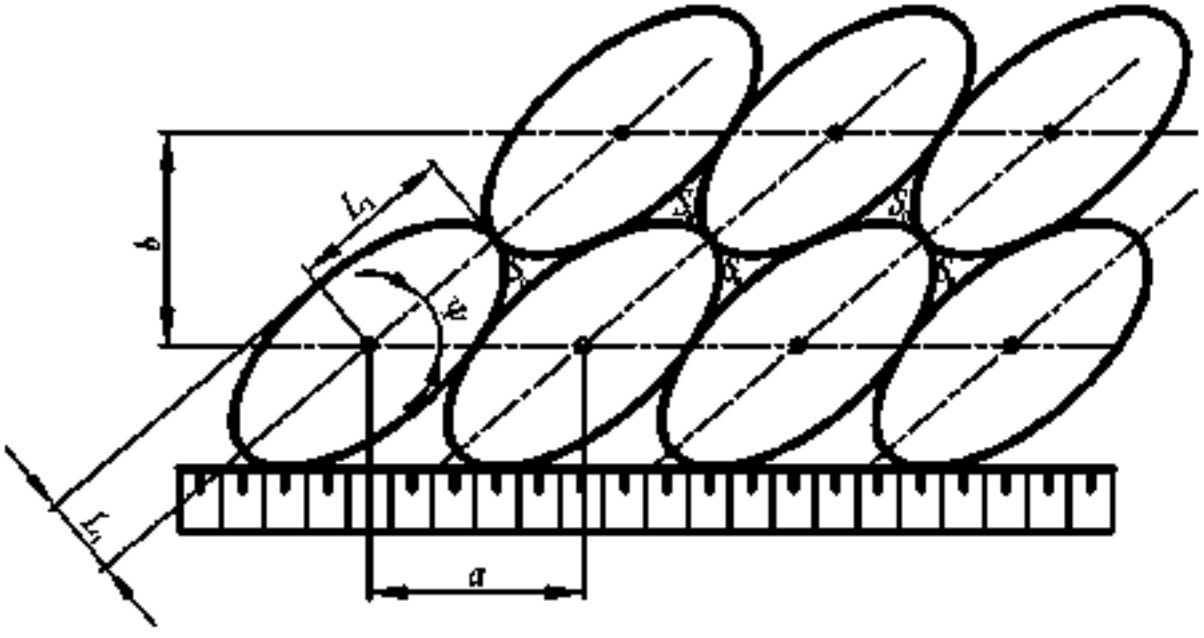


Рис. 2.1. Схема к определению коэффициента сближения и формы сетки скважин

1) при мгновенном взрывании серии скважин в ряду рекомендуется принимать квадратную сетку расположения скважин с коэффициентом сближения, равным единице;

2) при короткозамедленном взрывании зарядов в ряду коэффициент сближения должен составлять 1,2 – 1,4.

Если имеется информация о трещиноватости массива и о пространственном расположении трещин в нем, коэффициент сближения скважин и форма сетки могут быть приняты в соответствии с формулой (2.9) и рекомендациями [9, с. 104, 10, с. 105].

В качестве первичной исходной информации о трещиноватости массива могут быть использованы данные табл. П.1., 2.1.

8. Определить линию сопротивления по подошве (Л.С.П).

Линия сопротивления по подошве (Л.С.П.)– минимальное расстояние от скважины первого ряда до нижней бровки взрываемого уступа. По ней определяют положение первого ряда скважин. Различают расчетную линию сопротивления по подошве, минимально допустимую линию сопротивления по подошве, проектную и фактическую линию сопротивления по подошве.

Расчетная Л.С.П. ($W_р$, м) определяется по расчетным формулам.

Проектная Л.С.П. ($W_{пр}$, м) принимается на основе расчетной с учетом конкретных условий проектируемого карьера для составления проекта буровзрывных работ и должна быть не более расчетной.

Фактическая линия сопротивления по подошве ($W_ф$, м) – минимальное расстояние от скважины первого ряда до нижней бровки уступа, соответствующее его фактическим контурам. Определяется маркшейдерскими замерами, используется для корректировочных расчетов параметров взрывных работ и не должна быть больше расчетной Л.С.П.

Минимально допустимая линия сопротивления подошве ($W_{мин}$, м) определяется условием безопасности, которое исключает нахождение станка при бурении в призме возможного обрушения уступа:

$$W_{\text{мин}} = H_{\text{у}}\, ctg\,\alpha_{\text{р}} + C \geq H_y ctg\alpha_y, \qquad (2.12)$$

где α_y, $\alpha_р$ – углы откоса соответственно нерабочего и рабочего уступа, град.;

C – допустимое расстояние от верхней бровки уступа до скважин первого ряда (не менее ширины призмы возможного обрушения уступа)

$$C = H_{\text{у}}\left(ctg\,\alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\,\alpha_{\text{р}}\right) \geq 2.$$

Расчетная линия сопротивления по подошве ($W_р$, м) определяется радиусом зоны дробления горной массы и зависит, в основном, от величины заряда в скважине, его конструкции и от взрываемости горных пород.

Азарковичем А. С. и Давыдовым С. А. предложена эмпирическая формула для определения расчетного предельного значения лини сопротивления по подошве для вертикальной одиночной скважины ($W_р^{од}$, м):

$$W_{\text{р}}^{\text{од}} = 53 k_{\text{т}} d_{\text{ск}} \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma K_{\text{ВВ}}}}, \qquad (2.13)$$

где $k_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива и равный для монолитных пород единице; для трещиноватых – 1,1; для сильнотрещиноватых – 1,2;

Δ – плотность заряжания, кг/дм^3;

$d_{ск}$ – диаметр скважины, м.

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определять расчетную линию сопротивления по подошве для вертикальной одиночной скважины по формуле

$$W_{\text{р}}^{\text{од}} = \sqrt{\frac{p}{q_{\text{р}}}}, \qquad (2.14)$$

где p – вместимость одного метра скважины, кг/м.

$$p = 1000\pi\frac{d_{\text{ск}}^2}{4}\Delta. \qquad (2.15)$$

При многорядном короткозамедленном взрывании, когда коэффициент сближения скважин $m > 1{,}2$, расчетная линия сопротивления по подошве определится: $W_{\text{р}} = W_{\text{р}}^{\text{од}}$. (2.16)

При мгновенном взрывании следует учитывать взаимодействие зарядов с помощью коэффициента равного $(1{,}6 - 0{,}5\,m)$.

При этом

$$W_{\text{р}} = W_{\text{р}}^{\text{од}}(1{,}6 - 0{,}5m). \qquad (2.17)$$

где k_w – коэффициент пропорциональности:

Категория трещиноватости	I	II	III	IV	V
k_w	45–50	40–45	35–40	30–35	25–30

Одно из полученных значений $W_{\text{р}}$ принять за проектное $W_{\text{пр}}$ и проверить условие: $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{мин}}$. Если данное условие выполняется, то фактическая линия сопротивления по подошве ($W_{\text{ф}}$) должна отвечать условию $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{ф}} \geq W_{\text{мин}}$. Если не выполняется, то необходимо по первому ряду скважин или по всему блоку перейти на наклонные, или на парносближенные вертикальные, или на котловые заряды.

Проектную линию сопротивления по подошве для наклонных скважин ($W_{\text{пр}}^{\text{н}}$, м) с углом наклона к горизонту β принимают равной: $W_{\text{пр}}^{\text{н}} = W_{\text{пр}}/\sin\beta$. А минимально допустимую линию сопротивления подошве ($W_{\text{мин}}$, м) равной:

$$W_{\text{мин}} = C + H_y ctg\alpha_p - H_y ctg\beta$$

Для парносближенных вертикальных зарядов проектная линия сопротивления по подошве ($W_{\text{пр}}^{\text{пс}}$, м) принимается равной: $W_{\text{пр}}^{\text{пс}} = W_{\text{пр}}\sqrt{2}$

Для котловых зарядов проектная линия сопротивления по подошве ($W_{\text{пр}}^{\text{к}}$, м) принимается равной: $W_{\text{пр}}^{\text{к}} = (0{,}6 - 0{,}9)H_{\text{у}}$.

Значение проектной Л.С.П. должно удовлетворят условию $W_{\text{пр}} \geq W_{\text{мин}}$. Если это условие не выполняется, то необходимо для первого ряда скважин или для всего блока принять наклонные, или парносближенные (п. 16), или котловые заряды (п.13).

9. Определить параметры сетки скважин.

Расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = mW_{\text{пр}} \text{ м}; \tag{2.18}$$

Расстояние между рядами скважин (b, м)

$$b = (0{,}85 \div 1{,}0)W_{\text{пр}} \text{ м}, \tag{2.19}$$

где меньшее значение коэффициента применяется для трудновзрываемых пород, большее – для легковзрываемых.

Если первый ряд скважин наклонный, а остальные скважины вертикальные, то расстояние межу первым и вторым рядом составит:

$$b_{1-2} = (0{,}85 \div 1{,}0)W_{\text{пр}} - H_{\text{у}}\, ctg\, \beta.$$

10. Рассчитать параметры конструкции заряда.

10.1. **Определение перебура**. Назначение перебура – обеспечение и поддержание проектных отметок уступов путем достаточного разупрочнения его подошвы взрывом. Однако:

– перебур это увеличение длины скважины и, следовательно, снижение выхода горной массы с одного метра скважины;

– наличие большого заряда в перебуре приводит к формированию дополнительных сейсмических колебаний в массиве и системы трещин в верхней части нижележащего уступа, усложняющей бурение и управление результатами взрывания;

– если значительная часть заряда сосредоточена в перебуре при значительной его величине, то верхняя часть скважины недостаточно заполняется взрывчатым веществом, что приводит к повышенному выходу негабарита.

Все это определяет значимость правильного определения величины перебура как параметра конструкции заряда.

Практика ведения взрывных работ в карьере показывает, что величина достаточного перебура зависит от взрываемости пород в подошве уступа, высоты уступа, линии сопротивления по подошве, диаметра скважины (т. е. величины заряда в скважине), схемы коммутации взрывной сети. При этом увеличивать величину перебура свыше 3,0 – 3,5 м не рационально. В то же время, если нижняя часть уступа и его подошва представлены слабыми породами или недопустимо перемешивание пород верхнего и нижнего уступа, то заряд выполняется без перебура. При этом недобур в зависимости от крепости пород принимается равным 0,5 – 1,5 м.

В настоящее время величина перебура ($l_{\text{пер}}$, м) определяется по одной из следующих формул:

$$l_{\text{пер}} = (0{,}2 \div 0{,}3) W_{\text{пр}}; \qquad (2.20')$$

$$l_{\text{пер}} = (0{,}1 \div 0{,}2) H_y; \qquad (2.20'')$$

$$l_{\text{пер}} = \sqrt{H_{\text{у}}^2 + W_{\text{пр}}^2} - H_{\text{у}}; \qquad (2.20''')$$

$$l_{\text{пер}} = 0{,}5 q_{\text{р}} W_{\text{пр}}; \qquad (2.20'''')$$

$$l_{\text{пер}} = K_{\text{пер}}\, d_{\text{ск}}, \qquad (2.20''''')$$

где $K_{\text{пер}}$ – коэффициент перебура, учитывающий взрываемость пород.

Класс пород по взрываемости (по В. В. Ржевскому)	I	II	III	IV	V
$K_{\text{пер}}$	6 – 8	8,1 – 10	10,1 – 12	12,1 – 14	14,1 – 16

Сотрудником ЦПЭССЛ «Союзвзрывпрома» В. М. Борычевым на основе статистической обработки теоретических и практических данных предложена следующая формула для определения рационального значения перебура:

$$l_{\text{пер}} = \frac{W_{\text{пр}}}{d_{\text{ск}}^{2/3}} \left(0{,}12F^2 - F + 6{,}5\right)\left(0{,}16 + 1{,}36 \lg H_{\text{у}}\right), \qquad (2.21)$$

где F – номер группы, к которой относятся породы по классификации СНиП определяется из соотношения:

$$f = \left(\frac{F}{2{,}5}\right)^2; \qquad F = 2{,}5\sqrt{f}.$$

При взрывании в зажатой среде и для врубовых рядов величина перебура увеличивается на 1,0 – 1,5 м. При бурении наклонных скважин она уменьшается на 30 – 40 %.

10.2. **Определение длины скважины** ($l_{\text{ск}}$, м)

$$l_{\text{ск}} = \frac{H_{\text{у}}}{\sin \beta} + l_{\text{пер}}. \qquad (2.22)$$

10.3. **Определение длины забойки.** Принято считать, что забойка обеспечивает:

– увеличение эффекта действия взрыва за счет уменьшения потерь энергии при детонации ВВ, увеличения длительности действия газов взрыва на стенки скважины;

– уменьшение силы воздушной ударной волны;

– уменьшение разброса кусков породы при взрыве;

– уменьшение количества ядовитых газов в продуктах взрыва.

Длина забойки должна быть рациональной, так как её увеличение приводит к снижению качества дробления верхней части уступа.

Длина забойки ($l_{\text{заб}}$, м) может быть определена по одной из следующих формул:

$$l_{\text{заб}} = (0{,}5 \div 0{,}75) W_{\text{пр}}; \qquad (2.23')$$

$$l_{\text{заб}} = (25 \div 35) d_{\text{ск}}. \qquad (2.23'')$$

При $d_{ск}$ равном 200 – 300 мм длина забойки определится:

для сильно трещиноватых пород

$$l_{заб} = (0{,}15 \div 0{,}20) l_{ск} \quad \text{при } H_у \le 15 \text{ м;} \qquad (2.24')$$

$$l_{заб} = 2 \div 3 \text{ м} \quad \text{при } H_у > 15 \text{ м.} \qquad (2.24'')$$

для пород средней трещиноватости

$$l_{заб} = (0{,}2 \div 0{,}3) l_{ск} \quad \text{при } H_у \le 15 \text{ м;} \qquad (2.25')$$

$$l_{заб} = 4 \div 5 \text{ м} \quad \text{при } H_у > 15 \text{ м.} \qquad (2.25'')$$

Для зарядов с воздушным промежутком длина забойки уменьшается на 20 – 30 %.

10.4. **Предельно допускаемая длина заряда** ($[l_{зар}]$, м).

$$[l_{зар}] = l_{ск} - l_{заб}. \qquad (2.26)$$

10.5. **Определение величины заряда в скважине.**

10.5.1. **Величина заряда, который можно разместить в скважине** (Q', кг):

$$Q' = p[l_{зар}]. \qquad (2.27)$$

10.5.2. **Величина заряда, который необходимо разместить в скважине** (Q, кг):

для первого ряда (Q_1, кг):

- вертикальных скважин $Q_1 = H_у W_{пр} a q_р$; (2.28)

- наклонных зарядов $Q_1 = H_у W^{н}_{пр} a q_р$

для второго и последующих рядов (Q_2, кг):

$$Q_2 = H_у b a q_{р2}. \qquad (2.29)$$

Если первый ряд наклонные скважины, а второй и последующие ряды вертикальные, то величина заряда скважин первого вертикального ряда ($Q_{1в}$, кг) определяется по формуле:

$$Q_{1в} = H_у W_{пр} a q_{р2}, \qquad (2.30)$$

а для скважин остальных вертикальных рядов по формуле (2.29), где $q_р$ – удельный расход ВВ для первого ряда скважин, кг/м^3; $q_{р2}$ – удельный расход ВВ для второго и последующих рядов скважин, кг/м^3.

10.6. **Если** $Q < Q'$, то рассчитывают проектную длину заряда для каждого ряда скважин, м

$$l_{зар} = \frac{Q}{p}. \qquad (2.31)$$

Затем корректируют длину забойки $l^{к}_{заб} = l_{ск} - l_{зар}$. Если откорректированная длина забойки выше рациональной (формулы (2.23') – (2.25'')), то рассредоточивают заряд так, чтобы в нижней части скважины было 2/3 части всего

заряда. Разделение заряда производят либо забоечным материалом так, чтобы обеспечить ранее рассчитанную длину забойки, либо воздушным промежутком (см. п.п. 14).

10.7. **Если $Q_1 > Q'$,** то необходимо уменьшить линию сопротивления до значения ($W_{\text{пр}}^{\text{кор}}$, м):

$$W_{\text{пр}}^{\text{кор}} = \sqrt{\frac{Q'}{h_{\text{у}} m q_{\text{р}}}} \quad . \tag{2.32}$$

Если выполняется условие $W_{\text{пр}}^{\text{кор}} \geq W_{\text{мин}}$, то принимаем $W_{\text{пр}} = W_{\text{пр}}^{\text{кор}}$ и корректируем параметры сетки скважин по формулам (2.18) и (2.19) и с учетом ниже приведенной формулы, а также корректируем значение всех величин, зависящих от $W_{\text{пр}}$:

$$b_{\text{к}} = \frac{Q'}{H_{\text{у}} m W_{\text{пр}}^{\text{кор}} q_{\text{р2}}} \quad . \tag{2.33}$$

Если данное условие не выполняется, то необходимо по первому ряду скважин или по всему блоку перейти на наклонные, или на парносближенные (п. 16), или на котловые заряды (п.13).

11. Учитывая исходные данные, **выбрать схему коммутации взрывной сети**.

От правильно выбранной схемы коммутации зависит интенсивность и равномерность дробления, ширина, форма и направление развала взорванной горной массы, размеры сейсмобезопасной зоны, интенсивность заколообразования в глубь массива и безотказность взрывания.

Существуют примерно 40 вариантов различных схем коммутации. В основе их лежат четыре базовых схемы: с продольным (порядные продольные), поперечным (порядные поперечные), диагональным (диагональные) и радиальным (радиальные) расположением взрываемых рядов скважин. Выбор и применение конкретной схемы определяется совокупностью конкретных требований к результатам взрыва. Первые две применяются при рыхлении легко– и средневзрываемых пород, третья и четвертая при рыхлении средне– и трудновзрываемых пород.

Опыт взрывных работ в карьерах показывает, что при наличии широких рабочих площадок на уступах рационально применение диагонально-волновых схем, волновых и даже порядных схем с взрыванием зарядов через интервал в каждом ряду. Возможны схемы взрывания с врубовыми зарядами. При завышенной ЛСПП взрывание с замедлением через один ряд не обеспечивает преодоления сопротивления первого ряда, а поэтому рекомендуется взрывание групп скважин.

Для обеспечения высокой степени дробления и минимального развала горной массы при взрыве уступов с малыми площадками наиболее приемлемы диагональные или диагонально-волновые схемы взрывания.

При крутом падении пластов желательно, чтобы действие зарядов было направлено вкрест простирания пластов (слоев пород). Это же условие сохраняется в массивах с ориентированной системой трещин.

При однорядном взрывании применяются, в основном, схемы коммутации через один заряд или с замедлением на каждую скважину.

С точки зрения дробления горной породы и уменьшения ширины развала наиболее эффективной является схема с последовательным замедлением на каждую скважину.

Для выбора схемы коммутации взрывной сети применительно к заданному варианту расчетов рекомендуется использовать информацию [5, с. 240 –256], [8, с. 154–160], а также прил. 5.

По принятой схеме коммутации определяется угол φ_o между линией откоса уступа (её направление, как правило, совпадает с направлением рядов скважин он) и линией одновременно взрываемых зарядов (рис. 2.2). От этого угла зависит направление и ширина развала. При $\varphi_o = 0°$ (порядная продольная схема) ширина развала максимальная; при $\varphi_o = 90°$ (порядная поперечная схема) ширина развала минимальная.

При оценке схемы коммутации сегодня, наряду с коэффициентом сближения скважин, используется коэффициент сближения зарядов ($m_з$) – отношение расстояния между одновременно взрываемыми зарядами к расстоянию между линиями расположения соседних групп одновременно взрываемых зарядов:

$$m_з = \frac{\sqrt{(K_a a)^2 + b^2}}{a \sin\varphi_o}, \qquad (2.34)$$

где K_a – количество межскважинных интервалов горизонтального ряда на отрезке горизонтального проложения линии между двумя одновременно взрываемыми зарядами диагональной группы.

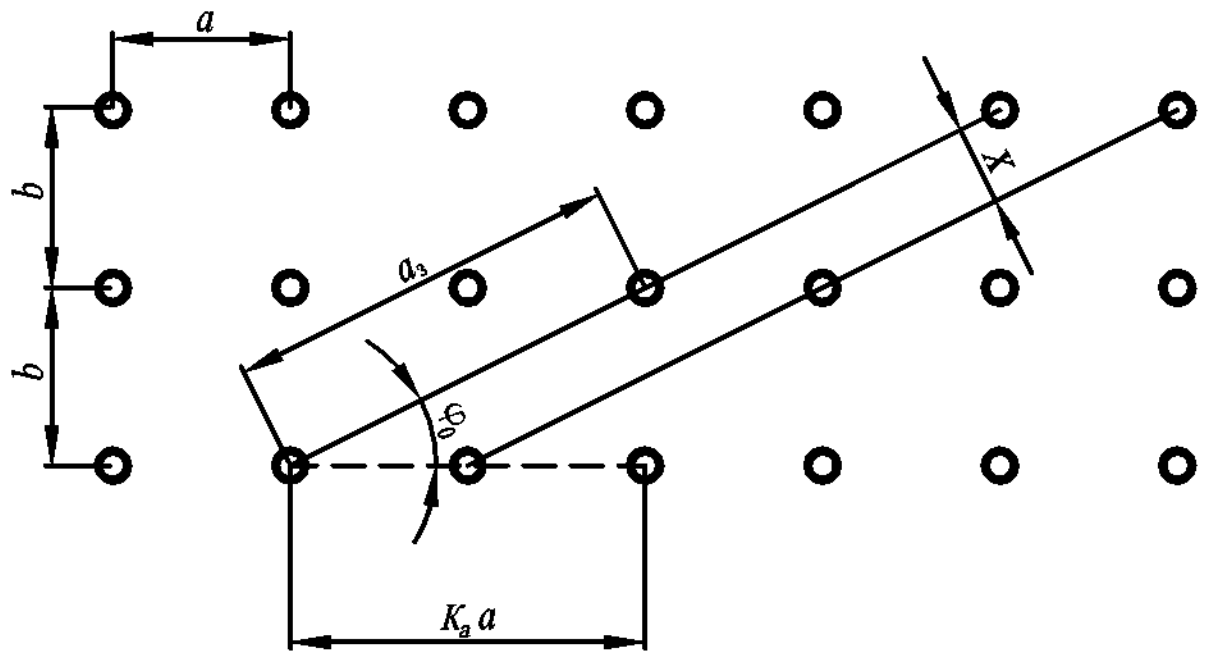


Рис. 2.2. К определению коэффициента сближения зарядов:

$$a_з = \sqrt{(K_а a)^2 + b^2}\,; \qquad x = a \sin \varphi_о$$

При порядных схемах взрывания обычно $m_з = m$, при диагональных схемах, при рыхлении трудных и исключительно трудных пород, рекомендуется обеспечивать величину $m_з$ до 4–8. Это, как показывает опыт, позволяет обеспечить независимость действия одновременно взрываемых зарядов и повысить их КПД, существенно снизить выход негабаритов, снизить ширину развала и зоны заколообразования.

Расчет интервалов замедления между взрывами скважных зарядов или отдельных групп зарядов (τ, мс) производится по формуле:

$$\tau = 2W_{пр}\sqrt{\frac{\gamma}{q_р}}\,. \qquad (2.35)$$

При этом расстояние между линией одновременно взрываемых зарядов и ДШ последующей взрываемой секции должно отвечать условию

$$x' > (5 + 0{,}5\tau)d_{ск}, \qquad (2.35')$$

12. **Определить ожидаемые показатели взрывного рыхления горной массы и параметров взрывного блока**.

12.1. **Определить параметры развала взорванной горной породы**. Основными параметрами развала взорванной горной породы являются его ширины и высота. От величины и соотношения эти параметров зависит компактность развала, производительность и возможность селективной выемки пород. Значение этих параметров зависит в основном от горно-технологических свойств пород взрываемого массива, методов и параметров взрывных работ, способов взрывания зарядов. Формирование их носит случайный и достаточно неопределённый характер. Поэтому существуют несколько методов расчета параметров развала, результаты которых уточняются и корректируются в процессе практики эксплуатации карьера. Основные из них рассматриваются ниже.

Первый метод изложен в учебнике В. В. Ржевского. Согласно этому методу ширина развала взорванной горной массы ($B_р$, м) определяется как сумма ширин части развала от первого ряда скважин и оставшейся части ширины развала до границы взрывного блока:

$$B_р = B_1 + (n - 1)b = B_1 + A_{бл} - W_{пр}, \qquad (2.36)$$

где B_1 – ширина развала взорванной горной массы, начиная от первого ряда скважин;

n – количество рядов скважин в блоке;

$A_{бл}$ – ширина взрывного блока, м.

$$B_1 \approx K_в K_β K_з H_у \sqrt{q_р}\,, \qquad (2.37)$$

где $K_в$ – коэффициент, характеризующий взрываемость пород ($K_в$ = 2,0; 2,5; 3,0 соответственно для легко–, средне– и трудновзрываемых пород);

$K_β$ – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту β,

$$K_β = 1 + 0{,}5\sin 2\,(\pi/2 - \beta);$$

$K_з$ – коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления (τ).

Величина интервала замедления

τ, мс	0	10	25	50	75 и более
$K_з$	1	0,95	0,9	0,85	0,8

При порядной схеме взрывания для любых τ величина $K_з$ = 1.

Тогда количество рядов скважин в блоке (n) принимается как число

$$n = \frac{B_{р.тр} - B_1}{b} + 1,$$

округленное до ближайшего большего целого, если дробная часть больше или равна 0,5, и до ближайшего меньшего целого, если дробная часть меньше 0,5, где $B_{р.тр}$ – требуемая ширина развала, м (лабораторная работа № 1) .

Ширина взрывного блока:

$$A_{бл} = (n - 1)b + W_{пр}. \qquad (2.38)$$

Проектная величина развала ($B_р$, м)

$$B_р = B_1 + (n - 1)b. \qquad (2.39)$$

При *однорядном* взрывании на дробление вертикальными нормальными зарядами ($q_р = q_ф$) развал имеет форму, близкую к треугольнику, а при взрывании наклонными зарядами или вертикальными усиленными зарядами – трапециевидную. При этом длина верхнего основания трапециевидного профиля $l_{в.о} \approx 0{,}3(B_1 - W_ф) + 3{,}5$ м. Коэффициент разрыхлении ($K_р$) породы в развале составляет 1,4 – 1,6 для пород в отброшенной части развала и 1,2 – 1,3 для пород, расположенных в пределах взрываемого блока. Высота развала при вертикальных нормальных зарядах составляет $H'_{р.о} = 2H_у W_{пр} K_р / B_1$, а при наклонных и вертикальных усиленных – $H''_{р.о} = 2H_у W_{пр} K_р / (B_1 + l_{в.о})$.

При *многорядном* взрывании на свободную поверхность коэффициент разрыхления взорванных пород составляет: в пределах первого ряда – такой же как при однорядном взрывании, для второго и третьего рядов он уменьшается на 8 – 10 %, для четвертого-пятого – на 12 – 15 %, для шестого-восьмого – на 20 – 30%. При взрывании в зажатой среде в нижней части развала коэффициент разрыхления $K_р$ = 1,03÷1,1, в средней части развала $K_р$ = 1,12÷1,2, а в верхней части $K_р$ = 1,3÷1,5. Высота развала при многорядном взрывании без подпорной стенки, когда n = 2÷3, составляет $H_{р.мн} \approx (0{,}6 \div 1{,}0)H_у$, при $n > 3$ высота развала

$H_{\text{р.мн}} \approx (1{,}05 \div 1{,}30) H_{\text{у}}$, а при взрывании в зажатой среде высота развала $H_{\text{р.мн}} \approx (1{,}15 \div 1{,}40) H_{\text{у}}$.

В реальной практике четкое разделение зон развала с различной степенью разрыхлённости невозможно. Само значение коэффициента разрыхления зависит от множества факторов: физических и горно-технологических свойств пород, параметров буровзрывных работ, и не поддается достаточно адекватному описанию с помощью функциональных или статических математических моделей. Поэтому в расчетах его целесообразно определять с учетом вышеизложенных рекомендаций и здравого смысла. Для определения среднего по развалу коэффициента разрыхления можно использовать следующий алгоритм:

$$K_{\text{р.ср}} = \frac{\sum_{i=1}^{n} K_{p_i}}{n}, \tag{2.40}$$

где i – порядковый номер ряда скважин;

n – количество рядов скважин во взрываемом блоке;

$K_{\text{р}i}$ – коэффициент разрыхления взорванных пород в пределах i-го ряда скважин.

Второй метод изложен в «Нормативном справочнике по буровзрывным работам» [15] и в научных трудах, посвященных технологии буровзрывной подготовки горной массы на угольных разрезах [9]. Согласно этому методу ширина развала взорванной горной массы ($B_{\text{р}}$, м) определяется как сумма ширин части развала от нижней бровки взрываемого уступа и оставшейся части ширины развала до границы взрывного блока (ширины взрывного блока):

$$B_{\text{р}} = B_{\text{о}} + W_{\text{пр}} + (n - 1)\, b = B_{\text{о}} + A_{\text{бл}}, \tag{2.41}$$

где $B_{\text{о}}$ – ширина развала взорванной горной массы, начиная от нижней бровки взрываемого уступа, м;

В [8] величина $B_{\text{о}}$ определяется так:

$$B_{\text{о}} = 3{,}5 K_{\text{н}} K_{\text{сх}} H_{\text{у}} \sqrt[4]{F} \sqrt[3]{\frac{q_{\text{р}}}{H_{\text{у}}}}; \tag{2.42}$$

$$K_{\text{н}} = 1 + 0{,}5\left[1 - \left(\frac{\beta}{45} - 1\right)^2\right];$$

$$K_{\text{сх}} = 1 - 0{,}5\left[1 - \left(\frac{\varphi_0}{90} - 1\right)^2\right],$$

где $\varphi_{\text{о}}$ – угол между линией откоса уступа и линией одновременно взрываемых зарядов, град.

Согласно [9] $B_{\text{о}}$ определяется так:

$$B_o = P_1 + \sqrt{P_1^2 + \frac{2v_o^2 h_o \sin^2\beta}{g}}(0{,}73 + 0{,}27\cos 2\varphi_o), \qquad (2.43)$$

где v_o – начальная скорость кусков взорванной породы, м/с;

h_o – высота откольной зоны над подошвой уступа, м;

$$h_o = 0{,}5l_{зар} - l_{пер};$$

$$P_1 = \frac{1}{g} v_c^2 \operatorname{ctg}\beta \sin^2\beta;$$

$$V_o = 2v_c \sqrt{\left(\frac{q_p}{\pi \rho K_з}\right)^{\gamma}},$$

где v_c – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с.

для мелкоблочных пород v_c = 3570 м/с, r = 1,3;

для среднеблочных – v_c = 3100 м/с, r = 1,28;

для крупноблочных – v_c = 2700 м/с, r = 1,25;

для весьма крупноблочных – v_c = 2260 м/с, r = 1,23;

для исключительно крупноблочных – v_c = 1880 м/с, r = 1,21;

g = 9,81 м/с^2;

ρ – плотность ВВ, кг/м^3;

$K_з$ – коэффициент заполнения скважин: $K_з = \frac{l_{зар}}{l_{ск}}$;

q_p – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3.

Количество рядов скважин в блоке (n) принимается как число

$$n = \frac{B_{р.тр} - B_o - W_{пр}}{b} + 1, \qquad (2.44)$$

округленное до ближайшего большего целого, если дробная часть больше или равна 0,5, и до ближайшего меньшего целого, если дробная часть меньше 0,5.

Ширина взрывного блока:

$$A_{бл} = (n \quad 1)\, b + W_{пр}. \qquad (2.45)$$

Проектная величина развала ($B_р$)

$$B_р = B_o + W_{пр} + (n-1)b. \qquad (2.46)$$

При необходимости максимально приблизить значения $B_{р.тр}$ и $B_р$ путем изменения схемы коммутации взрывной сети соответствующим образом изменяют угол φ_o.

Средний коэффициент разрыхления пород в развале ($K_{р.ср}$) рекомендуется определять согласно логике, изложенной при описании первого метода.

Максимальная высота развала взорванной горной массы ($H_р$, м) согласно [8]:

$$H_p = \frac{K_{p.ср} H_y}{1 + \frac{B_o - W_{пр}}{2 A_{бп}}}. \qquad (2.47)$$

По [9] линия поверхности развала определяется согласно схеме на рис. 2.3 и ниже приведенным формулам:

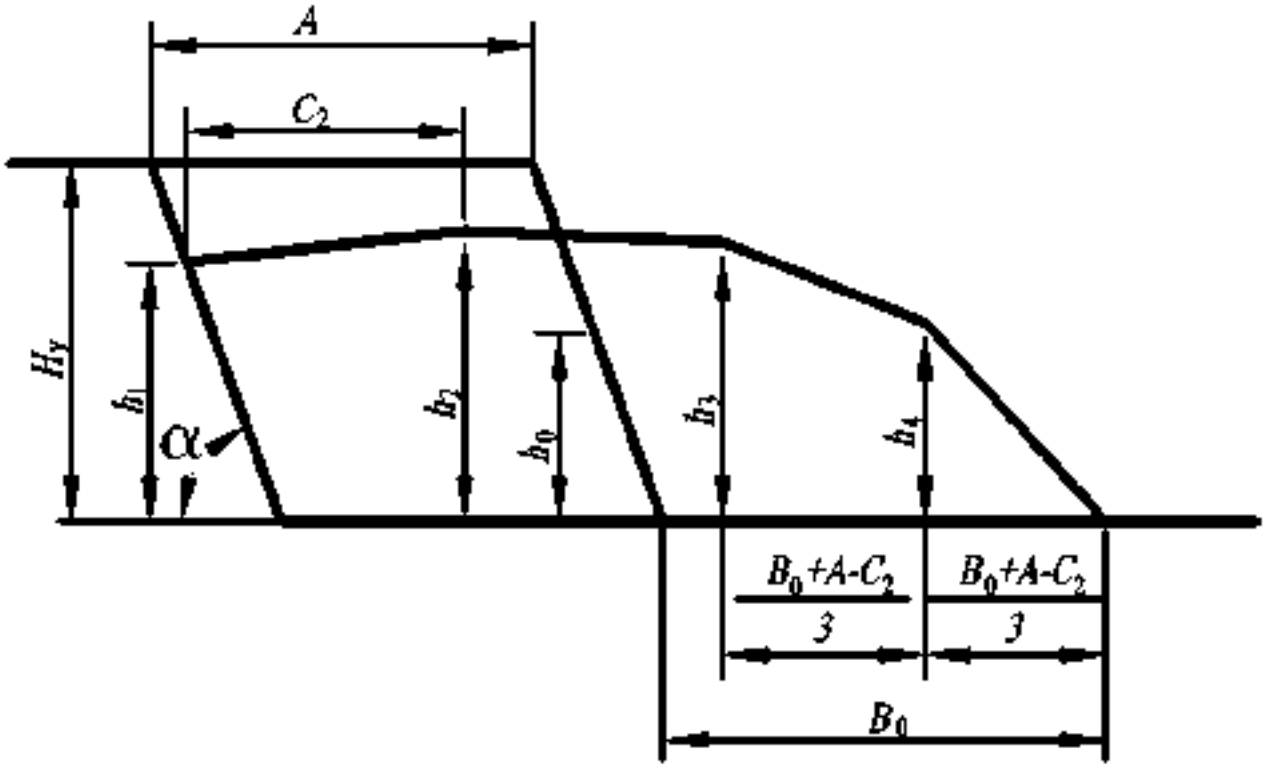


Рис. 2.3. Форма и параметры развала

$$H_p = h_2 = K_{p.ср} H_y \left[1 - \frac{1}{\left(1 + \frac{K_{p.ср} H_y \cdot A_{бп}}{B_o^2} \right)^2} \right];$$

$$C_2 = 1{,}12 \cdot A_{бп} q_p;$$

$$h_1 = \frac{2{,}8 A_{бп} H_y^2}{(A_{бп} + H_y)(0{,}8 B_o + H_y)};$$

$$h_2 = \frac{1{,}125 H_y}{0{,}8 + 0{,}3 \left(\frac{B_o}{A_{бп}} \right)^2};$$

$$n_3 = \frac{0{,}75 H_y}{0{,}8 + 0{,}3\left(\frac{B_o}{A_{бл}}\right)^2},$$

12.2. **Определение параметров взрывного блока**. С учетом принятого в лабораторной работе 1 количества заходок (n_3) экскаватора для выемки разрыхленной взрывом горной массы уточняется ширина одной экскаваторной заходки ($A_{з.р}$, м):

$$A_{з\,р} = \frac{B_р}{n_з} \le A_з$$

Длина взрывного блока ($L_{бл}$, м) составляет:

$$L_{бл} = \frac{V_{бл}}{A_{бл} H_y}, \qquad (2.48)$$

где $V_{бл}$ – объем взрывного блока, м (дается в исходных данных).

Количество скважин в блоке:

$$N_{скв} = n \frac{l_{бл}}{a}. \qquad (2.49)$$

Выход горной массы с одного метра скважины ($V_{г\,м}$, м^3/м)

$$\frac{V_{г\,м} = a H_y \left| W_{пр} + (n-1)\, b \right|}{\sum_{i=1}^{n} l_{ск.i}}, \qquad (2.50)$$

где i – порядковый номер ряда скважин;

$l_{ск.i}$ – длина скважин i-го ряда.

Средний по блоку удельный расход выбранного (принятого) ВВ ($q_{ср.бл}$, кг/м^3).

$$q_{ср.бл} = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_i}{a H_y \left[W_{ф} + (n-1) b \right]}, \qquad (2.51)$$

где Q_i – величина заряда в скважине i-го ряда, кг.

Общий расход выбранного (принятого) ВВ по взрываемому блоку ($Q_{бл}$, кг) составляет:

$$Q_{бл} = q_{ср.бл} V_{бл}. \qquad (2.52)$$

12.3. **Определить степень дробления взорванной горной массы** (i):

$$i = \frac{l_{ср}}{d_{ср\,рац}}, \qquad (2.53)$$

где $l_{ср}$ – средний диаметр отдельности во взрываемом массиве, м. Принимается по результатам расчетов в лабораторной работе № 1, п.2.1;

$d_{ср\,рац}$ – средний размер (диаметр) куска взорванной горной массы, м. Если допустимый выход негабарита согласно приложение 1, таб. П.1.1 ме-

нее или равен 3%, то $d_{\text{ср рац}}$ принимается согласно п. 3.4 лаб. раб. 1. Если нет, то рассчитывается по ниже приведенной формуле.

$$d_{\text{ср рац}} = \frac{1}{\frac{1}{l_{\text{ср}}} + \frac{H_{\text{у}} + 250}{d_{\text{ск}} + \beta} q_{\text{р}}}, \qquad (2.54)$$

где β– угол наклона скважины к горизонту, град;

$d_{\text{ск}}$ – диаметр скважины, мм;

$q_{\text{р}}$ – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3.

12.4. **Определить ожидаемый выход негабарита** ($P_{\text{нг}}$, %). Выход негабаритных кусков – один из отрицательных, но неизбежных результатов взрывного разрыхления горных пород. Величина его на некоторых карьерах, как правило, при добыче строительных материалов достигает 15 – 20 %. Однако эффективное применение современных методов управления взрывными работами позволяет снизить выход негабаритов до 0,5 – 1,5 %. Подбор наиболее эффективных методов управления взрывом осуществляется в процессе практики по мере накопления опыта.

Для проектных расчетов Репин Н. Я., исходя из конкретной наиболее вероятной закономерности распределения по крупности кусков в развале взорванной горной породы, предлагает следующую формулу:

$$\text{P}_{\text{нг}} = 100e^{-0,8\lambda^{5/2}} \text{ \%}, \qquad (2.55)$$

где $e = 2,72$; $\lambda = \frac{l_{\text{д}}}{d_{\text{ср.рац}}}$.

Кроме того, рекомендуемое для расчетов значение выхода негабаритов в зависимости от технологических свойств пород и минимальных размеров негабаритных кусков приведено в нормах проектирования железорудных карьеров (табл. П. 3.9 или П. 3.10) и в других нормативах.

Для определения объема работ и материалов на вторичное взрывание для учебных целей необходимо применять наибольшее значение ожидаемого выхода негабарита ($P_{\text{нг}}$) согласно приложению 1.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ СКВАЖИННЫМИ КОТЛОВЫМИ, РАССОСРЕДОТОЧЕННЫМИ И ПАРНОСБЛИЖЕННЫМИ ЗАРЯДАМИ И МЕТОДОМ ВЗРЫВАНИЯ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ (НА ПОДПОРНУЮ СТЕНКУ)

13. **Рассчитать параметры взрывания котловыми зарядами**.

Котловыми являются сосредоточенные заряды, размещаемые в полостях («котлах»), образованных в результате простреливания шпуров или скважин (рис. 2.4).

При методе котловых зарядов на забое шпура или скважины взрывают небольшие заряды ВВ, в результате чего их нижняя часть разрушается и образуется эллипсовидная камера. В эту камеру после ее охлаждения в течение не менее 15 мин. помещают значительно больший заряд ВВ.

Метод котловых зарядов применяют для одиночного и серийного взрывания, когда метод шпуровых или скважинных зарядов не обеспечивает качественного дробления пород или проработки подошвы взрываемых уступов, преимущественно при разработке трещиноватых достаточно устойчивых пород IV – VIII групп по СНиП, допускающих возможность взрывного образования котловых расширений.

Масса котловых зарядов ($Q_{з.к}$, кг) рассчитывается согласно [8] по формуле:

$$Q_{з.к} = q_р (W^к_{пр})^3, \tag{2.56}$$

согласно [5]

$$Q_{з.к} = q_р W^3_к \left(\frac{W^к_{пр} + 1}{2W^к_{пр}} \right)^{3/2}, \tag{2.57}$$

где $W^к_{пр}$ – линия наименьшего сопротивления для котлового заряда (рассчитывается как $(0,6 - 0,9)H_у$.

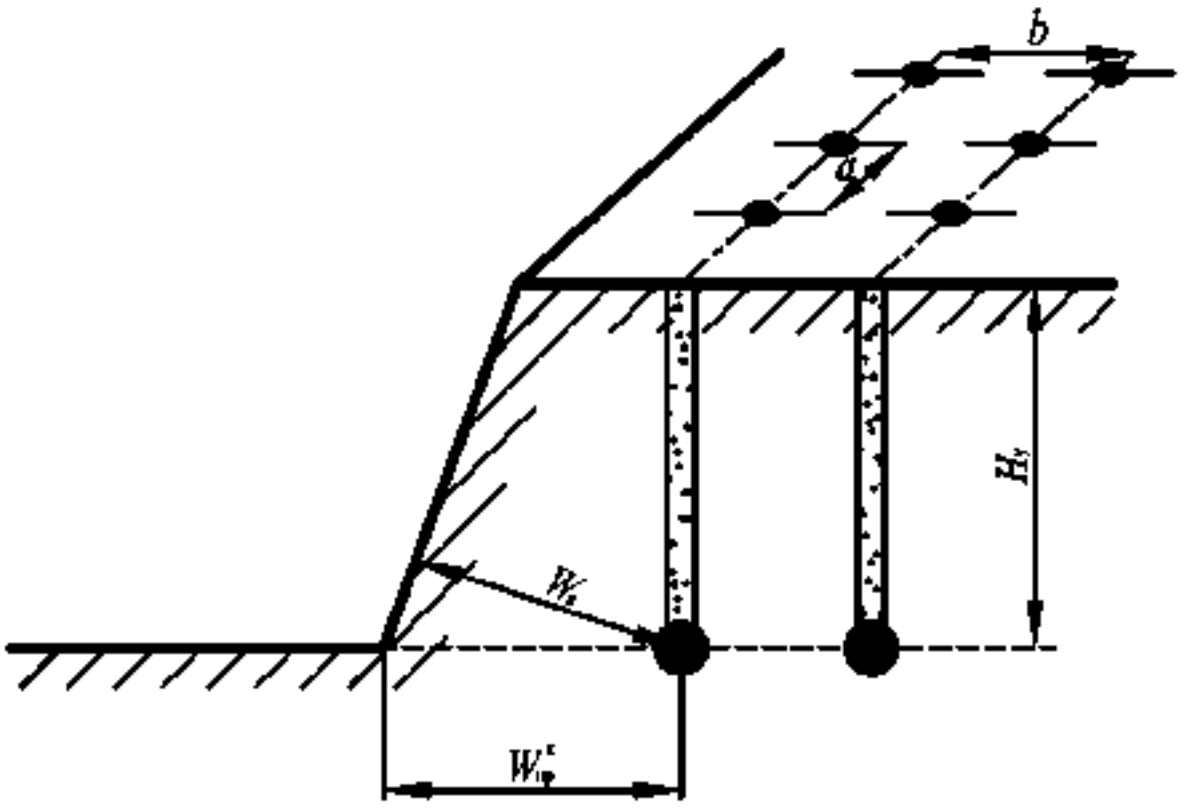


Рис. 2.4. Схема расположения котловых зарядов в уступе

Объем котла ($V_к$, дм^3) должен соответствовать массе заряда, намечаемого по расчету, и составлять:

$$V_к = \frac{Q_{з.к}}{\Delta}, \qquad (2.58)$$

где Δ – плотность заряжания, кг/дм^3.

Масса прострелочного заряда ($Q_к$, кг) для образования котла требуемого объема:

$$Q_к = \frac{V_к}{П_р}, \qquad (2.59)$$

где $П_р$ – показатель простреливаемости взрываемых пород в дм^3/кг, численно равный отношению объема полученной котловой полости в дм^3 от заряда в 1 кг (табл. П. 3.11).

Диаметр котла ($D_к$, дм) ориентировочно определяется по формуле

$$D_к = 1{,}24 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta}}. \qquad (2.60)$$

Тогда, исходя из предположения об эллипсовидной форме котловой полости, высота котла ($h_к$, дм) определится:

$$h_к = 1{,}72 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta}}. \qquad (2.61)$$

Исходя из того, что центр котлового заряда должен находиться на уровне подошвы уступа, глубина котловой скважины ($l^к_{ск}$, м)

$$l^к_{ск} = H_у + 0{,}05h_к,$$

В крепких породах с низким коэффициентом простреливаемости для формирования котла приходится выполнять более одного прострелочного взрыва.

Согласно [8] максимально допустимая величина первого прострелочного заряда определяется из условия, что его длина в скважине должна быть не более двух диаметров котла. Учитывая формулу (2.59), максимальная величина первого ($Q_{к1}$, кг) прострелочного заряда должна отвечать условию:

$$Q_{к1} = 1{,}93 \sqrt[3]{\frac{Q_{з.к}}{\Delta^4}} d^2_{ск} \le [Q_{к1}]. \qquad (2.62)$$

Величина второго и последующих прострелочных зарядов $Q_{к2}$, кг:

$$Q_{к2} = \frac{Q_{зк}}{(П_р \Delta)^n}, \qquad (2.63)$$

где n – порядковый номер простреливания.

Для улучшения дробления породы верхней части уступа в верхнюю часть скважины вводят дополнительный заряд ВВ, расположенный на высоте (0,7 –

0,8) $W_{пр}^{к}$ от центра котлового заряда. Величина дополнительного заряда ВВ ($Q_д$, кг) определяется по формуле:

$$Q_д = \left[l_{ск}^{к} - \left(0{,}7W_{пр}^{к} + l_{заб.к}\right)\right]p, \qquad (2.64)$$

где $l_{заб.к}$ – величина забойки в котловой скважине, м.

$$l_{заб.к} = (15 \div 25)d_{ск}.$$

Расстояние между котловыми зарядами в ряду:

$$a_к = (1{,}1 \div 1{,}4)\, W_{пр}^{к}.$$

Расстояние между рядами зарядов:

$$b_к = (1{,}0 \div 1{,}1)\, W_{пр}^{к}.$$

Котловые полости могут быть созданы механическим расширителем или станком огневого бурения. Тогда диаметр таких полостей должен быть не менее двух диаметров основной скважины, а высота не более пяти диаметров котловой полости. Расстояние между полостями по линии скважины не более 1,0 – 1,5 высоты котловой полости. Исходя из этого, должны устанавливаться конкретные размеры и количество полостей для одной скважины с учетом количества ВВ, необходимого для размещения в ней.

14. **Рассчитать параметры рассредоточенных зарядов**.

Под рассредоточенным зарядом понимается удлиненный скважинный заряд, разделенный по его длине на две или более частей воздушными, водновоздушными, породными и водяными промежутками. Рассредоточенные заряды целесообразно применять, когда емкость скважины используется не полностью. Применение такого заряда обеспечивает хорошую проработку и снижение выхода негабарита из верхней части уступа, а также более рациональное размещение ВВ по высоте уступа в зависимости от крепости слагающих его пород. Использование воздушных промежутков обеспечивает более равномерное дробление и уменьшение степени переизмельчения.

Расчет зарядов с воздушными промежутками и активной забойкой. Масса заряда ВВ в скважине i-го ряда (Q_i) определяется по общепринятым методикам (п. 10.5)

В тех случаях, когда размещение заряда при оптимальных соотношениях воздушных промежутков и частей заряда приводит к уменьшению длины забойки (незаряженной части скважины), а последняя регламентирована требованиями техники безопасности, масса заряда (Q_i, кг) уменьшается до значений, позволяющих иметь требуемую длину забойки:

$$Q_{пр.i} = \left([l_{зар}] - \sum h_{в.п.}\right)p, \qquad (2.65)$$

где $Q_{пр.i}$ – фактическая масса заряда в скважине i-го ряда, кг;

$\sum h_{в.п.}$ – суммарная длина воздушных промежутков в скважине (за вычетом длины воздушного промежутка между зарядом и забойкой), м;

$[l_{зар}]$ – предельно допускаемая длина заряда (формула (2.26), м.

Суммарная длина воздушных промежутков ($\sum h_{в.п.}$, м) определяется по следующим формулам:

для пород с $f > 10$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}15 \div 0{,}20)l_{зар}; \qquad (2.66')$$

для пород с $f = 8 \div 10$

$$\sum h_{в.п} = k(0{,}20 \div 0{,}25)l_{зар}; \qquad (2.66'')$$

для пород с $f = 6 \div 8$

$$\sum h_{в.п.} = k(0{,}25 \div 0{,}30)l_{зар}; \qquad (2.66''')$$

для пород с $f = 2 \div 6$

$$\sum h_{в.п} = k(0{,}30 \div 0{,}35)l_{зар}. \qquad (2.66'''')$$

где k – коэффициент, учитывающий направление скважин (для вертикальных скважин $k = 1$, для наклонных скважин, параллельных откосу уступа, в породах с $f > 8$ $k = 1{,}2 \div 5 \div 1{,}3$, а в породах с $f > 8$ $k = 1{,}4 \div 5{,}0 \div 1{,}5$.

Суммарная длина воздушных промежутков может быть вычислена также из следующих выражений:

для вертикальных скважин

$$\sum h_{в.п.} = 0{,}05(9 - 0{,}5f)l_{зар}; \qquad (2.67')$$

для наклонных скважин

$$\sum h_{в.п} = 0.00125(340 - f - f^2)l_{зар}. \qquad (2.67'')$$

Количество частей заряда принимается в зависимости от горно-геологических условий и высоты уступа. Для улучшения дробления при высоте уступа 10 – 20 м достаточно рассредоточить заряд на две-три части.

Длина каждого промежутка $h_{в.п}$ (м) определяется в зависимости от диаметра заряда $d_{зар}$ и категории пород по взрываемости:

для трудновзрываемых

$$h_{в.п} \approx (8 + 9)kd_{зар}; \qquad (2.68')$$

для средневзрываемых

$$h_{в.п.} \approx (9 \div 10)d_{зар}; \qquad (2.68'')$$

для легковзрываемых

$$h_{в.п.} \approx (10 \div 12)kd_{зар}; \qquad (2.68''')$$

Длина каждого промежутка может быть определена также из выражения:

$$h_{в.п} \approx (13{,}5 - 0{,}5f)d_{зар}. \qquad (2.68'''')$$

Число промежутков в скважине ($n_{пром}$) определяется делением суммарной высоты воздушных промежутков на длину одного воздушного промежутка:

$$n_{пром} = \frac{\sum h_{в.п.}}{h_{в.п.}}. \quad (2.69)$$

Оптимальная длина промежутка и их число для конкретных условий уточняются опытным путем.

При рассредоточении скважинного заряда на две части одним промежутком масса нижней части заряда в скважине i-го ряда (кг):

$$Q_{н.ч.i} = (0,6 \div 0,7) Q_{пр.i}; \quad (2.70')$$

масса верхней части заряда в скважине i-го ряда (кг):

$$Q_{в.ч.i} = (0,4 \div 0,3) Q_{пр.i}. \quad (2.70'')$$

В случае рассредоточения вертикального скважинного заряда на три части и более масса нижней части ($Q_{н.ч.i}$) может быть уменьшена до 50 % массы заряда в скважине, а в наклонных скважинах до 30 – 40 % массы заряда. Оставшаяся часть заряда распределяется на равные доли $Q_п$ (кг) пропорционально принятому числу воздушных промежутков ($n_{пр}$):

$$Q_п = \frac{Q_i - Q_{в.ч.i}}{n_{пр}}. \quad (2.71)$$

Если водный промежуток, то его длина:

$$h_{вод.п} = (0,17 \div 0,28)\, l_{зар}. \quad (2.72)$$

Если вводно-воздушный промежуток, то его длина:

$$h_{вод.-возд.п.} = (0,23 \div 0,38)\, l_{зар}, \quad (2.73)$$

при этом 30 – 50 % приходится на воздушную часть.

15. **Рассчитать параметры взрывания в зажатой среде** (на подпорную стенку).

Метод взрывания в зажатой среде имеет несколько вариантов, различающихся между собой числом открытых поверхностей, их расположением, характером подпорной стенки и схемами взрывания.

Наиболее простым и распространенным методом является взрывание на неубранную горную массу.

Этот метод взрывания применим в породах любой крепости и трещиноватости. Наибольшая эффективность его обеспечивается при многорядном короткозамедленном взрывании и наличии не менее четырех-пяти рядов скважин, а также при применении порядных врубовых, диагональных или радиальных схем взрывания.

Благодаря подпорной стенке и меньшей скорости перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, увеличивается продолжительность

действия взрыва на среду и повышается коэффициент полезного использования его энергии.

В результате такой способ взрывания обеспечивает улучшение качества дробления горных пород, возможность управления формой и параметрами развала взорванной горной массы и селективной выемки, сокращение подготовительно-восстановительных работ (перемещение забойных железнодорожных путей, уборка контактных линий и линий электропередач, зачистка горизонта после взрыва и др.), независимость процессов бурения и взрывания от экскавации и транспортирования.

При расчете данного метода взрывных работ, кроме выше рассмотренных параметров, необходимо рассчитать требуемую ширину подпорной стенки и ширину ограниченного подпорной стенкой развала.

Ширина подпорной стенки может изменяться от максимальной, исключающей возможность горизонтального перемещения пород при взрыве, до минимальной, не препятствующей перемещению пород. Конкретные предельные значения ширины подпорной стенки определяются физическим состоянием (разрушенная горная масса или монолитная среда) и физико-механическими свойствами горных пород подпорной стенки, высотой уступа, конструкцией и величиной заряда, параметрами сетки скважин, схемой взрывания. Опытным путем установлено, что в зависимости от конкретных условий они составляют от 5 до 10 м и от 35 до 45 м соответственно для минимальной и максимальной границы.

Оптимальная ширина подпорной стенки определяется целевым требованием к результату взрыва и на практике устанавливается опытным путем на основе предварительных расчетов. Если основная цель – сокращение ширины развала, то ширина подпорной стенки увеличивается. Если необходимо уменьшить степень дробления, то следует принимать уменьшенную ширину подпорной стенки.

В проектных расчетах для определения ширины подпорной стенки предлагается использовать следующие формулы:

- для максимальной ширины подпорной стенки ($B_{\text{п.с.max}}$, м) [15]

$$B_{\text{п.с.max}} = \frac{B_{\text{о}}}{1 + \frac{50}{F^3}}, \qquad (2.74)$$

где B_o - ширина развала взорванной горной массы, начиная от нижней бровки взрываемого уступа, м (рассчитывается по ф. 2.42 или 2.43);

- для расчетной ширины подпорной стенки, обеспечивающей минимальное смещение пород при дроблении ($B_{\text{п.с.р}}$, м) [5]

$$B_{\text{п.с.р}} = K_{\text{р}} W_{\text{пр}} \left(\frac{\sqrt{2k_{\text{иэ}} q_{\text{р}} eE}}{\sigma_{\text{сж}}} - 1 \right), \qquad (2.75)$$

где $k_{\text{иэ}}$ – эмпирический коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы. Опытные иссле-

дования показывают, что в зависимости от величины удельного расхода ВВ этот коэффициент колеблется в пределах от 0,004 до 0,2;

e – удельная энергия взрыва выбранного (принятого) ВВ - теплота взрыва (табл. П. 3.3 – П. 3.5), Дж/кг;

E – модуль упругости взрываемой горной породы, Па (определяется по экспериментальным данным или по Кадастру горных пород);

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород при одноосном сжатии, Па.

Исследованиями на карьерах Кривбасса установлено, что оптимальное по фактору минимума затрат значение ширины подпорной стенки различно для цели регулирования интенсивного дробления и для цели регулирования ширины развала. Применительно к экономике Советского Союза (до 1990 г.) значение оптимальной ширины подпорной стенки для целей регулирования дробления на 40 – 50 % меньше, чем для регулирования ширины развала. Поэтому ширина подпорной стенки должна приниматься в зависимости от поставленных целей и конкретных технико-экономических условий.

Величину развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки ($B_{о.с}$, м) (рис. 2.5) рекомендуется определять по формуле (2.76):

$$B_{о.с} = \left(1 - \frac{B_{п.с}}{k_{р.с} W_{пр} + B_{п.с}} b_п \sqrt{B_{п.с}}\right) B_о, \qquad (2.76)$$

или по формуле (нормативный справочник по БВР [15]):

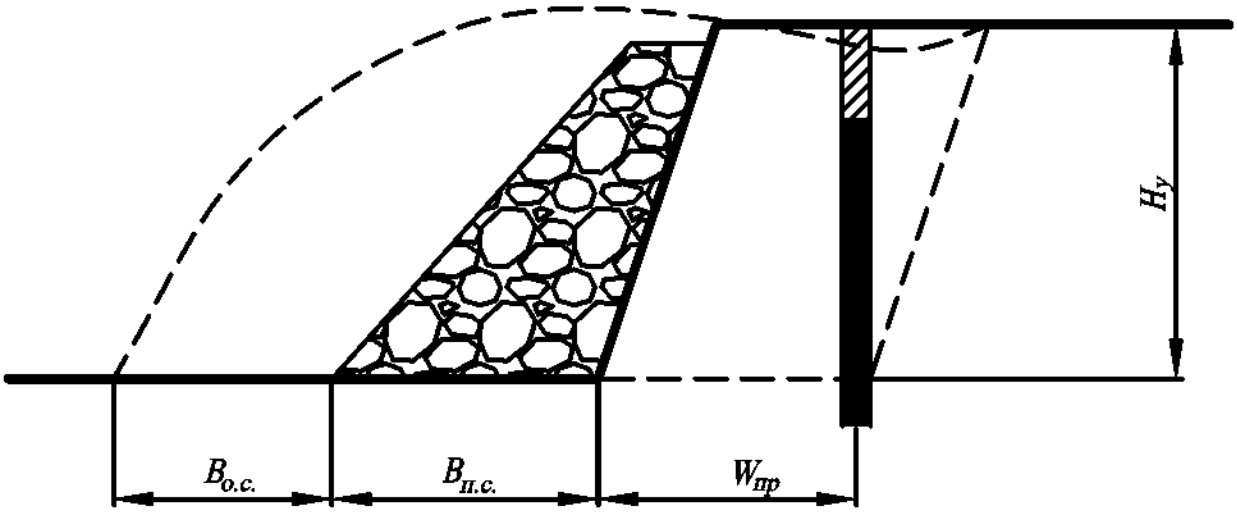
$$B_{о.с} = \left(1 - \frac{B_{п.с}}{B_{п.с.max}}\right) B_о, \qquad (2.77)$$

где $B_{п.с}$ – принятая ширина подпорной стенки, м;

$k_{р.с}$ – коэффициент разрыхления пород подпорной стенки ($k_{р.с} = 1{,}05 \div 1{,}1$);

$b_п \sqrt{B_{п.с}}$ – величина учитывающая влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы.

$$b_п = \frac{k_{р.с} W_{пр} + B_{п.с.max}}{B_{п.с.max} \sqrt{B_{п.с.max}}}.$$



Р

ис. 2.5. Схема к расчету влияния ширины подпорной стенки на ширину развала горной массы

Если задана требуемая ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки, то размер подпорной стенки может быть приближенно определён с помощью графика на рис. 2.6.

Полная ширина развала взорванной горной массы без учета ширины подпорной стенки может рассчитываться по формуле:

$$B_{\text{р}} = B_{\text{о.с}} + W_{\text{пр}} + b(n-1). \qquad (2.78)$$

16. Определить параметры парносближенных скважинных зарядов.

Парносближенные скважины обеспечивают изменение формы волны напряжений от цилиндрической при одиночном заряде до плоской. В результате интенсивность энергии взрывной волны по мере ее удаления от парносближенных зарядов в направлении перпендикулярном линии, соединяющей центры, зарядов снижается меньше, чем при одиночных зарядах в $\sqrt{2}$ раз. Промышленные испытания показывают, что парносближенные заряды обеспечивают увеличение фактической линии сопротивления по подошве, снижение глубины законтурного действия взрыва, улучшение равномерности дробления и снижение выхода негабарита.

Расстояние между парносближенными зарядами ($a_{\text{п.сбл}}$, м) колеблется от четырех до восьми диаметров одиночного скважинного заряда и в среднем составляет: $\boldsymbol{a_{п.сбл} = 6d_з}$, где $d_з$ – диаметр заряда, м.

Расчетный эквивалентный диаметр скважинного заряда группы парносближенных скважин ($d_э$, м) составляет:

$$d_э = d_з\sqrt{2},$$

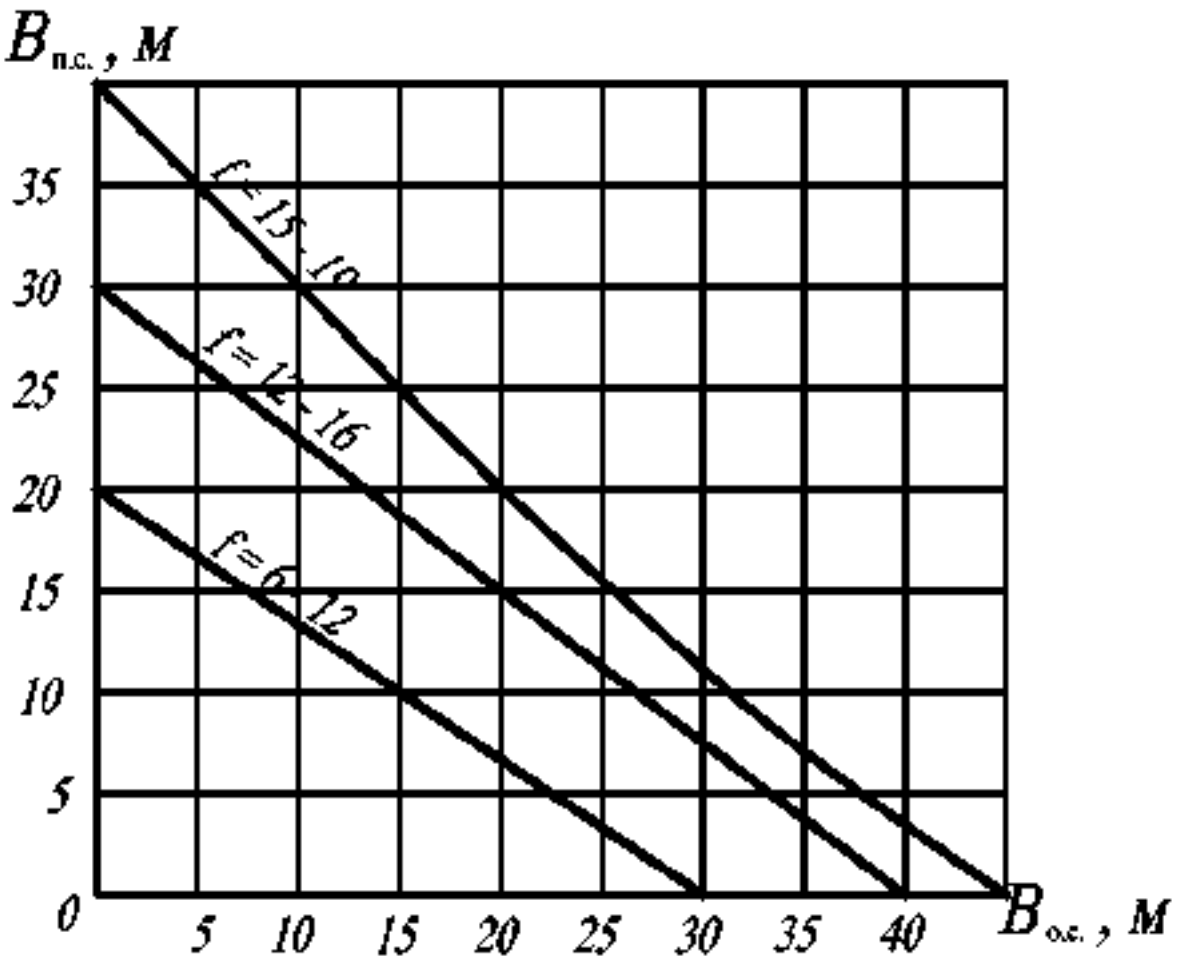


Рис. 2.6. Зависимость ширины развала взорванной горной массы ($B_{о.с.}$, м) от ширины подпорной стенки ($B_{п.с}$) для пород с различными физико-механическими свойствами

Линия сопротивления пород по подошве уступа для парносближенных зарядов ($W_{п.с}$, м) составляет:

$$W_{п.с} = K_{п.с} W_{пр} \sqrt{2},$$

где $K_{п.с}$ = 1,1 – коэффициент, учитывающий повышение эффективности действия взрыва парносближенных зарядов по сравнению с одиночным зарядом равной потенциальной энергии ВВ;

$W_{пр}$ – проектная линия сопротивления по подошве для одиночного скважинного заряда, м.

Расстояние между группами парносближенных зарядов в ряду ($a_{п.с}$, м) и между рядами групп зарядов ($b_{п.с}$, м):

$$a_{п.с} = mW_{п.с}; \; b_{п.с} = W_{п.с}.$$

В случае квадратной сетки расположения пар скважинных зарядов:

$$a_{п.с} = b_{п.с} = W_{п.с}.$$

Масса заряда ВВ ($Q_{п.с}$, кт) в группе парносближенных скважин:

$$Q_{\text{пс}} = q_{\text{р}} a_{\text{пс}} W_{\text{пс}} H_{\text{у}}.$$

Масса одиночного скважинного заряда в группе ($Q_{\text{о}}$, кг):

$$Q_{\text{о}} = \frac{Q_{\text{п.с}}}{2} \text{ кг.}$$

17. Рассчитать параметры вторичного дробления.

17.1.1. Рассчитать объем негабарита ($V_{\text{нг бл}}$, м^3) на взрывной блок и на годовой объем взрывных работ ($V_{\text{нг.год}}$, м^3):

$$V_{\text{нг.бл}} = P_{\text{нг}} V_{\text{бл}} / 100; \qquad (2.79')$$

$$V_{\text{нг год}} = P_{\text{нг}} V_{\text{год}} / 100, \qquad (2.79'')$$

где $P_{\text{нг}}$ – выход негабаритных кусков, % (см. п. 3.9, 3.10).

17.1.2. Рассчитать объем «порогов» ($V_{\text{пор.бл}}$, м^3) на взрывной блок и на годовой объем взрывных работ ($V_{\text{пор.год}}$, м^3):

$$V_{\text{пор.бл}} = P_{\text{пор}} V_{\text{бл}} / 100; \qquad (2.80')$$

$$V_{\text{пор год}} = P_{\text{пор}} V_{\text{год}} / 100, \qquad (2.80'')$$

где $P_{\text{пор}}$ – объем не проработанной части подошвы во взрывном блоке, % (принять от 0,5 до 2,0 %).

17.2. Выбрать способ дробления негабаритных кусков и рассчитать параметры вторичного дробления.

17.2.1. Рассчитать параметры негабаритных кусков:

– рассчитать показатель распределения кусков взорванной горной массы по крупности ($K_{\text{д}}$) из условия эффективной работы экскаватора:

$$\text{при } E \le 6 \text{ м}^3 \qquad K_{\text{д}} = 0{,}7\left(1 - \frac{E}{10{,}6}\right); \qquad (2.81')$$

$$\text{при } E > 6 \text{ м}^3 \qquad K_{\text{д}} = 0{,}3. \qquad (2.81'')$$

– рассчитать максимальный размер куска во взорванной горной массе (d_{max}, м):

$$d_{\text{max}} = \frac{l_{\text{д}}}{\left(1 - k_{\text{г}}/100\right)^{1/K_{\text{д}}}}; \qquad (2.82)$$

– рассчитать средний размер куска негабаритной части развала ($d_{\text{ср.нг}}$, м):

$$d_{\text{ср.нг}} = l_{\text{ср}} \left[\frac{1 - \left(\frac{l_{\text{д}}}{d_{\text{max}}} \right)^{1+K_{\text{д}}}}{1 - \left(\frac{l_{\text{д}}}{d_{\text{max}}} \right)^{K_{\text{д}}}} \right]; \qquad (2.83)$$

– рассчитать объем среднего негабаритного куска ($V_{\text{нг.к}}$, м^3):

$$V_{\text{нг.к}} = d^3_{\text{ср.нг}}; \qquad (2.84)$$

– рассчитать размеры среднего негабаритного куска в м:

длина $a = \sqrt[3]{2{,}86V_{\text{нг.к}}}$; (2.85′)

ширина $b = 0{,}7a$; (2.85″)

толщина $c = 0{,}5a$. (2.85‴)

– рассчитать среднее количество негабаритных кусков в блоке ($N_{\text{нг.бл}}$):

$$N_{\text{нг.бл}} = V_{\text{нг.бл}}/V_{\text{нг.к}}. \quad (2.86)$$

17.2.2. Выбрать способ дробления негабаритных кусков. В настоящее время наибольшее распространение для дробления негабаритов в карьере имеют взрывные и механические способы дробления.

Взрывные способы дробления применяются при разрушении крупных негабаритов и негабаритов из крепких, труднодробимых пород при большом объеме работ.

Механические способы дробления негабаритов применяются при разрушении негабаритов небольших объемов из некрепких хрупких пород при небольших объемах работ.

В данной работе предлагается выбрать взрывной способ дробления негабаритов, который может быть реализован с помощью шпуровых или накладных (насыпных или кумулятивных) зарядов.

Накладные заряды используют при крепких, но хрупких породах. Применение их не требует больших трудозатрат и отличается простотой формирования зарядов.

Однако такие заряды характеризуются высоким удельным расходом ВВ, в десятки раз превышающим удельный расход ВВ при шпуровых зарядах. При этом наблюдается чрезвычайно сильный звуковой эффект и сильная воздушная волна. Опасная зона при взрывании насыпных зарядов составляет не менее 300 м.

Применение кумулятивных зарядов, вес которых согласно табл. П. 3.13 составляет от 0,1 до 4,0 кг, позволяет несколько сократить расход ВВ при дроблении негабарита за счет концентрации энергии и соответственно увеличения разрушающего действия взрыва, а также уменьшить разлет кусков породы и снизить энергию воздушной взрывной волны.

При взрывании негабаритных кусков шпуровыми зарядами расход ВВ значительно снижается. Такие заряды обычно применяются при взрывании крупных негабаритных кусков.

К недостаткам взрывания шпуровыми зарядами относятся: высокая себестоимость, вредные и тяжелые условия работы при бурении.

17.2.3. В зависимости от принятого способа вторичного взрывного дробления рассчитать его параметры.

Насыпные заряды располагают на поверхности негабарита слоем толщиной $h_{\text{ВВ}}$ = 35÷50 мм, при этом толщина забойки, которой присыпается накладной заряд, должна быть не менее толщины укрываемого слоя ВВ, т. е.

$$h_{\text{заб}} > h_{\text{ВВ}}. \quad (2.87)$$

Сам забоечный материал не должен содержать крупных кусков породы во избежание их разлета при взрыве.

Тип ВВ выбрать по табл. П. 3.12.

Количество ВВ для дробления негабаритов насыпными зарядами:

– в расчете на один взрывной блок ($Q_{н.бл}$, кг):

$$Q_{н.бл} = q_н V_{нг.бл}, \qquad (2.88')$$

– на годовой объем взрывных работ:

$$Q_{н.год} = q_н V_{нг.год}, \qquad (2.88'')$$

где $q_н$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов насыпными накладными зарядами, кг (табл. 2.11).

Вес кумулятивного заряда (кг) может быть рассчитан по формуле:

– для негабаритных кусков максимального размера

$$Q_{к.max} = 0{,}73 d_{max}; \qquad (2.89')$$

– для негабаритных кусков среднего размера

$$Q_{к.ср} = 0{,}73 d_{ср.нг}. \qquad (2.89'')$$

По табл. П. 3.13, исходя из массы кумулятивного заряда, выбрать тип заряда для максимальных и средних кусков

Количество ВВ для дробления негабаритов кумулятивными зарядами:

– в расчете на один взрывной блок

$$Q_{к\,бл} = q_к V_{нг.бл}; \qquad (2.90')$$

– на годовой объем взрывных работ

$$Q_{к.\,год} = q_к V_{нг.год}, \qquad (2.90')$$

где $q_к$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов кумулятивными накладными зарядами (табл. 2.11).

Среднее количество кумулятивных зарядов для дробления негабаритов ($N_к$.):

– в расчете на один взрывной блок:

$$N_{к..бл} = Q_{к.бл}/q_{к.з}; \qquad (2.91')$$

– на годовой объем взрывных работ:

$$N_{к..год} = Q_{к.год}/q_{к.з}, \qquad (2.91'')$$

где $q_{к.з}$ – величина принятого по табл. П. 3.13 кумулятивного заряда.

При использовании шпуровых зарядов разбуривание негабаритов осуществляется на глубину

$$h_ш = (0{,}25 \div 0{,}5)c. \qquad (2.92)$$

Глубина бурения шпуров и вес заряда в них при дроблении негабаритных кусков с разными линейными размерами могут быть также приняты по данным табл. П. 3.14. Как правило, на негабаритный кусок приходится 1 шпур диамет-

ром 32 – 60 мм, однако при уничтожении достаточно крупных негабаритов заряды рассредоточиваются по объему взрываемой горной массы. Количество шпуров для дробления негабарита ($n_ш$) в зависимости от его объема приведены в табл. П. 3.15. При этом расстояние между зарядами ($a_ш$, м) обычно не превосходит

$$a_ш = (0{,}5 \div 0{,}9) h_ш. \qquad (2.93)$$

Среднее количество шпуров (шпуровых зарядов) для дробления негабаритов с одного взрывного блока ($N_{ш.бл}$) составит:

$$N_{ш.бл} = n_ш N_{нг.бл}. \qquad (2.94)$$

Мелкошпуровые заряды применяются и для ликвидации "порогов" (завышений подошвы уступа). Рекомендуемые при этом параметры взрывных работ приведены в табл. П. 3.16. Среднее количество шпуров для ликвидации «порогов» с одного взрывного блока ($N^{бл}_{ш.пор}$) определится:

$$N^{бл}_{ш.пор} = \frac{V_{пор.бл}}{W a_{шп} h_{пор}}, \qquad (2.95)$$

где W – сопротивление по подошве, м (принимается по табл. П. 3.16.);

$a_{шп}$ – расстояние между шпурами при дроблении порогов, м;

$h_{пор}$ – высота завышения порога, м.

Глубина шпуров для ликвидации «порогов»:

$$l_{пор} = h_{пор} + h_{пер}, \qquad (2.96)$$

где $h_{пер}$ – глубина перебура, м (принимается по табл. П. 3.16.).

Количество ВВ для вторичного дробления шпуровыми зарядами в расчете:

– на один взрывной блок:

для дробления негабаритов $Q_{ш.бл} = q_н V_{нг.бл.}$; (2.97)

для ликвидации порогов $Q_{пор.бл} = q_н V_{пор.бл.}$; (2.98)

– на годовой объем взрывных работ:

для дробления негабаритов $Q_{ш.год} = q_н V_{нг.год}$; (2.99)

для ликвидации порогов $Q_{пор.год} = q_н V_{пор.год}$, (2.100)

где $q_н$ – удельный расход ВВ при дроблении негабаритов насыпными накладными зарядами (табл. 2.11).

Ожидаемый удельный расход ВВ на вторичное взрывание и расход бурения при разделке негабаритов может быть принят по данным табл. 2.11.

Таблица 2.11

Показатели различных взрывных способов разделки негабарита

Метод дробления негабарита	Удельный расход ВВ, кг/м^3	Расход бурения, м/м^3
Накладными насыпными зарядами.....	2,0–3,0	–
Накладными кумулятивными зарядами	1,3–2,0	–
Шпуровыми зарядами.....	0,1–0,3	0,2–1,0

18. Результаты расчета свести в итоговую таблицу. По результатам выполнить графическое изображение в стандартном масштабе в пределах формата А4 (или А3) конструкции заряда рис 2.7 и паспорта взрывных работ: профиль взрывного блока с расположением скважин в нем и расчетного контура развала взорванной массы рис 2.8 и план взрывного блока с расположением скважин и со схемой коммутации взрывной сети рис 2.9.

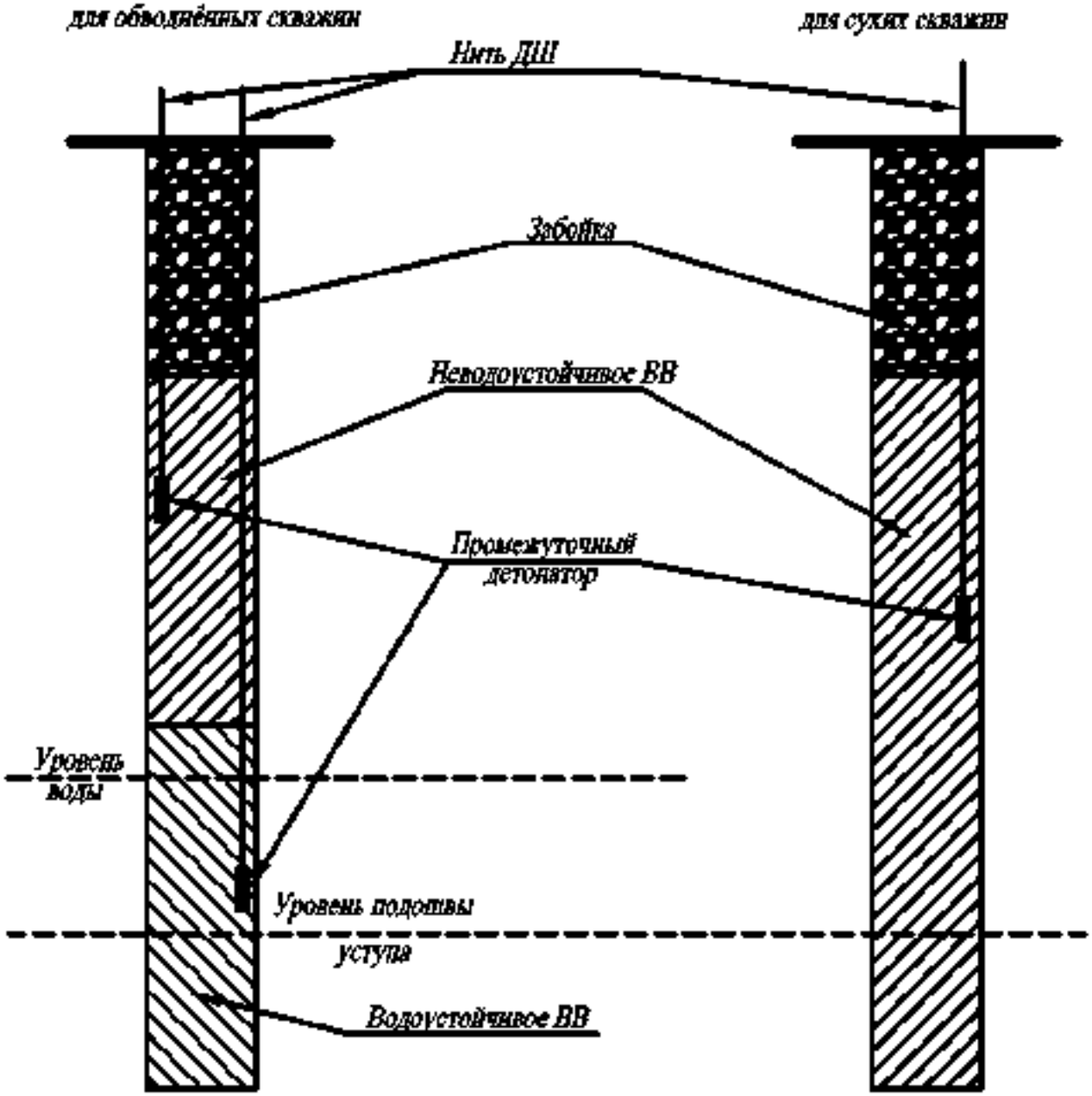


Рис. 2.7. Пример конструкции заряда

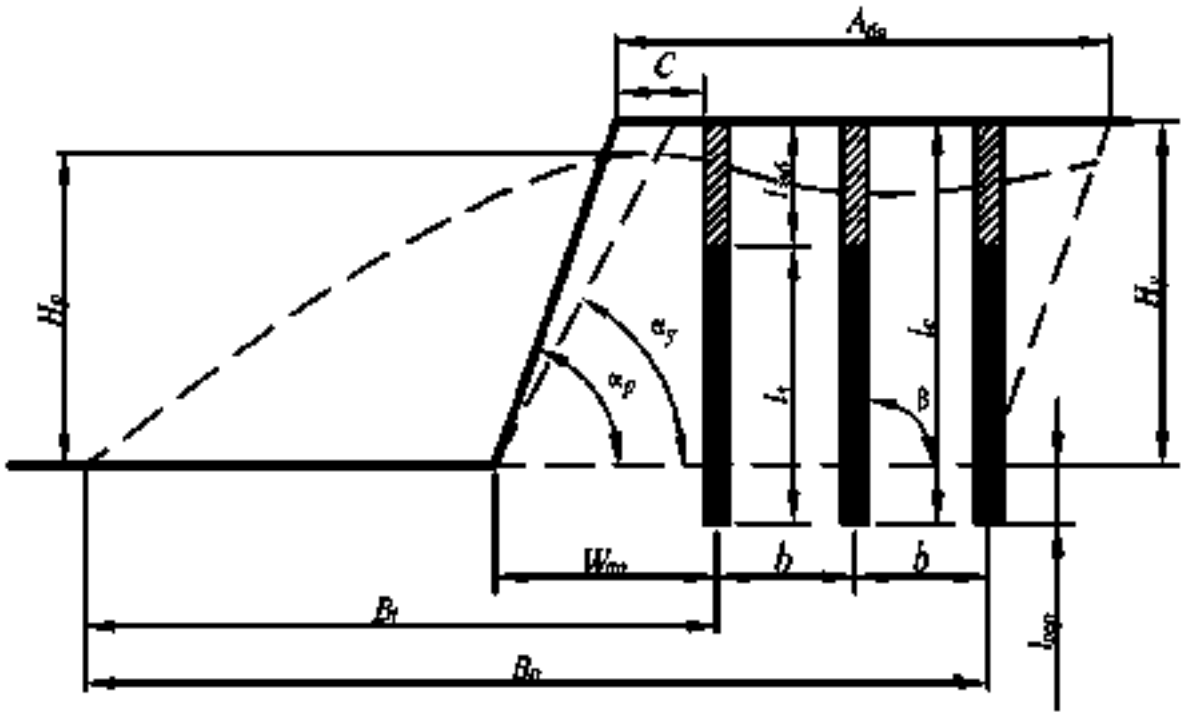


Рис. 2.8. Пример профиля взрывного блока с расположением скважин и расчетного контура развала взорванных пород

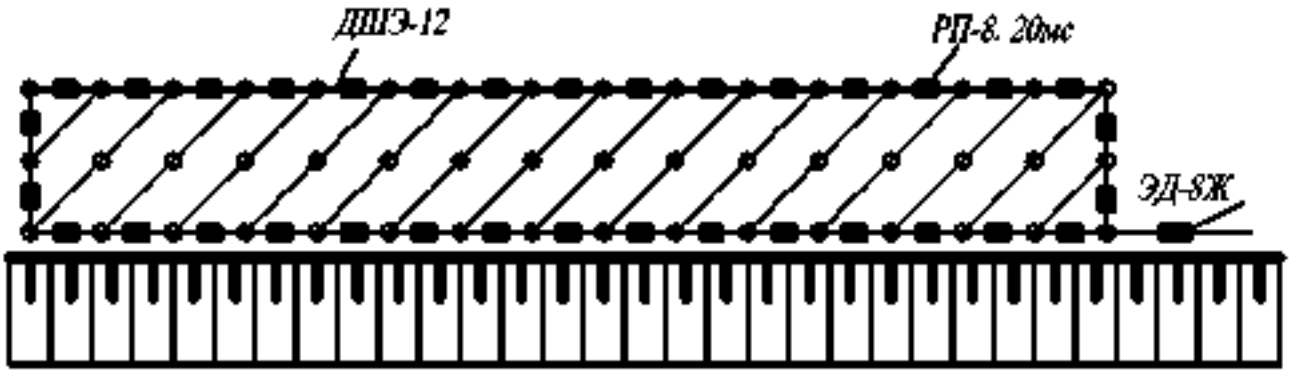


Рис. 2.9. План взрывного блока с расположением скважин и схема коммутации взрывной сети

Контрольные вопросы

1. Дать определение взрываемости горных пород.
2. От каких свойств горных пород зависит их взрываемость?
3. По какому критерию определяется взрываемость горных пород?
4. Что такое удельный эталонный расход ВВ?
5. От каких факторов зависит удельный эталонный расход ВВ?
6. В каких единицах измеряется удельный эталонный расход ВВ?
7. Приведите формулу для расчета удельного эталонного расхода ВВ.
8. Приведите классификацию пород по взрываемости в зависимости от удельного эталонного расхода ВВ.
9. Как удельный эталонный расход ВВ приводится к расчетному (проектному) удельному расходу ВВ?
10. Назовите основные схемы коммутации взрывной сети.
11. В каких условиях рационально применять порядную схему коммутации взрывной сети?
12. В каких условиях рационально применять диагональную схему коммутации взрывной сети?
13. В каких условиях рационально применять радиальную схему коммутации взрывной сети?
14. В каких условиях рационально применять волновую схему коммутации взрывной сети?
15. Какому условию должна удовлетворять принятая к расчету величина линии сопротивления по подошве?
16. Какие возможные решения следует принять, если расчетная линия сопротивления по подошве меньше минимально допустимой по условиям безопасности?
17. В каких единицах измеряется вместимость скважины (вес заряда в одном погонном метре скважины), от каких факторов она зависит?
18. Коэффициент сближения скважин – это отношение?
19. Какие характеристики трещиноватости массива влияют на коэффициент сближения скважин и форму сетки скважин?
20. Как определить величину a, если известны значения величин H_y, W, q_n?
21. Как определить величину b, если известны значения величин H_y, a, q?
22. Дайте описание алгоритма расчета параметров БВР по методу В.В. Ржевского.
23. Какие ВВ принимаются за эталонные при расчете удельного расхода ВВ?
24. Почему увеличивается удельный расход ВВ при взрывании второго и последующих рядов скважин?
25. От каких факторов зависит ширина развала при однорядном взрывании?
26. От каких факторов зависит ширина развала при многорядном взрывании?
27. От чего зависит ширина бурового блока?

28. Как определить средний выход горной массы с одного погонного метра скважины?
29. Как определить необходимое количество рядов скважин?
30. В каких пределах изменяется интервал замедления при короткозамедленном взрывании и отчего он зависит?
31. От каких факторов зависит величина заряда в скважине?
32. От каких факторов зависит длина заряда?
33. Когда рационально применять котловые заряды?
34. Когда рационально применять заряды, рассредоточенные воздушным промежутком?
35. В каких пределах изменяется удельный расход ВВ при дроблении негабаритов накладными зарядами?
36. В каких пределах изменяется удельный расход ВВ при дроблении негабаритов шпуровыми зарядами?
37. Какой глубины бурятся шпуры при дроблении негабаритов?

Лабораторная работа 3

Расчет потребности во взрывчатых материалах

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий*)*

Цель работы: Освоить методику и рассчитать потребность во взрывчатых материалах на годовой объем взрывных работ.

Исходные данные: горно-технологические свойства горных пород согласно заданию и другие исходные данные, приведенные в Прил. 1; условия производства и требования к качеству взрывных работ согласно лабораторной работе № 1.

Задачи работы:

1. Изучить методику расчёта потребности во взрывчатых веществах и средствах инициирования на заданный объем взрывных работ.

2. Рассчитать потребность во взрывчатых веществах на годовой объем взрывных работ.

3. Выбрать средства инициирования и рассчитать потребность в них на годовой объем взрывных работ.

Порядок выполнения работы

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы.

1. Для подготовки к выполнению работы необходимо **изучить соответствующий материал лекций и литературу**: [5, с.126 – 140], [6, с. 53 – 62], [7, с. 312 – 366], [11, с. 62 – 106], [15, с. 53 – 230].

2. Повторить содержание исходных данных к работе (Прил. 1) и результатов расчетов предыдущих занятий.

3. Прочитать и изучить нижеизложенный материал.

4. Рассчитать потребность во взрывчатых веществах.

Общий расход ВВ на первичное взрывание (в кг):

- в расчете на один взрывной блок $Q_{бл} = q_{ср.бл} V_{бл}$, (3.1′)
- на годовой объем работ $Q_{год} = q_{ср.бл} V_{год}$. (3.1″)

Количество ВВ для дробления негабаритов (в кг) в расчете на один взрывной блок ($Q_{нг.бл}$) и на годовой объем взрывных работ ($Q_{нг.год}$) в зависимости от принятого способа дробления, а также количество ВВ для ликвидации порогов ($Q_{пор.бл}$ и $Q_{пор.год}$) принимается согласно п. п. 17.2.3. (формулы (2.88′), (2.88″), (2.90′), (2.90″), (2.97), (2.98), (2.99), (2.100)) лабораторной работы № 2.

Тогда общий объем взрывчатых веществ, необходимых на годовой объем взрывных работ, составит:

$$Q_{год.\,общ} = Q_{год} + Q_{нг.год} + Q_{пор.год}. \qquad (3.2)$$

Среднее количество кумулятивных зарядов, необходимое на годовой объем взрывных работ, составит, согласно пункту 17.2.3 (формула (2.91″) лабораторной работы № 2) – $N_{к..год}$ шт.

5. Рассчитать потребность в средствах инициирования.

В соответствии с применяемой на карьерах технологией взрывания для подготовки блока требуются следующие средства инициирования (СИ) зарядов: детонирующий шнур или волноводы, электродетонаторы и пиротехнические реле времени, промежуточные детонаторы (патроны-боевики, прессованные шашки из тротила или смеси тротила с гексогеном табл. П. 4.3).

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *в скважинах*, зависит от принятой схемы взрывания, размеров взрывного блока, параметров сетки скважин, их глубины и количества.

Общее количество ДШ ($L_{дш}$, м) на взрывной блок может быть определено из соотношения:

$$L_{дш} = k_{зап}(L_{маг} + L_{сек} + L_{скв}), \qquad (3.3)$$

где $L_{маг}$ – длина магистрального шнура, м;

$L_{сек}$ – суммарная длина секционных шнуров, м;

$L_{скв}$ – суммарная длина ДШ в скважинах, м;

$k_{зап}$ – коэффициент запаса, $k_{зап} = 1{,}1 \div 1{,}2$.

Как правило, для коммутации и инициирования скважинных зарядов применяют детонирующие шнуры ДШЭ-12, а для коммутации и инициирования шпуровых зарядов - ДШЭ-6 или ДШЭ-6ВДТ.

В соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах нитка детонирующего шнура при взрывании скважин глубиной более 15 м должна дублироваться. Кроме того, в этом случае рекомендуется применять комбинированное инициирование зарядов в скважине (одновременно прямое и обратное). При этом нижний промежуточный детонатор размещается, как правило, на 1,5 – 2,5 м выше уровня подошвы уступа, а верхний на расстоянии от дна скважины, равном примерно 80 % от длины заряда. Если применяется взрывание рассредоточенными зарядами, то каждая часть заряда инициируется отдельным промежуточным детонатором.

При взрывании скважин менее 15 м положение промежуточного детонатора в скважине определяется принятой схемой инициирования заряда, а вопрос о дублировании скважинного детонирующего шнура решается исходя из требований обеспечения безопасности и конкретного опыта взрывных работ на карьере.

После заряжания скважинный детонирующий шнур должен выходить из скважины на длину не менее 1,0 – 1,5 м, чтобы обеспечить возможность соединения его с секционным или магистральным шнуром.

Исходя из вышеизложенного, определяется длина шнура на каждую скважину, а затем полная длина скважинного шнура ($L_{скв}$) на весь блок. Необходимо иметь в виду, что длина ДШ в серийно выпускаемых бухтах равна 50 м. Оставшиеся от бухты отрезки длиной менее, требуемой для одной скважины, после проведения взрывных работ уничтожаются, но учитываются при

определении требуемого расхода как скважинного, так и секционного и магистрального детонирующих шнуров.

Магистральные и секционные шнуры с целью обеспечения минимальной вероятности отказа дублируются путем использования двойных ниток шнура или закольцовывания магистральных нитей. Длина секционного ($L_{сек}$, м) и магистрального ($L_{маг}$, м) детонирующего шнура определяется по принятой схеме коммутации, вычерченной в масштабе, или по фрагменту этой схемы, содержащему хотя бы одну полную секцию одновременно взрываемых зарядов, путем непосредственного измерения с учетом масштаба схемы, или по следующим формулам.

Для магистрального шнура:

$$L_{маг} = c_1 n_{м.л} L_{бл} + c_2 A_{бл} \text{ м}, \tag{3.4}$$

где c_1, c_2 – коэффициенты, равные соответственно 2 и 0, при дублировании двойной нитью детонирующего шнура, и 1 и 1 при дублировании закольцовыванием магистральных нитей;

$n_{м.л}$ – количество магистральных линий (при порядной схеме $n_{м.л} = n$, где n – количество рядов скважин; при диагональных схемах $n_{м.л} = 1$, если дублирование осуществляется двойной нитью детонирующего шнура и $n_{м.л} = 2$ если дублирование осуществляется закольцовыванием магистральных линий);

$L_{бл}$ – длина взрывного блока, м;

$A_{бл}$ – ширина взрывного блока, м.

Длина секционного детонирующего шнура на взрывной блок при диагональной схеме коммутации определится по формуле:

$$L_{сек} = 2(n-1)\sqrt{(K_a a)^2 + b^2}\,\frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.5}$$

При трапециевидной схеме коммутации и четном количестве рядов:

$$L_{сек} = 2(1 + \sqrt{2(n-2)})L_{бл}. \tag{3.6}$$

При клиновой или волновой схеме коммутации и нечетном количестве рядов

$$L_{сек} = 2\sqrt{2}(n-1)L_{бл}. \tag{3.7}$$

Годовая потребность в ДШ на годовой объём работ по первичному взрыванию горной массы рассчитывается по формуле:

$$L^{г}_{дш.} = \frac{L_{дш.}}{V_{бл}} V_{год}. \tag{3.8}$$

Для выбора конкретной марки детонирующего шнура предлагается использовать табл. П. 4.1.

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *при дроблении негабаритов*, зависит от способа взрывания и от схемы складирования негабаритов.

Обычно негабариты складируются в зависимости от их количества в два – четыре ряда при расстоянии между ними не менее одного метра. Тогда длина площадки складирования негабаритов ($L_{\text{пл.нг}}$, м):

$$L_{\text{пл.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(c + 1)/n_{\text{р.нг}}, \tag{3.9}$$

где $n_{\text{р.нг}}$ – количество разложенных рядов негабаритных кусков;

$N_{\text{нг.бл}}$ – количество негабаритов в блоке;

c – толщина среднего негабаритного куска.

Длина детонирующего шнура (в м) для взрывания негабаритов с одного блока:

– накладными зарядами:

$$L^{\text{н}}_{\text{дш.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(2c + 1); \tag{3.10}$$

– шпуровыми зарядами:

$$L^{\text{н}}_{\text{дш.нг}} = N_{\text{нг.бл}}(2c + 1) + N_{\text{нг.бл}} h_{\text{ш}}. \tag{3.11}$$

Длина детонирующего шнура для взрывания негабаритов в расчете на годовой объем работ:

$$L^{\text{г}}_{\text{дш.нг}} = \frac{L_{\text{дш.нг}}}{V_{\text{бл}}} V_{\text{год}}. \tag{3.12}$$

Количество детонирующего шнура, необходимое для коммутации и инициирования зарядов *при ликвидации «порогов»*:

Длина детонирующего шнура для ликвидации «порогов» с одного взрывного блока ($L_{\text{дш.пор}}$, м) определится:

$$L_{\text{дш.пор}} = N^{\text{бл}}_{\text{ш.пор}} a_{\text{шп}} + N^{\text{бл}}_{\text{ш.пор}} l_{\text{пор}}, \tag{3.13}$$

где $a_{\text{шп}}$ – расстояние между шпурами, м;

$l_{\text{пор}}$ – глубина шпура, м (лабораторная работа № 2, п. 16.2.3, формула (2.96)).

Длина детонирующего шнура для ликвидации «порогов» в расчете на годовой объем взрывных работ ($L^{\text{г}}_{\text{дш.пор}}$, м) определится:

$$L^{\text{г}}_{\text{дш.пор}} = \frac{L_{\text{дш.пор}}}{V_{\text{бл}}} V_{\text{год}}. \tag{3.14}$$

При расчете количества детонаторов исходить из нижеследующего.

Монтаж взрывных сетей при открытой разработке для обеспечения коротко-замедленного взрывания производится с применением пиротехнические реле времени, как правило, двустороннего действия – РП-8.

Инициирование всей сети ДШ взрывного блока производят в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах электрическим спо-

собом не менее чем двумя электродетонаторами (ЭД) мгновенного действия типа ЭД-8-Э или ЭД-8-Ж.

Количество пиротехнических реле времени ($N_{кз}$) зависит от принятой схемы коммутации зарядов и в расчете на взрывной блок составляет:

– при порядной схеме коммутации количество пиротехнических реле времени

$$N_{кз} = n - 1; \tag{3.15}$$

– при порядно-секционной схеме взрывания, ограничивающей вес одновременно взрываемого ВВ в ряду по условиям снижения сейсмического действия взрыва

$$N_{кз} = n\, n_c - 1, \tag{3.16}$$

где n_c – количество секций одновременно взрываемых скважин в ряду;

– при диагональных, клиновых, волновых и трапециевидных схемах взрывания количество пиротехнических реле зависит от длины взрываемого блока и определяется по формуле:

$$N_{кз} = \frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.17}$$

В тех случаях, когда взрываемые диагонали закольцовываются, дублирующий магистральный ДШ проводится по блоку в одну нитку; при этом количество реле времени удваивается, т. е.

$$N_{кз} = 2\frac{L_{бл}}{a}. \tag{3.18}$$

Количество детонаторов короткозамедленного действия при использовании систем НОНЕЛЬ или ЭДИЛИН соответствует количеству разъединителей на поверхности блока и количеству донных детонаторов, т. е. удвоенному количеству скважин

$$N_{кз} = 2N_{скв}. \tag{3.19}$$

Годовая потребность в электродетонаторах мгновенного действия ($N_{д.год}$) для первичного рыхления взрывом горной массы определится:

$$N_{д.год} = 2V_{год}/V_{бл}. \tag{3.20}$$

Годовая потребность в пиротехнических реле времени ($N_{кз.год}$) для первичного рыхления взрывом горной массы:

$$N_{кз.год} = N_{кз}V_{год}/V_{бл}. \tag{3.21}$$

При разделке негабаритов и ликвидации «порогов» допускается применение огневого и электрического взрывания. Для огневого и электроогневого инициирования ДШ наиболее часто используются порядные схемы взрывания накладных или шпуровых зарядов. Огневое инициирование ДШ производится с помощью капсуля-детонатора КД-С8 (ГОСТ 6254-85) в комплексе с детонирующим шнуром ДШЭ-6, или капсуля-детонатора ДУ-6 (ТУ 7287-045-07513406-97) в комплексе с детонирующим шнуром ДШЭ-6ВДТ.

При инициировании шпуровых зарядов ВВ детонирующим шнуром количество детонаторов как для разделки негабаритов, так и для ликвидации «порогов» определяется, исходя из количества рядов взрываемых негабаритов или шпуров по аналогии с расчетами для скважинного порядного взрывания.

При использовании накладных зарядов схема коммутации взрывной сети должна в соответствии с правилами безопасности обеспечивать вес одновременно взрываемого ВВ не более 20 кг.

При электрическом способе инициирования каждый заряд (шпуровой или накладной) подрывается отдельным электродетонатором короткозамедленного действия (табл. П. 4.2); количество их в расчете на один взрывной блок ($N^{бл}_{эд.нг}$ и $N^{бл}_{эд.пор}$) равно количеству негабаритных кусков и количеству шпуров в блоке ($N_{нг.бл}$ и $N^{бл}_{ш.пор}$) . В расчете на годовой объем работ:

– по дроблению негабаритов $$N^{год}_{эд.нг} = N^{бл}_{эд.нг} V_{год}/V_{бл}, \qquad (3.22)$$

– по ликвидации «порогов» $$N^{год}_{эд.пор} = N^{бл}_{эд.пор} V_{год}/V_{бл}. \qquad (3.23)$$

В среднем, согласно практике, расход электродетонаторов на 1000 м^3 дробимого негабарита составляет 580 – 800 шт.

Максимальное количество детонаторов, взрываемых от одной машинки, зависит от общего сопротивления взрывной сети, и допустимое количество электродетонаторов, соединяемых в цепь последовательно, ($[N_{эд}]$) не должно превышать:

$$[N_{эд}] \le (R_o - l_м\, r_м)/r_{эд},$$

где $l_м$, $r_м$ – соответственно длина (м) и удельное сопротивление магистральных и соединительных (участковых и концевых) токоведущих проводов (Ом/м). Наиболее распространенные концевые провода для электровзрывания – ПВ-0,5 имеют сопротивление r = 0,09 Ом/м. Магистральные и участковые провода ВП-0,8 и ВП-0,7·2 имеют меньшее сопротивление, однако при расчетах этим можно пренебречь, принимая то же удельное сопротивление (т. е. $r_м$ = 0,09 Ом/м);

$r_{эд}$ – сопротивление электродетонатора, Ом (табл. П. 4.2);

R_o – максимально допустимое сопротивление взрывной сети, Ом (табл. 3.1).

Для разделки негабаритов на одном взрывном блоки потребуется $N^{бл}_{эд.нг}/[N_{эд}]$ взрывов.

Величина общего сопротивления сети рассчитывается по общепринятым формулам в зависимости от принятого соединения ЭД. При наиболее эффективной и надежной последовательной схеме соединения общее сопротивление взрывной сети ($R_{общ}$, Ом) определяется так:

$$R_{общ} = N_{эд}\, r_{эд} + L_м r_м.$$

Во всех случаях необходимо проверять силу тока в отдельных ветвях смонтированной сети на гарантийную величину, при которой срабатывает электродетонатор.

Сила тока ($I_м$, А) в магистрали и отдельных участках при последовательном соединении:

$$I_м = U/R_{общ}$$

где U – напряжение источника тока, В.

Должно выполняться условие:

$$I_м > I_{гар},$$

где $I_{гар}$ – величина гарантийного тока, А.

При одновременном взрывании до 200 ЭД величина постоянного гарантийного тока принимается равной 1,3А; гарантийная величина переменного тока – 2,5 А.

Таблица 3.1

Техническая характеристика взрывных приборов для открытых работ

Наименование машинки	Напряжение на конденсаторе, В	Максимальное сопротивление взрывной сети при последовательном соединении ЭД, Ом	Число одновременно взрываемых детонаторов, шт.
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3.....	1600	600	200
Конденсаторная взрывная машинка ЗМК-500.....	3000	2100	800

Количество промежуточных детонаторов на взрывной блок ($N_{пд}$) при одностороннем инициировании соответствует числу взрываемых скважин ($N_{скв}$) в блоке. При двустороннем инициировании (комбинированном – прямом и обратном) или при взрывании рассредоточенных зарядов количество промежуточных детонаторов удваивается.

Комбинированное инициирование применяется при взрывании скважин глубиной более 15 м. При взрывании скважин глубиной менее 15 м расположение промежуточного заряда определяется принятой схемой инициирования.

Характеристика отечественных промежуточных детонаторов, используемых на Российских карьерах, приведена в табл. П. 4.3.

Как правило, в нижнюю часть скважины помещают промежуточные детонаторы из одной шашки весом 800 – 1000 г или из двух шашек по 400 – 600 г; в верхнюю часть закладывается по одной шашке весом 400 – 700 г.

Тротиловые Т-400Г и тротил-гексогеновые ГТП-500КГ, ТГ-500, а также тротиловые повышенной прочности шашки Т-900Г наиболее целесообразно применять в сухих или малообводненных скважинах в неагрессивных средах (т. е. в массивах, где нет сульфидсодержащих пород и руд). Шашки-детонаторы ДПУ из поротола и ББТ из баллистического ракетного твердого топлива (БРТТ)

применимы для инициирования низкочувствительных горячельющихся эмульсионных ВВ и в неэлектрических системах типа «Эделин», «Нонель»

Количество потребных для взрывания шашек Т-400Г или Т-900Г рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{пд}} = sN_{\text{скв}}, \tag{3.24}$$

где s – количество шашек в скважине.

Потребное количество шашек в расчете на годовой объем работ:

$$N_{\text{пд.год}} = N_{\text{пд}} V_{\text{год}}/V_{\text{бл}}. \tag{3.25}$$

Результаты расчета необходимо свести в итоговую таблицу. По результатам расчетов лабораторной работы дополнить графическое изображение паспорта взрывных работ и конструкции заряда (лабораторная работа № 2) конкретными средствами инициирования.

Контрольные вопросы

1. Как определить потребность в ВВ на годовой объем взрывных работ?
2. Какие промежуточные детонаторы могут применяться для инициирования основного заряда скважины?
3. Какие схемы короткозамедленного взрывания обеспечивают минимальный расход ДШ?
4. Какие схемы короткозамедленного взрывания требуют максимального расхода ДШ?
5. Как дублируются магистральные и секционные детонирующие шнуры с целью обеспечения минимальной вероятности отказа?
6. Какие пиротехнические реле используются при инициировании детонирующего шнура?
7. От каких факторов зависит потребное количество пиротехнические реле на взрывной блок?
8. От каких факторов зависит потребное количество детонирующего шнура на взрывной блок?

Лабораторная работа 4

Расчёт безопасных расстояний при ведении взрывных работ

(2 часа аудиторных и 4 часа самостоятельных занятий)

Цель работы: Рассчитать безопасные расстояния при ведении взрывных работ.

Задачи работы:

1. Освоить ниже изложенную методику расчёта безопасных расстояний при ведении взрывных работ.
2. Рассчитать безопасные расстояния по разлету кусков взорванной горной массы.
3. Рассчитать безопасные расстояния по действию ударных, воздушных волн;.
4. Рассчитать безопасные расстояния по сейсмическому действию.
5. Рассчитать безопасные расстояния по действию ядовитых газов.

Общие положения:

Для обеспечения безопасности ведения взрывной подготовки горной массы к выемке необходимо рассчитывать и обеспечивать безопасные расстояния от места ведения взрывных работ – радиусы опасных зон.

Различают опасные зоны (ОЗ) для людей и опасные зоны для оборудования и сооружений.

Радиусы опасных зон для людей рассчитываются с учетом следующих воздействий от взрыва:

- по разлету кусков взорванной горной массы;
- по действию ударных, воздушных волн;
- по действию ядовитых газов при одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т.

Безопасные расстояния для людей обеспечиваются путем удаления их из опасных зон.

Радиусы опасных зон для оборудования и сооружений рассчитываются с учетом следующих воздействий от взрыва:

- по разлету кусков взорванной горной массы;
- по действию ударных воздушных волн;
- по сейсмическому действию.

Безопасные расстояния для оборудования и сооружений обеспечиваются, как правило, путем ограничения массы одновременно взрываемого ВВ и путем применения соответствующих конструкций зарядов и схем взрывания.

При этом, если карьер проектируется в неосвоенном районе, то расположение оборудования и сооружений предусматривается с учетом расчетных

размеров опасных зон. Если карьер проектируется или эксплуатируется в районе уже существующей инфраструктуры (уже существующих промышленных или жилых строений и других сооружений, например Шарташский карьер), то устанавливаются требуемые границы опасных зон, расчетно-экспериментальным методом определяются конструкции зарядов и схемы взрывания, обеспечивающие требуемые размеры опасных зон. При невозможности обеспечить параметры буровзрывных работ, гарантирующие соблюдение требуемых размеров опасных зон, могут быть применены специальные устройства – перемещаемые укрытия-локализаторы, ликвидирующие разлет кусков и гасящие ударную воздушную волну. А также, при соответствующем обосновании, могут быть снесены или перемещены из опасных зон находящиеся там оборудование и сооружения.

Радиусы опасных зон необходимо принимать наибольшие из рассчитанных по выше приведенным поражающим факторам и с учетом других ограничений, если таковые имеются.

Расчет безопасных расстояний осуществляется в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности (ЕПБ) при взрывных работах. В соответствии с п. 5 главы VII этих правил безопасные расстояния для людей при взрывных работах в карьерах следует принимать не менее величин, указанных в табл. 4.1.

Размеры опасной зоны определяются характером распределения энергии взрыва в окружающей среде и критериями опасности воздействия взрыва на рассматриваемый объект.

Характер распределения энергии взрыва определяется, прежде всего, величиной его первоначального импульса, то есть удельной мощностью и величиной заряда (Q), а также свойствами среды распространения энергии взрыва и условиями взрывания.

Таблица 4.1

Минимально допустимые безопасные для людей расстояния от места взрыва при взрывной подготовке горной массы к выемке в карьерах

Методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
Метод наружных зарядов, в том числе кумулятивных.....	300 по проекту
Метод шпуровых зарядов.....	200*
Метод котловых шпуров.....	200*
Метод малокамерных зарядов (рукавов).....	200*
Метод скважинных зарядов.....	Не менее 200**
Метод котловых скважин.....	Не менее 300
Метод камерных зарядов.....	Не менее 300

* При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

** Радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Критерием опасности воздействие взрыва на человека является возможная утрата жизни, здоровья и работоспособности.

Критерий опасности воздействия взрыва на механизмы, оборудование и сооружения зависит от значимости объекта и определяется возможностью утраты или снижения его работоспособности, прочности и надежности.

Порядок выполнения работы

Исходные данные:

- параметры БВР при первичном и вторичном дроблении;
- количество скважин во взрываемом блоке;
- принятая схема коммутации взрывной сети.

Расчеты выполнять из предположения, что карьер работает в неосвоенном районе.

Для достижения цели занятия выполнить следующие этапы:

1. Для подготовки к выполнению работы изучить соответствующий материал лекций и литературу: [1, с. 359 – 362], [4, с. 31 – 52], [6, с. 94 - 110], [7, с. 368 – 418], [9, с. 241 – 245], [13, глава VII].

2. Прочитать и изучить нижеизложенный материал.

3. Определить безопасные расстояния по разлету кусков породы.

3.1. Размеры безопасных расстояний для людей при взрывании скважинных зарядов рыхления.

При ведении взрывных работ на ровной местности радиус разлета кусков определится:

$$r_{\text{р}} = 1250\eta_{\text{з}}\sqrt[3]{\frac{fd}{(1+\eta_{\text{заб}})a}}, \qquad (4.1)$$

где представлены: характеристика зарядов - коэффициентом заполнения скважины взрывчатым веществом ($\eta_{\text{з}}$), диаметром взрываемой скважины (d, м; свойства среды - коэффициентом крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова (f); условия взрывания - коэффициентом заполнения скважины забойкой ($\eta_{\text{заб}}$), расстоянием между скважинами в ряду (a, м).

Иногда для оценки прочностных свойств используют не коэффициент крепости f, а номер группы F, к которой относятся породы по классификации СНиП. Связь между этими характеристиками определяется следующим соотношением:

$$f = \left(\frac{F}{2{,}5}\right)^2.$$

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом $\eta_{\text{з}}$ равен отношению длины заряда в скважине $l_{\text{з}}$ (м) к глубине пробуренной скважины L (м).

$$\eta_{\text{з}} = l_{\text{з}}/L.$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $\eta_{заб}$ равен отношению длины забойки $l_{заб}$ (м) к длине свободной от заряда верхней части скважины $l_н$ (м).

$$\eta_{заб} = l_{заб}/l_н.$$

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки – $\eta_{заб} = 0$.

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a, $\eta_з$, $\eta_{заб}$ расчет радиуса разлета кусков по формуле (4.1) должен проводиться по наименьшим значениям параметров a, $\eta_{заб}$ и наибольшему параметру $\eta_з$ из всех имеющихся в данной серии зарядов.

Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, при расчете $r_р$ следует принимать максимальное значение коэффициента крепости грунта f. При взрывании парносближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром d в расчетах учитывается их эквивалентный диаметр

$$d_э = d\sqrt{N_c},$$

где N_c – число парно сближенных скважин в кусте.

При определении опасных расстояний необходимо учитывать возможные в процессе производства взрывных работ отклонения отдельных параметров a, $\eta_{заб}$, $\eta_з$ скважинных зарядов от принятых проектных значений. Поэтому расчет $r_р$ по формуле (4.1) следует проводить с определенным запасом, принимая, исходя из этого, минимально возможные при производстве взрывных работ значения параметров a, $\eta_{заб}$ и максимально возможное значение параметра $\eta_з$.

При производстве горных работ на косогорах, а также при превышении отметки поверхности взрываемого блока над отметкой одного из участков границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $r_р$ в направлении вниз по склону должны определяться по формуле:

$$R_р = r_р K_р, \qquad (4.2)$$

где $R_р$ – опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или в сторону участка границы, расположенного на 30 м ниже поверхности взрываемого блока, м;

$K_р$ – коэффициент, учитывающий превышение поверхности взрываемого блока над пониженным участком границы опасной зоны.

Если известен угол (β, град.) между горизонтом и направлением от места взрыва до пониженного участка границы опасной зоны, определенной по ф. 4.1. (обычно это угол откоса борта карьера), то значение $K_р$ определится так

$$K_р = 1 + \operatorname{tg}\beta, \qquad (4.3)$$

В тех случаях, когда вместо угла β известно превышение (H, м) места взрыва над границей опасной зоны , значение $K_р$ определится так:

$$K_{\text{р}} = 0{,}5\left(1+\sqrt{1+\frac{4H}{r_{\text{р}}}}\right). \qquad (4.4)$$

Если в каком-либо направлении граница опасной зоны, рассчитанная по формуле (4.1) или (4.2), проходит по уклону (склону), необходимо учесть возможное скатывание отдельных кусков породы и увеличить в этом направлении безопасное расстояние.

Также необходимо учитывать влияние силы ветра на возможное увеличение дальности разлета кусков породы с помощью коэффициента, рассчитанного по формуле Б. Н. Кутузова:

$$K_{\text{в}} = 1+\frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{р}}}, \qquad (4.5)$$

где $V_{\text{в}}$ – средняя скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с. Определяется по данным метеослужбы;

$V_{\text{р}}$ – средняя скорость разлета кусков, м/с. Определяется по формуле:

$$V_{\text{р}} = 3\sqrt{r_{\text{р}}}\,.$$

Таким образом, расчетное значение опасного расстояния для людей по разлету кусков взорванной горной массы ($R_{\text{р}}$, м) определяется:

$$R_{\text{р}} = r_{\text{р}} K_{\text{р}} K_{\text{в}}. \qquad (4.6)$$

Полученный результат округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний, указанных в табл. 4.1.

3.2. Размеры безопасных расстояний при взрывании сосредоточенных зарядов рыхления (котловых, камерных).

Радиусы зон, опасных по разлету отдельных кусков породы, при взрывах сосредоточенных зарядов рыхления ($n < 1$) определяют следующим образом. Из всех зарядов данной серии выбирается заряд с наибольшей линии наименьшего сопротивления – $W_{\max}$. Для этого заряда рассчитывают длину той условной линии наименьшего сопротивления ($W_{\text{нв}}$), при которой он явился бы зарядом нормального выброса ($n = 1$).

$$W_{\text{нв}} = 5W_{\max}/7.$$

Полученное значение $W_{\text{нв}}$ является отправным для определения безопасных расстояний по разлету отдельных кусков для людей. Искомые значения радиусов $r_{\text{р}}$ находятся в табл. 4.2, по значению $W = W_{\text{нв}}$ и $n = 1$.

Найденное значение $r_{\text{р}}$ корректируется в соответствии с п. 3.1 и с учетом рельефа местности и скорости ветра, предполагаемой в период взрыва, и другими требованиями этого пункта.

3.3. Размеры безопасных расстояний при взрывании накладных и шпуровых зарядов определяются по табл. 4.2.

4. Безопасные расстояния по разлету кусков породы для механизмов, зданий и сооружений согласно Едиными правилами безопасности при взрывных работах определяются в проекте на взрыв с учетом конкретных условий.

5. Определение безопасных расстояний (радиусов опасны зон) по действию ударной воздушной волны (УВВ).

5.1. Размер зоны, опасной для людей.

Безопасное для человека расстояние от места взрыва по действию ударной воздушной волны (r_{min}, м) определяется при взрывании наружного заряда. Это расстояние, если по условиям работ необходимо максимальное приближение к месту взрыва персонала, производящего взрывание, рассчитывается по формуле:

$$r_{min} = 15\sqrt[3]{Q}, \qquad (4.7)$$

где Q – масса взрывчатых веществ взрываемого наружного заряда, кг.

В остальных случаях полученное по формуле (4.7) расстояние следует увеличивать в 2 – 3 раза. При наличии блиндажей расстояние, рассчитанное по этой формуле, может быть сокращено не более чем в 1,5 раза.

Под массой взрывчатых веществ, взрываемого наружного заряда понимается сумма массы ВВ одновременно взрываемых наружных (накладных) зарядов и ВВ детонирующих шнуров, расположенных на поверхности взрываемого блока (магистральных и секционных).

Взрыв заряда в воде на глубине, меньшей 1,5 высоты заряда, следует рассматривать как взрыв наружного заряда.

Таблица 4.2

Безопасные расстояния по разлету кусков породы при взрывании на выброс и сброс

Линия наименьшего сопротивления W, м	Радиус опасной зоны (м) для людей при значении показателя действия взрыва заряда (n)			
	1,0	1,5	2,0	2,5 - 3,0
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800
6	300	600	800	1000
8	400	600	800	1000
10	500	700	900	1000
12	500	700	900	1200
15	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500
25	800	1000	1500	1800
30	800	1000	1700	2000

5.2. Размер зоны, опасной для механизмов, зданий и сооружений.

Едиными правилами безопасности при взрывных работах при определении расстояний, безопасных по действию ударной воздушной волны на механизмы, оборудование и сооружения, рассматриваются следующие два критерия опасности воздействия взрыва:

– нарушение целостности здания или сооружения в целом;

– нарушение целостности застекления.

При этом в зависимости от значимости объекта различают пять степеней допускаемого нарушения его целостности (табл. 4.3).

Свойства среды распространения УВВ учитываются наличием преград на пути УВВ, ограниченностью пространства распространения УВВ (ущелье, улица) и температурой окружающего воздуха.

Условия взрывания учитываются степенью заглубления заряда, схемой коммутации взрывной сети, интервалами замедления.

Размеры опасной зоны по критерию целостности здания или сооружения в целом рассчитываются по формулам:

$$r_B = K_B \sqrt[3]{Q}; \tag{4.8}$$

$$r_B = k_B \sqrt{Q}, \tag{4.9}$$

где r_B – безопасное расстояние, м;

Q – масса взрывчатых веществ одновременно взрываемых зарядов, кг;

K_B, k_B – коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от степени допускаемых повреждений зданий или сооружений (табл. 4.3).

Формулы (4.8) и (4.9) следует применять для определения относительно безопасных расстояний до зданий (сооружений) от мест изготовления взрывчатых веществ, хранения взрывчатых материалов на складах (хранилища, площадки и т. п.), от мест погрузки, разгрузки и переработки взрывчатых материалов, а также отстоя транспортных средств с ними, от мест взрывов наружных зарядов и зарядов выброса.

Взрыв заряда в воде на глубине, меньшей 1,5 высоты заряда, следует рассматривать как взрыв наружного заряда.

Формула (4.8) должна применяться при допустимости первой – третьей степеней повреждений для открытых (наружных) зарядов массой больше 10т и для зарядов, углубленных на свою высоту, массой больше 20 т при допустимости первой – второй степеней повреждений. Формулу (4.9) нужно применять при допустимости первой – третьей степеней повреждений для открытых зарядов массой менее 10 т и первой – второй степеней повреждений – для зарядов, углубленных на свою высоту, с массой менее 20 т, а также для соответствующих зарядов выброса. Кроме того, формула (4.9) применима при допустимости четвертой – пятой степеней повреждений независимо от массы и расположения заряда.

В Единых правилах безопасности при взрывных работах указывается, что при пользовании табл. 4.3 необходимо руководствоваться следующим:

а) при выборе степени повреждения и значений коэффициентов должна учитываться вся совокупность местных условий, причем в сложных случаях в выборе степени безопасности должны участвовать руководитель взрывных работ организации, представители заинтересованных организаций, владеющих охраняемым объектом, и представитель органа Госгортехнадзора;

в) при определении расстояний до линии электропередачи следует исходить из значений радиуса разлета кусков выбрасываемой взрывом породы, поскольку линии электропередачи относятся к категории конструкций, стойких по отношению к действию ударной воздушной волны;

д) коэффициенты в табл. 4.3 указаны неоднозначно. То или иное значение следует выбирать в зависимости от состояния объекта, для которого устанавливаются безопасные расстояния: чем прочнее этот объект, тем меньшее значение коэффициента может быть принято при расчете в пределах значений, указанных в табл. 4.3;

е) свойства взрывчатых веществ при расчете безопасных расстояний не учитываются.

Таблица 4.3

Значения коэффициентов k_B и K_B для расчета расстояний, безопасных по действию УВВ при взрыве

Степень повреждения	Возможные последствия	Наружный заряд			Заряд, углубленный на свою высоту			$n = 3$
		Q, т	k_B	K_B	Q,т	k_B	K_B	k_B
1	Отсутствие повреждений	< 10 > 10	50-150 –	– 400	< 20 > 20	20-50 –	– 200	3-10 –
2	Случайные повреждения застекления	< 10 > 10	10-30 –	– 60-100	< 20 > 20	5-12 –	– 50	– 1-2
3	Полное разрушение застекления. Частичное повреждение рам, дверей, нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	< 10 > 10	5-8 –	– 30-50	– –	– 204	– –	– 0,5-1
4	Разрушение внутренних перегородок, рам дверей, барков, сараев и т. п.	–	2-4	–	–	1-2	–	Разрушение в пределах воронки
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	–	1,5-2	–	–	0,5-1	–	–

Примечание: при выполнении реальных расчётов степень повреждения необходимо принимать с учетом рекомендаций приведенных в [13] п. 5.1.2.

Если защищаемый объект расположен непосредственно за преградой (на опушке густого леса, у подножия холма), стоящей на пути распространения воздушной ударной волны, то безопасное расстояние, определенное по приведенным формулам, может быть уменьшено, но не более чем в 2 раза.

При производстве взрыва в ограниченном пространстве - в узкой долине (ущелье) или между домами улицы, безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Если за местом взрыва в радиусе $1{,}5\sqrt{Q}$ имеются прочные преграды в виде стен, валов и т. п., в направлении, противоположном этим преградам, безопасное расстояние должно увеличиваться: при расчете по формуле (4.8) – в 1,3, а по формуле (4.9) – в 1,4 раза.

Размеры опасной зоны (в м) по критерию нарушения целостности застекления при взрывании наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления для пород VI – VIII групп по классификации строительных норм (СНиП) определяют по формулам:

$$r_B = 200\sqrt[3]{Q_э} \text{ при } 1000 \text{ кг} \le Q_э < 5000 \text{ кг}, \quad (4.10)$$

$$r_B = 65\sqrt{Q_э} \text{ при } 2 \text{ кг} \le Q_э < 1000 \text{ кг}, \quad (4.11)$$

$$r_B = 63\sqrt[3]{Q_э^2} \text{ при } Q_э \le 2 \text{ кг}, \quad (4.12)$$

где $Q_э$ – эквивалентная масса заряда, кг.

При взрывании пород IX группы и выше по строительным нормам радиус опасной зоны, определенный по формулам (4.10) – (4.12), должен быть увеличен в 1,5 раза, а при взрывании пород V группы и ниже радиус опасной зоны может быть уменьшен в 2 раза.

Эквивалентную массу заряда определяют следующим образом:

а) для наружных зарядов (высотой $h_{зар}$ с засыпкой слоем грунта $h_{заб}$), взрываемых одновременно

$$Q_э = K_H Q, \quad (4.13)$$

где Q – суммарная масса зарядов, кг;

K_H – коэффициент, значение которого зависит от отношения $h_{заб}/h_{зар}$.

Значение коэффициента K_H для расчета эквивалентной массы заряда при взрывании наружных зарядов, засыпанных грунтом

$h_{заб}/h_{зар}$	0	1	2	3	4
K_H	1	0,5	0,3	0,1	0,03

б) для группы в количестве N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрываемых одновременно:

$$Q_э = P l_{зар} K_з N, \quad (4.14)$$

где P – вместимость взрывчатых веществ 1м скважины (шпура), кг;

$l_{зар}$ – длина заряда, м;

$K_з$ – коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $l_{заб}$ к диаметру скважины (шпура) d (при отсутствии забойки – зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины $l_{св}$ к d);

Значение коэффициента $K_з$
в зависимости от отношения $l_{заб}/d$ или $l_{св}/d$

$l_{заб}/d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,15	0,02	0,003	0,002

$l_{св}/d$	0	5	10	15	20
$K_з$	1	0,3	0,07	0,02	0,004

в) для группы из N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрываемых одновременно:

$$Q_э = 12PdK_зN. \quad (4.15)$$

Во всех случаях, когда заряды инициируются детонирующим шнуром, суммарная масса взрывчатых веществ в сети детонирующего шнура добавляется к значениям $Q_э$ вычисленным по формулам (4.14) – (4.15).

В случае короткозамедленного взрывания под $Q_э$ и N следует понимать соответственно массу эквивалентного заряда и число зарядов одной группы одновременно взрываемых зарядов. При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальным $Q_э$. Если интервал замедления между группами 50 мс и более, безопасное расстояние определяется по формулам (4.10) – (4.12). При интервале замедления от 30 до 50 мс безопасное расстояние, рассчитанное по формулам (4.10) – (4.12), должно быть увеличено в 1,2, от 20 до 30 мс – в 1,5 и от 10 до 20 мс – в 2 раза.

Суммарная масса зарядов и число групп замедлений не ограничиваются.

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, минимальное безопасное расстояние, определенное по формулам (4.10) – (4.12), должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

При взрывах вблизи лечебных, детских учреждений и зданий с большой площадью застекления, значительным скоплением людей и т. п. вопрос определения безопасных расстояний следует решать с привлечением специализированных организаций.

Для уменьшения поражающей способности УВВ могут быть использованы следующие способы:

а) засыпка (забойка) наружного заряда слоем грунта. При слое засыпки, равном не менее пяти высот заряда над всей площадью его основания, безопасное расстояние может быть уменьшено в 4 раза. Материал засыпки не должен содержать тяжелых предметов (камней, гальки и т. п.);

б) удаление створок оконных рам или открывание окон и закрепление их в открытом положении; закрывание оконных проемов прочными щитами и т. п.;

в) защита мешками или ящиками, заполненными песком;

г) применение перемещаемых укрытий-локализаторов, гасящих ударную воздушную волну.

6. Определение размера безопасных расстояний по сейсмическому действию взрыва (сейсмически безопасных расстояний).

При определении расстояний, безопасных по сейсмическому действию взрыва на механизмы, оборудование и сооружения, в ЕПБ за критерий опасности принято считать появление повреждений, нарушающих их нормальное функционирование (когда вероятность появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений составляет около 0,1). Значимость подвергаю-

щегося воздействию взрыва объекта учитывается коэффициентом K_c, зависящим от типа здания и характера застройки

Свойства среды распространения сейсмических колебаний (грунта в основании охраняемого здания) учитываются коэффициентом $K_г$, зависящим от свойств грунта в основании охраняемого здания.

Условия взрывания учитываются характером взрыва, средой и местом расположения заряда, взаимным расположением зарядов (когда их несколько) относительно охраняемого объекта, схемой коммутации взрывной сети, в том числе интервалами замедления.

При взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

Расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда взрывчатых веществ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле:

$$r_c = K_г K_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \qquad (4.16)$$

где r_c – минимальное безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м;

$K_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

K_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания;

Q – масса заряда, кг.

Значения коэффициента $K_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует для расчета принимать ближайшее большее значение коэффициента $K_г$.

Значения коэффициента K_c

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Примечание. При взрывании на расстоянии менее 100 м от зданий или сооружений сейсмическое действие взрыва имеет локальный характер, и поэтому определенная с помощью формулы (4.16) предельно допустимая масса заряда

получается заниженной. Допускается при необходимости увеличение этой массы.

Значения коэффициента α

Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	0,5

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения коэффициента следует увеличить в 1,5 – 2,0 раза.

При одновременном (без замедления) взрывании группы из N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20 %, минимальное безопасное расстояние (м):

$$r_{\text{с}} = N^{1/6} K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha \sqrt[3]{Q}. \tag{4.17}$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие:

$$\left(K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha\right)^3 \sum_{i=1}^{N} \frac{q_i}{r_i^3} \le 1, \tag{4.18}$$

где N – число зарядов взрывчатых веществ;

q_i – масса отдельного заряда взрывчатых веществ, кг;

r_i – расстояние от отдельного заряда взрывчатых веществ до охраняемого объекта, м.

При неодновременном взрывании N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние (м):

$$r_{\text{с}} = \frac{K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha}{N^{1/4}} Q^{1/3}. \tag{4.19}$$

При определении N и Q можно не учитывать заряды, масса которых в 3 и более раза и меньше массы максимального заряда взрываемой группы.

В тех случаях, когда в группе неодновременно взрываемых зарядов расстояния от охраняемого объекта до ближайшего и до наиболее удаленного зарядов различаются более чем на 20 %, охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны при соблюдении условия:

$$\left(\frac{K_{\text{г}} K_{\text{с}} \alpha}{N^{1/4}}\right)^3 \sum_{i=1}^{N} \frac{q_i}{r_i^3} \le 1. \tag{4.20}$$

При определении N не учитываются заряды, для которых величина q_i / r_i в 3 и более раза меньше максимальной для остальных зарядов из всей взрываемой группы.

При взрывании взрывного блока, состоящего из групп зарядов с замедлениями между взрывами зарядов в отдельной группе менее 20 мс, каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд с общей массой, равной

сумме зарядов в группе, а безопасное расстояние от взрывного блока (r_c) определять по формулам (4.19), (4.20), где число зарядов N равно числу групп.

Для поврежденных зданий (трещин в стенах и т. п.) безопасные расстояния, определенные по формулам (4.16) – (4.20), должны быть увеличены. Это увеличение устанавливается по заключениям специализированных организаций. При отсутствии таких заключений безопасные расстояния должны быть увеличены не менее чем в 2 раза.

Приведенная методика рассматривает не все факторы, определяющие радиус опасной по сейсмическому действию зоны. В частности, не учитываются направленность сейсмического действия группы зарядов большой протяженности, наличие повреждений зданий при повторяющихся взрывах, особенности сейсмического действия мощных (1000 т взрывчатых веществ и более) взрывов. При необходимости учета дополнительных факторов следует привлекать специализированные организации.

Специализированные организации необходимо привлекать и при определении безопасных расстояний для зданий и сооружений уникального характера (здания атомных электростанций, башни, высотные здания, монументальные общественные здания и т. п.) и для ответственных и сложных инженерных сооружений (мосты, реакторы различного назначения, гидротехнические сооружения, радиомачты и т. п.).

Сейсмическое действие взрыва тем меньше, чем больше его энергии используется в зоне дробления. Поэтому важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление горных пород.

Основным методом снижения сейсмического действия взрыва является применение замедленного и короткозамедленного взрывания.

Для уменьшения сейсмического действия взрыва используют также создание экранов из разрушенных пород. Для предохранения сооружений при взрывании зарядов на небольших расстояниях (до 100 радиусов заряда) создают защитные щели, оконтуривающие взрываемый массив на глубину, превышающую глубину фундамента здания в 1,2 – 1,5 раза.

На общее сейсмическое действие зарядов ВВ влияет также ориентировка взрываемых блоков относительно охраняемых объектов. Так, при расположении объекта на фланге взрываемого блока заряд может быть увеличен в два раза, если направление детонации в сторону объекта, и в 5 – 6 раз, если направление детонации от объекта. Если объект расположен со стороны фронта блока, а детонация направлена вдоль блока, то заряд может быть увеличен в два раза.

7. Определение размера опасной зоны по действию ядовитых газов.

При одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т должна быть учтена газоопасность взрыва и установлено безопасное расстояние $r_г$, за пределами которого содержание ядовитых газов (в пересчете на условную окись углерода) не должно превышать предельно допустимых концентраций.

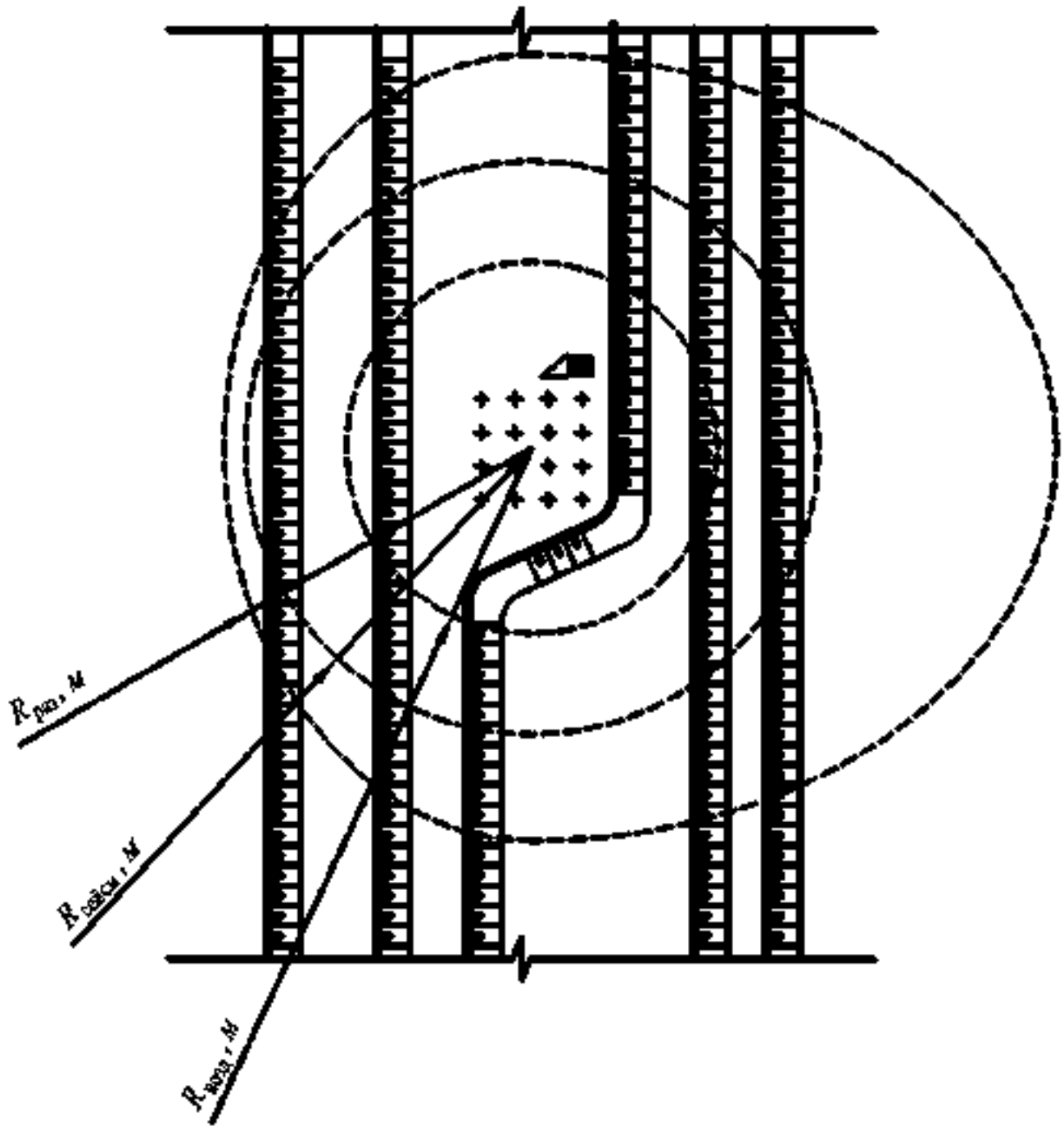


Рис. 4.1. Пример графического изображения схемы взрываемого блока и контуров опасных зон

Безопасное по действию ядовитых газов расстояние $r_г$ (м) в условиях отсутствия ветра или в направлении, перпендикулярном к распространению ветра, при взрыве зарядов на выброс определяется по формуле

$$r_г = 160\sqrt[3]{Q}, \qquad (4.21)$$

где Q – суммарная масса взрываемых зарядов, т.

В направлении, противоположном распространению ветра, радиус газоопасной зоны следует принимать также равным $r_г$. По направлению ветра радиус газоопасной зоны $r_{г1}$ определяется по формуле:

$$r_{г1} = 160\sqrt[3]{Q}(1 + 0{,}5V_в), \qquad (4.22)$$

где $V_в$ – средняя скорость ветра или его порывов в момент взрыва, м/с.

8. Результаты расчета свести в итоговую таблицу. По результатам выполнить графическое изображение в стандартном масштабе на формате А4 схемы взрываемого блока и контуров опасных зон рисунке.

Контрольные вопросы

1. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные расстояния при взрывных работах?
2. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные для людей расстояния при взрывных работах?
3. По каким воздействиям от взрыва рассчитываются безопасные для механизмов и оборудования расстояния при взрывных работах?
4. Какими факторами определяются размеры опасной зоны?
5. Какими факторами определяются характер распределения энергии взрыва в массиве?
6. Какие критерии используются для оценки опасности воздействия взрыва на человека?
7. Какие критерии используются для оценки опасности воздействия взрыва на механизмы, оборудование и сооружения?
8. От каких факторов зависит радиус разлета кусков при взрыве?
9. При взрывании какого заряда рассчитываются размеры опасной для людей зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ)?
10. Сколько степеней допускаемого нарушения целостности сооружения учитываются при оценке радиуса опасной зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ)?
11. По какому критерию опасности воздействия взрыва оцениваются размеры опасной зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрыве скважных и шпуровых зарядов на рыхление?
12. Когда рассчитываются размеры опасной зоны по критерию целостности здания или сооружения в целом?
13. Как рассчитывается эквивалентная масса N скважных зарядов для оценки размеров опасной зоны от действия УВВ по критерию нарушения целостности застекления?
14. При взрыве каких зарядов не учитывается сейсмическое действие взрыва?
15. По какому критерию опасности определяется радиус опасной по сейсмическому действию взрыва зоны?
16. От каких факторов зависит радиус опасной по сейсмическому действию взрыва зоны?
17. Когда рассчитываются размеры опасной зоны по действию ядовитых газов?

Список использованных и рекомендуемых источников

1. *Хохряков В. С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учебник для техникумов. М.: Недра, 1991. 336 с.
2. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: Учебник для вузов. М.: Недра, 1985. 509 с.
3. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учебник для вузов. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.
4. *Беляков Ю. И.* Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.
5. *Трубецкой К. Н., Кузнецов Б. Н., Кун В. С.* Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1990. 367 с.
6. *Корнилков С. В., Стенин Ю. В., Стариков А. Д.* Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах. Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. 112 с.
7. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом. М.: МГИ, 1992. 516 с.
8. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии и безопасность). Ч. II. Учебник для вузов. М.: Недра, 1994. 446 с.
9. Буровзрывные работы на угольных разрезах /Репин Н.Я., Богатырев В. П., Буткин В. Д. и др. /Под ред. Н. Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.
10. *Репин Н. Я.* Подготовка и эксплуатация вскрышных угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.
11. *Угольников В.К.* Оптимизация параметров буровзрывных работ на карьерах. Учебное пособие. Магнитогорск: МГМА, 1997. 84 с.
12. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП-13-1-86/МЧМ СССР. Л.: СКБ НТО АН СССР, 1986. 264 с.
13. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. 244 с.
14. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1 /Колл. авторов /Отв. составители. А. И. Субботин, Н. И. Гаврилов, С. В. Колесникова. М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2001. 244 с.
15. Справочник. Открытые горные работы /К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Винницкий, Н. Н. Мельников и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
16. Нормативный справочник по буровзрывным работам /Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров и др. М.: Недра, 1986. 511 с.
17. *Стенин Ю.В.* Расчеты параметров буровзрывной подготовки горной массы к выемке: Руководство по выполнению лабораторных работ по разделу «Подготовка горной массы к выемке» дисциплины «Процессы открытых горных работ. Часть I. Расчет параметров буровых работ. Екатеринбург: Изд. УГГГА, 2001. 30 с.
18. Сытенков В.Н., Давронбеков У.Ю., Бибик И.П. Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах. Навои: Информационный центр Центрального рудоуправления НГМК, 2004. 72 с.

Приложения

ПРИЛОЖЕНИЕ 1
Таблица П.1.1

Исходные данные

Характеристика горных пород					Температура воздуха t, °С	Угол откоса рабочего уступа $\alpha_р$, град	Угол откоса нерабочего уступа $\alpha_н$, град.	Годовой объем взрываемой горной массы $V_{год}$ млн. м^3	Объем взрываемого блока $V_{бл}$, тыс. м^3	Угол откоса рабочего борта ($\gamma_{р.б.}$), град.	Высота столба воды в скважине $h_в$, м	Азимут линии откоса уступов (направление фронта работ) $\theta_о$, град	Азимут направления наибольшей оси зоны дробления θ, град.	Допустимый процент выхода негабарита, $V_н$, %
Предел прочности, МПа			Плотность γ, т/м^3	Категория трещиноватости										
$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	$\sigma_р$												
180	18	9	3,2	IY	0	80	70	2.0	40,0	12	1	90	90	2
20	3.0	1	1,3	IY	+25	75	60	5,0	50,0	12	1	90		2
100	25	15	2,0	III	+7	80	65	10,0	200	17	5	45	120	3
170	21	8	2,9	Y	0	75	65	20,0	400	21	6	60	30	3
50	15	10	2,3	II	10	70	60	8,0	200	18	6	45	Н. д.	2
30	3	1	1,5	III	-20	65	55	1,5	30,0	10	3	30	75	5
120	12	5	2,7	III	-15	70	65	7,0	140	18	2	30	60	5
80	20	10	2,7	IY	+12	75	65	15,0	300	20	2	90	90	10
160	15	8	2,3	II	+18	75	65	0,8	20,0	11	2	60	120	10
70	7	3	2,0	II	-10	70	60	3,0	60,0	15	1	60	180	0,5
40	6	2	1,9	I	-17	65	55	2,0	40,0	15	5	33	Н. д.	1
130	13	5	2,4	I	0	65	60	1,5	20,0	20	5	40	Н. д..	7
90	10	4	2,4	III	+15	70	65	25,0	400	22	7	90	Н. д.	3
110	10	4	2,7	IY	+20	75	70	7.0	150	13	4	0	45	3
40	10	6	2,5	IY	+7	70	65	12,0	200	12	4	0	70	2
20	3	1	1,4	III	0	70	55	1,0	30,0	11	4	0	90	7
20	5	3	1,6	II	-21	65	55	370	60,0	11	4	25	90	5
180	18	9	3,0	Y	-12	80	70	15,0	300	21	1	30	90	3
100	12	4	2,2	III	-7	70	60	10,0	200	20	1	30	100	5
80	8	3	2,2	IY	0	70	65	2,0	40,0	15	12	30	45	10
60	5	3	2,6	IY	+17	70	65	1,5	30,0	13	3	60	30	10

Окончание табл П.1,1

Вариант	Характеристика горных пород					Температура воздуха t, °С	Угол откоса рабочего уступа $\alpha_{р.у}$, град	Угол откоса нерабочего уступа $\alpha_{н.у}$, град	Годовой объем взрываемой горной массы $V_{год}$, млн м³	Объем взрываемого блока $V_{бл}$, тыс. м³	Угол откоса рабочего борта ($\gamma_{р.б}$), град	Высота столба воды в скважине $h_в$, м	Азимут линии откоса уступа (направление фронта работ ($\theta_ф$), гр
	Предел прочности, МПа			Плотность γ, т/м³	Категория трещиноватости								
	$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сд}$	$\sigma_р$										
22	140	20	7	2.7	III	+21	75	65	8,0	160	24	4	60
23	30	7	4	2,0	III	+5	70	60	0,6	20,0	10	2	45
24	60	6	3	2.5	III	0	70	60	1,5	40,0	12	5	45
25	160	20	8	3,0	II	-15	70	60	5,0	100	25	4	30
26	110	10	5	2,8	IY	-10	75	70	30,0	600	23	3	30
27	90	15	5	2,3	III	-30	70,	60	10,0	200	20	2	90
28	130	15	6	2,7	III	+18	75	65	8,0	150	23	1	90
29	150	15	7	2,4	Y	+24	80	75	15,0	300	17	1	150
30	50	8	2	2.1	III	+7	70	60	1,5	40,0	12	2	200
31	30	7	4	1,6	II	-25	65	55	2,0	60,0	13	2	240
32	40	7	3	1,8	III	-25	65	60	2,0	60,0	13	1	180
33	80	8	4	2,0	IY	0	70	65	5,0	100	15	1	200
34	140	15	5	2.5	III	0	75	65	7,0	150	20	3	270
35	20	2	1	1,2	III	-17	65	55	2,5	50,0	13	1	270
36	180	20	6	2,9	Y	+19	80	70	0,6	24,0	13	2	200

Примечание. А – автомобильный, К – конвейерный, Ж-Д – железнодорожный транспорт,

*$B_п$ – 1,2 м; **$B_т$ – 1,6 м

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Справочный материал к лабораторной работе № 1

Таблица П.2.1

Размеры элементов рабочих площадок

Экскаватор	C_1	T	C_2	$П_1$	$П_2$
При автотранспорте					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б; ЭКГ-8И	1,5 – 2,0	12 - 14	1,5 – 2,0	6	
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус; ЭГ-12	1,5 – 2,0	15 - 17	1,5 – 2,0	6	
ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус, ЭКГ-20	2,0 – 2,5	17 – 20	2,0 – 2,5	6	
При железнодорожном транспорте (одноколейный рельсовый путь)					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б, ЭКГ-8И	1,5 – 2,0	3,5 – 4,0	1,5 – 2,0	6	6
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус, ЭГ-12	1,5 2,0	3,5 4,0	1,5 2,0	6	6
ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус, ЭКГ-20	1,5 – 2,0	3,5 – 4,0	1,5 – 2,0	6	6
При конвейерном транспорте					
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б,	1,5 – 2,0	2,5 – 3,0	1,5 – 2,0	6	6
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус;	1,5 – 2,0	3,0 – 3,5	1,5 – 2,0	6	6

Характеристика горно-транспортного оборудования для карьеров

Таблица П. 2.2

Рабочие параметры экскаваторов

Емкость ковша, м³ основного	Максимальный радиус черпания, м		Максимальный радиус черпания на уровне стояния, м	Максимальная высота черпания, м	Максимальный радиус разгрузки, м	Максимальная высота разгрузки, м	Рабочая масса экскаватора, т	Продолжительность цикла при угле поворота на 90°, с	
	основного	дополнительного							
ЭКГ-5А	5,2	3,2-7,0	14,5	9,04	10,3	12,65	6,7	196	23
ЭКГ-8И	8	10	18,2	12,2	12,5	15,5	9,2	370	26
ЭКГ-12	12	10 – 6	21,0	14,3	16,9	15,0	10,0	600	26
ЭКГ-20А	20	16 – 30	23,4	14,2	18,0	17,0	11,5	1040	28

Таблица П 2.3

Годовая производительность одноковшовых экскаваторов на угольных разрезах, тыс. м^3

Объединение	ЭКГ-4У; ЭКГ-5	ЭКГ-8И; ЭКГ-10	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15
Башкируголь	1404	1372	–
Вахрушевуголь	1347	1672	–
Востсибуголь	646	1540	–
Дальвостуголь	624	–	–
Красноярскуголь	580	1756	2358
Кемеровоуголь	819	1297	1567
Приморскуголь	954	1499	–
Тулауголь	108	–	–
Челябинскуголь	1279	1083	–
Якутуголь	550	1342	–
Александрияуголь	690	–	–
Экибастузуголь	506	1523	2514
Средазуголь	841	1719	–

Таблица П 2.4

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7555
Грузоподъемность, т	27	30	30	40	42	42	55
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	40,5
Объем кузова геометрический, м^3	15	15	19	21	21	21	25
Объем кузова с "шапкой", м^3	18	18	23,5	26	26	26	34,2
Ширина, м	3,48	3,48	3,48	3,79	3,79	3,79	5,24

Таблица 11.2.5

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7509	БелАЗ-75091	БелАЗ-7519	БелАЗ-75191	БелАЗ-75199	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521	БелАЗ-75213, 75214	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т	75	75	110	120	105	120	180	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т	67,48	67,68	85	85,5	90	90	145	157	143
Объем кузова геометрический, м^3	35	35	41	41	82	47	80	80	85
Объем кузова с "шапкой", м^3	46	46	56	56	—	62	108	108	115
Ширина, м	5,36	5,36	6,10	6,10	6,98	6,10	7,64	7,70	7,78

Таблица П 2.6

Рекомендации по рациональному сочетанию экскаваторов и диаметров скважин (по Н. Я. Репину)

Породы	Легковзрываемые				Средней взрываемости				Трудновзрываемые			
Экскаватор	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20А
Высота уступа, м..	10	15	15	20	10	15	15	20	10	15	15	20
	15	20	20	25	15	20	20	25	15	20	20	25
			25	30			25	30			25	30
Диаметр скважин. мм	190	190	215	244	142	165	190	215	120	132	146	190
	190	190	215	269	146	165	190	244	120	142	146	190
			244	269			215	244			165	215

Таблица П. 2.7

Рациональное сочетание оборудования при использовании железнодорожного транспорта

Выемочно-погрузочное оборудование			Характеристика горных пород			Буровое оборудование			Транспортное оборудование				
											думпкары		
экскаватор	условия работы	емкость ковша экскаватора, м³	коэффициент крепости пород	взрываемость	средняя объемная масса, т/м³	тип станка	диаметр скважины, мм	модель станка	полезная масса поезда, т	сцепной вес тяговых средств, тс	грузоподъемность, т	коэффициент тары	модель
ЭКГ-5	Легкие	6,3	2-6	Легковзрываемые	2,1	СБР	160	СБР-160	700—800	150—180	100—105	0,35—0,4	—
	Средние	5	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	160	СБР-160	600—700	120—150	100—105	0,.35—0,4	—
	»	5	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	200	2СБШ-200Н	600—700	120—150	100—105	0,4 -0,45	2ВС-105
	»	5	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	250	СБШ-250	600—700	120—150	100—105	0,45—0,5	2ВС-105
ЭКГ-8	Легкие	10	2-6	Легковзрываемые	2,1	СБР	200	СБР-200	900—1000	180—240	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	Средние	8	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	200	СБР-200	800—900	150—200	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	»	8	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	250	СБШ-250	800—900	150—200	105—140	0,4 —0,45	ВС-140
	»	8	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	300	СБШ-320	800—900	150—200	105—140	0,4 —0,45	ВС-140
ЭКГ-12,5	Легкие	16	2-6	Легковзрываемые	2.1	СБР	250	СБР-250	1100—1400	240—360	140—180	0,35—0,40	ВС-180
	Средние	12,5	2-6	Средневзрываемые	2,1	СБР	250	СБР-250	1100—1400	240—36	140—180	0,35-0,40	ВС-180
	»	12,5	6-10	Средневзрываемые	2,7	СБШ	300	СБШ-320	1100—1400	240—36	140—150	0,4 —0,45	ВС-140
	»	12,5	10-15	Средневзрываемые	3,0	СБШ	320	СБШ-320	1100—1400	240—36	140—150	0,4 —0,45	ВС-140

Таблица 11. 2.8

Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность, т……..	60	85	105	145	170
Объем кузова, м^3… .. ……..	30	38	50	68	80
Тара вагона, т …… … …… .	27	35	48,5	78	75
Количество осей… … .	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН…	213	294	256	273	300
Габариты, мм.					
длина по осям автосцепок	11830	12170	14900	17630	16950
ширина… ….. ….. …..…	3210	3520	3750	3500	
высота…… … …..…	2867	3236	3241	3635	—
Способ разгрузки … … …	Двусторонняя				Односторонняя

Таблица П. 2.9

Ориентировочные параметры конвейеров для расчета размеров негабаритных кусков в развале взорванной горной массы

Глубина карьера, м	Годовая производительность конвейера, млн т									
	10		15		20		25		30	
	Параметры конвейеров									
	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м	тип става и роликоопор	ширина ленты, м
150	Ж	1,0	Ж	1,2	Ж	1,2-1,4	К	1,4-1,6	К	1,6-1,8
250	Ж	1,0-1,2	Ж	1,2-1,4	К	1,4	К	1,6	К	1,8

Примечание Ж – с жестким ставом и роликоопорами; К – с канатным ставом и гибкими роликоопорами

Таблица II. 2.10

Рекомендуемые значения $H_{заб.max}/h_{коп.max}$ для карьерных мехлопат (с канатным приводом) при различных свойствах горной массы

Взорванная масса	Разрыхление горной массы	Тип обрушения		Угол откоса забоя после обрушения, град.	Отношение $H_{заб.max}/h_{коп.max}$			
		характерный	расчетный		при кусковатости $d_{ср}$, см			при негабаритных кусках (5 – 8 %)
					5—20	20—40	40—60	
Связная ($K_р$=1,02–1,15)	Довольно равномерное или неравномерное	Одной волной	Одной волной	75—87	1,15	1,1	1,05	1,0
Связносыпучая ($K_р$=1,2–1,35)	Неравномерное	Несколькими волнами	То же	60—80	1,4	1,3	1,15	1,05
Связносыпучая ($K_р$=1,3–1,4)	Довольно равномерное	Течение	Несколькими волнами	50—70	1,7	1,5	1,3	1,1
Сыпучая ($K_р$=1,4–1,5)	То же	То же	То же	32—50	2,5	2,1	1,5	-

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Справочный материал к лабораторной работе № 2

Таблица П. 3.1

Сопоставление методов эффективного дробления взрывом различных пород с учетом горнотехнических условий разработки

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Мелкоблочный	До 1	Разделение отдельностей практически без их дробления	Большой диаметр скважин (250 мм) Средние удельные расходы ВВ Порядные схемы КЗВ, ВВ пониженной и средней энергии
Среднеблочный	1–2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	Средний диаметр скважин (200-250 мм) Средние и повышенные удельные расходы ВВ средней энергии. Врубовые схемы КЗВ
Крупноблочный	Свыше 2	Интенсивное дробление крупных отдельностей на много частей	Малый диаметр скважин (150 мм) Высокие удельные расходы ВВ средней и повышенной энергии врубовые схемы КЗВ Большие диаметры скважин в сочетании с высокими удельными расходами мощных ВВ

Таблица П.3.2

Характеристика схем соединения скважинных зарядов и условия их применения

Номер группы	Группа схемы	Индекс	Вариант схемы	Кратность воздействия зарядов на призму разрушения	Условия применения
1	2	3	4	5	6
I	Порядные	А	Сплошными рядами:		Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы:
			при однорядном мгновенном взрывании	1	Один ряд скважин
			при шахматной сетке	2—3	Два-три ряда скважин
			при квадратной сетке	2	То же
		Б	Двусторонняя	2	Четыре-пять рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		В	Секционная	2	То же, и значительная протяженность взрываемого блока

Продолжение табл. П. 3.2

I	2	3	4	5	6
II	Порядные врубовые	А	Секционная с однорядным врубом	2-3	Фронтальный или траншейный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, необходимость уменьшения развала, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости
		Б	Секционная с двухрядным врубом	2-3	То же, но не менее четырех рядов скважин, возможность взрывания пород средней крепости и крепких
III	Порядные «через скважину»	А	Однорядная	2	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, породы средней и ниже средней крепости, однородные по свойствам, необходимость уменьшения развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва, один ряд скважин
		Б	Продольными рядами	3—4	То же, но большее число рядов скважин
		В	Продольными рядами с обособленными магистралями	4	То же, но более сложное строение массива горных пород
IV	Поперечными рядами	А	С однорядными врубами	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости, необходимость уменьшения развала
		Б	С двухрядным врубом	2-3	То же, но более сложное строение массива и более высокая крепость горных пород
		В	Последовательными рядами	3—4	То же, но меньшая протяженность взрываемого блока и обнажение откоса уступа на фланге
V	Диагональные	А	С клиновым врубом	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы со сложным геологическим освоением, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва, трудновзрываемые породы
		Б	С трапециевидным врубом фланговым и центральным	2—3	То же, весьма трудновзры4ваемыо породы
		В	Диагонально-клиновые: простая клиновая и клиновая с оконтуривающим звеном	2	Траншейные забои, породы с однородными свойствами, средней и ниже средней крепости, необходимость сохранения сплошности массива в бортах траншей
		Г	Диагональными рядами и последовательным врубом	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней крепости, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва

Продолжение табл. П. 3.2

1	2	3	4	5	6
VI	Диагонально-волновые	А	С прямолинейным опережающим врубом	2—3	Траншейные забои значительной ширины, трудновзрываемые породы, необходимость сохранения сплошности массива в бортах траншеи
		Б	С трапециевидными врубами	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы со сложной структурой, не менее четырех рядов скважин
		В	С объемными врубами	2-3	То же, но небольшая протяженность блока
		Г	С ломаным фронтом отбойки: при отсутствии зажима на фланге	2	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней крепости, не менее четырех рядов скважин
		Д	С оконтуривающей группой зарядов	2—3	То же, но имеется необходимость сохранения сплошности массива за линией последнего ряда (приконтурные взрывы), не менее четырех рядов скважин
		Е	Со щелевым опережающим врубом	2—3	Траншейный забой, породы средней и ниже средней крепости, необходимость получения компактного развала, не менее четырех-пяти рядов
		Ж	С опережающим врубом	2—3	То же, взрывание легкодробимых пород
VII	Радиальные	А	Односекционная	2—3	Специальные забои, неподобранный откос уступа, весьма крепкие трудновзрываемые породы, необходимость направленного и концентрированного перемещения пород, расположение скважин по концентрическим полуокружностям
		Б	Многосекционная	2—3	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительная протяженность взрываемого блока, весьма крепкие породы, не менее четырех рядов скважин, расположенных по концентрическим полуокружностям
		В	Секторная	2—3	То же, но значительное ограничение сейсмического действия взрыва
VIII	Волновые	А	Экранирующая	2—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы различной крепости со сложным геологическим строением, не менее двух-четырех рядов скважин, необходимость компактного развала, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		Б	Развернутая	2—4	То же, но подобранный откос уступа
		В	С переменным направлением взрывания групп зарядов	2-4	Траншейный забой, весьма крепкие, трудно-взрываемые породы, сложное строение массива, не менее пяти рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		Г	Двусторонняя	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы различной крепости, значительное число рядов скважин (не менее шести-семи), ограничение по сейсмическому действию взрыва

Окончание табл П 3.2

1	2	3	4	5	6
IX	Комбинированные	А	Радиально-волновая	2-4	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, наличие участков пород с различными свойствами, не менее пяти рядов скважин
		Б	Порядно-волновая	2—4	То же, но различное число рядов скважин на отдельных участках
		В	Порядно-диагональная	2—3	То же

Таблица П.3.3

Промышленные ВВ для буровзрывной подготовки горной массы в карьерах (для первичного дробления)

№ п п	Наименование ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность заряжания, г/см³	Скорость детонации, км/с	Объемная концентрация энергии, кДж/см³	Кислородный баланс, %	Коэффициент взрывной эффективности	Условия применения (водоустойчивость), назначение
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Взрывчатые вещества гранулированные и порошкообразные, а также порохи и изделия из них предназначенные для использования на земной поверхности								
1	Алюмотол	5200* / 5600	0,9	5,5* / 6,5	7,7 / 6,9	-76,2	0,83* / 0,77	Сухие и обводненные скважины
2	Гранулотол	3450* / 4100	0,95-1,0	5,5* / 6,5	4,6 / 5,11	-74	1,25* / 1,05	То же
3	Аммонал скальный № 3	4950	1,0-1,15	4,0-4,45	6,11	+0,78	0,87	«
Гекс								
4	Р-80 (230 долл./т)	3330	1,2-1,3	3,6-4,2		-0,1	1,3	Сухие и обводненные скважи-
5	Р-100 (260 долл /т)	3975	1,2-1,4	3,8-4,5		-0,06	1,1	То же
6	230М (300 долл /т)	4140	1,2-1,3	4,6		-0,08	1,04	«
7	650М (430 долл./т)	4800	1,2-1,4	4,9		-0,9	0,89	«
Граммониты								
8	А (180 долл./т)	3930				-0 21	1,1	
9	50/50	3700	0,9-0,95	3,6-4,2	4,25	-27,2	1,16	Сухие скважины
10	30/70	4350	0,95	5,2-5,6	4,06	-45,9	1,0	То же
11	79/21 (290долл /т)	4300	0,9-1,0	3,5-4,2	4,80	+0,02	1,0	«

Продолжение табл. П. 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
12	РЗ-30ПР, 79/21ПР, 82/18ПР	4300	0,9-1,0	3,5-4,2	4,80	+0,02	1,0	Обводненные скважины (заряды в полиэтиленовых рукавах)
	Гранипоры							
13	БП-1	3350	1,2	5,5-6,5	4,2	-45	1,28	Обводненные скважины (специализированные организации) и разрез «Листвянский» концерна «Кузбассразрезуголь»
14	ФМ							Обводненные скважины
	Гранулиты							
15	Гранулит, игданит	3800	0,9	2,2-2.7	3,8	+0,12	1,14	Сухие скважины
16	М	3850	1,0	2,5-3,6	3,9	+0.14	1.11	Сухие шпуры (скважины)
17	АС-4	4552	0,90	2,6-3,5	4,1	+ 0,41	0,94	Сухие шпуры (скважины)
18	АС-4В	4552	0,90	2,6-3,5	4,1	+ 0,41	0,94	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
19	АС-8	5200	1,0	3,0-3,6	6,1	+0,34	0,83	Сухие шпуры (скважины)
20	АС-8В	5200	1,0	3,0-3,6	6,1	+0,34	0,83	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
21	НК – А (126 долл./т)	3400				-2,1÷0	1,26	Сухие скважины
22	НК – Б (126 долл./т)	3090				-0,3÷ +0,3	1,39	Сухие скважины
23	УП – 1 (126 долл./т)	3700				-2,5÷ +1,2	1,16	Сухие скважины
24	С-6М	3850	0,95	2,5-3,6	3,9	-1,3	1.12	Сухие и осушенные скважины
	Водосодержащие взрывчатые вещества, предназначенные для использования на земной поверхности							
25	Акванал (ипконит) (389 долл./т)	4220- -4300	1,4-1,45	3,8-4,6	4,52- 4,86	+0,2÷ +2,3	1,02÷ 1,0	Обводненные скважины
26	Акванал АРЗ-8Н	5230	0.9	3,0-3,6	6,2	-3,3	0,83	Сухие и обводненные шпуры (скважины)
27	Граммонит РЗ-30 (350 долл./т)	3600	1,35-1,4	4,5-5,0	3,9	-1,8	1,16	Сухие и обводненные скважины

Окончание табл. П. 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
28	Граммонит 79/21	4300	0,85	3,5-4,2	4,8	+0.02	1.0	Сухие скважины
				Акватолы				
29	Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-50, Т-80)	3300--3900	1,34-1,56	4,2-5,5	3,52-4,3	-1,6-0,0	1,3-1,11	Сухие и обводненные скважины
30	Т-20ГК (270 ддол/т)	3680	1,4	3,6–4,0		-0,4	1,16	Обводненные скважины
31	Т-20М (371 дол/т)	3700	1,5-1,6	4,6-5,0	3,78	+1,0 ÷+3,5	1,16	Сухие и обводненные скважины
32	Карбатолы ГЛ-10В, ГЛ-15Т	5700	1,55-1,60	4,5-5,5	6,8	-21,4	0,76	Сухие и осушенные скважины
				Эмульсионные				
33	Порэмит 1 марок 1ИМ-К, 1ИМ-Н, 1МТ-К, 1МТ-Н	2880 2900 2960 3030	1,25 1,25 1,25 1,25	4,9-5,2 4,9-5,2 4,9-5,2 4,9-5,2	3,6 3,6 3,7 3,8		1,49 1,48 1,45 1,42	Сухие и обводненные скважины
34	Порэмит 1А	3010	1,25	4,9-5,1	3,8	-0,9	1,43	Сухие и обводненные скважины на разрезах АООТ «Концерн «Кузбассразрезуголь», на карьерах АО «Ураласбест»
35	Порэмит М 4А (380 долл./т) 8А (460 долл./т)	3640 4350	1,3 1,35	4,8-5,1 4,9-5,3	4,7 5,8	-5,64 -9,8	1,18 0,99	Сухие и обводненные скважины
36	Гранэмит 30/70 (295 долл./т)	3190	1,3	4,8-5,2	4,5	- 1,1	1,35	Обводненные скважины
37	Гранэмит 70/30 (260 долл./т)	3530	1,15	3,5-4,2	4,1	- 1,4	1,22	Сухие скважины
38	Гранэмит 50/50 (280 долл./т)	3260	1,4	4,2-5,0	4,6	-0,3	1,32	Обводненные скважины
39	Эмулит 80/20	2870	1,23	4,3	3,5	-3,9	1,49	Сухие сважины
40	Эмулит 75/25	2930	1,26	4.7	3.7	-4.5	1,47	Сухие сважины
41	Нобелит 20/30	2900	1,28	4,5	3,7	-2,1	1.49	Обводненные скважины
42	Нобелан 20/70	3500	1,2	4,0	4,2	- 1,7	1,23	Сухие скважины
43	Сибириты 1000,1200							Сухие и обводненные скважины

* Числитель – в сухом; знаменатель – в водонаполненном состоянии

Таблица П. 3 4

Характеристика ВВ заводского изготовления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва $A_{\text{ид}}$, кДж/кг	Плотность ВВ, г/см³	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с
Гранулит М…….	3163	0,78-0,82	0.86	80-110	2.5-3,6
Гранулит АС-4.. ..	3645	0.85-0,9	1.09	60-100	2.6-3,5
Гранулит АС-4В …	3648	0,8-0,85	1.02	70-100	3-3,5
Гранулит АС-8В…..	3997	0.8-0,85	1.12	70-100	3-3,6
Аммонит 6-ЖВ…...	3561	0,90	1.00	10-13	3,6-4,8
Граммонит 79/21…	3561	0,8-0,85	1,0	40-60	3,2-4
Граммонит 50/50….	3042	0,90	1.17	40-60	3,6-4,2
Граммонит 30/70….	3149	0,90	1.20	40-60	5,2-5,6
Алюмотол …… … .	4266	0,95	1.38	70-80 25-30*	5,5-6*
Гранулотол. . . .	2975	0,9	0,91	60-80 10-15*	5,5-6,5*

Примечание. Характеристики, отмеченные звёздочкой, относятся к ВВ в водонаполненном состоянии.

Таблица П. 3.5

Основные энергетические показатели ЭВВ в сравнении с промышленными ВВ

Показатели	Эмульсионные ВВ								Промышленные ВВ					
	Нобелит 2030	Гранэмит 30/70	Нобелан 20/70	Гранэмиты		Эмулиты		Порэмит	Игданит	Игданит А-4	МАНФС М*	Гранулит АС-4	Граммонит 79/21	Гранулотол ТНТ
				70/30	50/50	80/20	75/25							
Состав ЭВВ, % АС+ДТ. эмульсия	30 70	30 70	70 30	70 30	50 50	80 20	75 25	100	94% -АС 6% - ДТ	90% -АС 4% - ДТ 6%-А1	92% - АС 4% - ДТ 4%-А1	92% -АС 4%-ДТ 4% - А1	79% -АС 21%-ТНТ	–
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)….	2900 (693)	3190 (763)	3500 (836)	3530 (844)	3260 (779)	2870 (701)	2930 (904)	3000 (717)	3778 (904)	4500 (1075)	4430 (1060)	4552 (1030)	4295 (1026)	4095 (980)
Плотность заряжания, г/см……	1,28	1,3	1,2	1,15	1,4	1,23	1,26	1,25	0,85	0,90-,95	0,92	0,90	0,85	1,0
Скорость детонации, км/с	4,5	4,8-5.2	4,0	3,5-4,2	4,2-5,0	4,3	4,7	4,4-5,2	2.2-2.7	2,5-3,2	3,9	2,6-3.5	3,2-3.6	5,0-5.2
Объемная концентрация энергии, кДж/см^3	3,7	4,5	4,2	4,1	4,6	3,5	3,7	3,8	3,2	4,14	4,08	4,1	3,65	4,09
Кислородный баланс, % ..	-2,1	- 1,1	- 1,7	- 1,4	-0,3	-3,9	-4,5	- 1,05	- 1,65	- 1.2	-0,92	+ 0,41	+ 0,02	-74
Область применения … … …	Обводненные скважины		Сухие скважины		Обводненные скважины	Сухие скважины		Обводненные скважины	Сухие скважины				Сухие и слабообводненные скважины	Обводненные скважины

* ВВ, выпускаемые в Узбекистане СП «MSI-Турон», аналог - гранулит АС-4

Таблица П 3.6

Рекомендуемый ассортимент ВВ по опыту эксплуатации карьера Мурунтау

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы применяемых ВВ
Легковзрываемые	Весьма сильнотрещиноватые	6-8	Игданит, гранулит С-6М. ЭВВ 85/15, Нобелан 2070
Средневзрываемые.....	Сильнотрещиноватые	8-10	Игданит, Игданит А-6, гранулит АС-4, МАНФО-5, ЭВВ 85
Трудновзрываемые	Среднетрещиноватые	10-12	Игданит А-6, гранулит АС-4, МАНФО-4, ЭВВ 85/15 и 80/20, Нобелан 2070
Весьма трудновзрываемые... ..	Малотрещиноватые	>12	Игданит А-6, граммонит 79/21, гранулит АС-8, МАНФО-4, ЭВВ 85/15 и 80/20, Нобелан 2070
Обводненные породы.....			Гранулотол, гранипоры, ЭВВ 30/70, Нобелит 2030

Таблица П. 3.7

Рекомендуемые согласно [7] условия применения ВВ на карьерах

Условия применения	Породы слабые (стоимость бурения 0,07 руб/дм^3 – 0.44)	Породы средней крепости (стоимость бурения 0,16 руб/дм^3 – 1,0)	Породы крепкие и весьма крепкие (стоимость бурения 0.25 руб/дм^3 – 1,56)
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин...	Гранулит М, Игданит Граммонит 79/21, Акватолы, Ифзаниты, Карбатол 15Т	Акватолы, Ифзаниты Карбатол 15Т, Граммонит 79/21, Гранулиты АС-4М, Игданит	Акватолы, Карботол ГЛ-10В, Граммонит 79/21, Гранулит АС-4,
Обводненная часть скважин с непроточной водой.....	Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Ифзаниты, Карбатол 15Т, Гранулотол.	Акватолы,Ифзаниты,Карбатол 15Т, Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Гранулотол	Акватолы, Ифзаниты, Карбатол ГЛ-10В, Граммониты 50/50, Граммониты 30/70, Гранулотол, Алюмотол
Обводненная часть скважин с проточной водой.....	Акватолы, Граммонит 30/70, Гранулотол	Акватолы, Алюмотол, Гранулотол, Ифзанит. Граммонит 30/70	Акватолы, Алюмотол, Гранулотол, Граммонит 30/70
Камеры сухие и осушенные	Гранулит М, Игданит. Граммонит 79/21	Гранулит М, Игданит Гранулит АС-4, Граммонит 79/21	Гранулит АС-4, Граммонит 79/21, Гранулит М, Игданит

Таблица П. 3.8

Расчетный удельный расход взрывчатого вещества 6ЖВ (граммонита 79/21)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП—82	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Средняя плотность породы, кг/м	Расчетный удельный расход ВВ q, кг/м	
				для зарядов рыхления $q_р$	для зарядов выброса $q_в$
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	III	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1,0—1,4
Лесс	III-IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1 — 1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3—3,0	2200	0,35-0,45	1,1 — 1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, мергель	VI-VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе**	VII-VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6,0—8,0	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IV-XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в данной таблице значения $q_р$ и $q_в$ следует делить на коэффициент взрывной эффективности (табл. П 3.4 и П 3.5)

Таблица П 3 9

Нормативный выход негабаритных кусков в разрыхленной взрывом горной массе, %

Заряды	Вместимость ковша экскаватора, м³ (минимальный размер негабарита, м)	Группа грунтов по СНиП I ($F = \sqrt{f}2,5$)							
		IV	V	VI	VII	VII	IX	X	XI
Скважинные	<0,5 (<0,5)	7	13	14	18	20	25	30	35
	0,5—1 (0,5 – 0,7)	4	9	9,5	14	14,5	19,5	20	24
	1—2 (0,7 – 0,9)	3	5,5	6	8	8,5	11	12	14
	2—3 (0,9 – 1,0)	—		1	2,5	3	3,5	4	4,5
	>3 (>1,0)		—	1	1,5	2	2,5	3	3,5
Котловые в скважинах	<0,5 (<0,5)	14	19	24	24,5	29			
	0,5—1 (0,5 – 0,7)	9,5	14	19	20,5	24			
	1 2 (0,7 0,9)	8	10	14	16	19			
	2—3 (0,9 – 1,0)		3	10	8	9			
	>3 (>1,0)	—	1	5	3,5	3			

Таблица П 3 10

Выход негабарита (по данным института «Гипроруда») в разрыхленной взрывом горной массе, %

Линейный размер негабарита, мм ($E_к$, м³)	Значение $P_н$ при категории трещиноватости, %				
	I	II	III	IV	V
500 (<0,5)	1,0	3,5	11,0	17,0	26,0
700 (0,5 – 1,0)	1,5	3,0	10,0	16,0	25,0
1000 (1,0 – 2,5)	-	1,0	4,0	13,0	18,0
1200 (2,5 – 4,5)	-	0,5	2,0	6,0	9,0
1500 (4,5 – 8,0)				2,0	4,0

Примечание. При наклонных скважинах выход негабарита уменьшается на 20 – 25%.
При взрывании на подпорную стенку выход негабаритных кусков размером 1100 – 1200 мм составит:

Категория пород по трещиноватости	Выход негабарита, %
II	0,5 – 1,0
III	1,0 – 1,5
IV	1,5 – 3,0
V	2,0 – 4,0

Таблица П 3.11

Показатели простреливаемости при взрывании различных пород аммонитом 6ЖВ

Породы	Категория крепости породы по ЕНВиР, 1960	Категория крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова	Показатель простреливаемости, Дм/кг
Глина пластичная	I	VIII	500-1000
Глина плотная	II	VIII	200-400
Суглинок тяжелый	II	VIII	120
Каменная соль	III	VII	116
Лесс	III-IV	VIIa	100
Мел	IV	VI	45
Гипс	IV-V	VI	30
Известняк ракушечник	V-VI	VI	20
Опока, мергель	IV-V	VI	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	VI	15
Конгломерат и брекчия на известняковом цементе	V-VI	V	10
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI-VII	V	7-10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII-VIII	IV	4-7
Известняк, песчаник	VII	IV-III	—
Гранит, гранодиорит	VII-X	IV-I	4-7
Базальт, андезит	IX-XI	III-I	2-4
Кварцит	X	II	2
Порфирит	X	II-I	2

Таблица П 3.12

Порошкообразные взрывчатые вещества для вторичного дробления на карьерах

Наименование ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Плотность заряжания, г/см³	Скорость детонации, км/с	Объемная концентрация энергии, кДж/см³	Кислородный баланс, %	Коэффициент взрывной эффективности	Условия применения (водоустойчивость), назначение
Аммонал (патронированный	4950	1,0-1,15	4,0-4,5	5,86	0,18	1,15	Сухие и обводненные шпуры
Аммонал М-10 (патронированный)	5600	0,95-1,2	4,0-4,6	6,5	-0,5	1,3	Сухие и осушенные шпуры
6ЖВ (порошок в мешках)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие шпуры и скважины
6ЖВ (патронированный $d = 31 \div 32$ мм)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие и осушенные шпуры, скважины
6ЖВ (в полиэтиленовой оболочке $d = 60 \div 90$ мм)	4300	1,0-1,2	3,6-4,8	4,8	-0,53	1,0	Сухие и обводненные скважины

Таблица П. 3 13

Кумулятивные накладные заряды, рекомендуемые для дробления негабарита на карьерах

Заряд	Тротиловая шашка	ВВ узла детонации	Общая масса ВВ, г	Основные размеры, мм		Стальная облицовка в кумулятивной выемке	Предельная толщина дробимого куска, м
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ-180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутствует	0,55
ЗКН-260	То же	То же	260	100	40	То же	0,75
ЗКН-500	"	"	500	130	50	"	1,0
ЗКН-1000	"	"	1000	150	75	"	1,2
ЗКН-2000	"		2000	190	90	"	1,6
ЗКН-4000	"	"	4000	230	115	"	2,0
ЗКН-25	Прессованная		48	48	24	Имеется	0,13
ЗКН-50	То же	"	76	58	29	То же	0,25
ЗКН-100	"	"	125	90	36	"	0,5
ЗКН-200	"	"	247	100	41	"	0,8
ЗКН-400	"	"	475	125	57	"	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	1229	172	72	"	1,4
ЗКН-2000	То же	То же	2179	200	82	"	2,2
ЗКП-4000	"	"	4000	251	105	"	2,8
ПКЗ-1,3	"	Аммонит или аммонал	1200–1500	160	120	"	1,0
ПКЗ-2,4	"	То же	2200–2600	190–230	120	"	1,3
ПКЗ-3,3	"	"	3000–3500	230	145	"	От 1,5 до 2,0

Таблица П. 3.14

Параметры шпуровых зарядов при дроблении негабарита в зависимости от линейных размеров куска

Длина ребра негабарита, м	Глубина бурения, м	Вес заряда, г	Диаметр заряда, мм
0,7	0,25	40 – 80	32
0,8	0,25 – 0,30	50 – 110	32
0,9	0,30 – 0,40	70 – 140	32
1,0	0,35 – 0,50	90 – 180	32
1,1	0,35 – 0,50	100 – 200	36
1,2	0,40 – (– 0,55)	120 – 250	36
1,3	0,49 – 0,60	140 – 280	36
1,4	0,45 – 0,70	170 – 340	36
1,5	0,50 – 0,80	190 – 380	36

Таблица П. 3.15

Параметры шпуровых зарядов при дроблении негабаритов в зависимости от объёма куска

Объем негабарита, $м^3$	Количество шпуров	Длина шпура, м	Удельный расход, $кг/м^3$	Вес заряда, кг
1,5 – 2,0	1	0,6 – 0,7	0,120	0,4 – 0,5
3,4 – 4,0	1	0,7 – 0,8	0,120	0,5 – 0,6
5,0 – 6,0	1 – 2	0,7 – 0,9	0,250	0,6 – 0,8
8,0 – 9,0	2 – 3	0,8 – 1,0	0,250	0,8 – 1,2

Таблица П.3.16

Параметры шпуровых зарядов при уничтожении «порогов» и завышений подошвы уступов при диаметре шпура 42÷44 мм

Высота завышения, м	Параметры шпуровых зарядов	Класс взрываемости		
		III	IV	V
1,0 – 1,5	Сетка: W, м a_{min} Вес заряда, кг Длина перебура, м	0,8 – 1,0 1,0 1,5 0,58 – 1,2 0,1 – 0,15	0,8 – 1,0 1,0 1,4 0,43 – 1,2 0,1 – 0,15	0,7 – 0,8 1,0 1,2 0,42 – 1,2 0,1 – 1,15
2,0 – 2,5	Сетка W, м a_{min}, м Вес заряда, кг Длина перебура, м	1,5 – 2,0 1,2 –1,8 0,56 – 2,4 0,2 – 0,25	1,3 – 1,5 1,6 – 1,8 1,6 – 2,4 0,2 – 0,25	1,2 – 1,3 1,5 – 1,7 1,8 – 2,4 0,2 – 0,25
До 3,0	Сетка: W, м a_{min}, м Вес заряда, кг Длина перебура, м	1,6 2,1 3,0 0,3	1,6 1,9 3,0 0,3	1,5 1,8 3,0 0,3

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Справочный материал к лабораторной работе № 3

Таблица П 4.1

Характеристика отечественных ДШ при скорости детонации 7 км/с

Марка	Диаметр, мм	Масса ВВ на 1 м шнура, г	Покрытие наружной оплетки	Допускаемое время выдерживания в воде, ч	Допустимая температура, °С	
					От	До
ДША	4,8 – 5,8	12	Водоизолирующая мастика	12	–28	+50
ДШВ	5,5 – 6,1	14	Поливинилхлоридный пластикат	24	–35	+60
ДШЭ-6	3,7 – 4,7	6	Кабельный полиэтилен	30	–50	+65
ДШЭ-12	4,5 – 5,5	12	То же	30	–50	+65
ДШЭ-6ВДТ	3,7 – 4,7	6	«		–50	+65

Таблица П. 4.2

Характеристика некоторых электродетонаторов замедленного действия

Марка	Интервал замедления, мс	Сопротивление, Ом	Безопасный ток, А	Импульс воспламенения, $A^2 \cdot$ мс	Примечание
ЭДКЗ	25, 50, 75, 100, 150, 250	1,8 + 3,0	0,18	0,6 + 2,0	Не предохранительные
ЭДКЗ-П	25, 50, 75, 100, 125	2,0 + 4,2	0,18	0,6 + 2,0	Предохранительные
ЭДКЗ-ПМ	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120	1,8 + 3,0	0,18	0,6 + 2,0	Предохранительные

Таблица П. 4.3

Характеристика промежуточных детонаторов

Шашки	Используемые ВВ	Плотность, т/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Водоустойчивость: допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, т
Прессованные ТП-200	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	Прямоугольник с гнездом глубиной 38-65 мм под ЭД или 34-38 мм под ?	52×101××52	7,5-8,2	3 сут.	200
Прессованные ТП-400	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	То же	52×101××27	7,5-8,2	3 сут.	400
Прессованные Т-400Г	Тротиловые прессованные гидроизолированные	1,52-1,59	6,8-7,0	Прессованный цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×71	14,5	6 сут. при гидростатическом давлении 0,2 МПа	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	1,58-1,64	7,2-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×86	14,5	Не ограничено	500
Прессованные Т-900Г	Тротиловые прессованные гидризолиованные	1,5-1,55	6,5-6,8				6 сут. при гидростатическом давлении 0,2 МПа	900
ДПУ-600	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут	600
ДПУ-700	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	700
ДПУ-800	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	800
ДПУ-900	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	900
ДПУ-1000	Тротил и пироксилиновый порох	1,58-1,64	6,5-6,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ			15 сут.	1000

Продолжение табл. II.4.3

Шашки	Используемые ВВ	Плотность, т/см³	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Водоустойчивость допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, т
ББТ-500	Баллистическое ракетное твердое топливо	1,5 – 1,59	6,8 – 7,0	Две цилиндрические шашки, одна обмотана четырьмя витками ДШЭ-12	100×75		Водоустойчив при длительном пребывании в воде. Полностью совместимы с горячелющимися ВВ	500
ББТ-1000	Баллистическое ракетное твердое топливо	1,5 – 1,59	6,8 – 7,0	Две цилиндрические шашки: одна обмотана четырьмя витками ДШЭ-12	100× 180		Водоустойчив при длительном пребывании в воде. Полностью совместимы с горячелющимися ВВ	1000
ТГФ 850Э							Водоустойчив. Применим для систем типа «Нонель»	850
ТС -500 Л	тротиловые сенсибилизированные			Прессованный цилиндр			Для взрывания в сухих и обводненных скважинах, в том числе с проточной водой с pH 3-7 со сроком нахождения зарядов в воде до 7 суток	

Примечание. Шашки - детонаторы ТС -500 Л предназначены для инициирования скважинных и других зарядов малочувствительных промышленных ВВ, в том числе водосодержащих ВВ, с температурой при заряжании скважин от -50 до +50 °С; могут применяться для ведения взрывных работ при инициировании от неэлектрических систем «СИНВ» или «Эдилин», или от детонирующего шнура типа ДШЭ -12, ДШЭ -6 или других детонирующих шнуров с массой сердцевины не менее 6 г / м

Таблица П. 4.4

Средства инициирования зарядов

2.1. Капсюли-детонаторы
КД-8С ГОСТ 6254-85
КДН-13 с накольным механизмом ТУ 84-775-78
КД-8МА ДИШВ.773.941.008 ТУ
ТКД-2 термостойкие в металлической гильзе ТУ 84-601-106-82
КДБИ-8 ТУ 7287-108-07513406-98
КВН-11 ТУ 84-601-103-86
КД-П ДИШВ.773.987.505
КД-Ск ДИШВ.773.987.504
2.4. Пиротехнические замедлители
Реле РП-8 (двухстороннего действия) ТУ 84-1137-87
Реле РП-8М ДИШВ.773.919.007 ТУ
Реле РП-Д ДИШВ.773.919.009 ТУ
Реле РП-Н (двухстороннего действия) ТУЗ-97 ИВШП.771.938.005, ТУ 84-1137-87
Реле РПЭ-2 ТУ 7287-120-07513406-99
2.5. Неэлектрические системы инициирования
СИНВ-П ДИШВ.773.979.008 ТУ
СИНВ-С ДИШВ.773.979.007 ТУ
СИНВ-Ш ДИШВ.773.979.010 ТУ
"Эдилин" ТУ 7287-032-07513406-97
"Динашок" Стандарт 4990707 (Швеция)
"Нонель" Стандарт 4990707 (Швеция)
УНСИ (низкоэнергетическая) с зарядом ЗДЭ-300
СИНВ-Ст ДИШВ.773.979.012 ТУ
СИНВ-ПС ДИШВ.773.979.016 ТУ
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы MS ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы LP ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы EZTL ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования Primadet детонаторы EZ Det ТУ 7287-01-43908744-02
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" ТУ 7287-002-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Эксэл" ТУ 7287-005-23308410-2006
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-П ТУ 7287-001-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-С ТУ 7287-001-54634296-2004
Неэлектрическая система инициирования "Коршун" детонаторы ДИН-Ш ТУ 7287 001-54634296-2004

Таблица П. 4.5

Характеристика средств инициирования зарядов

Наименование	**Обозначение**	**Характеристики**	**Цена Без НДС**
Детонатор усиленный ДУ-6	ТУ 7287-045-07513406-97	Детонатор усиленный ДУ-6	150 руб.
Капсюль-детонатор КДБИ-8	ТУ7287-108-07513406-98	Капсюль- детонатор(КДБИ-8 ТУ 7287-108-07513406-98), не содержащий инициирующего взрывчатого вещества, предназначен для возбуждения детонации зарядов взрывчатых веществ при проведении промышленных взрывных работ при температуре окружающей среды от минус) до плюс 95 град С за исключением шахт, опасных по газу и пыли.	150 руб.
Капсюль-детонатор КД8-МА для взрывных работ	ДИШВ.773941.008 ТУ	Предназначен для инициирования зарядов взрывчатых веществ при всех видах взрывных работ.	150 руб.
Касюль-воспламенитель КВ-9-1М	ТУ 7287-105-07513406-98	Капсюль-воспламенитель КВ-9-1М ТУ 7287-105-07513406-98 предназначен для воспламенения порохового заряда в патронах типаСП-4 при температуре окружающей среды от плюс (50+-3)град.С до минус(50+-)град.С Капсюли-воспламенители должны быть безопасными при транспортировке и при воздействии на них падающего груза массой(0, 25+0, 001)кг с высоты (20+-0, 5)мм. Капсюли-воспламенители после выдержки в эксикаторе над водой при температуре (25+-10)град.С в течении (4+-0, 4)ч должны безотказно срабатывать при воздействии на них падающего груза массой(0, 25+-0.001)кгс высоты (100+-1, 0)мм.	150 руб.

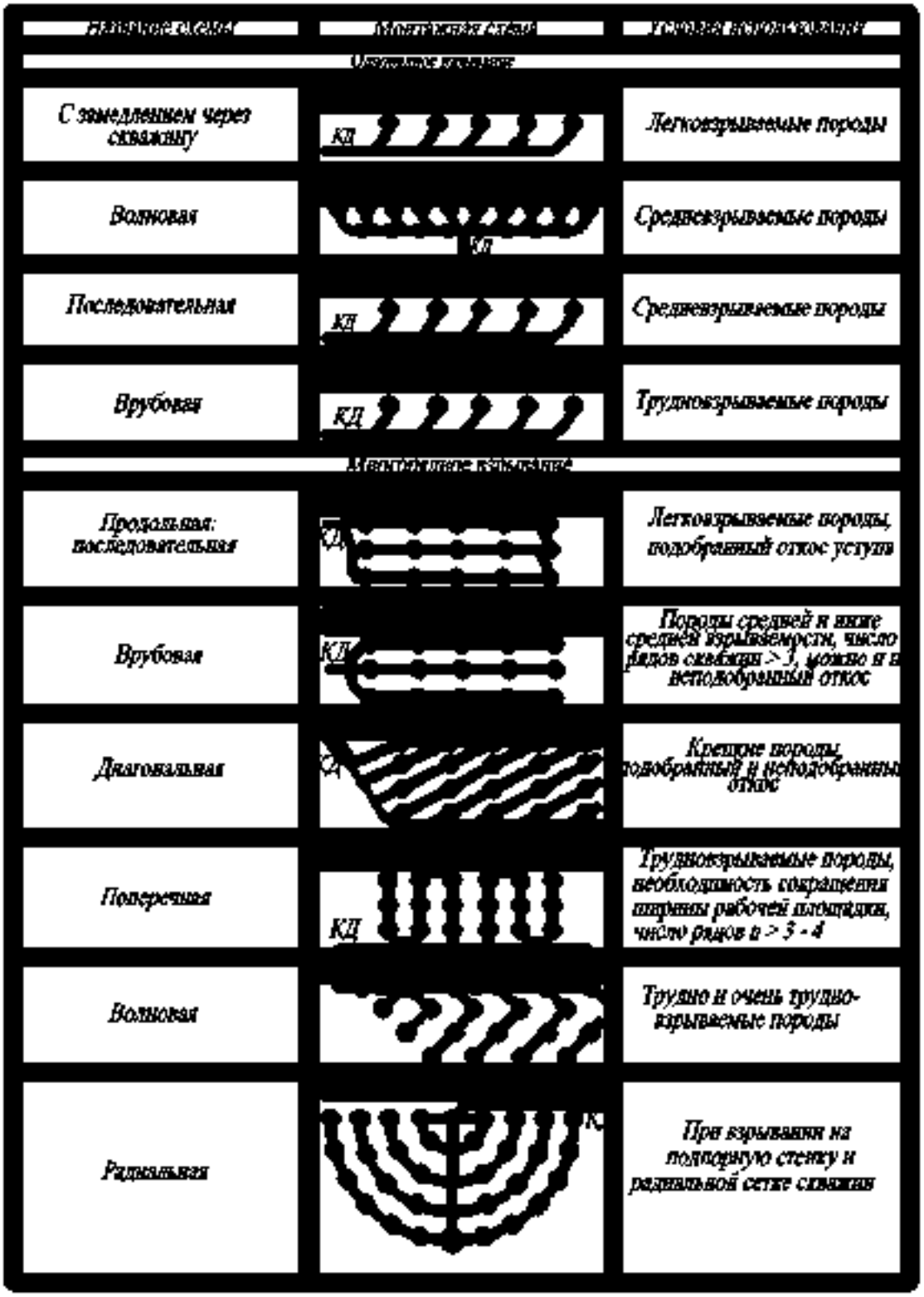
Таблица П. 4.5. Продолжение

Наименование	Обозначение	Характеристики	Цена Без НДС
Реле детонационное РП-Н	ТУ 3-95 ИВШП 771938.005 ТУ	Реле РП-Н двухстороннего действия предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, а также в шахтах не опасных по газу или пыли. Имеют 3 серии замедления: 20, 35 и 50 мс. Идентификация серий замедления выполнена путём отличительной окраски (маркировки) гильз реле. Реле РП-Н-20 со временем замедления 20 мс имеют гильзу красного цвета, реле РП-Н-35 со временем замедления 35 мс - белого цвета, реле РП-Н-50 со временем замедления 50 мс - чёрного цвета. Реле состоит из двух капсюлей-детонаторов (КД) с замедлением, соединённых между собой с помощью пластмассовой втулки методом обжимки. В свободных концах гильз КД методом обжимки зафиксированы отрезки детонирующего шнура типа ДШ-В длиной 30-50 см. Материал гильзы - сталь с томпаковым покрытием.	150 руб.
Реле пиротехническое РП-8М	ДИШВ.773919.007 ТУ	Предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на открытых горных работах, в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли.	150 руб.
Реле пиротехническое РП-Д	ДИШВ. 773919.009 ТУ	Предназначены для создания замедления во взрывных сетях детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, также в шахтах и рудниках.	150 руб.

Таблица П. 4.5. Окончание

Наименование	Обозначение	Характеристики	Цена Без НДС
Реле пиротехническое РПЭ-2	ТУ 7287-120-07513406-99	Реле пиротехническое РПЭ-2 двухстороннего действия предназначено для создания задержки прохождения детонации в коротко-замедленном диапазоне при проведении взрывных работ с использованием детонирующих шнуров на земной поверхности и в шахтах (рудниках), не опасных по газу и (или) пыли при температуре окружающей среды от -50єС до +50єС. Длина волновода составляет не менее 500 мм. Реле пиротехнические сохраняют устойчивость к проникновению влаги в течение 24 часов на глубине 1 метра.	150 руб.
Система инициирования неэлектрическая "Primadet". Детонаторы MS, LP, EZ Det, EZTL	ТУ 7287-001-43908744-2002	Предназначены для ведения взрывных работ на земной поверхности и в подземных рудниках и шахтах, не опасных по газу и (или) пыли, при температуре окружающей среды от минус 50 до плюс 85 град.С для детонаторов MS, EZ Det и от минус 50 до плюс 65 град.С для детонаторов LP и EZTL.	150 руб.
Трубки ударно-волновые	ТУ 3-98 ИВШП 773941.008 ТУ	.Предназначены для трансляции импульса на расстояние в системах СИНВ. По степени опасности при транспортировании и хранении волноводы относятся к классу 9.1.	150 руб.

ПРИЛОЖЕНИЕ 5



МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.Б.2.01 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 1: Расчет параметров буровых работ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Стенин Ю.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 3
Общие положения и указания 3
Практическая работа № 1. Расчет параметров режима и производительности станков вращательного бурения 5
Контрольные вопросы 11
Практическая работа № 2. Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения 12
Контрольные вопросы 16
Практическая работа № 3. Расчет режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения 17
Контрольные вопросы 20
Практическая работа № 4. Компьютерный расчет режимов и производительности буровых станков 21
Контрольные вопросы 23
Список использованных и рекомендуемых источников 24
Приложения 25
Приложение 1. Исходные данные к работе № 1 25
Приложение 2. Исходные данные к работе № 2 26
Приложение 3. Исходные данные к работе № 3 27
Приложение 4. Станки вращательного бурения 28
Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении 29
Приложение 6. Условия применения режущих долот 29
Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин 30
Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины) 30
Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы 30
Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков 30
Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения 31
Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели) 40
Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот 40
Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР 41
Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{раз}$) 41
Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения 42
Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{шр}$) для шарошечного бурения 42
Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения 43
Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения 45
Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($K_{пер}$) 45

ВВЕДЕНИЕ

Руководство по выполнению практических работ разработано на основании учебной программы дисциплины СД.06 «Процессы открытых горных работ» для студентов специальности 090500 «Открытые горные работы» (ОГР) направления 650600 — «Горное дело». Часть I. «Расчёт параметров буровых работ». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ по теме «Технология и механизация буровых работ», проводимых в 5-м семестре обучения, и необходимые информационно-справочные материалы.

Основная цель практических работ — формирование у студентов навыков определения технологических параметров буровых работ на основе современных научных и практических достижений в этой области, в том числе, методов автоматизированных расчётов.

Каждая практическая работа рассчитана на два академических часа при соответствующей подготовке студента.

Руководство предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Общие положения и указания

Цель всякой производственной деятельности — получение максимальных результатов (как правило финансовой прибыли) при минимальных капитальных затратах и расходах трудовых и материальных ресурсов.

Применительно к буровым работам минимизация капитальных затрат может быть достигнута при формировании минимального по численности парка буровых станков, обладающих высокой технической надежностью и производительностью в конкретных климатических и горнотехнических условиях (свойства обуриваемого горного массива, параметры системы разработки, тип и мощность машин и оборудования в смежных процессах).

Минимизация трудовых и материальных ресурсов достигается за счет ряда организационных и технических факторов. К числу последних относятся параметры режима бурения, обеспечивающие высокую скорость и производительность бурения при минимальных расходах энергии, бурового инструмента и прочих материальных ресурсов.

При выполнении данного цикла практических работ студент по заданным исходным данным производит обоснованный выбор бурового станка на базе знаний, полученных к моменту обучения на данном этапе, расчет рациональных параметров режима бурения, производительности и парка буровых станков.

Выбор модели бурового станка обычно производится в комплексе с погрузочным оборудованием. Рациональным считается применение станков, бурящих скважины диаметром до 150—160 мм, совместно с экскаваторами мощностью 5 м^3 и менее; диаметром 200—250 мм — с экскаваторами 5—8 м^3; диаметром свыше 250 мм — с экскаваторами мощностью 12,5 м^3 и выше.

В реальной практике расчетные значения параметров режима бурения и производительности станков являются базовыми для дальнейшей корректировки и совершенствования их в конкретных фактических условиях работы.

Общий порядок выполнения работ (прочитать обязательно!)

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен изучить рекомендуемую литературу и соответствующие лекции, а также изучить порядок и алгоритм выполнения работы.

3. Практически работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных, приведённых в приложении. Номера вариантов определяется преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта — технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учетом качества оформления.

7. Отчёты по практических работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, ***полные*** *фамилия, имя и отчество студента-исполнителя*, также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчета параметров режима вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка станков вращательного бурения режущим буровым инструментом.

2. Выполнить расчет параметров режима бурения, производительности и парка станков.

3. Исследовать зависимость производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [2, с. 48, 49], [6, с. 62—65, 80—85], [4, с. 23—31], [3, с. 62—69], [9, с. 40—46, 53—58, 72—75] изучить технологию и параметры режима вращательного бурения скважин режущим буровым инструментом.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 1).

2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: коэффициент крепости f и предел прочности на сдвиг $\sigma_{сд}$, МПа, по заданному значению пределов прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа

$$f = \sigma_{сж}/10;\ \sigma_{сд} = \sigma_{сж}/k,$$

где k изменяется от 6 до 13.

3. Рассчитать показатель буримости

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\gamma, \qquad (1.1)$$

где γ — плотность породы, т/м^3.

4. Исходя из свойств пород, с учетом рекомендаций «Общих положений и указаний», по Приложению 4 выбрать модель бурового станка. *Обосновать принятые решения.*

5. Исходя из свойств горных пород, глубины скважины (высоты уступа) и технических возможностей бурового станка (Приложение 4), выбрать способ очистки скважины от буровой мелочи и буровую коронку (Приложение 6).

6. Рассчитать минимальную величину осевого усилия, которое обеспечивает разрушение забоя скважины, кН:

$$P_{н} = 3{,}5 d_{д} f m_{д} m_{р} F_{у}, \qquad (1.2)$$

где $d_д$ — диаметр долота, м;

$m_д$ — число лезвий долота;

$m_р$ — отношение длины линии контакта режущей кромки лезвия с породой к радиусу долота ($m_р$ = 0,7÷0,9 при сплошном лезвии, $m_р$ = 0,5÷0,7 при прерывистом лезвии — щелевой забой скважины);

$F_у$ — минимальная площадь притупления резцов долота, приходящаяся на 1 см длины лезвия (обычно $F_у$ = 1,2 мм^2/см — для пород с f = 2÷5 и $F_у$ = 1,5 мм^2/см — для пород с f = 6÷8).

7. Рассчитать значение эффективного осевого усилия, которое обеспечивает минимальную энергоемкость бурения, кН:

$$P_{эф} = K f d_{д} m_{д} m_{р} F_{у}, \qquad (1.3)$$

где K — коэффициент: для пород III и ниже класса абразивности по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову K = 32,8, для пород IV, V и VI класса абразивности K = 18,37.

8. Сравнить полученное значение $P_н$ и $P_{эф}$ (кН) с техническими возможностями выбранного бурового станка, т. е. с обеспечиваемым станком максимальным осевым усилием (P_{max}). Если они обеспечивают эффективное осевое усилие $P_{эф}$, т. е. $P_э < P_{max}$, то принять за расчетное осевое усилие $P_р = P_э$ и выполнять п. 9. Если нет, то возвратиться к пунктам 5—8 и либо подобрать другой тип буровой коронки, конструкция которой согласно формулы (1.2) требует меньшего осевого усилия, либо другой станок, обеспечивающий большее значение P_{max}, и соответствующую ему буровую коронку так, чтобы выполнялось условие $P_э < P_{max}$. Если добиться выполнения этого условия не удается, то принять станок с максимальным значением P_{max} и $P_р = P_{max}$.

9. Определить расчетную скорость вращения бурового става.

Если принят шнековый или шнеко-воздушный способ очистки скважины, то:

9.1. Сначала определить минимальную скорость вращения бурового става (n_{min}, с$^{-1}$), обеспечивающую возможность транспортировки буровой мелочи:

$$n_{min} = \sqrt{\frac{q[\cos\beta(\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) - P]}{2\pi^2 f_2 D_с}}, \qquad (1.4)$$

где q — ускорение свободного падения (9,8 м/с^2);

α — угол подъёма винтовой линии шнека (для существующих буровых станков α = 10÷12 град.);

f_1 и f_2 — коэффициенты трения пород соответственно о спираль (сталь) шнека и о стенку скважины (породу): f_1 = 0,6 и f_2 = 0,9;

β — угол наклона скважины к вертикали, град.;

$D_с$ — диаметр скважины, м: $D_с = D_д K_{раз}$; $K_{раз}$ = 1,02÷1,06 (Приложение 16);

P — параметр, учитывающий давление струи воздуха при шнеко-воздушной очистке:

$$P = \frac{0{,}4\gamma_{\text{в}} v_{\text{с}}^{2}}{\gamma_{\text{п}} q d_r},$$

где $\gamma_{\text{в}}$ — плотность воздуха (1,3 кг/м^3);

$\gamma_{\text{п}}$ — плотность породы, кг/м^3;

d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (при бурении режущим инструментом d_r = 0,01÷0,02 м);

v_c — скорость струи воздуха, м/с:

$$v_c = \frac{Q_{\text{в}}}{0{,}8 D_{\text{с}} (D_{\text{с}} - d_{mp})},$$

где $Q_{\text{в}}$ — расход воздуха для очистки скважины, м^3/с (согласно [11], оптимальное значение $Q_{\text{в}}$ рекомендуется равным 0,083 м^3/с);

d_{mp} — диаметр вала шнека (м) принять для СБР-125 d_{mp} = 0,065, для СБР-160 d_{mp} = 0,07, для СБР-200, СБШК-200, СБШ-200 d_{mp} = 0,09.

9.2. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) такую, чтоб соблюдалось условие $n_p > n_{min}$. Затем перейти к п. 10.

Если принят воздушный способ очистки скважины, то:

9.3. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) и перейти к п. 10.

10. Рассчитать техническую (с учетом вспомогательных операций) скорость бурения и механическую скорость бурения, которая учитывает время, затрачиваемое на выполнение основных операций бурения — разрушения забоя скважины и извлечения буровой мелочи, т. е. на углубление скважины.

Для определения технической скорости $v_{\text{т}}$ вращательного бурения академиком В. В. Ржевским предложена ([2]) формула, м/ч:

$$v_{\text{т}} = \frac{7{,}5 \cdot 10^{-2} P_{\text{р}} n_{\text{р}}}{\Pi_{\text{б}}^{2} d_{\text{д}}^{2}}, \qquad (1.5)$$

где $n_{\text{р}}$ — скорость вращения бурового става, с$^{-1}$; $P_{\text{р}}$ — в кН; $d_{\text{д}}$ — в м.

Тогда механическая скорость бурения определится так, м/ч:

$$v_{\text{м}}^{\text{ч}} = K \cdot v_{\text{т}} \cdot k_{\text{о}}, \qquad (1.6)$$

или, м/с

$$v_{\text{м}} = v_{\text{м}}^{\text{ч}} / 3600, \qquad (1.6')$$

где K — коэффициент перехода от технической к механической скорости, учитывающий исключение при оценке механической скорости затрат времени на вспомогательные операции (Приложение 7);

k_o — коэффициент, учитывающий способ очистки скважины от буровой мелочи (по данным профессора Катанова Б. А. [11], значение этого коэффициента в зависимости от условий бурения составляет: при шнековой очистке скважины 1,0; при воздушной 1,1—1,2; при шнеко-воздушной 1,4—1,6).

11. Определить и проверить условия эффективной очистки скважин от буровой мелочи.

Система очистки скважины от буровой мелочи из скважины должна иметь производительность, обеспечивающую своевременное удаление буровой мелочи, образующейся при бурении.

11.1. Применительно к шнековой и шнеко-воздушной системам очистки должно выполняться условие:

$$Q_{ш} \geq Q_{б.м.}, \tag{1.7}$$

где $Q_{ш}$ — производительность бурового шнека, м^3/с;

$Q_{б.м.}$ — объём буровой мелочи, образующейся при бурении, м^3/с.

Производительность бурового шнека является функцией от следующих факторов:

$$Q_{ш} = f(D_{с}, d_{тр}, S, v_{ср.в}, \psi), \tag{1.7′}$$

где $D_{с}$ и $d_{тр}$ — соответственно диаметр скважины и диаметр вала шнека, м (п. 9.1);

$v_{ср.в}$ — средняя расчётная скорость транспортирования буровой мелочи из скважины в процессе бурения, м/с;

S — шаг спирали шнека, м ($S = 0{,}8D_{с}$);

ψ — коэффициент заполнения шнека (ψ = 0,25÷0,3).

Объём буровой мелочи, образующейся при бурении, является функцией от следующих факторов:

$$Q_{б.м.} = f(D_{С}, k_{р}, v_{м}), \tag{1.7″}$$

где $k_{р}$ — коэффициент разрыхления породы ($k_{р}$ = 1,05÷1,15).

При подстановке в условие (1.7) конкретных выражений функций (1.7′) и (1.7″) получена формула для расчета максимальной механической скорости бурения ($v_{м.max}$, м/с), при которой будет соблюдаться условие (1.7):

$$v_{м.max} = \frac{(D_{С}^2 - d_{тр}^2)\Psi \sin\alpha}{2D_{С}k_{р}} \cdot \left[\pi n_{р}(2 - \sin\alpha) - \sqrt{\frac{2q}{D_{С}f_2}((\sin\alpha + f_1)\cos\beta - P) + (\pi n_{р} f_1 \sin\alpha)^2}\right]. \tag{1.8}$$

Если $v_{м} > v_{м.max}$, надо, учитывая техническую характеристику выбранного бурового станка и формул (1.5) и (1.6), подобрать такие значения параметров $P_{р}$

и $n_р$, при которых рассчитанное по формуле (1.8) значение $v_{м.max}$ будет больше или равно $v_м$.

Полученные при этом новые значения $v_т$, $v_м$, $P_р$ и $n_р$ и будут принятыми параметрами режима бурения. Затем переходим к п. 12.

11.2. Применительно к воздушному способу очистки скважины эффективность очистки от буровой мелочи определяется расходом воздуха для выноса частиц шлама по кольцевому зазору затрубного пространства.

Требуемый расход воздуха рассчитывают, исходя из скорости витания наиболее крупной частицы, по формуле, м^3/с:

$$Q_в = v_в \frac{\pi}{4}(D_с^2 - d_{пр}^2), \quad (1.9)$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с:

$$v_в = 8 + v_{кр}, \quad (1.10)$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3\sqrt{d_r \frac{\gamma_п}{\gamma_в}}. \quad (1.11)$$

Требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве составит, м^3/с:

$$Q_{в.тр} = Q_в K_{п.в}, \quad (1.12)$$

где $K_{п.в}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{п.в}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{в.тр}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м^3/мин) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м^3/мин), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины: $K_Q = Q / Q_{к.тр}$.

12. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{см} = v_т T_{см} k_н k_β k_т k_{ис} k_{ос}, \quad (1.13)$$

где $k_н$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_с = h_у + l_{пер}$ (Приложение 8);

$l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; где $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20);

k_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту ($\beta_г$); $k_\beta = 0{,}95$, если $\beta_г \neq 90°$ и $k_\beta = 1$, если $\beta_г = 90°$;

$k_т$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; для пород I категории трещиноватости $k_т = 0{,}90 \div 0{,}95$, в остальных случаях $k_т = 1$;

$T_{см}$ — продолжительность рабочей смены бурового станка, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования рабочего времени бурового станка $k_{ис} = 0{,}85 \div 0{,}90$);

$k_{ос}$ — коэффициент, учитывающий способ очистки скважин (при шнековой очистке $k_{ос} = 1$; при шнеко-воздушной $k_{ос} = 1{,}2 \div 1{,}3$; при воздушной $k_{ос} = 1{,}15 \div 1{,}25$).

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}, \tag{1.14}$$

где $n_{см}$ — количество рабочих смен станка в сутки;

в) годовую, м/год

$$A_{год} = k_t A_{см} n_г, \tag{1.15}$$

где k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет;

$n_г$ — количество рабочих смен станка в году (Приложение 10); режим работы карьера принять самостоятельно.

13. Определить парк буровых станков.

а) списочный парк, шт.

$$N_{сп} = \frac{v_{год}}{v_{г.м} A_{год}}, \tag{1.16}$$

где $v_{год}$ — годовой объем обуриваемой (взрываемой) горной массы, м^3;

$v_{г.м}$ — выход горной массы с 1 м скважины, м^3/м (Приложение 12).

б) рабочий парк, шт.

$$N_{раб} = \frac{N_{сп}}{K_р}, \tag{1.17}$$

где $K_р$ — коэффициент резерва буровых станков:

$$K_р = \frac{n_{г.к}}{n_б},$$

где $n_{г.к}$ — календарное количество рабочих смен карьера:

$$n_{г.к} = (N_{к.д} - N_{в.д}) n_{см},$$

где $N_{к.д}$ — календарное число дней в году;

$N_{в.д}$ — количество выходных и праздничных дней в году (рассчитать в соответствии с принятым режимом работы карьера).

14. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_р$ или $n_р$ согласно заданию). Для этого вычислить производительность для пяти значений аргумента ($P_р$ или $n_в$), используя формулы (1.7), (1.13). По результатам вычислений построить график.

15. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим вращательного бурения?

2. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина скорости вращения бурового става?

3. От каких факторов зависит величина эффективного осевого усилия?

4. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина осевого усилия?

5. От каких факторов зависит сменная производительность бурового станка?

6. Перечислить вспомогательные операции при бурении. От чего зависит продолжительность этих операций?

7. В каких пределах изменяется рекомендуемая скорость вращения шнека?

8. В каких пределах изменяется техническая скорость вращательного бурения?

9. В каких пределах изменяется производительность вращательного бурения?

10. Перечислить модели станков вращательного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима шарошечного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора режимов шарошечного бурения.
2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.
3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу [2, с. 55—57], [3, с. 69—71, 76—79], [4, с. 31—52], [6, с. 94—110], [8, с. 62—106], [9, с. 46—53].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 2).
2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: f, $\sigma_{сд}$, МПа (см. п.п. 2 и 3 практической работы № 1).
3. Рассчитать показатель буримости.
4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, долота и способ очистки скважины (Приложения 11, 13, 14). *Обосновать принятое решение*. Дать характеристику долота.
5. Рассчитать величину осевого усилия.

а) рациональную, кН

$$P_{р} = 10^{-2} K П_{ь} d_{д}, \qquad (2.1)$$

где $d_{д}$ — диаметр долота в мм;

K коэффициент, учитывающий диаметр долота; K = 6÷8, большему значению диаметра долота соответствует больше значение K;

б) максимально допустимую по прочности долота, кН

$$P_{max} = 10^{-1} \cdot 55 \cdot d_{д}^{2}. \qquad (2.2)$$

С учетом технической характеристики бурового станка и рекомендации в Приложении 15 принять расчетное значение осевого усилия ($P_{р}$). При этом необходимо соблюдать условие:

$$P_{р} < P_{max} \text{ и } P_{р} < P_{max}, \qquad (2.3)$$

где $P_{ном}$ — осевое усилие, развиваемое станком согласно технической характеристике.

6. С учетом прочности пород и величины расчётного осевого усилия по Приложениям 13 и 15 принять расчётную скорость вращения долота ($n_р$).

7. Рассчитать механическую скорость бурения, м/с:

$$V_p = 5 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_д^2}, \qquad (2.4)$$

или, м/ч

$$V_{р.ч.} = 1{,}8 \cdot 10^{-2} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_д^2}, \qquad (2.4')$$

где $P_р$ — в кН; $n_р$ — в $с^{-1}$; $d_д$ — в м.

8. Определить расход воздуха для очистки скважины:

а) исходя из требуемой кинетической энергии для подъема частиц буровой мелочи с максимально возможными размерами, $м^3/с$

$$Q_в = v_в \cdot \frac{\pi}{4}\left(D_с^{\,2} - d_{тр}^{\,2}\right), \qquad (2.5)$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с;

$D_с$ и $d_{тр}$ — диаметр соответственно скважины и буровой трубы, м;

$$D_с = d_д \cdot K_{раз},$$

где $K_{раз}$ — коэффициент разбуривания (Приложение 16); величину $d_{тр}$ принять из Приложения 17;

$$v_в = 8 + v_{кр} \text{ м/с}, \qquad (2.6)$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3 \cdot \sqrt{d_r \frac{\gamma_r}{\gamma_в}}, \qquad (2.7)$$

где d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (принять равным 0,005—0,01 м);

$\gamma_г$ — плотность частиц породы буровой мелочи, $кг/м^3$;

$\gamma_в$ — плотность воздуха в нормальных условиях, $кг/м^3$ ($\gamma_в$ = 1,3 $кг/м^3$).

б) исходя из эффективной весовой пропорции смеси буровой мелочи в воздушном потоке, которая согласно экспериментальным исследованиям составляет не более 3[1].

[1] Для современных отечественных буровых станков фактическое значение этой величины достигает 6.

Величина весовой пропорции определяется так:

$$\mu = \frac{Q_{\text{п}}\gamma_{\text{г}}}{Q_{\text{в}}\gamma_{\text{в}}},$$

где $Q_{\text{п}}$ — интенсивность образования буровой мелочи, м³/с.

Тогда требуемый расход воздуха по данному условию определится так:

$$Q_{\text{в}} = \frac{0{,}75 D_{\text{с}}^2 V_{\text{р}} \gamma_{\text{г}}}{3\gamma_{\text{в}}}. \qquad (2.8)$$

Из двух полученных значений $Q_{\text{В}}$ в пунктах а) и б) принимается большее и определяется требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве:

$$Q_{\text{в.тр}} = Q_{\text{в}} K_{\text{п.в}}, \text{ м}^3/\text{с}. \qquad (2.9)$$

где $K_{\text{п.в}}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{\text{п.в}}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{\text{в.тр}}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м³/мин.) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м³/мин.), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины:

$$K_{Q} = Q/Q_{\text{в.тр}}.$$

9. Определить расход воды, если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин

$$Q_{\text{вод}} = 0{,}785\, D_{\text{с}}^2 \gamma_{\text{г}} \frac{W_{\text{м}} - W_{\text{е}}}{100} \text{ л/м}, \qquad (2.10)$$

где $D_{\text{с}}$ — диаметр скважины, м,

$W_{\text{е}}$ — естественная влажность пород, % (0,1—2,4);

$W_{\text{м}}$ необходимая влажность бурового шлама, % (45 60);

$\gamma_{\text{г}}$ — в кг/м³.

10. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{\text{см}} = \frac{3600 T_{\text{см}}}{\frac{1}{v_{\text{р}}} + t_{\text{вс}}} k_{\text{р}} k_{\text{т}} k_{\text{в}} k_{\text{н}} k_{\text{нс}}, \qquad (2.11)$$

где $t_{вс}$ — продолжительность вспомогательных операций бурения в расчете на 1 м скважины, с (при f = 8÷16 $t_{вс}$ = 75÷100 с; при f = 17÷20 $t_{вс}$ = 90÷120 с);

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования времени смены (0,8—0,9);

$k_{в}$ — коэффициент, учитывающий обеспеченность станка воздухом. При $K_Q \geq 1$ $k_{в}$ =1; при $K_Q < 1$ $k_{в}$ = 0,97;

k_{β} и $k_{т}$ — коэффициенты, учитывающие соответственно угол наклона скважины и трещиноватость пород (см. с. 9, п.12);

$k_{н}$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_{с} = h_{у} + l_{пер}$,

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_{с}$;

$K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20).

Коэффициент $k_{н}$ учитывает ухудшение условий очистки скважин, износ долота и повышение прочностных свойств пород и энергоемкости бурения. Его следует определять для конкретного карьера индивидуально с учетом конструкции станков и их технического состояния. Для учебных целей значение этого коэффициента можно принять следующим образом:

$l_{с}$, м	< 5	5—10	11—15	16—20
$k_{н}$	1,0	0,85	0,80	0,75

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}; \qquad (2.12)$$

в) годовую, м/год

$$A_{год} = A_{см} n_{г} k_{t}, \qquad (2.13)$$

где $n_{г}$ — количество рабочих смен в году (Приложение 10);

k_{t} — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет.

11. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведенному в пункте 13 практической работы № 1.

12. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_{р}$ или $n_{р}$ согласно заданию), используя формулы (2.1), (2.2), (2.3), (2.4) и (2.10), и построить график зависимости.

13. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим шарошечного бурения?
2. Чем определяется максимально допустимая величина осевого усилия при шарошечном бурении?
3. Объясните процесс поверхностного разрушения забоя скважины.
4. Объясните процесс объёмного разрушения забоя скважины.
5. Какими факторами определяется скорость шарошечного бурения?
6. Какими факторами определяется требуемая скорость потока воздуха для очистки скважины?
7. От каких факторов зависит требуемый расход воздуха для очистки скважины?
8. В каких пределах изменяется расход воздуха для очистки скважины?
9. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при шарошечном бурении?
10. В каких пределах изменяется частота вращения бурового става при шарошечном бурении?
11. Какие шарошечные станки рассчитаны на применение водно-воздушной очистки скважин?
12. Перечислите модели станков шарошечного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима ударно-вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора параметров режима ударно-вращательного бурения.

2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.

3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу [2, с. 62—65], [3, с. 71—72], [4, с. 52—60], [6, с. 85—94].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 3).

2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива (см. п.п. 2 и 3 лаб. работы № 1).

3. Рассчитать показатель буримости.

4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, пневмоударника и долота (Приложения 18, 19). *Обосновать принятое решение.*

5. Рассчитать глубину погружения лезвия долота при единичном ударе (h), м:

$$h = \sqrt{\frac{2w}{z d_д \sigma_{пр} (\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} + \mu_1) k_з}}, \qquad (3.1)$$

где w — энергия удара пневмоударника, Дж;

z — коэффициент, учитывающий форму коронки долота, $z = 2$ — для долотчатой (зубильного типа) коронки, $z = 4$ — для крестовой и штыревой коронки, $z = 3$ — для трёхперой коронки);

$d_д$ — диаметр долота, м;

$\sigma_{пр}$ — приведённый предел прочности породы, Па:

$$\sigma_{пр} = 0{,}5(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}),$$

где $\sigma_{ск}$ — предел прочности пород на скалывание ($\sigma_{ск} = \sigma_{сд}$), Па;

α — угол заострения лезвия долота (при $f < 10$ $\alpha = 90 \div 100°$, при f от 10 до 15 $\alpha = 101 \div 110°$ и при $f > 15$ $\alpha = 111 \div 120°$);

μ_1 — коэффициент трения стали коронки долота о породу (μ_1 от 0,5 при воздушно-водяной продувке до 1 при сухой продувке);

k_3 — коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки (k_3 = 1,2÷1,3).

6. Рассчитать минимально необходимое для разрушения забоя скважины число ударов за один оборот долота (n_o), уд./об.:

$$n_o = \frac{\pi d_д \sigma_{ск}}{2z h \sigma_{мб}}, \tag{3.2}$$

где $d_д$ — в м.

7. Рассчитать максимально допустимую частоту вращения долота ($n_в$), мин$^{-1}$:

$$n_в = \frac{60 n_у}{n_o}, \tag{3.3}$$

где $n_у$ — частота ударов пневмоударника, с$^{-1}$.

8. С учетом технической характеристики станка принять за расчётную ($n_р$) такую частоту вращения, которая бы отвечала условию

$$n_р \le n_в . \tag{3.4}$$

9. Определить теоретическую (механическую) скорость бурения ($v_б$), м/мин:

$$v_м = n_р \cdot h \tag{3.5}$$

10. Определить скорость бурения с учетом глубины скважины ($v_р$), м/мин:

$$v_р = v_м \left(1 - k \cdot l_с\right), \tag{3.6}$$

где $k = 0{,}0034$;

$$l_с = h_у + l_{пер},$$

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20); h_y — высота уступа.

11. Определить расход воздуха для очистки скважины по алгоритму, приведённому в пункте 8 практической работы № 2. Средний диаметр частиц бурового шлама ($d_ч$) принять равным 0,01 м, диаметр буровой штанги — по Приложению 18.

12. Определить расход воды на 1 м скважины (q), если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин, л/м

$$q = \frac{1000}{v_p} q_0, \tag{3.7}$$

где q_0 — удельный расход воды, л/мин, (q_0 изменяется от 0,1 л/мин при диаметре скважины 100 мм до 0,25 л/мин при диаметре скважины 200 мм);

v_p — в мм/мин.

13. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{\text{см}} = 60 T_{\text{см}} v_p k_\beta k_{\text{т}} k_{\text{ис}}^{\text{б}}, \tag{3.8}$$

где $k_{\text{ис}}^{\text{б}}$ — коэффициент использования времени смены станка на чистом бурении ($k_{\text{ис}}^{\text{б}}$ = 0,5÷0,7; нижний предел для пород с f = 12÷14, верхний предел — с f = 18÷20);

$T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

k_β $k_{\text{т}}$ — коэффициенты см. с. 9, п.12,

б) суточную, м/сутки

$$A_{\text{сут}} = A_{\text{см}} n_{\text{см}}; \tag{3.9}$$

в) годовую, м/год

$$A_{\text{год}} = A_{\text{см}} n_{\text{г}} k_t, \tag{3.10}$$

где $n_{\text{г}}$ — количество рабочих смен станка в году (прил. 10; режим работы карьера принять самостоятельно);

k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три.

14. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведённому в п. 13 практической работы № 1.

15. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от определяющих режимных параметров (w и $n_{\text{р}}$ согласно заданию), используя формулы (3.1), (3.5), (3.8), и построить график зависимости.

16. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим ударно-вращательного бурения?

2. Какими факторами определяется скорость ударно-вращательного бурения?

3. В каких пределах изменяется скорость ударно-вращательного бурения?

4. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при ударно-вращательном бурении?

5. В каких пределах изменяется энергия удара у пневмоударников?

6. В каких пределах изменяется частота ударов пневмоударника?

7. В каких пределах изменяется производительность ударно-вращательного бурения?

8. Перечислите модели станков ударно-вращательного бурения?

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
КОМПЬЮТЕРНЫЙ РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ

(2 часа аудиторных)

Цель работы

Сформировать системное представление об определении режимов и производительности буровых станков; закрепить навыки работы с компьютерами.

Задачи работы

1. На базе раннее выполненных работ изучить общий алгоритм расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка карьерных буровых станков.

2. Изучить компьютерную программу автоматизированного расчета параметров режима бурения и производительности буровых станков.

3. Выполнить автоматизированный расчет параметров режима бурения производительности и парка буровых станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения по исходным данных в практических работах № 1, 2, 3.

4. Выполнить сравнительный анализ результатов ручного и автоматизированного расчетов. Дать объяснение выявленным расхождениям.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо повторить материал по ранее выполненным практическим работам № 1, 2, 3 и ответы на контрольные вопросы в этих работах.

Порядок выполнения работы

1. Используя ниже приведенную инструкцию, и с помощью преподавателя познакомиться с работой программы автоматизированного расчета параметров буровых работ.

2. Используя исходные данные по предыдущим работам, выполнить автоматизированный расчет для станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.

3. Результаты расчетов распечатать.

4. Составить сравнительную таблицу результатов ручного и автоматизированного расчетов.

Примечание: если обнаружатся расхождения в результатах автоматизированного и ручного расчетов, то найти причину расхождений и объяснить ее.

Инструкция по использованию программы автоматизированного расчета технологических параметров бурения на карьерах

Для выполнения данной работы необходимо загрузить Windows 95/98, перейти в каталог, который вам укажет преподаватель, и запустить программу *Lab1.exe*, *Lab2.exe* или *Lab3.exe* для выполнения первой, второй или третьей практической работы, соответственно.

На экране дисплея появится окно ввода данных. В нем указываются характеристики пород, характеристики бурового станка, различные коэффициенты, способ очистки скважины и другие параметры (например, выход горной массы с 1 м скважины, продолжительность смены и т. д.).

Все данные вводятся с клавиатуры в соответствующие им поля или выбираются из списка. Используя клавишу *Tab*, вы можете перемещаться по полям. Каждое поле имеет всплывающую подсказку, где написано, что нужно в нем указать. Наведите указатель мыши на поле и немного подождите. Вы увидите, что рядом с указателем появилась подсказка. Если вы не успели прочитать эту подсказку, то можете увидеть ее снизу в строке состояния.

В окне ввода данных есть особые типы полей.



Рис. 4.1. Выпадающий список

1. Поля, имеющие выпадающий список (рис. 4.1). Чтобы посмотреть список или выбрать из него какое-либо значение, щелкните мышкой на кнопке со стрелкой, направленной вниз (она находится справа от поля).



Рис. 4.2. Поля с функциональными кнопками

2. Поля, имеющие справа кнопку с изображением калькулятора (рис. 4.2). В такое поле программа записывает вычисленное значение параметра. Нажмите эту кнопку, и программа рассчитает соответствующее значение.
3. Поля, имеющие справа кнопку с изображением красной галочки (рис. 4.2). Нажмите эту кнопку, и программа вычислит оптимальное значение соответствующего параметра. После чего будет выведено окно, где вы можете отказаться от значения, полученного программой, нажав на кнопку «нет» в этом окне и введя свое значение в данное поле.

После того как вы ввели все необходимые данные, нажмите кнопку *«Вычислить»*. В появившемся окне вы увидите отчет с результатами, который можно распечатать нажатием кнопки с изображением принтера.

Если ваши расчеты на бумаге не совпадают с расчетами программы, то можно проверить применяемые формулы, нажав на кнопку *«Формулы»* или *«Проверка»*.

При выполнении работы обратите внимание, чтобы вводимые данные соответствовали указанной размерности и типу. При появлении ошибок обратитесь к преподавателю или попробуйте выйти из программы и запустить ее снова, но при этом будут утеряны все введенные вами данные.

Чтобы закрыть программу, нажмите комбинацию клавиш *Alt+F4* или кнопку с изображением крестика в правом верхнем углу окна ввода данных.

Контрольные вопросы

1. Изложите алгоритм расчета параметров вращательного бурения.
2. Изложите алгоритм расчета параметров шарошечного бурения.
3. Изложите алгоритм расчета параметров ударно-вращательного бурения.
4. Перечислите преимущества и недостатки вращательного бурения.
5. Перечислите преимущества и недостатки шарошечного бурения.
6. Перечислите преимущества и недостатки ударно-вращательного бурения.
7. Какая кнопка в окне ввода данных позволяет просмотреть рассчитанные параметры?
8. С помощью какой кнопки можно распечатать исходные данные и рассчитанные параметры?
9. Назовите условия эффективного применения станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.
10. Как посмотреть формулы, по которым программа производит расчет?
11. Как закрыть программу?
12. Что означает кнопка с изображением калькулятора?
13. Что означает кнопка с изображением красной галочки?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Хохряков В. С.* Проектирование карьеров: учебник для вузов. М.: Недра, 1992. 383 с.

2. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учебник для вузов. М.: Недра, 1985. 509 с.

3. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ: учебник для вузов. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

4. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1990. 367 с.

5. *Корников С. В., Стенин Ю. В., Стариков А. Л.* Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. 112 с.

6. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

7. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности): учебник для вузов. Ч. 2. М.: Недра, 1987. 254 с.

8. *Сытин Б. А., Кутузов Б. Н., Буткин В. Д.* Справочник по бурению на карьерах. М.: Недра, 1990. 224 с.

9. *Буровзрывные работы на угольных разрезах* / Репин Н. Я., Богатырев В. П., Буткин В. Д. и др. / Под ред. Н. Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.

10. *Репин Н. Я.* Подготовка и эксплуатация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.

11. *Капанов Б. А., Сафохин М. С.* Инструмент для бурения взрывных скважин на карьерах. М.: Недра, 1989. 173 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Исходные данные к работе № 1

Расчет режимов и производительности станков вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа (H_y), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м³	Угол наклона скважины к вертикали, град.	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м³	класс абразивности	категория трещиноватости					
1	15	1,3	II	III	7	1×8	0,5	0	$A_{см}=f(P_р)$
2	60	2,1	II	IV	12	2×8	5,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
3	60	2,5	III	IV	15	2×12	15,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
4	20	2,0	II	II	15	3×8	15,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
5	70	2,6	IV	IV	15	2×8	7,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
6	70	2,5	V	III	10	2×8	10,0	10	$A_{см}=f(P_р)$
7	30	2,3	II	III	10	1×8	1,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
8	80	2,6	V	IV	12	2×8	3,0	10	$A_{см}=f(P_р)$
9	20	1,8	II	III	15	2×8	10,0	20	$A_{см}=f(n_р)$
10	40	2,2	III	II	10	3×12	15,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
11	15	1,4	II	III	10	2×8	3,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
12	40	2,0	II	II	7	1×8	0,8	0	$A_{см}=f(n_р)$
13	40	1,9	IV	III	12	2×8	4,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
14	80	2,5	IV	III	15	2×8	5,0	15	$A_{см}=f(P_р)$
15	50	2,5	III	III	15	2×8	10,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
16	50	2,7	IV	IV	7	1×8	2,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
17	30	2,0	II	III	10	2×8	15,0	25	$A_{см}=f(P_р)$
18	20	2,0	II	II	12	1×8	0,8	0	$A_{см}=f(P_р)$
19	70	2,5	IV	II	15	3×8	15,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
20	20	1,8	II	III	10	1×8	3,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
21	15	1,3	II	III	12	2×8	4,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
22	40	2,0	III	II	12	2×8	8,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
23	60	2,5	IV	III	15	2×8	10,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
24	80	2,7	III	IV	12	3×8	15,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
25	40	2,0	III	III	7	1×8	2,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
26	30	2,1	II	II	12	3×8	8,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
27	70	2,3	IV	III	10	2×8	5,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
28	50	2,3	II	II	15	1×8	5,0	0	$A_{см}=f(n_р)$
29	30	2,0	III	III	7	1×8	0,5	15	$A_{см}=f(n_р)$
30	80	2,5	IV	III	15	2×12	12,0	10	$A_{см}=f(n_р)$
31	80	2,4	III	III	12	2×8	10,0	15	$A_{см}=f(n_р)$
32	15	1,4	II	II	30	2×8	3,0	0	$A_{см}=f(P_р)$
34	20	1,9	II	IV	15	2×12	15,0	20	$A_{см}=f(P_р)$
35	50	2,4	IV	IV	12	2×8	6,0	10	$A_{см}=f(P_р)$

Приложение 2. Исходные данные к работе № 2

Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объём обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	80	2,5	II	III	12	2×8	4,0	$A_{см} = f(n_р)$
2	160	2,7	III	III	15	3×8	10,,	$A_{см} = f(n_р)$
3	100	2,7	III	II	10	1×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
4	150	2,8	III	II	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(n_р)$
5	120	2,6	III	III	10	2×8	6,0	$A_{см} = f(P_р)$
6	180	3,0	IV	IV	15	2×12	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
7	120	3,2	VII	V	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
8	130	2,4	II	IV	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
9	90	2,4	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
10	110	2,5	II	II	12	3×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
11	140	2,5	III	III	20	2×12	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
12	100	2,5	II	III	10	1×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
13	80	2,4	II	II	20	3×8	40,0	$A_{см} = f(n_р)$
14	80	2,3	III	III	10	1×8	7,0	$A_{см} = f(P_р)$
15	130	2,6	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
16	90	2,4	II	II	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
17	150	2,7	IV	IV	12	2×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
18	170	2,7	VI	IV	12	2×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
19	140	2,6	V	IV	10	1×8	8,0	$A_{см} = f(n_р)$
20	160	2,9	IV	V	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
21	100	2,5	II	IV	15	3×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
22	120	2,4	III	IV	20	2×8	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
23	120	2,6	III	III	15	1×8	10,0	$A_{см} = f(P_р)$
24	160	2,6	IV	V	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(P_р)$
25	150	2,5	III	III	20	1×8	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
26	170	2,6	V	IV	12	2×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
27	130	2,4	III	II	12	2×8	16,0	$A_{см} = f(P_р)$
28	100	2,4	II	III	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
29	110	2,5	II	II	20	3×8	55,0	$A_{см} = f(P_р)$
30	90	2,3	II	III	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
31	140	2,7	III	IV	12	2×8	17,0	$A_{см} = f(n_р)$
32	90	2,4	III	III	15	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
33	120	2,6	IV	IV	15	2×8	12,0	$A_{см} = f(P_р)$
34	150	2,5	IV	V	12	3×8	24,0	$A_{см} = f(P_р)$
35	100	2,5	III	II	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$

Приложение 3. Исходные данные к работе № 3

Расчёт режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа (h_y), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обуриваемой горной массы ($V_{год}$), тыс м³	Последуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность (γ), т/м³	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	150	2,7	III	II	10	2×8	0,8	$A_{см} = f(w)$
2	200	3,2	V	III	10	2×8	1,5	$A_{см} = f(w)$
3	170	2,5	III	IV	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(n_р)$
4	160	2,6	IV	III	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
5	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(n_р)$
6	180	2,8	VI	IV	12	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
7	200	2,9	VII	V	12	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
8	140	2,4	III	III	12	2×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
9	180	3,0	III	IV	15	3×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
10	170	2,8	III	III	10	1×8	1,0	$A_{см} = f(n_р)$
11	160	2,8	IV	IV	15	3×8	3,2	$A_{см} = f(w)$
12	200	3,4	VI	IV	12	2×8	3,5	$A_{см} = f(w)$
13	150	2,7	IV	IV	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(w)$
14	170	2,6	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
15	160	2,5	III	III	10	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
16	160	2,8	III	II	15	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
17	140	2,4	II	III	15	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
18	180	2,6	III	IV	12	1×8	1,2	$A_{см} = f(n_р)$
19	180	2,6	IV	III	10	1×8	1,5	$A_{см} = f(n_р)$
20	150	2,5	IV	II	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
21	170	2,7	III	IV	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
22	190	2,7	IV	IV	10	2×8	1,9	$A_{см} = f(w)$
23	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,7	$A_{см} = f(w)$
24	170	2,4	III	III	12	1×8	0,9	$A_{см} = f(w)$
25	140	2,4	III	II	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
26	200	2,8	VII	V	15	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
27	200	2,9	VIII	V	10	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
28	140	2,5	III	III	10	1×8	0,8	$A_{см} = f(n_р)$
29	200	3,0	V	IV	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
30	130	2,6	II	III	15	2×8	2,4	$A_{см} = f(n_р)$
31	150	2,5	IV	II	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(n_р)$
32	170	2,5	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
33	160	2,7	III	IV	10	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
34	180	2,6	IV	III	10	2×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
35	180	2,6	IV	IV	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(w)$

Приложение 4. Станки вращательного бурения

Показатель	Модель станка									
	СВБ-2М	1СБР-125	СБР-160А-124	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	2СБР-125	СБР-200-24	СБШК-200	БТС-150	УРБ-2А-2
Номинальный диаметр скважины, мм	160	125	160, 200	160; 200	160	125	160 (шарош долото); 200 (резцов. корон)	190 (шарош долото); 4 (резцов корон)	150	93
Глубина скважины, м	25	25	24	32	24	29	48	50	32	30
Угол наклона скважины к вертикали, град.	до 30	до 30	0, 15; 30	0; 15, 30	0, 15; 30	0, 15, 30	0; 15, 30	0, 15, 30	до 30	
Максимальное осевое усилие, кН	50	10	80	80	70	50	120	200	150	
Частота вращения бурового става, мин$^{-1}$	120, 220	220	102, 132, 198	102, 132; 198	42, 144, 126, 180	0—240	168	3—180	195	140, 225; 325
Способ очистки скважины	Шнековый			Шнековый, шнеко-воздушный			Шнековый, шнеко-воздушный, воздушный			

Примечания: 1. Станки СБР-125 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости $f \leq 4$ и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн м^3 в год, остальные модели станков применяются в более крепких породах.

2. При бурении скважин в уступах высотой 15 м и выше предпочтительно применение шнеко-воздушного или воздушного способа очистки скважин.

3. У станков БТС-150 в качестве шасси использован трактор Т-170, а у станков УРБ-2А-2 — трактор трелевочный ТТ-4-02

Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении

Характеристика пород	Частота вращения инструмента, $с^{-1}$
Неабразивные слабые породы с f = 2÷4 (уголь, суглинки, сланцы)	3,0—3,5
Крепкие малоабразивные с f = 5÷6 (известняки)	2,25—3,25
Крепкие абразивные монолитные с f = 5÷6 (песчаники)	2,0 2,5

Приложение 6. Условия применения режущих долот

Характеристика пород	1СБР-125	2СБР-125	СВБ-2М	СБР-160А-24; СБР-200; СБШК-200, СБШ-200	
	Способ удаления буровой мелочи				
	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	воздушный
Уголь и мягкие породы $f \le 4$	РП-120 ($d_з$ = 120 мм, 2-лучевое)		НПИ-2 ($d_з$ = 160 мм; 2-лучевое). РК-4М ($d_з$ = 160 мм; 2-лучевое)		
Породы $f \le 5$			2ЛШ-158,7МС ($d_з$ = 158,7 мм; 2-лучевое), ДЛ-160Ш ($d_з$ = 161 мм; 2-лучевые, съемные лопасти)		
Породы повышенной крепости $f \le 6$ с прослойками пород $f \le 8$			КБЛ-160Е; КБС-160У ($d_з$ = 160 мм; 2-лучевые; съемные резцы); НПИ-6 ($d_з$ = 150, 160 мм, 3-лучевые, съемные резцы); 7РД-160Ш; 8РД-160Ш; 10РД-160Ш; ДР-160Ш ($d_з$ = 160 мм; 2-лучевое, съемные резцы)	ДРВ-160Ш ($d_з$ = 161 мм; вращающиеся лезвия)	1РД-215,9*, 1РД-190; 1РД-244,5 ($d_з$=215,9, 190, 244,5 мм, 4-лучевые) КБК-1 ($d_з$=190 мм, 3-лучевое) КБТ-1У ($d_з$=200 мм, 3-лучевое)
Конгломератные залежи слабоцементированные галечники и гравийно-галечные отложения		ДРВ-125ШВ ($d_з$ = 125 мм, вращающиеся резцы)			

* Все коронки со съемными резцами.

Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин

Коэффициент крепости пород / (категория по ЦБНТ)	1—2 (III—IV)	3—4 (V—VI)	5—6 (VII—X)	7 (XI)	8 (XII—XIII)
Вспомогательное время бурения на 1 м скважин ($t_в$)	1,32	1,37	1,43	1,48	1,59
Основное время бурения на 1 м скважины ($t_о$)	0,50	0,75	1,75	3,40	4,50
$K = (t_в + t_о)/t_о$	3,64	2,83	1,82	1,48	1,35

Примечание: вспомогательное время бурения 1 м скважины в конкретных условиях зависит, в том числе, и от глубины скважины

Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины)

Крепость пород	Значения коэффициента при высоте уступа, м		
	< 5	5—10	> 10
до 2	1	0,91	0,75
2—6	1	0,94	0,80

Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы

Срок службы, лет	0—3	4	5 и больше
Коэффициент снижения производительности, k	1,0	0,95	0,85

Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков

Диаметр бурения, мм	Непрерывная рабочая неделя при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе (смен)	
	2	3	2	3	2	3
Шнековое бурение						
125	555	815	470	700	390	575
160	690	770	455	655	370	545
Шарошечное бурение						
160, 200	505	705	430	600	350	495
250	500	695	425	595	350	490
320, 400	495	680	420	580	—	—
Ударно-вращательное бурение						
100, 125	545	795	465	680	385	560
160	540	790	465	675	—	555
200	500	700	425	600		495

Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения

Таблица П.11.1

Отечественные буровые станки

Показатель	УСБШ-30/165/200-32	СБШС-250Н	СБШС-250/270-32	6СБШ-200-32	3СБШ-200-60
Изготовитель	НКМЗ			Бузулукский з-д	
Диаметр долота, мм	130, 165, 200	200, 250, 270	250, 270	200, 250	200; 250
Глубина скважины, м, не более	32	50	32	40	60
Направление бурения к вертикали, град	0; 15; 30	0; 15; 30	0, 15; 22,5, 30	0…30	0…30
Длина штанг / ход непрерывной подачи, м	н. д	10,45	н д	8,06 / 1	12 / 1
Осевое усилие, кН, не более	200	350	400	300	300
Скорость подачи / подъема бурового снаряда, м/с	— / 0,31	— / 0,3	— / 0,25	0,033 / 0,5	0,033 / 0,5
Частота вращения долота, $с^{-1}$	до 2,67	до 2,5	2,5	до 2,5	до 2,5
Способ очистки скважин	воздушный			воздушный	
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,53	0,67	0,417	0,53
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д	506	н д	377	400
Напряжение питания, В	н. д.	6000; 380	н. д	380	380; 6000
Скорость передвижения, км/ч	0,12; 0,95	1,7	1,04	0,75	1,0
Габариты, м	8.7 · 4.4×14.3	10,9×5,1×17,9	н д	12,1×4,9×13,8	12.1 · 5.4×17.32
Масса станка, т	43	68, 64	88	62	65

Окончание табл. П.11.1

Показатель	СБШ-160-48	СБШ-190/250-60	СБШ-250МНА-32	СБШ-250/270-60 «РД-10»	СБШ-270И3
Изготовитель	ОАО «Рудгормаш»				Ижорский з-д
Диаметр долота, мм	160	190; 250	160; 215; 250, 270	244,5; 269,9	250; 270
Глубина скважины, м, не более	48	61,5	32	60	32
Направление бурения к вертикали, град	0; 15, 30	0, 10; 15; 20, 25, 30; 35; 40, 45	0, 15; 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Длина штанг/ход непрерывной подачи, м	н д	н д	8/8	8;12;17,5/8;12;17,5	11/11
Осевое усилие, кН, не более	н. д.	н. д	300	350	450
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	н д	н д	0,017/0,12	н д	0,1/0,2
Частота вращения долота, $с^{-1}$	н. д.	н. д.	0,2-2,5	0,2-2,0	0-1,68
Способ очистки скважин	Воздушно-водяной		Воздушный, воздушно-водяной		Воздушный
Подача компрессора, $м^3/с$	н. д.	н. д	0,417-0,53	0,53-0,67	0,67
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д.	н. д	400	н. д.	650
Напряжение питания, В	380	380	380; 6000	380; 6000	380
Скорость передвижения, км/ч	н. д.	н. д.	0,737	н. д.	1,6
Габариты, м	н. д.	н. д	9,2×5,45×15,35	н. д.	19,0×6,4×19,3
Масса станка, т	45	75	71,5	90	136

Примечание: станки типа СБШ-200 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости f = 6÷12 и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн $м^3$ в год. При мощности карьера более 5 млн $м^3$ в год предпочтительно применять станки типа СБШ-250, если f = 10÷14 и РД-10 и СБШ-220И3, если f = =12÷16.

Таблица П.11.2

Станки фирмы Ingersoll – Rrand (США)

Модель станка	DM-45E	DM-50E	DM-1	DM-M2	DM-H
Диаметр скважины, мм	130—200	200—251	200—251	229—270	229—381
Глубина бурения, м	45,7	50,0	54,9	53,4	76,0
Угол наклона скважины, град	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30
Осевое давление на забой, кН	204	227	272	340	497
Частота вращения, мин$^{-1}$	0—200	0—130	0—120	0—150	0—150
Крутящий момент, кНм	9,7	9,7	10,17	11,7	17,6
Производительность, млн т/год	2	2,5	3	4	5,5
Установленная мощность, кВт	118	118	118	130	373
Скорость передвижения, км/ч	3,1	3,1	3,1	2,2	1,12
Угол подъема с опущенной мачтой, град.	17	17	17	17	17
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,1	0,11
Масса, т	31,8	34,7	38,6	56,7	111,1
Длина буровых штанг, м	7,62, 9,14	7,62, 9,14	9,14	10,7	9,14, 13,7; 16,8, 19,8
Количество штанг в кассете	5	3, 4	5	2, 4	1, 2, 3, 4
Ширина станка, м	3,96	3,96	4,6 / 3,8	5,0 / 4,6	7,1
Длина с опущенной мачтой, м	12,5	12,5	12,7	15,5	21,0
Высота с поднятой мачтой, м	13,3	13,3	13,0	17,1	21,5

Таблица П.11.3

Станки фирмы Bucyrus-Erie (США)

Модель станка	34R	35R11	36R	37R	45R	47R	49R11	59R	60R
Диаметр скважины, мм	155—229	155—229	200—279	299—311	279	311	311	273—444	381
Глубина бурения, м	7,62	7,62	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,54
Рабочая масса, т	36,29	38,56	47,63	68,04	108,0	113,0	140,5	183,67	148,5
Мощность привода вращения, кВт	н. д.	н. д.	190	190	37,3	82,0	102,0	153	91,0
Скорость вращения долота, $мин^{-1}$	134	134	135	135	123	123	130	120	121
Нагрузка на долото, кН	184	204,1	272,2	340,2	362	409	453,6	589,7	544
Скорость подачи, м/мин	38,1	38,1	32,0	25,91	4,7	4,7	7	62	8,07
Скорость подъема / опускания, м/мин	68,6	68,6	68,6	54,86	38,1	38,1	27,43	30,48	33,0
Производительность воздушного компрессора, $м^3$/мин	21,2	25,5	25,5	34,0	46,34	46,34	46,7	97,6	73,6
Максимальное давление, кПа	690	690	690	690	448	448	448	448	448
Скорость передвижения, км/ч	3,2	2,41	2,0	2,09	н. д.	н. д.	1,8	1,5	н. д.
Длина штанги, м	10,36	10,36	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,24
Угол наклона бурения, град.	90	90	90	90	60—90	60—90	60—90	60—90	60—90
Мощность двигателя, кВт	250*	298*	336*	455*	н. д.	н. д.	298	520	224
Высота станка, м	4,16	4,17	4,32	4,69	6,5	6,5	6,86	6,5	6,35
Ширина станка, м	3,81	3,81	4,27	4,27	6,25	6,25	7,12	6,0	6,2
Длина станка, м	11,43	11,43	14,53	16,36	24,31	24,31	31,4	34,2	25,83

* Дизельный привод

Таблица П.11.4

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы Driltech концерна Tamrock

Параметры	Модель							
	D25KS	D40KS	D45KS	D50KS	D400SP	D60KS*	D75KS	D90KS
Диаметр бурения, мм	130—203	152—203	152—229	152—229	152—254	229—279	229—279	229—311
Глубина бурения, м:								
– одной штангой	8,67; 9,38	8,67; 9,4; 11,2	8,67; 9,4; 11,2	7,6; 8,7	12,2; 15,2; 18,3	10,2; 11,2	10,2; 11,2	11,8; 12,7; 19,8
– максимальная	64	53,4	53,4	64	19,8	53,3	53,3	85
Осевое усилие, кН	126	182	204	227	182	272	343	499
Мощность вращателя, кВт	82	82	134,3	134,3	109	142	142	171,6
Крутящий момент на долоте, кН·м	8,2	6,8	9,8	9,8	6,8	14,1	14,1	16,9
Скорость подъема бурового става, м/с	1,1	0,7	0,83	0,83	0,61	0,63	0,63	0,6
Мощность главного привода, кВт	320	320,8	320,8	320,8	320,8	410	477	477
Подача компрессора, $м^3$/мин	19,8	21—28,3	26—37	26—45	26—45	37—45	37—57	45—73,6
Скорость хода, км/ч	2,9	2,9	3,2	3,5	2	2,4	2,4	1,27
Масса станка, т	28,2	47	47,8	43,6	52	59	63,6	120,3

Таблица П.11.5

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы «P&P» (США)

Параметры	Модель		
	P&P 250XP	P&P 100XP	P&P 120A
Диаметр бурения, мм	273—349	до 349	251—559
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 12 73	 19.8 59.4	 15.2; 16,8; 19.8 39,6
Наклонное бурение, град.	0—20 (30)	0—20	–
Осевое усилие максимальное, кН	476	495	680
Мощность вращателя, кВт	200	208	120 / 200
Скорость вращения, мин $^{-1}$	0—200	0—125	119 (138)
Крутящий момент, кН·м	до 16,2	до 16.2	до 17,2
Скорость подъема, м/с	0 38	0 38	0 24,4
Тип главного привода	Д	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	735	522	1000
Подача компрессора, м^3/мин	71—83	до 85	85—102
Давление, МПа	0,448	0,551	0,387
Скорость хода, км/ч	3,05	1,3	1,6
Габаритные размеры, м: – общая ширина – длина, мачта опущена / поднята – высота, мачта опущена / поднята	 7 20,5 / 14,3 20,1 / 7,8	 7 25,7 / 13,5 30,3 / 9.9	 6,7 28,8 / 13,4 28,3 / 6.1
Рабочая масса станка, т	113,6	129,2	165,5

Таблица П.11.6

Техническая характеристика буровых станков для вращательного бурения скважин фирмы Bucyrus International

Параметры	Модель				
	35R*	39R	49RIII	59R	60/61R
Диапазон диаметров бурения, мм	до 270	до 311	до 406	до 444	до 381
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 7,6 36,4	 16,8 82,2	 21,3 85,2	 18,3 79,2	 19,8 45,7
Осевое усилие, кН	340	55	640	748	до 590
Мощность вращателя, кВт	59	73,2—82	153	153	91—182
Частота вращения, $мин^{-1}$	0—130	0—160	0—125	0—120	0—125
Крутящий момент на долоте, кН м	9,5	16,8	16,8	20,7	15,6
Скорость подъема става, м/с	1.14	0,64	0,46	0.51	0,55
Главный привод	Д	Э	Э	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	298	350	600	до 750	до 840
Компрессор: – подача, $м^3$/мин – давление, МПа	 38.2 0,223	 85,4 0,48	 85,4 0,48	 103.2 0,48	 85,4 0,4
Скорость хода, км/ч	3,2	3,2	1,1—1,8	0.9—1,5	1,7
Масса станка, т	54,4	122,5	154,2	183.7	155

*Модель имеет исполнение для работы с погружным пневмоударником.

Таблица П.11.7

Техническая характеристика станков вращательного бурения скважин фирмы Atlas Copco

Параметры	Модель						
	DM-30*	DM-45/50	DML*	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Диаметры бурения, мм	130—171	127—171	152—270	251—270	251—311	200—270	270—410
Глубина бурения, м: – одной штангой – максимальная	 9,1 15,2	 9,1 55/45	 9,1; 10,7 55	 10,7 53, 3	 12,2 48,8	 6,8; 12,21 60	 19,8 55
Наклонное бурение, град.	0—20	0—30	0—30	0—30	0—30	–	–
Осевое усилие, кН	136	227	272	340	409	340	522
Мощность вращателя, кВт	113	108	120	130	160	145	160
Частота вращения, мин$^{-1}$	0—100	0—160	0—160	0—150	0—200	0—170	0—170
Крутящий момент на долоте, кН·м	7,3	7,3; 12,2	7,35; 12,2	11,8	13,8	6,44; 12	25,7; 14,2
Скорость подачи / подъема, м/мин	0—30 / 0—85	0—44 / 0—62	0—44 / 0—62	0—25 / 0—30	0—44 / 0—30	0—39 / 0—48	0—21 / 0—47
Тип привода	Д	Д	Д	Д/Э	Д/Э	Д	Д/Э
Мощность дизеля, л.с.	425; 525	425; 600	525; 760	760	850; 950	760	1000—1500
Компрессор: – подача, м^3/мин – давление, МПа	 25,5 0,76	 25,5; 34 0,76	 34; 53,8 0,76	 54; 73 0,76	 54 0,76	 54 0,76	 85—108 0,76
То же с ударником	25,5 2,4	30 2,4	34 2,4	–	–	–	–
Скорость хода, км/ч	0—4,0	0—3,2	0—2,7	0—1,9	0—1,8	0—1,8	0—1,8
Ходовая часть	CAT-D4	CAT 320L	CAT 320S	CAT 320E	CAT 350	CAT 345L	CAT 375L

* Модели могут оснащаться оборудованием для бурения погружным пневмоударником.

Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели)

Диаметр скважины (DC), мм	110	160	200	250	320
Выход горной массы с 1 м скважины ($V_{гм}$), м³/м	12—35	18—35	25—40	35—50	50—80

Примечание: большей крепости пород соответствует меньшее значение показателя

Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот

Таблица П.13.1

Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Породы	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твёрдости	Фрезерованные зубья
Т	Твердые	То же
ТЗ	Твердые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твёрдые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Таблица П.13.2

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горные породы	Коэффициент крепости пород, *f*	Диаметр долот, мм
С и СТ	Неабразивные породы типа средней и средней твёрдости: плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т. п.	6	190, 214
Т	Неабразивные и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твёрдые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т. п.	6—8	145, 190, 214, 243
ТК	Малоабразивные твёрдые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т. п.	8—10	190, 214, 243
ТЗ	Вязкие абразивные твёрдые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8—14	190, 214, 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твёрдые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т. п.	8—14	190, 214
ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т. п	12	76, 97, 112, 145, 190, 214, 269, 320

Примечание: предпочтительно выбирать долота третьего поколения; стандартное значение их диаметра в Приложении 15

Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР

Марка долота	Схема опор	Изготовитель	Масса долота, кг
III76T III760K	С-Ш-С С-Ш-С	Уралбурмаш	2
III98.40K III112КЦВ	Ш-Ш-Ш Ш-Ш-С	Уралбурмаш. Востокмашзавод	4
III146ТПВ III146КПВ III146ОКПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш. Востокмашзавод	12
III161ТПВ III161КПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш. Востокмашзавод	15.5
III215.9ТПВ2 III215.9Т3ПВ III215.9ТК3ПВ III215.9КПВ1 III215.90КПВ	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Куйбышевбурмаш	32
III244.5ТПВ2 III244.5 КПВ III244.5ОКПВ1 III244.5ОКПВ2 III244.5ОКПВ3	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Уралбурмаш, Дрогобычский долотный завод, Поваровский опытный завод	45
III269.9ТПГВ III269.9Т3ПГВ III269.9ОКПВ2	Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-Р	Дрогобычский долотный завод	60
III320ТПГВ1 III320 Т3ПГВ1 III320ОКПВ1	Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС	Дрогобычский долотый завод. Востокмашзавод. Уралбурмаш	90

Примечания: С — подшипник скольжения; Ш — подшипник шариковый; Р — подшипник роликовый, УПС — упорная пята скольжения. Цифра (римская) III — число шарошек. Арабские цифры — диаметр долота, мм. Первая буква (буквы) — тип вооружения долота. П — с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания. ПГ — периферийная схема очистки забоя. В — опоры шарошек на подшипниках качения.

Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{раз}$)

F	4	6	8—10	12—14	>16
$K_{раз}$	1,05	1,04	1,037—1.031	1,03—1.024	1,02

Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, $с^{-1}$		Расход продувочного агента*	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, $м^3/с$	технической воды, $дм^3/с$
Долота на подшипниках качения							
146	89—114	60—80	80—100	2,5-2,0	2-1	0,16—0,2	-
161	127	100—130	130—150	2,5-2,0	2-1	0,25	-
215,9	180	140—180	160—200	2,5-1,3	2-0,83	0,42	<0,02
244,5	203	180—220	180—250	2,5-1,3	2-0,83	0,42—0,53	<0,03
269,9	219	200—270	250—300	2,5-1,3	2-0,83	0,6—0,7	<0,05
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83—1,0	<0,06
Долота на подшипниках скольжения							
76	63,5	<30	<40	<2,5	<2	0,15	<0,01
98,4	73	<40	<60	<2,5	<2	0,15	<0,02
112	89	<50	<80	2,5-1,7	2,5-1,0	0,15	<0,02
146	89—114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15	<0,03
161	127	120—140	130—150	2-1,0	1,7-1,0	0,25	<0,03
215,2	180	160—200	180—220	2-1,0	1,7-0,83	0,42	<0,05
244,5	203	200—250	220—270	2-1,0	1,7-0,83	0,42—0,53	<0,05
269,9	219	220—270	250—320	2-1,0	1,7-0,83	0,6—0,7	<0,06
320	273	<400	<500	2-1,0	1,7-0,83	0,8—1,0	<0,07

Примечания: * расход технической воды имеет место при воздушно-водяной очистке скважин.

1. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот.

2. С увеличением абразивности и трещиноватости пород частоту вращения рекомендуется уменьшать. В высшей степени крепких абразивных (VIII класс абразивности) или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 $с^{-1}$.

3. По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{тр}$) для шарошечного бурения

$d_д$, мм	161	190	214 (215,9)	243 (244,5)	269 (269,9)	320 (320)
$D_{тр}$, мм	130	152	180	203	219	275

Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения

Таблица П.18.1

Отечественные буровые станки

Показатели	2СБУ-100-32М (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24, СБУ-125А-32	СБУ-125У-52	СБУ-160
Диаметр скважины, мм	110 (125)	85;110; 125	110; 130	125	125—160	110 (125)
Глубина скважины, м, не менее	32 (35)	32	35, 50	24; 32	52	32
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108	114
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250	-
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5	-
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14	-
Угол наклона скважины к вертикали, град	0—90	манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0—30	
Пневмоударник	П-110К; П-125К	П-110К	П-125К	П-125К	П-125К	П-160А
Установленная мощность, кВт	Н.Д.	59 (дизель)	24	42	80	-
Мощность вращателя, кВт	4	4	4	3,8/6,2	35	
Частота вращения бурового става, $мин^{-1}$	0,77	0,65—1,33	0,77	0,37; 0,75	0,77	0 — 60
Крутящий момент на долоте, кН·м	0,83	2	0,83	1,67, 1,37	2,4	–
Усилие подачи на забой, кН	1,0—6,0	До 25	1,0—6,0	4,5—20	До 50	– / 30
Ход подачи, мм	1050	1800	1050	3700	4400	
Скорость подачи, м/с	0,25	0,33	0,25	0,17	0,4	
Тип долота	К-110	К-110К	К-125К	К-125К	К-125К	
Способ очистки скважины	Воздушный		Воздушно-водяной	Воздушный		
Скорость передвижения, км/ч	-	0,8—1,6	0,83	1	0,9	
Габариты станка в транспортном положении, мм	1135×430×2375	-"-"-	4000×2210×2210	4250×3000×3000	5600×3200×3200	4800×2800×6700
Масса станка, т	0,27	8,50	5,0	8,5	13,5	20

Примечание: станки СБУ-100 и СБУ-125 предпочтительно применять в породах крепких, очень крепких абразивных (f = 10÷16), станки СБУ-160 — в породах очень крепких, в высшей степени крепких абразивных (f = 14÷20).

Таблица П.18.2

Буровые станки серии ECM 570/670 фирмы Ingersoll-Rand с гидроударником

Модель станка	ECM-570	ECM-670
Фирма- изготовитель	Ingersoll-Rand США	Ingersoll-Rand США
Тип гидроударника	HC-80	HC-120
Производитель	IR/Montabert	IR/Montabert
Диаметр скважины, мм	64—102	76—115
Скорость вращения, $мин^{-1}$	0—140	0—140
Крутящий момент, Нм	800	881
Частота удара, $мин^{-1}$ ($с^{-1}$)	2800 (47)	2400 (40)
Диаметр штанги, мм	38—45	45—51
Двигатель		
Тип	Cummins 6 CT 8.3	Cummins 6 CT 8.3
Мощность, кВт	142	160
Скорость вращения, $мин^{-1}$	2200	2350
Буровые штанги и направляющие		
Ход штанги, м	5,0	5,0
Усилие подачи, Н	22240	22240
Общая длина направляющих, м	8,49	8,49
Компрессор		
Производительность, $м^3$/мин.	6,5	7,7
Давление, бар	9	9,7
Общие данные		
Преодолеваемый уклон, град	35	35
Клиренс, см	46	46
Скорость движения, км/ч	3	3,14

Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения

Таблица П.19.1

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, $м^3 \cdot с^{-1} \cdot кВт^{-1}$	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

Таблица П.19.2

Техническая характеристика долот к пневмоударникам

Типоразмер долота	К-105КА	К-130К	КНШ-105У	КНШ-125У	БК-155	К-105	К-125	К-160	БК-105
Диаметр долота, мм	105	130	108	125	150	105	125	160	105
Число штырей (лезвий) на долоте	(4)	(4)	14	15	(4 и 1 опереж.)	(4)	(4)	(4)	(3 и 1 опереж.)
Общая длина лезвий, мм	128	144	–	–	168	148	208	280	130
Масса долота, кг	4	5,8	5,0	6,0	9,2	3.0	5.6	12.5	3,5

Примечание: штыревые долота рационально применять в крепких малотрещиноватых породах.

Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($К_{пер}$)

Категория трещиноватости пород	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура	6 ÷ 8	8 ÷ 10	10 ÷ 12	12 ÷ 14	14 ÷ 16

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.
Кокунина Л.В., ст. преподаватель, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель
Сорокин Л.А., доцент, к.т.н.

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ 3
2. ОФОРМЛЕНИЕ ПРОЕКТА 4
3. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ 6
4. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПРОЕКТА 8
4.1. Геолого-экологическая характеристика месторождения 9
4.2. Параметры карьерного поля 9
4.3. Режим и объемы работ 10
4.4. Механизация горных работ 10
4.5. Система разработки 10
4.6. Вскрытие карьерного поля 11
4.7. Подготовка новых горизонтов 12
4.8. Горно-строительные работы 12
4.9. Генплан карьера 13
4.10. Экономические показатели разработки 13
ЗАКЛЮЧЕНИЕ 14
5. СОДЕРЖАНИЕ ОСНОВНОЙ ГРАФИКИ 14
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 16
ПРИЛОЖЕНИЕ 1 17
ПРИЛОЖЕНИЕ 2 ..... По какой схеме осуществляет 18
ПРИЛОЖЕНИЕ 3 19
ПРИЛОЖЕНИЕ 4 20
ПРИЛОЖЕНИЕ 5 22
ЗАКЛЮЧЕНИЕ 52

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовое проектирование – завершающий этап в изучении дисциплины "Технология и комплексная механизация открытых горных работ " и его цель – приобретение навыков творческого решения принципиальных задач открытой разработки месторождений - вскрытия и системы их разработки.

Объектом проектирования, как правило, является месторождение (карьер) по месту прохождения студентом производственной практики.

Тема проекта – одна из трех альтернативных, определяемая руководителем проекта в зависимости от сложности объекта и состояния горных работ на нем:

1) вскрытие и система открытой разработки рудного (угольного, нерудного) типа ...;

2) дальнейшая разработка (поддержание мощности) рудного (угольного, нерудного) карьера ...;

3) реконструкция ... карьера (например, в связи с увеличением глубины карьера).

При теме 1 " Вскрытие и система ..." предполагается, что месторождение еще не разрабатывалось, и цель проекта – принять рациональные решения по освоению и разработке месторождения в выделенных границах карьера и при заданной его мощности. В задачи проекта входит: оптимизация параметров горных работ, их развития и вскрытия карьерного поля на три фиксированных момента (год сдачи карьера в эксплуатацию, полное развитие горных работ и, наконец, – их завершение), расчет и обоснование размеров и объема карьерного поля, ожидаемого уровня потерь и разубоживания сырья, запасов полезного ископаемого, включаемых в карьер, среднегодовых объемов горных работ, структуры механизации и технопарка основных горных машин, состава и объема горно-строительных работ, длительности строительства карьера, состава и параметров размещения промышленных объектов карьера на поверхности, технологии проходки и параметров подготовительных выработок, уровня технико-экономических показателей разработки.

При теме 2 "Дальнейшая разработка ..." ("Поддержание мощности ...") за исходное принимается состояние горных работ на момент проектирования, и цель проекта – выбрать рациональные пути вскрытия, развития горных работ и их параметров на последующие периоды разработки месторождения. Необходимо проанализировать сложившееся положение горных работ, особо отметив соответствие механизации уровню развития техники, а вскрытия и системы разработки – производственной мощности, уровню извлечения полезного ископаемого и задачам будущего развития горных работ на карьере; обосновать схему и параметры вскрытия, систему разработки на последующий период (в том числе на конец разработки); рассмотреть целесообразность модернизации структуры механизации, рассчитать потребность в оборудовании и в случае перехода на новое оборудование рассчитать новые па-

раметры технологических процессов; определить оставшиеся запасы полезного ископаемого и предложить вариант их использования во времени (сократить, увеличить мощность и объемы работ или сохранить их на прежнем уровне); рассмотреть технологию подготовки новых горизонтов и изменения в инфраструктуре предприятия.

В теме 3 "Реконструкция ..." целевая направленность проекта формулируется заданием на проектирование. Непременными должны быть задачи реконструкции и вскрытия, системы разработки, контуров карьера, а также сохраняются некоторые другие задачи темы 2.

Содержание разделов при любой теме уточняется руководителем в задании на проектирование (прил. 1).

Состав проекта: пояснительная записка с расчетами и обоснованиями объемом до 25 – 35 страниц текста и графики на двух-трех листах формата А1.

2. ОФОРМЛЕНИЕ ПРОЕКТА

Расчетно-пояснительная и графическая части проекта оформляются строго по действующим в РФ стандартам. Проекты, оформленные с существенными отклонениями от принятых норм, подлежат переоформлению.

Пояснительная записка должна содержать достаточно исчерпывающую аргументацию в форме умозаключений, расчетов, анализа принимаемых решений и т. д. Ни одно из принимаемых положений не может быть принято априорно, и важнейшее требование к текстовой части проекта - доказательность решений.

Структура записки – по типу прил. 2 или устанавливается руководителем проекта с соответствующей записью в особых условиях задания на проектирование (прил. 1).

Текст излагается кратко, логично, пишется от руки или представляется в печатном виде. Формат бумаги 297×210 мм. Текст размещается на одной или двух сторонах листа. По краям страниц оставляются поля шириной слева 30 мм, справа 15 мм, сверху 20 мм снизу 30 мм. Страницы нумеруются по нижнему полю.

Разделы выделяются шрифтом. Между текстом и наименованием разделов и подраздел оставляется двойной или тройной пробел (примеры см. в настоящем издании).

Предложения строятся в безлично-именной форме. Запрещаются зачеркивания текста, помарки, сокращения слов, кроме общепринятых (КПД – коэффициент полезного действия, проч. – прочие, т. е. – то есть и т. д. – так далее). Допускается введение аббревиатур, часто используемых словосочетаний. Например, вместо слов "карьерное поле" (КП) можно после введения аббревиатуры (см. выше) далее писать КП.

Таблицы и рисунки, помещаемые в записку, нумеруются и им даются краткие названия по сущности содержания. Нумерация их последовательная по разделам: так, рисунок (таблица), размещенный в разделе 1 вторым, имеет номер 1.2, а размещенный в разделе 3 первым – номер 3.1 и т. д. Слово "таблица" и ее номер – в правой части над таблицей, название таблицы – второй строкой, по центру таблицы. Название рисунка – над ним, а номер – под ним в записи, например, "Рис. 1.2". Все графические материалы, помещаемые в записку, именуются как рисунки.

В тексте должны быть (хотя бы раз) ссылки на таблицы и рисунки.

При аналитических расчетах сначала записывается в символах зависимость, ставится знак равенства, в последовательности размещения символов подставляются их цифровые значения и после второго знака равенства записывается результат вычислений. Размерность последнего указывается в конце предложения, предшествующего расчетной формуле. Ниже формулы дается расшифровка входящих в нее параметров. Значения параметров обосновываются ранее, либо приводятся со ссылками на источник при расшифровке символов. Расчеты проводятся с точностью, принятой для данного показателя или параметра.

Записка брошюруется и должна иметь обложку. Лицевая обложка оформляется как титульный лист (прил. 3). Он считается первой страницей записки (но не нумеруется!). К записке прилагается оригинал задания на проектирование (с. 2). Текстовая часть предваряется отдельной страницей (с. 3) с содержанием (оглавлением) записки по типу прил. 2 и таблицей на одной (с. 5) или двух (с. 5 и 6) страницах основных технико-экономических показателей проекта (прил. 4). Нумерации подлежат все страницы записки, включая страницы с рисунками и другими возможными приложениями (кроме страниц с титульным листом и заданием на проектирование).

Титульный лист печатается на принтере.

Графическая часть представляется основными чертежами (с. 19) и схемами, графиками и другими рисунками, прилагаемыми к тексту (в случае необходимости).

Основные чертежи размещаются на листах формата А1. При необходимости для размещения крупномасштабного изображения (например, плана горных работ) допускается приложение к основному половины листа.

Изображения выполнять только в стандартных масштабах (1:5, 1:0, 1:20, 1:50, 1:100, 1:200, 1:500, 1:1000, 1:2000, 1:5000, 1:10 000, 1:25 000).

Их построение – согласно стандартам и принятым нормам изображения элементов горных работ.

Графика вычерчивается в карандаше или в программной среде AutoCAD (по согласованию с руководителем проекта). Некоторые элементы выделяются другим цветом: оси железнодорожных путей – красным, проезжая часть автодорог – желтым, изолинии рельефа местности – коричневым, залежи – цветом согласно виду ископаемого и проч.

На всех чертежах обязательна размерная разметка. Размеры наносить с точностью, принятой для измерения данного параметра.

Основная надпись чертежа помещается в нижнем правом углу листа (а если чертеж размещается на 1½ или двух листах – в правом углу второго листа), оформляется в соответствии с ГОСТ 21.103-78 (прил. 5). Если на листе один главный чертеж, то его название и масштаб указываются только в "штампе". Если на листе равноценные изображения разного содержания, то названия указываются над чертежами, а масштабы – под названиями, и в этом случае в поле 8 штампа дается обобщающее название изображений и там же перечисляются все использованные на листе масштабы.

3. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ

Большинство задач вскрытия карьера и развития горных работ взаимосвязано, что обусловливает их решение по "челночной" схеме: с опережением принимаются ориентировочные решения некоторых задач, на базе их решаются логически ближние задачи и после этого уточняются параметры решения задач "второго эшелона". В этой связи рекомендуется оформление расчетной и графической частей производить только после полностью выполненной вчерне всей работы.

Графические изображения и, в частности, планы горных работ строятся параллельно с расчетами.

Алгоритм действий при теме проекта "Вскрытие и система..." может быть следующим:

1. Обоснование приближенных значений устойчивых углов погашения бортов карьера.

2. Ориентировочные (в записке не фиксируются) решения по размерам дна карьера, длине и ширине карьерного поля на уровне поверхности, объемам карьера, вскрыши и полезного ископаемого в приближенных контурах, по сроку и годовым объемам горных работ.

При поэтапной разработке месторождения выделяются показатели первой очереди.

3. Компоновочные решения по размещению отвалов пород и некондиционного сырья, складов или перерабатывающих (дробильных, обогатительных) комплексов (окончательное решение).

4. Выбор структур механизации для добычных и вскрышных работ (окончательное решение).

При длительной (более 20 – 25 лет) или поэтапной разработке обязателен прогноз вида и параметров карьерного транспорта на период за пределами первых 12 – 15 лет работ или первой очереди разработки (разд. 4.6).

5. Обоснование высоты уступов: рабочих вскрышных и добычных, погашенных.

6. Обоснование (в том числе расчетным путем) ширины берм очистки, углов погашения уступов. Принятие окончательных значений устойчивых углов погашения бортов, ширины берм очистки, профиля бортов.

7. Обоснование вскрытия карьерного поля в конечных контурах (в границах I очереди):

– способ вскрытия и тип вскрывающих выработок;

– место размещения вскрывающих выработок в карьерном пространстве;

– расчеты параметров вскрывающих выработок (уклонов, ширины оснований и т. д.);

– принятие ориентировочных конструктивных углов погашения бортов;

– конструирование масштабной (1:5000) абрис-схемы вскрытия карьерного поля;

– конструирование плана карьера на конец разработки (1:2000, 1:1000).

8. Уточняющие расчеты конструктивных углов погашения бортов карьера; размеров карьерного поля; объемов карьера, вскрыши и эксплуатационных запасов полезного ископаемого; годовых расчетных объемов работ.

9. Обоснование системы разработки и ее параметров (кроме высоты уступов).

10. Технология подготовки новых горизонтов и параметры подготовительных выработок.

11. Решения по строительству карьера и конструирование карьера на год сдачи его в эксплуатацию. Определение объемов горно-строительных работ и других показателей карьера на это момент.

12. Выбор года, соответствующего моменту полного развития горных работ. Расчеты и обоснования на этот год:

– числа погашенных уступов;

– схемы вскрытия;

– потребного основного оборудования (экскаваторов, буровых станков;

– показателей системы разработки (рабочих забоев, минимальных фронтов работ и проч.);

– конструирование плана горных работ;

– определение по плану работ основных исполнительных показателей карьера (фактические фронты вскрышных и добычных работ, резервы готовой к разработке горной массы и т. д.).

13. Конструирование генплана карьера.

14. Экономические показатели проекта.

15. Сводные технико-экономические показатели.

16. Оформление графической и текстовой частей проекта.

При теме проекта "Дальнейшая разработка..." ("Поддержание мощности...") рекомендуется изложение проекта построить по следующей схеме:

1. Анализ существующего положения горных работ: глубина карьера, величина отработанных запасов, оставшиеся запасы полезного ископаемого, выполненные объемы вскрыши, оставшиеся объемы вскрыши в контурах карьера; сколько и какие именно уступы погашены или временно законсервированы, сколько и какие уступы находятся в работе; описание общей схемы вскрытия карьерного поля и вскрытия отдельных горизонтов, параметры вскрывающих выработок; направление и порядок развития горных работ, параметры и показатели системы разработки (высота рабочих уступов, ширина рабочих площадок, фронты работ и проч.); структура механизации (СМ); применяемое оборудование, сроки службы машин, их производительность и другие показатели СМ; параметры и организация буровых, взрывных, выемочных, транспортных, отвальных работ и других процессов; частные особенности разработки, выявленные при эксплуатации (например, в устойчивости бортов карьера, в мерах по снижению потерь и разубоживания, в работе оборудования и т. д.); общие технико-экономические показатели работы карьера за последние год – два.

Вычерчивание (воспроизводство) плана карьера на один из последних годов.

2. Доказательства целесообразности технического перевооружения горных работ и внедрения нового (какого?) оборудования.

3. Дальнейший порядок расчетов и обоснований аналогичен теме "Вскрытие и система ..." с существенной особенностью: должна быть обеспечена преемственность новых решений любой задачи с существующим положением горных работ. Например, дальнейшее вскрытие карьерного поля должно учитывать существующую схему вскрытия, контуры бортов отстраиваются с учетом конструкции уже погашенных участков, объемы работ устанавливаются на базе оставшихся запасов и объемов горной массы и т. д.

При теме проекта "Реконструкция ..." обязательными являются задача 1-й темы 2-й «Анализ существующего положения горных работ и обоснование преимуществ, направления (вида) реконструкции карьера и ее мотивов» (например, реконструкция вскрытия карьерного поля в связи с поэтапной разработкой карьера или реконструкция системы разработки с целью сокращения потерь и разубоживания угля и проч.)

Перечень других решаемых задач, как отмечалось ранее, устанавливается руководителем проекта и фиксируется в задании на его выполнение.

4. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПРОЕКТА

Ниже излагается содержание разделов темы проекта по основной теме 1 "Вскрытие и система..." и общих (кроме раздела 1) для двух других тем. В последнем случае производится некоторая корректировка содержания (по указанию руководителя).

4.1. Геолого-экологическая характеристика месторождения

Раздел базируется на данных реального объекта по месту прохождения студентом производственной практики и задания на курсовое проектирование. Включает только следующие сведения, необходимые и достаточные для решения технологических задач проекта.

Типы сырья и месторождения. Число и форма залежей. Их структура. Мощность, углы падения, длина залежей по простиранию, относительные размер и объем включений. Глубины залегания от поверхности и выклинивания залежей.

Геологические нарушения в массиве и место их расположения.

Содержание полезного компонента (ПК) в сырье и его разделение в недрах по простиранию залежей и глубине. Промышленное и бортовое содержание ПК.

Кондиции на полезное ископаемое (ПИ) по мощности залежей, по содержанию ПК или по другим признакам (обогатимости, зольности и проч.).

Разведанность месторождения (степень, распределение запасов по категориям, границы подсчета запасов).

Физико-механические и технологические свойства пород: их геологические разновидности, крепость, плотность, буримость, взрываемость, разрабатываемость, устойчивость. Трещиноватость массива.

Гидрогеологические условия разработки: степень обводненности, водопритоки, уровень подземных вод, влияние на устойчивость откосов и на разработку в целом и т. д.

Агрохимические свойства пород и почв. Их сельскохозяйственная и промышленная ценность.

Резюме по разделу: относительная оценка сложности разработки месторождения, возможные осложнения и особенности в горных работах, вызванные природными характеристиками объекта, возможность проектирования и разработки по степени разведанности запасов и по геолого-экологическим условиям.

4.2. Параметры карьерного поля

Глубина карьера. Этапы разработки месторождения по глубине или в плане (для горизонтальных и пологопадающих).

Углы устойчивости откосов уступов и бортов в покрывающих и вмещающих породах. Целесообразный устойчивый профиль бортов карьера.

Конструкция бортов карьера на конец разработки: высота и углы уступов, ширина берм очистки, ширина транспортных берм (из раздела 4.6), конструктивные углы откосов бортов.

Исполнительные углы погашения бортов карьера.

Конструкция временно нерабочих бортов (ВНБ) при поэтапной разработке месторождения: высота и углы откосов уступов, ширина берм погашения и шаг их размещения по глубине, угол откоса ВНБ.

Размеры карьерного поля (КП) в плане: ширина по дну и по поверхности, длина по простиранию на уровнях дна и поверхности. Размеры очередей разработки.

Объемы горной массы в границах КП и его частей. Геологические, балансовые и промышленные запасы. Ожидаемый уровень потерь ПИ в недрах и при добыче, уровень разубоживания (засорения), эксплуатационные запасы ПИ в КП, в том числе в границах I очереди разработки. Коэффициент извлечения руды (угля) из недр. Объем вскрыши, в том числе рыхлой. Средний коэффициент вскрыши в границах КП. Объемы некондиционного ПИ, биоагрессивных пород, подлежащих отдельному складированию.

4.3. Режим и объемы работ

Годовые объемы добычи ПИ и вскрышных работ (по разновидности пород). Ориентировочный срок работ в границах КП, в том числе I очереди разработки.

Календарный режим работы карьера, вскрышных и добычных работ в течение года, недели, суток, смены. Режим работы в течение суток и смены выемочного, бурового и другого оборудования.

Расчетные сменные объемы работ: вскрышных (с подразделением) и добычных, выемочно-погрузочных и буровзрывных.

4.4. Механизация горных работ

Структура механизации вскрышных и добычных работ: класс, подкласс, тип оборудования процессов, модели машин основных производственных процессов. Механизация вспомогательных процессов.

Сменная производительность оборудования основных процессов на добыче и вскрышных работах.

Рабочий и инвентарный парки оборудования на два расчетных момента: на год после сдачи карьера в эксплуатацию и на год, принятый как момент полного развития горных работ.

4.5. Система разработки

Обоснование системы разработки на периоды строительства и эксплуатации карьера. Ориентировка фронтов уступов, подвигания фронта и углубки карьера. Способ подготовки новых горизонтов, место размещения подготовительных выработок и порядок развития работ при подготовке горизонтов.

Общая организация вскрышных и добычных работ на уступах и в рабочей зоне в целом. Конструкция рабочей зоны.

Способ выемки ПИ и вскрыши.

Мероприятия по снижению уровня потерь и разубоживания (засорения) ПИ.

Обоснования главных параметров системы разработки: высоты рабочих уступов, углов их откоса, типа забоев и технологических параметров их разработки (высоты забоев, порядка выемки пород в забое по высоте и ширине забоя и т. д.), минимальная ширина рабочих площадок, резервов готовой к разработке горной массы, нормальной ширины рабочих площадок, параметров взрывных блоков (если ведутся буровзрывные работы), удельных фронтов горных работ, общих минимальных фронтов добычных и вскрышных работ.

Технологически максимальные подвигания фронта работ и углубки карьера. Проверка пропорциональности показателей развития, принятие скорости подвигания и углубки.

Описание системы работ на год полного развития (по одноименному плану горных работ): число погашенных уступов; рабочие горизонты с выделением добычных; горизонт, находящийся в подготовке; фактическая ширина рабочих площадок; число забоев; фронты работ; угол откоса рабочего борта; резервы вскрытых и готовых к разработке (выемке) запасов горной массы.

4.6. Вскрытие карьерного поля

Задачи вскрытия решаются на три момента: год сдачи карьера в эксплуатацию, полное развитие горных работ, погашение карьера в конечных границах.

Обоснованию и расчетам в первую очередь подлежит вскрытие на конец разработки, решения по вскрытию на два других вышеуказанных момента лишь описываются.

В обязательном порядке прогнозируются система транспорта за срок эксплуатации месторождения (сохраняется один вид транспорта или последовательно происходит замещение видов транспорта), примерные зоны и этапы использования видов по глубине карьера и в связи с этим – трансформация (если будут несколько видов транспорта) схем вскрытия. В глубоких карьерах можно ожидать, что строится карьер с одним видом транспорта, а отсюда соответствующая схема вскрытия, в период разработки средней по глубине зоны применяется другой вид, а на этапе разработки глубинной части карьера – третий (а может, четвертый) вид транспорта. Все изменения фиксируются в текстовой части проекта и учитываются при отстройке карьера в разные периоды.

Этапы разработки и вскрытия с прогнозом применяемых видов транспорта.

Выбор способа вскрытия КП на конец разработки. Места и направления ввода трасс в карьере, пространственное размещение вскрывающих вырабо-

ток в КП. Форма трасс вскрывающих выработок. Число траншей основных и вспомогательных с учетом пропускной и провозной способностей траншей.

Параметры вскрывающих выработок и элементов трасс: руководящий и принятый уклоны траншей, радиусы кривых, длина съездов, длина тупиковых площадок и площадок примыканий, ширина съездов и промежуточных площадок, глубина погружения внешних траншей и другие параметры последних и т. д.

Абрис-схема вскрытия КП. План карьера на конец разработки, его описание и расчет показателей вскрытия: места размещения площадок, петлевых разворотов и т. д.; глубина ввода трасс; коэффициент развития трасс; конструктивные углы погашения бортов карьера; необходимость в разносе отдельных участков бортов и объем разноса.

Описание вскрытия на момент полного развития работ (по одноименному чертежу): вскрытие нерабочей зоны, вскрытие рабочей зоны и отдельных горизонтов, размещение вскрывающих выработок, особенности организации движения и транспортного обслуживания забоев горизонтов, размещение перегрузочных пунктов и зона обслуживания ими, наиболее нагруженный элемент трассы и проверка пропускной и провозной способности элемента.

Описание вскрытия на год сдачи карьера в эксплуатацию (по приведенной выше схеме).

4.7. Подготовка новых горизонтов

Тип подготовительных выработок. Предпочтительное место их размещения. Параметры подготовительной выработки (котлована, разрезной траншеи) в расчете на параметры карьера в год полного развития работ или сдачи его в эксплуатации: ширина по дну, длина, объем. Объем работ по подготовке горизонта. Способ, механизация и организация подготовительно-проходческих работ. Длительность подготовки горизонта, максимальная скорость углубки карьера.

4.8. Горно-строительные работы

Пусковая мощность карьера по ПИ. Динамика ее наращивания во времени и срок развития. Объем добычи и вскрышных работ в году, следующем после года ввода в эксплуатацию.

Объекты, включаемые в состав горно-строительных работ, и их объемы. Состав и объем работ по подготовке территории, развитию инфраструктуры рудника.

Механизация горно-строительных работ, в том числе проходки траншей, и ожидаемый парк основного оборудования в первый год эксплуатации.

Принятые при строительстве параметры работ: ширина рабочих площадок на вскрышных и добычных уступах, длина выемочных блоков, резерв готовой к разработке (выемке) горной массы; размеры подготовительных вы-

работок, производительность основного оборудования, необходимые минимальные фронты вскрышных и добычных работ в конце года строительства.

Конструирование карьера на год сдачи его в эксплуатацию. Расчет параметров карьера, объема горно-строительных работ и его составляющих. Описание состояния горных работ на этот момент: место расположения пионерного карьера относительно залежей и проектных контуров карьера, нерабочие и рабочие уступы, фактически принятые фронты работ, расстановка оборудования в рабочей зоне, особенности развития работ в этот период и пр.

Длительность строительства карьера, в том числе производства горно-строительных работ.

4.9. Генплан карьера

Состав основных объектов, размещаемых в промзоне карьера (карьер, отвалы пород и некондиционного ПИ, промплощадка, подъездные коммуникации, обогатительная и дробильная фабрики и пр.).

Укрупненный расчет площадей основных промобъектов.

Природные и технические объекты в районе разработки (водоемы, лес, пашня, линии ЛЭП, магистральные автодороги, линии МПС и т. д.). Перечень объектов, подлежащих охране, и выделение охраняемых зон по сейсмическим, экологическим и другим обстоятельствам.

Энергоснабжение и теплоснабжение промобъектов (чем, как, откуда?).

Система транспортной связи с внешними сетями. Способ вывоза продукции.

Защита рудничных объектов от возможных форс-мажорных обстоятельств. Меры по защите территории от загрязнений горного производства.

Компоновка объектов рудника и краткое описание принятых решений.

Горный и земельный отводы: границы, площади.

4.10. Экономические показатели разработки

Прогнозные экономические показатели рассчитываются укрупненно, по методике, согласованной с руководителем проекта. Расчеты – в ценах базового года (например, 1984 г.) с пересчетом на год проектирования.

Определяются: себестоимость франко-карьер 1 т руды (угля), 1 $м^3$ вскрыши, 1 $м^3$ горной массы; себестоимость обогащения (если оно есть) 1 т ПИ; полная себестоимость 1 т продукции; удельные и общие инвестиции на горные работы и технологический комплекс; цена реализации товарной продукции; доходы при выходе карьера на номинальную мощность; прибыль и рентабельность предприятия.

Сводные технико-экономические показатели проекта (прил. 4) рекомендуется поместить в начале пояснительной записки (после титульного листа, задания на проектирование и содержания записки).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Очень кратко (3 – 4 предложения) делается заключение об относительной экономичности производства работ, соответствии полученных показателей уровню лучших предприятий и мировой практике, дается заключение о целесообразности открытой разработки (реконструкции) карьера.

5. СОДЕРЖАНИЕ ОСНОВНОЙ ГРАФИКИ

(Тема 1 "Вскрытие и система...")

5.1. План карьера на конец разработки (при поэтапной разработке месторождения допускается по согласованию с руководителем проекта вычерчивание карьера на момент начала реконструкции карьера или условно погашенного карьера в границах I очереди).

Масштабы чертежа 1:2000, 1:1000. В исключительных случаях (горизонтальное, пологопадающее месторождение) 1:5000.

На чертеже показать: все погашенные уступы; внешние траншеи, внутренние съезды (основные и вспомогательные), тоннели и стволы (если есть); залежи ископаемого в границах выхода на горизонты; оси железнодорожных путей, автодороги, конвейеры, перегрузочные узлы; рельеф поверхности; отметки горизонтов; путевые знаки (только для железнодорожных съездов); углы откосов бортов в 1 – 2 сечениях; координатную сетку, соответствующую масштабу чертежа; линии природных разломов, сдвигов, сбросов массива в границах карьерного поля.

5.2. Сечения по бортам карьера (два – три). Масштаб 1:2000, 1:1000. Обязательны размеры всех элементов борта: высоты уступов, углов их откосов, ширины берм, устойчивых и конструктивных углов погашения борта. Показать отметки базовых горизонтов.

5.3. План горных работ на момент полного развития (момент задается руководителем проекта). Масштабы 1:2000, 1:1000 и как исключение, по согласованию с руководителем – 1:5000.

Отображается то же, что в 5.1, и дополнительно – границы карьерного поля по поверхности, выемочные забои (включая резервные), развалы пород после взрывов и буровые блоки (если есть БВР), все определенные расчетом выемочные машины и буровые станки, находящиеся в работе перегрузочные пункты, разрезные траншеи (котлованы), находящиеся в проходке временные съезды, в том числе по развалам пород.

Чертеж должен отображать систему развития работ и вскрытия рабочей и нерабочей зон, технологию выемочно-погрузочных и проходческих работ, организацию транспортного обслуживания забоев, конструкцию рабочей зоны и принятые принципы развития горных работ.

5.4. План горных работ на год сдачи карьера в эксплуатацию. Масштабы 1:2000, 1:1000.

Состав чертежа аналогичен чертежу 5.3.

5.5. Геологический разрез месторождения. Масштабы 1:5000, 1:2000, 1:1000.

Показать: породно-минеральные разновидности горной массы и границы их контактов; геологические нарушения в поле разреза; границы карьера на моменты погашения, полного развития горных работ и сдачи в эксплуатацию, а также контуры этапов при поочередной разработке месторождения; высотные отметки дна карьера.

5.6. Генеральный план карьера. Масштабы 1:10 000, 1:5000.

Показываются: планы залежей; границы карьерного поля и очередей разработки; зоны – санитарная, взрывоопасная, горного отвода; отвалы; поверхностные склады; промплощадка и технологический комплекс обогащения (дробления), если он вне промплощадки; внешние транспортные примыкания и поверхностные транспортные коммуникации; природоохранные зоны; рельеф поверхности и природные объекты (лес, луга, водоемы и пр.); роза ветров; границы земельного отвода под промзону; координатная сетка в условных координатах с шагом 100 мм в масштабе чертежа.

5.7. Конструкция добычных площадок минимальной и нормальной ширины (в разрезе). Масштабы 1:500, 1:250.

Указать размеры всех элементов рабочих площадок. Сделать привязку чертежа к плану горных работ (рис. 5.3).

5.8. Реконструкция внешних траншей или внутренних съездов (план и разрез). Масштабы 1:1000, 1:500.

Указать размеры всех элементов траншей, включая пункты примыкания к горизонтам, высотные отметки примыканий, углы откосов уступов и бортов.

5.9. По указанию руководителя на чертежах могут изображаться (дополнительно или взамен некоторых чертежей):

– схемы структур механизации вскрышных и добычных работ;

– масштабная схема, характеризующая систему вскрышных и добычных работ (как правило, при бестранспортной и транспортно-отвальной схемах);

– схема развития фронта работ на каком-либо горизонте;

– паспорта буровзрывных работ и порядок уборки развалов (например, при бестранспортно-взрывной со сбросом горной массы в выработанное пространство схеме вскрышных работ);

– график строительства карьера (линейно-кусочный или сетевой);

– график подготовки нового горизонта.

В темах проекта 2 и 3 вместо чертежа 5.4 выполняется чертеж "План карьера на текущий момент (фактическое положение горных работ на один из последних моментов)". Кроме того, могут представляться:

– схема расконсервации временно погашенного борта (ВПБ) карьера;

– график расконсервации ВПБ;

– график реконструкции карьера и пр.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов: Учебник для вузов. М.: Недра, 1988. 430 с.

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981.

Виницкий К. Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. М.: Недра, 1984.

Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии. М.: Унипромедь, 1989. 128 с.

Галустьян Э. Л. Геомеханика открытых горных работ. М.: Недра, 1992.

Гопаков П. И., Наумов И. Н. Технология, механизация и организация открытых горных работ. – М., МГИ, 1992. 464 с.

Единые правила безопасности при взрывных работах/Редкол. М.П.Васильчук и др. М.: НПО ОБТ, 1992. 238 с.

Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 3-е изд., доп. и перераб. М.: НПО ОБТ, 1992. 109 с.

Научные основы проектирования карьеров/Под общ. ред. В. В. Ржевского, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова. М.: Недра, 1971. 598 с.

Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 13-1-86. Л., 1986. 264 с.

Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35-86. Свердловск, 1986. 100 с.

Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. М.: Минуглепром СССР, 1986. 56 с.

Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. СПб., ВНИМИ, 1998. 208 с.

Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. М.: Недра, 1985. 520 с.

Сорокин Л. А. Взаимодействие процессов: Учеб. пособие. Екатеринбург, УГГГА, 1996. 96 с.

Сорокин Л. А. и др. Вскрытие и система разработки месторождений открытым способом//Методические указания по курсовому проектированию. – Екатеринбург, УГГГА, 1997. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. М.: Недра, 1982. 406 с.

Сорокин Л. А. Технологические и методические основы проектирования вскрытия и системы разработки карьеров: Учеб.-метод. пособие. Екатеринбург, УГГГА, 2000.

Хохряков В. С. Проектирование карьеров. М.: Недра, 1992. 383 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Бланк задания

Уральский государственный горный университет
Кафедра РМОС

ЗАДАНИЕ
на курсовое проектирование по дисциплине
"Технология и комплексная механизация открытых горных работ"

Исполнитель проекта: студент группа
Руководитель проекта
Тема проекта:

Базовые условия

1. Параметры и характеристики месторождения:
число залежей ; угол падения залежей ; мощность залежи (продуктивной толщи) м; длина залежей по простиранию м; доля включений пород %; мощность покрывающих пород м; глубина выклинивания залежей м; степень разведанности запасов – принять по данным реального объекта; геологические и балансовые запасы – подлежат расчету; типы и геотехнологические свойства пород и массива – принять по данным реального объекта; гидрогеологические условия – принять по данным реального объекта.
2. Параметры карьерного поля: глубина м; размеры в плане – определить расчетом.
3. Очередность разработки –
4. Производственная мощность по
5. Способ выемки ископаемого –
6. Состав и размещение объектов рудника – подлежат обоснованию.
7. Характеристика поверхности карьера – принять по данным реального карьера.
8. Особые условия:

Задание выдано Руководитель проекта

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Содержание проекта (пример)

1. Технико-экономические показатели проекта..... 4
2. Геолого-экологическая характеристика месторождения..... 6
3. Параметры карьерного поля..... 9
4. Режим и объемы работ..... 12
5. Механизация горных работ..... 14
6. Система разработки..... 16
7. Вскрытие карьерного поля..... 18
8. Подготовка новых горизонтов..... 20
9. Горно-строительные работы..... 22
10. Генплан карьера..... 25
11. Экономические показатели разработки..... 27
Список использованных источников..... 30

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Пример титульного листа

Федеральное агентство по образованию
ГОУ ВПО
Уральский государственный горный университет
Кафедра РМОС

ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГРАНИТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТИПА
КУРМАНСКОГО НА ЩЕБЕНЬ

Курсовой проект
по дисциплине "Технология открытых горных работ"
специальности 130403 "Открытые горные работы"
направления подготовки 130400 – "Горное дело"

Пояснительная записка

Исполнитель:
студент гр ОРМ-96-2 С. В. Старицын

Руководитель:
профессор, канд. техн. наук Л. А. Сорокин

Зав. кафедрой:
проф., доктор техн. наук Ю. И. Лель

Екатеринбург, 2005

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Технико-экономические показатели проекта

Общие по карьеру

1. Параметры карьерного поля на конец разработки/I очереди:
   - глубина, м
   - длина по простиранию, м
   - ширина, м
   - конструктивные углы погашения бортов, град.
2. Объемы (запасы) в контурах КП/I очереди:
   - эксплуатационные запасы руды (угля), тыс. т
   - вскрышных пород, тыс. $м^3$
3. Средний коэффициент вскрыши, $м^3$/т (т/т)
4. Производительность карьера годовая:
   - по добыче, тыс. т
   - по вскрыше, тыс. $м^3$
5. Срок существования карьера, лет
6. Механизация горных работ:
   - класс структуры механизации (СМ)
   - подкласс СМ
   - выемочные машины на добыче (модель и число)
   - на вскрыше (модель и число)
   - вид транспорта и модели транспортных машин
   - подготовка горной массы (способ, модели и число машин)
7. Площади, га:
   - земельного отвода
   - горного отвода
8. Себестоимость, руб.:
   - 1 т добытого ПИ
   - 1 $м^3$ вскрыши
   - 1 т продукции
9. Удельные инвестиции, руб./т:
   - горной массы франко-карьер
   - руды (угля) франко-карьер
   - товарной продукции
10. Рентабельность производства, %

Показатели на период строительства

11. Пусковая мощность карьера, тыс. т
12. Объем горно-строительных работ, тыс. $м^3$
13. Срок строительства карьера, лет

Показатели системы разработки и развития

14. Принятая система разработки (по классификации...)
15. Направления:
    - углубки карьера

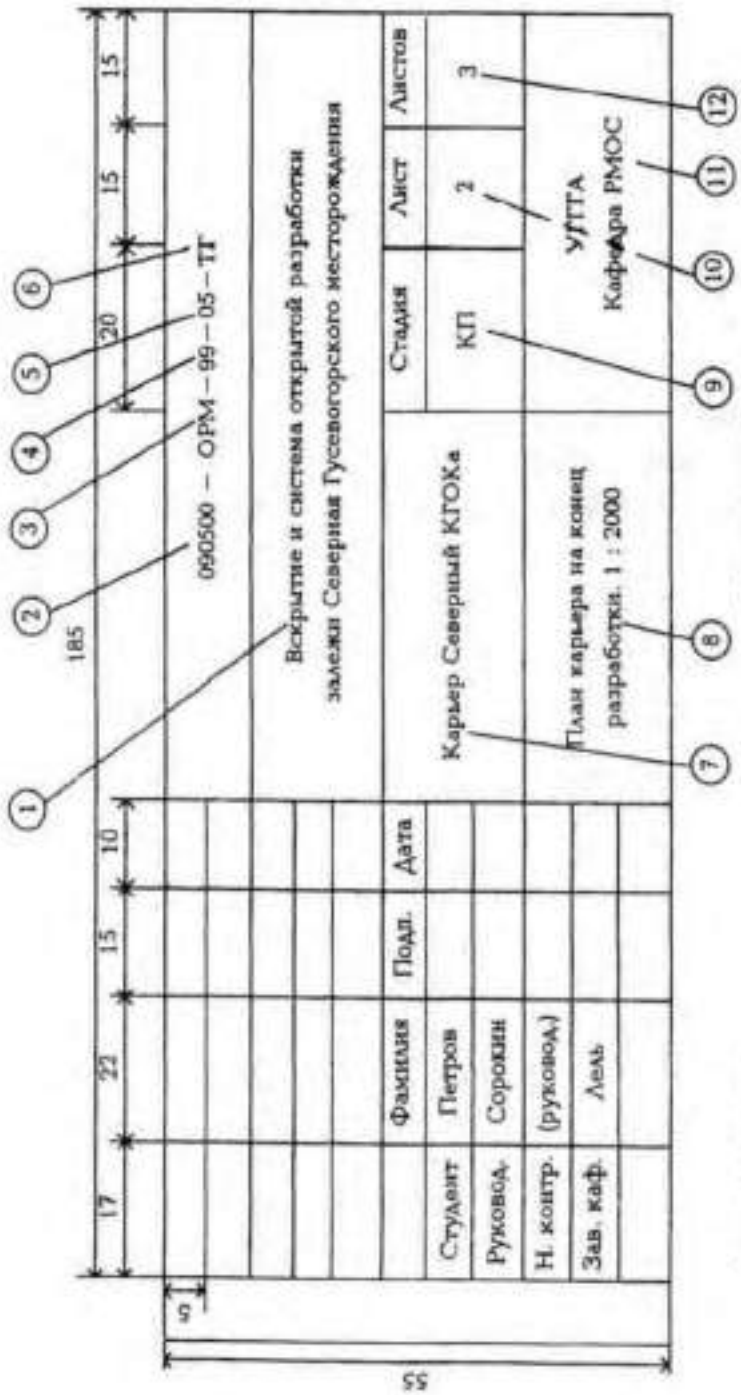
подвигания фронта работ
16. Высота рабочих уступов, м:
добычных
вскрышных
17. Ширина рабочих площадок, м:
технологически минимальных
нормальных (принятых)
18. Фронта горных работ, м:
удельные расчетные на 1 забой
общие в год сдачи карьера в эксплуатацию
общие в расчетный год эксплуатации,
в том числе активные
19. Показатели потерь:
общие при разработке, %
эксплуатационные, %
коэффициент извлечения
20. Показатель разубоживания ПИ, %
21. Скорости развития, м/год:
углубки карьера
подвигания фронта работ

Показатели КП и подготовки горизонтов

22. Способ вскрытия КП
23. Уклон вскрывающих выработок:
капитальных
скользящих
24. Число капитальных траншей
25. Объем работ по подготовке горизонтов, тыс. $м^3$
26. Длительность подготовки горизонта, мес.

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Содержание углового штампа



Примечание. Допускается компьютерное изготовление углового штампа.

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Пример расчетов по проекту на тему "Вскрытие и система разработки медорудного месторождения типа С"

Ниже излагается пример расчетов и обоснований проекта разработки указанного выше объекта. Задание на проектирование и содержание разделов не приводится, а все необходимые сведения даны в соответствующих разделах.

Читая текст примера, контролируйте ход рассуждений и действий с рекомендациями разделов программы проекта!

П.6.1. Технико-экономические показатели проекта

Общие показатели

1 Параметры карьерного поля по поверхности:	
глубина, м	240
длина по простиранию, м	1240
ширина вкрест простирания, м	810
конструктивные углы погашения бортов, град	34-37
2. Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	30 347
3. Объем вскрыши в контурах карьера, млн м^3	72 584,7
4 Средний коэффициент вскрыши, м^3/т (м^3/м^3)	2,39(10)
5 Мощность карьера годовая:	
по сырой руде, тыс. т	1000,0
по вскрыше, тыс. м^3	3333,4
по горной массе, тыс. м^3 (тыс. т)	2580 (9356)
6 Срок работ, лет	31
7 Механизация горных работ	
класс СМ для руды (вскрыши)	3В(4В)
выемочные машины	ЭКГ-5А (4 ед.)
буровые станки	5СБШ-200-36 (3 ед.)
транспорт внутрикарьерный	Авто (БелАЗ-7523)
8 Площади, га:	
земельного отвода	320
горного отвода	96
9. Себестоимость, руб.:	
1 т добытой руды	162,81
1 м^3 вскрыши	43,5
1 т товарной продукции	3124,4
10. Удельные инвестиции, руб./т	
горной массы, франко-карьер	43,65
руды, франко-карьер	407,55
концентрата (товарной продукции)	10 160,6
11 Рентабельность производства, %	27,6

Показатели на период строительства

12. Пусковая мощность, тыс. т	1000,0
13. Объем горно-строительных работ, тыс. м^3	15 122
14 Срок строительства карьера, лет	3

Показатели системы разработки

15. Принятая система разработки (по классификации В. В. Ржевского):	
углубочная,	
кольцевая,	
центральная	
16. Направление углубки карьера	По центру залежи
17. Высота рабочих уступов, м.	
добычных	7,5
вскрышных	10 и 15
18. Ширина рабочих площадок, м	
технологически минимальных	56,3
нормальных	Более 69,1
19. Фронта горных работ, м:	
удельные расчетные на 1 забой	400-500
общие в расчетный год	2600
в том числе активные	2600
20. Показатели потерь (разубоживания) руды, %	
общие при разработке	6,5(7,5)
эксплуатационные	3(7,5)
извлечение руды из недр	93,5
21. Скорости развития, м/год:	
углубки принятая	7,3
углубки допускаемая (по фактору подготовки горизонта	13,6
подвигания фронта работ	64,0

Показатели вскрытия КП и подготовки горизонтов

22. Способ вскрытия на конец разработки.	
комбинированное	
внешней и внутренней	
спиральной формы	
траншеями	
23. Уклоны вскрывающих выработок, ‰	
капитальных	80
скользящих	80
24 Число капитальных траншей	1
25. Объем подготовительных работ, тыс. м^3	800,7
26. Длительность подготовки горизонта, мес.	8,0

П.6.2. Геолого-экологическая характеристика месторождения

Меднорудное месторождение типа С представлено залежью сложной линзообразной формы, крутого падения и простирающейся с юго-запада на северо-восток (рис. П.6.2.1)*.

Оно приурочено к субвулканическому телу, сложенному липаритовыми и липарит-дацитовыми породами, шириной до 1,5 км и длиной до 2 км. По-

этому рудная зона представлена комплексом гидротермально измененных субвулканических пород: порфирами, ультрабазитами, а также медными, медно-цинковыми и цинковыми рудами (в верхней части массивными, в нижней – прожилково-вкрапленными).

Мощность рудного тела – наименьшая в южной части и возрастает к северу, колеблясь от 22 до 180 м. Углы падения залежи от вертикальных до 35 – 40°. Длина залежи по простиранию – 650 м в верхней части и 530 м в нижней (отм. –140 м).

Она выклинивается на глубине 450 – 500 м.

Залежь прикрыта наносами из глинистых и суглинистых пород (0,5 – 1,0 м) и дезинтегрированными выщелоченными сильно разрушенными породами (29 – 31 м). Средняя мощность слоя покрывающих пород 30 м.

Покрывающие породы относятся к классу мягких, вмещающие и руды – скальных, крепких, подлежащих рыхлению перед выемкой. Крепость их по шкале проф. М. М. Протодьяконова f = 10÷14, показатели буримости $П_б$ = 14÷16 и взрываемости $П_в$ = 15÷17 (по классификации В. В. Ржевского). Плотность наносов ($\gamma_н$ = 1,8 т/м^3, вмещающих пород ($\gamma_в$ = 2,75 т/м^3, руд $\gamma_р$ = 4,2 т/м^3). Сцепление в образцах пород наносов С = 1,2 МПа, вмещающих $C_о$ = 28÷30 МПа. Углы внутреннего трения, соответственно, ($\rho_о$ = 26° и $\rho_о$ = 38°).

Массив слабо нарушен тектоническими явлениями. Опасных, осложняющих разработку, нарушений нет. Трещиноватость массива в среднем IV класса. Выделяются субтрещины простирания с юго-запада на северо-восток с падением на запад под углом 65 – 70°. Обводненность его слабая, предварительного осушения месторождения перед разработкой не требуется, влияние на устойчивость откосов обводненность существенно не оказывает.

Общая устойчивость пород наносов удовлетворительная, а вмещающих - хорошая.

Залежь разведана до глубины 320 м. Запасы по категориям: А – 12 %, В – 34 %, $С_1$ – 50%, $С_2$ – 4 %.

Месторождение разрабатывается на медь и цинк. Содержание меди в руде до 5,2 % (в среднем 2,7 %), содержание цинка до 4,7 % (в среднем 1,5 %). Распределение Cu и Zn в блоках неравномерное, и разработка требует селективной выемки и усреднения добытого сырья.

---

* Рис. П. 6.2.1, П. 6.6.1, П. 6.7.1, П. 6.9.1 выполнены бакалавром М. Н. Чернецовым

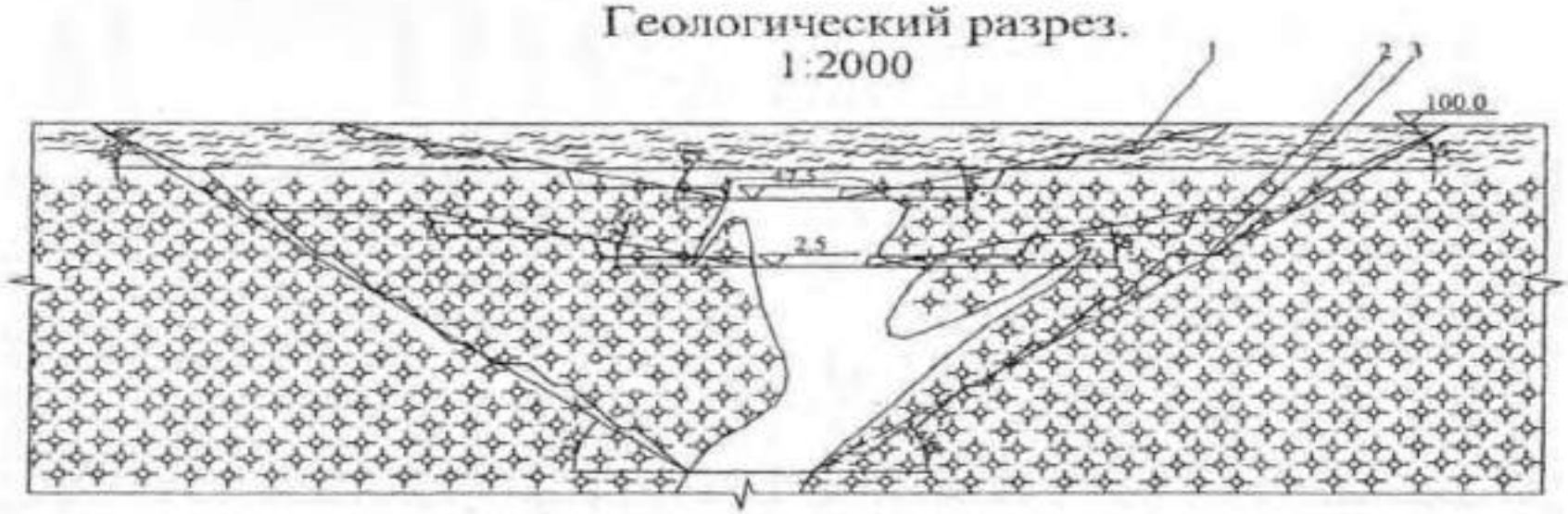


Рис. 6.2.1. Геологический разрез



Рис. 6.3.1. Сечения по бортам карьера

Все разновидности руд биологически агрессивны, поэтому отвалы некондиционных руд должны оборудоваться на площадках, оборудованных защитой от проникновения водостоков с поверхностей отвалов и складов в почву.

Растительный слой (0,4 – 0,6 м) пригоден для использования в сельскохозяйственных целях, а кварцевые порфиры – для получения щебня марок 800 – 1000.

Рельеф поверхности относительно спокоен, в границах промзоны перепад высотных отметок в пределах 8 – 10 м.

По строению месторождение относится ко второй группе сложности, и условия для разработки весьма благоприятны.

Разработка месторождения открытым способом возможна: степень его разведанности достаточна (допускаемый объем запасов по категории В > 20 %); залежь относительно крупная для месторождений руд цветных металлов; мощность наносов сравнительно невелика; гидрологические условия благоприятны; содержание полезных компонентов в рудах весьма высокое; спрос на продукцию неограничен.

П.6.3. Параметры карьерного поля

Согласно заданию на проектирование, перспективная глубина карьера 240 м (отм. дна –140 м). Карьер, учитывая незначительную глубину, разрабатывается без выделения очередей.

Погашенные борта будут иметь выпуклую форму: в пределах разрушенных пород углы откоса его ниже, чем по коренным породам.

В соответствии с типом пород устойчивые углы откосов погашаемых уступов прогнозно приняты [10]: в разрушенных породах 35 – 40°, в коренных для одиночных уступов 70 – 75° и сдвоенных 65 – 70° (с восточного борта обязательно не выше 70°).

Рабочие уступы верхней части страиваются и, таким образом, борт в ее пределах представлен единым откосом с устойчивым углом, как отмечено выше, не более 35 – 40°.

Устойчивый угол борта в нижней части рассчитан методом предельного равновесия. Массив квазиоднороден, IV категории трещиноватости (размер отдельности l т (1,5 м), высота участка борта $H_б$ = 210 м и тогда:

сцепление в массиве

$$C_м = \frac{C_о - C'}{1 + a' \ln \frac{H_б}{l_т}} + C' = \frac{29 - 1}{1 + 7 \ln \frac{210}{1{,}5}} = 1{,}8 \text{ МПа}; \qquad (П.6.3.1)$$

расчетное сцепление в массиве

$$C_р = \frac{C_м}{n} = \frac{1{,}8}{1{,}5} = 1200 \text{ кПа}; \qquad (П.6.3.2)$$

расчетный угол внутреннего трения

$$\varphi_{\text{р}} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\varphi}{n} = \text{arctg}\frac{\text{tg}38^{\circ}}{1{,}5} = 27^{\circ}; \qquad \text{(П.6.3.3)}$$

глубина трещины отрыва

$$H_{90} = \frac{2C_{\text{р}}}{\gamma_{\text{д}}} = \text{ctg}\left(45^{\circ} - \frac{\varphi_{\text{р}}}{2}\right) = \left(\frac{2 \cdot 1{,}2 \cdot 10^{3}}{2{,}75 \cdot 9{,}81}\right)\text{ctg}\left(45^{\circ} - \frac{27^{\circ}}{2}\right) = 53{,}5 \text{ м}; \qquad \text{(П.6.3.4)}$$

коэффициент высоты

$$H' = \frac{H_{\text{б}}}{H_{90}} = \frac{210}{53{,}5} = 3{,}9. \qquad \text{(П.6.3.5)}$$

В формулах: C' – сцепление по контактам микроблоков пород. В малотрещиноватых породах C'= 0,5÷1,0 МПа, принимаем C' = 1,0 МПа [12]; a' – коэффициент, для прочных пород a' = 7÷10, принято a' = 7; n – коэффициент запаса, на стадии проектирования рекомендуется n = 1,5.

Для H' = 3,9 при $\varphi_{\text{р}}$ = 27° устойчивый угол откоса борта по графику Г. Л. Фисенко [12] $\beta_{\text{у}}$ = 55°.

На конец разработки в верхней части уступы страиваются, в коренных породах – сдваиваются и, таким образом, высота погашенных уступов $h_{\text{п}}$ = 30 м. Принимаем к расчету углы их откосов, учитывая факторы устойчивости и технологию консервации, соответственно, $\alpha_{\text{п}}$ = 35° и $\alpha_{\text{п}}$ = 60°.

Минимальная ширина берм очистки по условиям сработки их осыпью (расчетный срок службы Т > 30 лет) и задержания падающих кусков составляет в верхней части 7,9–9,0 в нижней – 2,5–3,0 м; по условию сработки берм при обрушении нижележащего уступа –10–12,5 м [15], а по условию механизированной очистки берм (например, бульдозерами) – не менее 7–8 м. Принимаем окончательно ширину берм очистки $b_{\text{о}}$ = 12,5 м.

Ширина транспортных берм согласно расчетам (раздел п. 6.7) $b_{\text{тр}}$ = 25,4 м.

Конструктивные углы погашения бортов, вычисленные после отстройки карьера на конец разработки по зависимости

$$\beta_{\text{к}} = \text{arctg}\, H_{\text{к}} / (\Sigma b_{\text{о}} + \Sigma b_{\text{тр}} + \Sigma h_{\text{п}}\, \text{ctg}\, \alpha_{\text{п}} \qquad \text{(П.6.3.6)}$$

составляют: по западному борту – 35°, восточному – 37°, южному – 37°, северному – 34° (рис. П.6.3.1). Указанные значения углов ниже устойчивых $\beta_{\text{у}}$ = 55°) и приняты как исполнительные.

Размеры карьерного поля (КП) по дну приняты по контурам залежи на гор. –140 м и составляют: ширина от 32 до 180 м, длина – 520 м.

Размеры КП поверху вычислены по зависимости:

$$B_в\ (L_в) = \beta_д(L_д) + H_к\ \text{ctg}\ \beta_к, \qquad (П.6.3.7)$$

где $B_в\ (L_в)$ – ширина (длина) КП поверху; $B_у\ (L_у)$ – ширина (длина) КП "по дну"; $\beta_к$ – угол погашения борта в сечении "к".

Согласно расчетам КП имеет ширину до 810 м и длину 1240 м.

Объемы горной массы, вскрыши и геологические запасы руды определены способом горизонтальных сечений: вычерчены погоризонтные планы на уровне отметок 100 (поверхность), 70, 10, –50, –110 и –140 м, где показаны залежь и контуры уступа в погашенном состоянии (рис. П.6.3.2); определены для каждого плана площади S зон руды и горной массы; объемы (раздельно по руде и горной массе) определены по зависимости:

$$V = 0{,}5\ (S_{100} + S_{70})\overset{100}{\underset{70}{h}} + 0{,}5\ (S_{70} + S_{10})\overset{100}{\underset{10}{h}} + \ldots + 0{,}5\ (S_{-110} + S_{-140})\overset{-110}{\underset{-140}{h}}, \qquad (П.6.3.8)$$

где S_{100}, S_{70} ... – площади зон руды (горной массы) по горизонтам 100 м, 70 м и т. д.;

100 м, 70 м и т. д. – высота слоя между горизонтами, м.

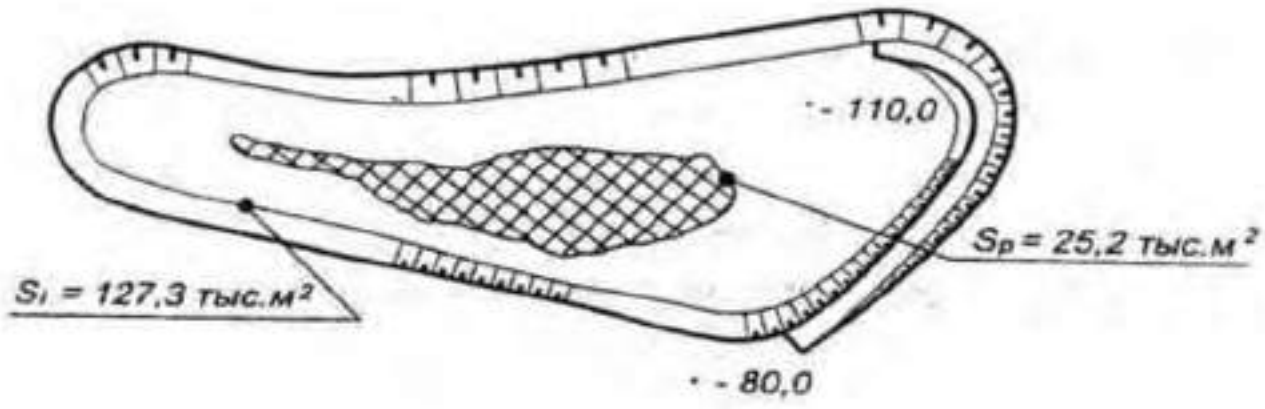


Рис. 6.3.2. План горизонта –110 м

Результаты расчетов приведены в табл. П.6.3.1.

Таблица П.6.3.1

Данные к расчету объема карьера

Горизонт, м	Высота слоя	Площади зон, тыс. м^2		Объемы в слое, тыс. м^3	
		руды	итого	руды	итого
100	30	0	724,2		
70		38,1	543,8	0	1920*
10	60	34,6	387,5	2334	27942
-50	60	25,2	248,6	2226	19083
-110	60	30,3	127,3	1794	11250
-140	30		32,4	834	2396
Всего:	240	167,9	2063,8	7188	79691

* 1. Объем дан без объема внешней траншеи.

2. Объем карьера в случае компьютерной отстройки плана карьера в системе AutoCAD может быть определен автоматически без разделения на слои

Вместе с внешней траншеей, объем которой 378 тыс. м^3 (раздел 6), объем карьера 79691 + 378 = 80 069 тыс. м^3, в том числе геологические запасы руды в контурах карьера $Z_г$ = 7188 тыс. м^3 (7188×4,2 = 30 189,6 тыс. т).

К забалансовым отнесены руды с содержанием Cu менее 0,5 % и Zn менее 0,4 %, а также участки с мощностью рудного тела менее 1,0 м. Ориентировочно (по данным геологоразведки) запасы этой категории составляют по месторождению около 3,6 %, и, таким образом, забалансовые запасы $Z_{зб} \approx \approx 0{,}036 Z_г \approx 0{,}036 \cdot 30189{,}6 = 1086{,}8$ тыс. т. Балансовые запасы $Z_{бал}$ = 30189,6 – 1086,8 = 29102,8 тыс. т. Поскольку они находятся в контуре разработки, промышленные запасы $Z_п = Z_{бал}$ = 29102,8 тыс. т.

Для линзообразных невыдержанных, сложноструктурных тел с мощностью 20–150 м при высоте уступа 10 м уровень эксплуатационных потерь (и разубоживания (при их соотношении 1:1 в среднем составляет 6,2–5,0 % [15, 16]. Полагая, что высота добычного уступа в рудной зоне 7,5 м, ожидаемые $\eta(\rho) \approx 0{,}9(6{,}2–5{,}0) = 5{,}6–4{,}5$ %. Для медно-цинковых месторождений обычно оптимальное соотношение $\eta:\rho = 1:(2 \ldots 3)$. Тогда, приняв в среднем нормативное $\eta(\rho)$ = 5,2 % и оптимальное $\eta:\rho$ = 1:2,5, для расчетов принимаем $\eta \approx 3$ % и $\rho \approx 7{,}5$ %.

Эксплуатационные запасы руды

$$Z_э = Z_п(1 - \eta)(1 + \rho) = 29102{,}8(1 - 0{,}03)(1 + 0{,}075) = 30347 \text{ тыс. т}$$

или $$\frac{30347}{4{,}2} = 7225{,}5 \text{ тыс. м}^3.$$

Всего будет потеряно, таким образом, 1086,8 + 29 102,8·0,03 = 1959,9 тыс.т. Коэффициент общих потерь руды $\eta_о = \frac{1959{,}9}{30189{,}6} = 0{,}065$, а извлечения 1–0,065 = = 0,935. Это значение следует признать достаточно высоким.

Таким образом, объем карьера 80069 тыс. м^3, забалансовые запасы $\frac{1086,8}{4,2}$ = = 258,8 тыс. м^3 (подлежат отдельной выемке и хранению), эксплуатационные запасы $Z_э$ = 7225,5 тыс. м^3, всего забалансовых и эксплуатационных запасов руды 258,8 + 7225,5 = 7484,3 тыс. м^3, вскрыши $\underline{V}_в$ = 80069 – 7484,3 = 72 584,7 тыс. м^3. Из них мягкой вскрыши 378 + 19 020 = 19398 тыс. м^3 (объем внешней траншеи и слой между поверхностью и гор. 70 м), скальной 72584,7 – – 19398 = 53186,7 тыс. м^3.

Средний коэффициент вскрыши

$$K_{ср} = \frac{V_в}{Z_э} = \frac{72584,7}{7225,5} = 10,0 \text{ м}^3/\text{м}^3, \left(\frac{72584,7}{7225,5} = 2,39 \text{ м}^3/\text{т} \right).$$

П.6.4. Режим и объемы работ

Товарной продукцией для карьера является кондиционная руда, а всего рудника – концентрат. Руда складируется на специальном складе и в дальнейшем отгружается для дробления, измельчения и обогащения на ДОФ, размещенную в 12,5 км от карьера.

Переработка скальной массы на щебень к моменту проектирования не планируется.

Согласно заданию, годовой объем добычи кондиционной руды $Д$ = 1000 тыс. т (238,1 тыс. м^3), некондиционной массы $\frac{258,8}{7225,5} \cdot 1000$ = = 35,8 тыс. т (8,5 тыс. м^3), итого рудной массы $V_{рм}$ = 1000 + 35,8 = 1035,8 тыс. т (246,6 тыс. м^3). Среднегодовой расчетный объем вскрышных работ $V_в = K_{ср} Д K_{нер}$ = 10·238,1·1,4 = 3333,4 тыс. м^3 (где $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности годовых объемов, принят 1,4). Из указанного объема скальной вскрыши ориентировочно $\frac{53186,7}{72584,7} \cdot$ 100 % = 73,3 % или 2442,3 тыс. м^3, мягкой 3333,4 – –2442,3= 891,1 тыс. м^3. Общий годовой объем горной массы $V_{г.м}$ = 3333,4 + + 246,6 = 3580 тыс. м^3 или 891,1·1,8 + 2442,3·2,75 + 1035,8 = 9356 тыс. т.

Срок работы $T_р$ предприятия

$$T_р = T_{стр} + T_э + T_{зат}, \qquad (П.6.4.1)$$

где $T_{стр}$, $T_э$, $T_{зат}$ – соответственно, длительность горно-строительных работ, работы с номинальной производительностью и затухания горных работ.

Согласно разделу 9 срок развития мощности в период строительства $T_{стр}$ = 1,5 года. Принимаем $T_{зат} \approx T_{стр}$ = 3 года. За эти 2 периода будет добыто руды ориентировочно $P_{стр} + P_{зат} \approx$ 1100 + 1100 = 2200 тыс. т, а за

период эксплуатации 30347 – 2200 = 28127 тыс. т. Длительность $T_э = \frac{28127}{1000} = 28$ лет. Отсюда расчетный срок работ $T_р = 3{,}0 + 28 + 1{,}5 \approx 33$ года.

Учитывая средние по масштабу объемы работ (до 4 млн м^3 в год), принимается режим работы карьера (вкрышных и добычных работ) 6 дней в неделю, 300 дней в году (за вычетом 52 воскресных дней, 8–10 общегосударственных выходных, 3–5 дней простоев по погодным условиям). Выемка – транспортирование в 3 смены по 8 часов в сутки, буровые работы – в 2 смены по 8 часов, взрывание – в дневную смену. Таким образом, число рабочих смен в году экскаваторного участка 300×3 = 900, бурового – 300×2 = 600.

Расчетный сменный объем работ при коэффициенте неравномерности сменных объемов 1,2:

выемочных $V_{р.в} = \frac{3333{,}4 + 246{,}6}{900} \cdot 1{,}2 = 4{,}77$ тыс. м^3,

в том числе по скальной массе $\frac{244{,}3 + 246{,}6}{900} \cdot 1{,}2 = 3{,}59$ тыс. м^3,

мягкой 1,18 тыс. м^3;

буровзрывных $\frac{2442{,}3 + 246{,}6}{600} \cdot 1{,}2 = 5{,}37$ тыс. м^3.

П.6.5. Механизация горных работ

Поскольку месторождение крутопадающее, и в соответствии с физико-механическими свойствами горной массы принимаем для разработки: руды – структуру механизации (СМ) III класса с буровзрывной подготовкой, скальной вскрыши – СМ IV класса с той же подготовкой, рыхлой вскрыши – СМ IV класса без подготовки горной массы перед выемкой (по классификации Л. А. Сорокина [14]).

В соответствии с принципами комплексности, масштабами работ, свойствами горной массы на выемке ее принимаем однотипное для всех вскрышных и добычных работ оборудование: экскаваторы ЭКГ-5А с емкостью ковша 5 м^3, буровые станки 5СБШ-200-36. В соответствии с параметрами карьерного поля, условиями залегания месторождения и другими факторами, на вывозке горной массы принят автотранспорт автосамосвалами БелАЗ-7523 грузоподъемностью 42 т.

Зарядка скважин ВВ (взрывание – порэмитом) зарядными машинами МЗВ-8, забойка – агрегатами ЗС-2М, для вспомогательных, дорожных, планировочных и прочих работ предусматриваются бульдозеры Д-572.

Сменные производительности экскаваторов и станков принимаем [11]: нормативная сменная производительность ЭКГ-5А по мягким породам 2400 м^3, по скальной массе 1500 м^3. В рудной зоне, учитывая селективность выемки, производительность экскаватора снижается на 10-15 %. Но, учитывая, что

объем работ в зоне равен примерно 10 % от объема по скальной массе, данный фактор при расчете экскаваторов не учитываем.

Производительность бурового станка в породах крепостью f = 10÷14 – 70 м/смену. Предполагая, что в породах месторождения рационально многорядное (4–6-рядное) взрывание с сеткой скважин (6×6)...(7×7), можно ожидать, что выход горной массы с 1 м длины скважин составит $q_{г.м}$ =35÷42 м^3. Приняв q = 40 м^3/м, получим сменную производительность станка по взорванной массе 70·40 = 2800 м^3.

Для условий Среднего Урала число рабочих машино-смен списочной единицы парка составит [11]: экскаваторов 675–680 (принимаем 675), буровых станков 420–430 (принимаем 425).

Годовая производительность:

экскаватора по мягким породам 2400·675 = 1620 тыс. м^3;

экскаваторов по скальной массе 1500·675 = 1012 тыс. м^3;

буровых станков 70·425 = 29,75 тыс. м или 2800 (425 = 190 тыс. м^3).

На период эксплуатации парк экскаваторов для выполнения программы выемки мягких пород $\frac{891,1}{1620}$ = 0,55 ед., для выемки скальной массы $\frac{2442,3+246,6}{1012}$ = 2,65 ед., итого 3,2 ед., принимаем 4 экскаватора.

Списочный парк буровых станков $\frac{2442,3+246,6}{1190}$ = 2,26 ед., принимаем 3 единицы.

Таким образом, средняя фактическая производительность списочного экскаватора составит $\frac{3333,4+246,6}{4}$ = 895 тыс. м^3 в год, а бурового станка $\frac{2442,3+246,6}{3}$ = 896,3 тыс. м^3 в год. Указанные цифры свидетельствуют о гармоничном соответствии мощностей бурового и выемочного оборудования и достаточном резерве мощностей.

Поскольку карьер сдается в эксплуатацию на 100 % мощности, рассчитанный парк принят и на год окончания горно-строительных работ.

П.6.6. Система разработки

В соответствии с типом месторождения для всех периодов его разработки принимается углубочная продольно-поперечная (кольцевая) центральная система разработки (по классификации В. В. Ржевского).

Фронты уступов ориентированы в основном по простиранию залежи с юго-запада на северо-восток. Углубка – по залежи. Горизонты готовятся укороченными разрезными траншеями, закладываемыми по лежачему или висячему бокам залежи. Фронты горных работ подвигаются вкрест простирания

залежи в обе стороны, а также к южному и северному торцам карьера (рис. П.6.6.1).

В работе, согласно наличию 4 экскаваторов, поддерживается 3–4 уступа, на каждом из них – по одному забою. Рабочая зона сплошная.

Вскрыша вынимается валовым способом, выемка в добычной зоне селективная.

С целью снижения потерь и разубоживания руды высота уступов в рудной зоне принята 7,5 м. Высота уступов по вмещающим породам, предварительно взрываемым, при разборке развалов экскаваторами ЭКГ-5А и многорядном взрывании может достигать 12–15 [14, 15]. При верхнем пределе, учитывая, что породы трудновзрываемые, массивы крупноблочные (IV категории трещиноватости), предпочтительна послойная разборка развалов. С учетом высоты уступов на добыче принимаем во внешней зоне 15-метровые уступы и, таким образом, выходя из рудной зоны, уступы сдваиваются. Высота уступов по покрывающим породам, экскавируемым без взрывной подготовки, согласно п. 31 ЕПБ [7] не должна превышать высоту черпания $H_{ч\ max}$ экскаватора (у ЭКГ-5 $H_{ч\ max}$ = 10,4 м).

Углы откосов рабочих уступов в мягких породах 45-50°, в скальном массиве 70–75° [10].

Экскаваторные заходки – продольные, забои – торцовые.

Технически минимальная ширина рабочих площадок согласно рекомендациям Гипроруды [11]: при высоте уступов $h_у$ = 10 м и мягких породах $B_{min} = 2h_у = 2 \cdot 10 = 20$ м, при $h_у$ = 15 м и скальных породах $B_{min} = 2h_у = 2 \cdot 15 = 30$ м. Расчетное значение B_{min} принято при следующих предположениях.

Для 10-метровых уступов – заходки шириной $1{,}2R_{чер}$ = 1,2·9,04 = 10,9 м (где $R_{ч.у}$ – радиус черпания ЭКГ-5А на уровне стояния); движение автомашин по уступу – сквозное. Согласно рис. п. 6.6.2, B_{min} = 10,8 + 1,0 + 6,5 + 2 + 1,7 = = 22 м.

Для 15-метровых уступов в скальных породах – короткозамедленное β = 25 мс) взрывание, 4-рядное ($n_р$ = 4), сетка вертикальных скважин 6,5×6,5 м, удельный расход ВВ $q_{ВВ}$ = 0,7 кг/м^3 [14], и тогда прогнозная ширина развала пород (м)

$$B_р \approx k_в k_\tau k_\beta h_у \sqrt{q_{ВВ}} + (n_р - 1) b_с \approx 2{,}2 \cdot 0{,}9 \cdot 1{,}0 \cdot 15 + \sqrt{0{,}7} + (4-1)\ 6{,}5 = 44{,}3, \quad (П.6.6.1)$$

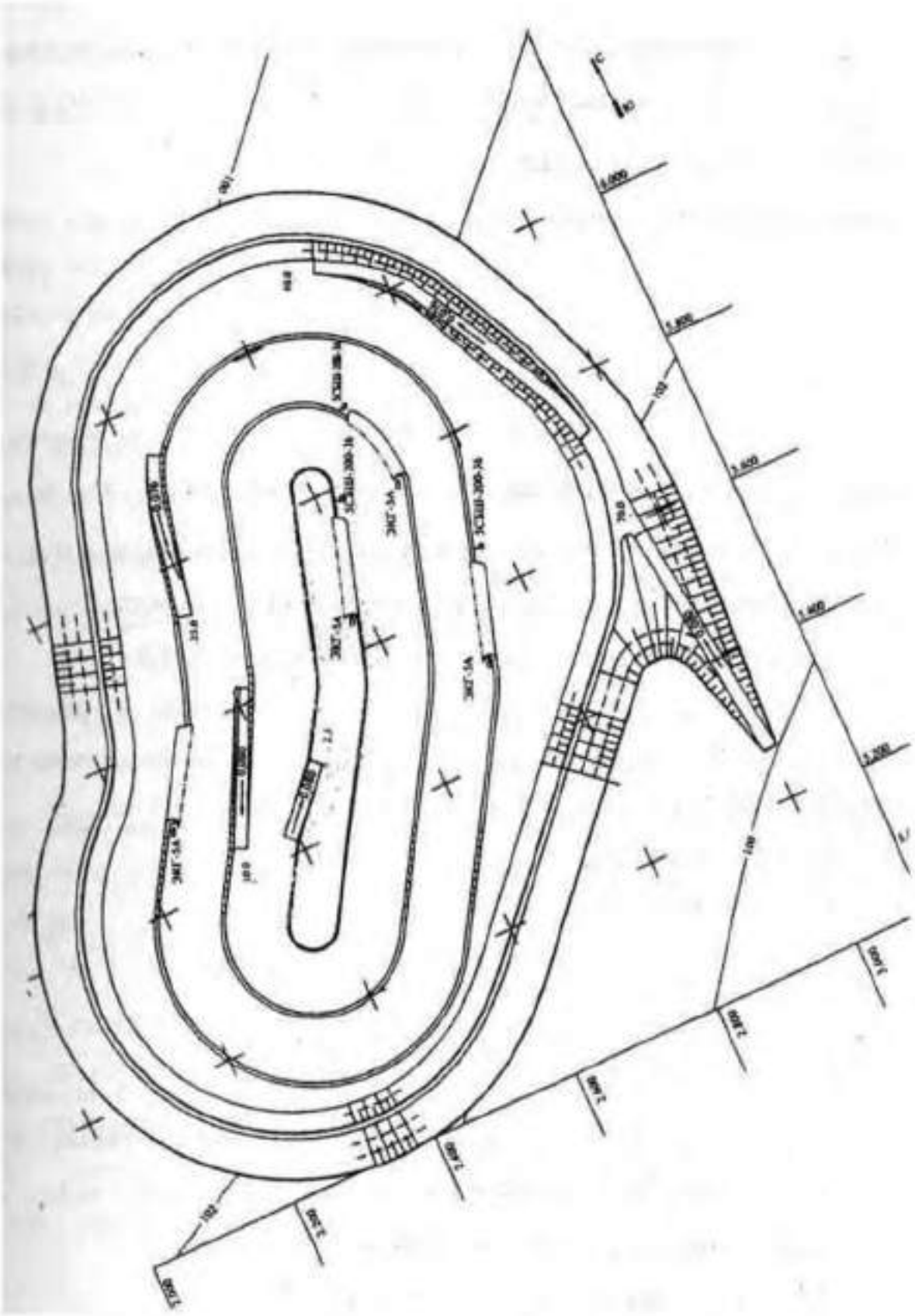


Рис. П.6.6.1. План горных работ. 13-й год работы

где $k_в$ k_τ k_β – коэффициенты, соответственно, отброса породы при взрывании, учитывающие степень замедления (τ = 25 мс), угол наклона (τ = 90°) скважин; $b_с$ – расстояние между рядами скважин, 6,5 м.

Минимальная ширина рабочей площадки (рис. П.6.6.2)

$$B_{min} = 44{,}3 + 1{,}0 + 6{,}5 + 2{,}0 + 2{,}5 = 56{,}3 \text{ м}.$$

При минимально-нормативных резервах готовой к разработке (выемке) горной массы на 2,5 месяца работы карьера они должны поддерживаться в пределах:

во вскрышной зоне

$$P_в = \frac{V_в}{12} \cdot 2{,}5 \frac{3333{,}4}{12} \cdot 2{,}5 = 695 \text{ тыс. м}^3; \qquad (П.6.6.2)$$

в добычной зоне

$$P_д = \frac{V_{р.м}}{12} \cdot 2{,}5 = \frac{246{,}6}{12} \cdot 2{,}5 = 51 \text{ тыс. м}^3.$$

На 14 год эксплуатации (см. рис. П.6.6.1) в работе 2 вскрышных по 15 м уступа и 1 добычный 7,5-метровый. Активный фронт вскрышных работ $Ф_в$ = 1800 м, добычных $Ф_д$ = 800 м. Отсюда минимально целесообразная полоса резерва запасов:

на вскрышных горизонтах

$$p_в = \frac{P_в}{2h_у Ф_в} = \frac{695000}{2 \cdot 15 \cdot 1800} = 12{,}8 \text{ м}; \qquad (П.6.6.3)$$

в добычной зоне

$$p_д = \frac{P_д}{2h_у Ф_д} = \frac{51000}{7{,}5 \cdot 800} = 8{,}5 \text{ м}. \qquad (П.6.6.4)$$

Таким образом, нормальные по ширине площадки должны быть не менее 69,1 м (см. рис. П.6.6.2). На расчетный год они составляют 75 м, а угол разгона рабочего борта φ = 12° (см. рис. П.6.2.1); резервы, готовые к разработке (выемке) вскрыши, – 720 тыс. м^3 (на 2,7 месяца работы), руды – 48 тыс. м^3, что почти соответствует норме.

Экономически оптимальный объем взрывного блока [14]

$$V_{в.б} = (0{,}007 \div 0{,}008) E Q_э I K_{тр} K_к = (0{,}007 \div 0{,}008) 5 \cdot 895 \cdot 0{,}8 \cdot 1{,}0 \cdot 1{,}1 =$$

$$= 28 \div 31 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.6.5)$$

В расчетах принято по рекомендации [14]: индекс экономических условий I = 0,8, коэффициенты, учитывающие вид транспорта, $K_{тр}$ = 1,0 и экономико-географические условия региона (Урал) $K_к$ = 1,1.

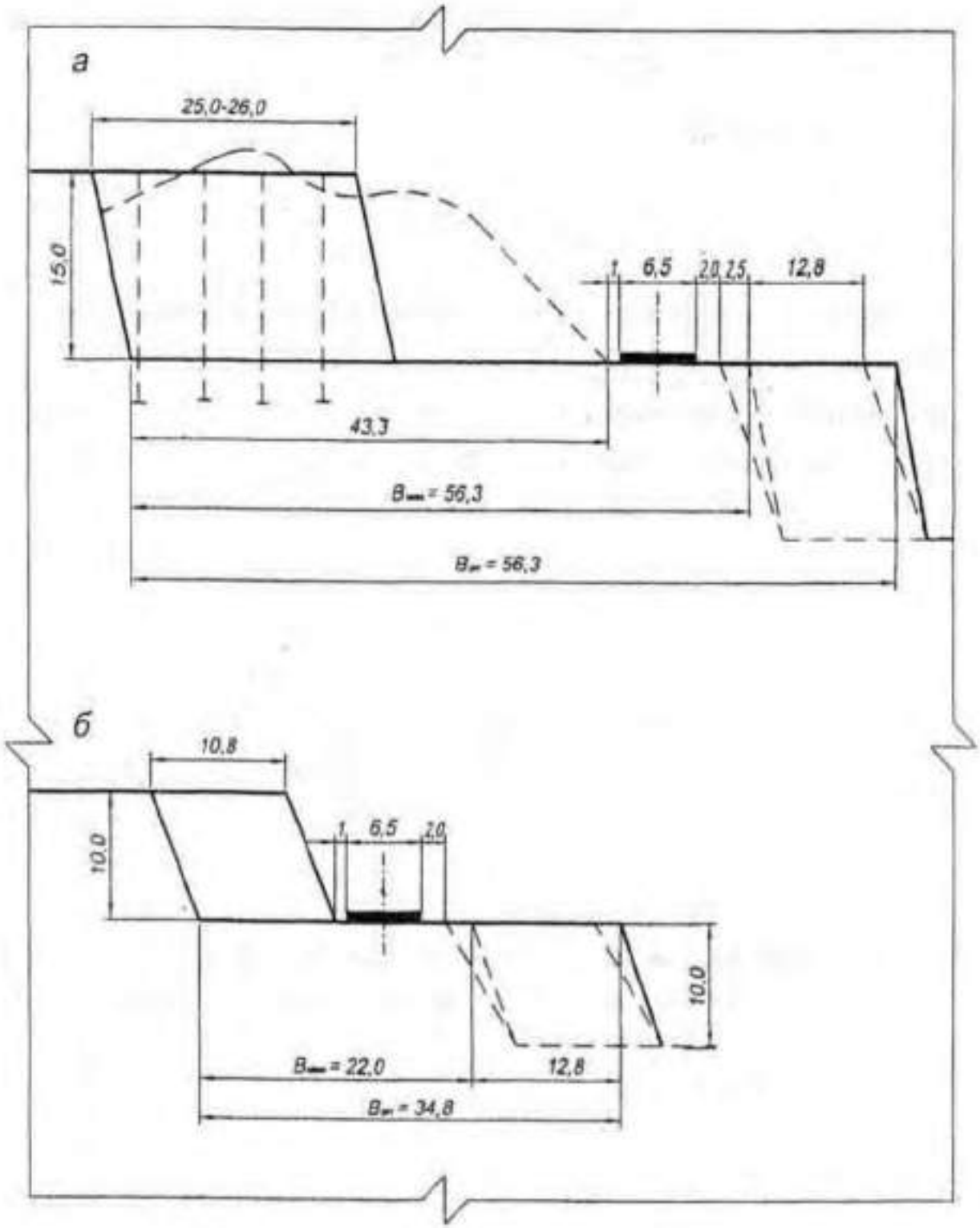


Рис.П.6.6.2. Конструкция рабочих площадок:
а - в скальных породах; б - в мягких породах

При сетке размещения скважин во взрывном блоке 6,5 · 6,5 м и числе рядов $n = 4$ (с. 48) ориентировочная ширина буровой заходки $B_{б.з} \approx 25+26$ м и тогда длина взрывного блока

$$l_{в.б} = \frac{V_{в.б}}{B_{б.з} h_у} = \frac{28000...31000}{(25...26)} = 75 \div 80 \text{ м}.$$

Для экскаватора ЭКГ-5А, работающего в комплекте с автотранспортом, оптимальная удельная протяженность фронта работ $\Phi_1 \approx 400 \div 500$ м. На вскрышных работах она рекомендуется в пределах

$$\Phi_в = \Phi_1 N_э = (400 \ldots 500)\, 3 = 1200 \div 1500 \text{ м},$$

в добычной зоне

$$\Phi_д = \Phi_1 N_э = (400 \ldots 500)\, 1 = 400 \div 500 \text{ м}.$$

Как отмечено выше, по состоянию на 14 год фронты в пределах оптимальных ($\Phi_в = 1800$ м и $\Phi_д = 800$ м).

Среднегодовая скорость углубки при сроке эксплуатации карьера $T_р$ = 33 года и его глубине

$$H_к = 240 \text{ м}, \quad v_{ср} = \frac{H_к}{T_р} = \frac{240}{33} = 7{,}3 \text{ м}.$$

На расчетный 14 год средняя протяженность фронта уступа

$$\Phi_{ср} = \frac{\Phi_к + \Phi_д}{3} = \frac{1800+800}{3} = 870 \text{ м}.$$

Скорость подвигания фронта при средней высоте уступа

$$h_{ср} = \frac{2h_в + h_д}{3} = \frac{2 \cdot 15 + 7{,}5}{3} = 12{,}5 \text{ м}:$$

$$v_ф = \frac{Q_э}{\Phi_{ср} h_ф} = 64 \text{ м в год}. \qquad (П.6.6.6)$$

Пропорциональность в развитии горных работ имеет место, если $v_{ср} \le \frac{v_ф}{\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\gamma}$ (γ – угол направления углубки, в нашем случае ($\gamma \approx 90°$). Предельная скорость углубки может быть

$$\frac{v_ф}{\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\gamma} = \frac{64}{\operatorname{ctg}12^\circ + \operatorname{ctg}90^\circ} =$$ = 13,6 м, что выше фактической (7,7 м) и пропорции в развитии работ не нарушены.

П.6.7. Вскрытие карьерного поля

Глубина карьера относительно невелика, поверхностные объекты карьера стационарны, объемы работ стабильны, поэтому весь карьер отрабатывается с одним (автомобильным) видом транспорта. Нет объективных предпосылок и к ротации моделей автосамосвалов: БелАЗ-7523 удовлетворителен для всего диапазона глубин карьера.

На конец разработки карьер вскрывается по комбинированной схеме: до отм. 70 м – траншеей внешнего заложения глубиной 30 м, а все остальные горизонты, учитывая размеры залежи, угол ее падения, параметры карьерного поля, вид транспорта – системой внутренних съездов со спиральной формой трассы (рис. П.6.7.1). Ввод вскрывающих выработок в карьер (юго-восток) обусловлен местом размещения (на восточном борту) отвалов, склада и промплощадки (рис. П.6.10.1). Спиральная трасса с двухполосной автодорогой вписывается в карьер против хода часовой стрелки, размещаясь между горизонтами 70 м – (–140 м). Угол ее охвата примерно 2,8 π.

При сменном грузообороте 4,77 тыс. м^3 (с. 43) или 2442,3·2,75 +246,6·4,2 + +1,2·1,8 = 7754,2 тыс. т, средней массе груза в автосамосвале 42 т (условно, без расчетов), длительности рабочего времени смены 7·0,9 = 6,3 ч интенсивность движения составит $\frac{7754,2}{42 \cdot 6,3}$ = 29,3 автомашины в час, что значительно меньше предельно допускаемой (120–150 автомашин в час). Следовательно, пропускная способность принятой двухполосной дороги достаточна.

Руководящий и исполнительный уклоны внешней траншеи $i_ф = i_р$ = 80 ‰, руководящий уклон спиральной внутренней траншеи $i_р$ = 85 ‰, а расчетный $i_ф = 0,95 i_р = 0,95 \cdot 0,85 \approx 80$ ‰.

В погашенном состоянии верхние три уступа страиваются, а остальные рабочие уступы сдваиваются и, таким образом, высота погашенных уступов $h_п$ = 30 м. При радиусе вертикальных переходных кривых автодорог $R_в$ = 120 м длина съездов (и внешней траншеи)

$$l_с = \frac{h_п}{i_с} + i_с R_в = \frac{30}{0,080} + 0,080 \cdot 120 = 385 \text{ м}. \qquad (П.6.7.1)$$

На горизонтах 70, 40, 10, –20, –50, –80 и –110 м оставляются площадки примыкания длиной $l_{п.п}$ = 60 м.

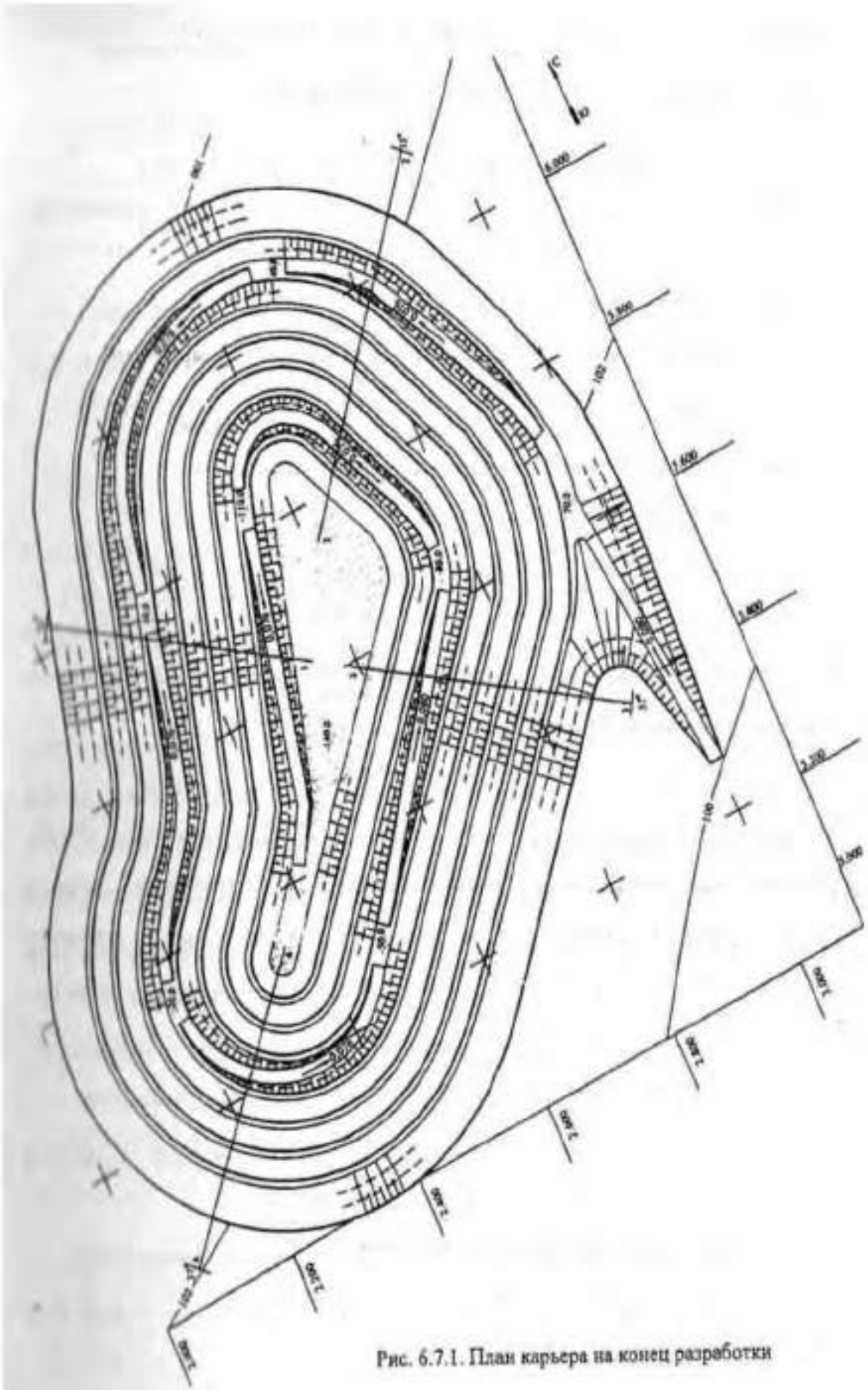


Рис. 6.7.1. План карьера на конец разработки

Фактическая длина трассы системы вскрывающих выработок

$$l_{ф} = n_{с}\, l_{с} + m l_{п.п} = 8 \cdot 385 + 7 \cdot 60 = 3500 \text{ м}, \qquad (П.6.7.2)$$

где $n_{с}$ – число съездов; m – число площадок примыканий.

Коэффициент развития трассы

$$K_{р.т} = \frac{L_{п} i_{р}}{H_{к}} = \frac{3500 \cdot 0{,}085}{240} = 1{,}24. \qquad (П.6.7.3)$$

Автодороги по грузонапряженности относятся ко II категории (объем грузоперевозок брутто $Г_{бр} = V_{г.м}\,(1 + K_{т}) = 9{,}356(1 + 0{,}41) = 13{,}2$ млн т, где $K_{т}$ – коэффициент тары БелАЗ-7523), двухполосные, с усовершенствованным покрытием, проезд гусеничной техники – по обочине. С внешней стороны съездов делаются предохранительные валы высотой $h_{в} = 1{,}2$ м и шириной $b_{в} \approx 2{,}5$ $h_{в} = 2{,}5 - 1{,}2 = 3{,}0$ м. Конструкции оснований внешней траншеи и съездов приведены на рис. П.6.7.2.

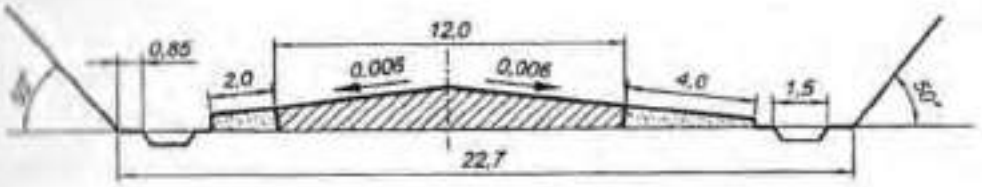


Рис.П.6.7.1. Конструкция дна внешней траншеи

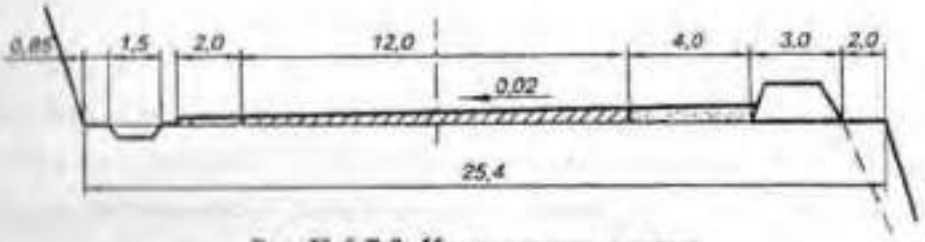


Рис.П.6.7.2. Конструкция съезда

Ширина основания (дна) внешней траншеи

$$b_{вн} = b_{пр} + O_{1} + O_{2} + 2b_{к} + 2b_{1} = 12{,}0 + 2{,}0 + 4{,}0 + 2 \cdot 1{,}5 + 2 \cdot 0{,}85 = 22{,}7 \text{ м}. \qquad (П.6.7.4)$$

Ширина транспортных берм (съездов)

$$b_{с} + b_{кр} + O_{1} + O_{2} + b_{к} + b_{1} + b_{в} + Б = 12{,}0 + 2{,}0 + 4{,}0 + 1{,}5 + 0{,}85 + 3{,}0 + 2{,}0 = 25{,}4 \text{ м}, \qquad (П.6.7.5)$$

где $b_{пр}$ – ширина проезжей части, 12,0 м [11]; $b_к$ – ширина водоотводных канав, принято $b_к$ = 1,5 м; b_1 – ширина берм запаса, принято b_1 = 0,85; O_1 и O_2 – обочины, приняты, с одной стороны, 2,0 м, а, с другой, обеспечивая проезд гусеничной техники, - 4,0 м; $Б$ – ширина бермы безопасности, при высоте уступа $h_п$ = 30 м и возможном угле его обрушения 57° $Б \approx 30$ (ctg 57° – ctg 60°) ≈ 2,0 м.

Ширина скользящих съездов (условно Б’ = Б):

$$b_{с.с} \approx b_{пр} + 2O_1 + 2b_1 + Б' \approx 12{,}0 + 2\cdot 2{,}0 + 2\cdot 2{,}085 + 2{,}0 \approx 20 \text{ м}. \quad (П.6.7.6)$$

Скользящие съезды можно организовать по развалам породы.

Объем внешней траншеи при глубине заложения $h_{тр}$ = 30 м, тыс. м^3,

$$V_{вн} = 0{,}5(b_{вн} + h_{тр} \operatorname{ctg} \alpha_п)\, h_{тр}\, l_{тр} = 0{,}5(22{,}7 + 30 \operatorname{ctg} 35°)30\cdot 385 = 378. \quad (П.6.7.7)$$

Объем съезда, тыс. м^3

$$V_с = 0{,}5 b_с\, h_п\, l_с = 0{,}5 \cdot 25{,}4 \cdot 30 \cdot 385 = 146{,}7. \quad (П.6.7.8)$$

Объем внутренних съездов 7·146,7 = 1027 тыс. м^3 (он включен в общий объем вскрыши 72 584,7 тыс. м^3).

На 14 год работ погашены по всему периметру уступы 100 м/70 м и 70 м/40 м, в работе находятся 3 уступа с отметками рабочих горизонтов 25, 10 и 2,5 м (см. рис. П.6.6.1). Нерабочая зона вскрыта внешней траншеей и внутренним съездом, а рабочая – скользящими съездами. Их уклоны также $i_с$ = 80 ‰.

На год сдачи карьера в эксплуатацию (см. рис. П.6.9.1) рабочая зона вскрыта внешней траншеей и двумя системами скользящих съездов. Последние вскрывают временно нерабочие 10-метровые уступы по покрывающим породам с непосредственным выходом на поверхность, минуя внешнюю траншею.

П.6.8. Подготовка новых горизонтов

Горизонты готовятся разрезными траншеями (РТ), закладываемыми по залежи, на высоту добычного уступа, т. е. 7,5 м. Углы откосов бортов $\alpha_з = \alpha_р$ = = 70 – 75° (с. 46). Длина траншей – в пределах 500–650 м, в среднем 600 м.

Объем заезда на дно траншей

$$V'_с = 0{,}5 b_{с.с} \frac{h_р^2}{i_р} = 0{,}5\cdot 20 \frac{7{,}5^2}{0{,}080} = 7{,}0 \text{ тыс. м}^3. \quad (П.6.8.1)$$

Ширина разрезной траншеи по дну для тупиковой схемы маневров автомашин при проходке траншеи (рис. П. 6.8.1), м

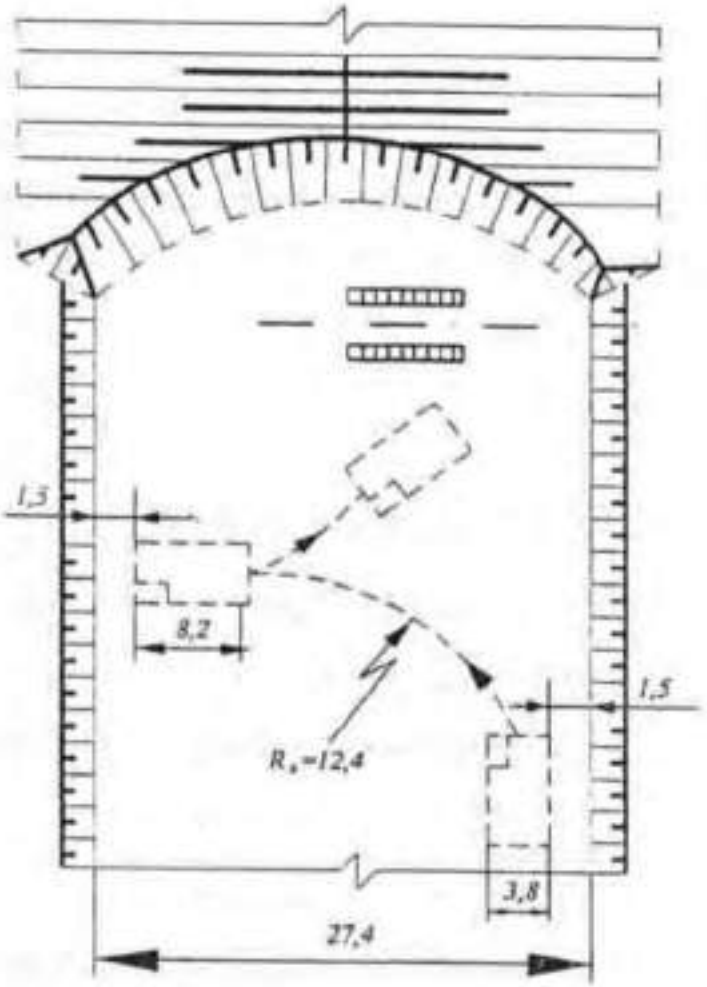


Рис.П.6.8.1. Схема к расчету ширины разрезной траншеи

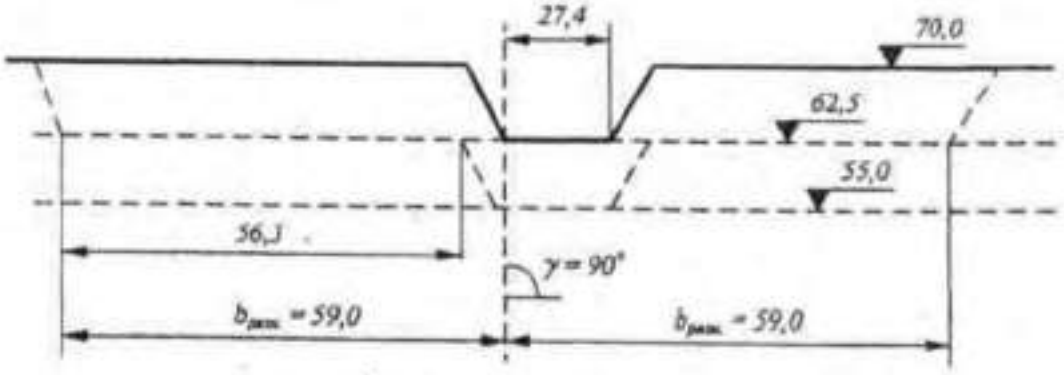


Рис.П.6.8.2. Схема подготовки горизонта 55 м

$$b_{р.т} = 2k + b_а + l_а + R_а = 2 \cdot 1,5 + 3,8 + 8,2 + 1,3 \cdot 9,5 = 27,4, \qquad (П.6.8.2)$$

где k – полосы резерва, принято 1,5 м; $b_а$ и $l_а$ – ширина и длина автосамосвалов; $R_а$ – радиус разворота машины. Принимаем на 30 % выше конструктивного минимального $R_к = 9,5$ м.

Объем разрезной траншеи в расчете на среднюю ее протяженность $l_{р.т} = 600$ м, тыс. м^3.

$$V_{р.т} = (b_{р.т} + h_р \operatorname{ctg} \alpha_б) h_р \, l_{р.т} = (27,4 + 7,5 \operatorname{ctg} 70°) 7,5 \cdot 600 = 135,5. \qquad (П.6.8.3)$$

При подготовке горизонта оба борта траншей разносятся с созданием на вышележащем горизонте минимальных по ширине B_{min} рабочих площадок (см. рис. П.6.8.1). Ширина разноса

$$b_{рн} = B_{min} + h_у \operatorname{ctg} \alpha_р = 56,3 + 7,5 \operatorname{ctg} 70° – 59 \text{ м}. \qquad (П.\ 6.8.4)$$

Объем работ по разносу бортов РТ вышележащего уступа при протяженности фронта последнего в среднем

$$l_{разн} = l_{р.т} + 2B_{min} \approx 600 + 2 \cdot 56,3 \cdot 710 \text{ м}; \qquad (П.6.8.5)$$

$$V_{разн} = 2b_{рн} h_р \, l_{разн} = 2 \cdot 61,8 \cdot 7,5 \cdot 710 = 658,2 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.8.6)$$

Таким образом, средний объем работ по подготовке горизонта

$$V_{подг} = V'_с + V_{р.т} + V_{разн} = 7,0 + 135,5 + 658,2 = 800,7 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.8.7)$$

Подготовка горизонтов – двумя экскаваторами: оба производят разнос и один – проходит РТ. Их среднемесячная производительность (применительно к скальным породам) $Q_{мес} = \dfrac{1012}{12} = 84,3$ тыс. м^3 при разносе бортов и $Q'_{мес} \approx$ $\approx 0,8Q_{мес} \approx 0,8 \cdot 84,3 = 67,4$ тыс. м^3 при проходке съездов и разрезных траншей.

Длительность подготовки горизонта ориентировочно

$$T_{подг} \approx \frac{V_{разн}}{K_{совм} 2Q_{мес}} + \frac{V'_с + V_{р.т}}{Q'_{мес}} = \frac{800,7}{0,8 \cdot 2 \cdot 84,3} + \frac{142,5}{67,4} = 8,0 \text{ мес.}, \qquad (П.6.8.8)$$

где $K_{совм}$ – коэффициент совмещения работы двух экскаваторов при разносе бортов РТ, принят 0,8.

Скорость углубки карьера

$$У = \frac{12h_р}{T_{подг}} = \frac{12 \cdot 7,5}{8} = 11,3 \text{ м/год}. \qquad (П.\ 6.8.9)$$

Данное значение скорости в 1,4 раза выше средней ($У_{ср}$ = 7,7 м/год) скорости, что свидетельствует о приемлемости принятых организаций и параметров подготовки новых горизонтов.

П.6.9. Горно-строительные работы

При номинальной мощности карьера по товарной руде $Д$ = 1000 тыс. т в год принимаем в качестве пусковой мощность $Д_{п} = Д$ = 1000 тыс. т в год. Длительность ее достижения от начала добычи 1,5 года, причем в первый принимаем объем добычи 0,6 $Д_{п}$ = 600 тыс. т, во второй – $Д$ = 1000 тыс. т (за 0,5 года добывается 500 тыс. т). Таким образом, объем попутной добычи в период строительства $Q_{п}$ = 600 + 500 = 1100 тыс. т (261,9 тыс. м^3), а объем добычи в первый год эксплуатации 1000 тыс. т.

В состав объектов горно-строительных работ (ГСР) включаем (рис. П.6.9.1): внешнюю траншею с отм. 100 м до отм. 70 м и объемом $V_{вн}$ = 378 тыс. м^3 (с. 56); попутную добычу объемом $Q_{п}$ = 1100 тыс. т (261,9 тыс. м^3); вскрышные работы по покрывающим породам в зоне от поверхности до кровли скальных пород с созданием на горизонтах 90, 80 и 70 м минимальных по ширине рабочих площадок (с. 48). Объем работ в этой зоне $V_{п.п} \approx$12 010 тыс. м^3, в том числе по горизонту 90 м – 5180 тыс. м^3, гор. 80 м – 4320 тыс. м^3 и гор. 70 м – 2510 тыс. м^3; вскрышные работы по вмещающим породам при подготовке и выемке горной массы на гор. 55 м объемом $V_{в.п}$ = = 2380 тыс. м^3; съезды скользящие внутренние с поверхности до гор. 70 м (итого 5 съездов), с гор. 70 м до 55 м (один съезд) и с гор. 55 м до гор. 47,5 м (один съезд). Суммарный объем съездов $V_{с.с}$ = 92,1 тыс. м^3. Таким образом, общий объем ГСР

$$V_{г.с.р} = 378 + 261,9 + 12\,010 + 2380 + 92,1 = 15\,122 \text{ тыс. м}^3,$$

в том числе объем рыхлой вскрыши около 12,5 тыс. м^3 и скальной массы 2,6 млн м^3.

Территория района работ не подготовлена. Необходима вырубка леса и кустарника на площади 0,6 га, планировка поверхности в районе стройкарьера (0,2 га), промплощадки (2,5 га) и рудных отвалов (1,0 га).

Осушения месторождения в подготовительном периоде не требуется.

В период ГСР к моменту сдачи карьера в эксплуатацию на поверхности его строятся и готовятся объекты промплощадки (ремонтно-механические блоки, АБК, складское хозяйство и пр.), склад руды, первая очередь отвала некондиционных руд (площадью 1 га), объекты энергоснабжения карьера, внешние автодороги протяженностью 4,5 км, склад взрывчатых материалов.

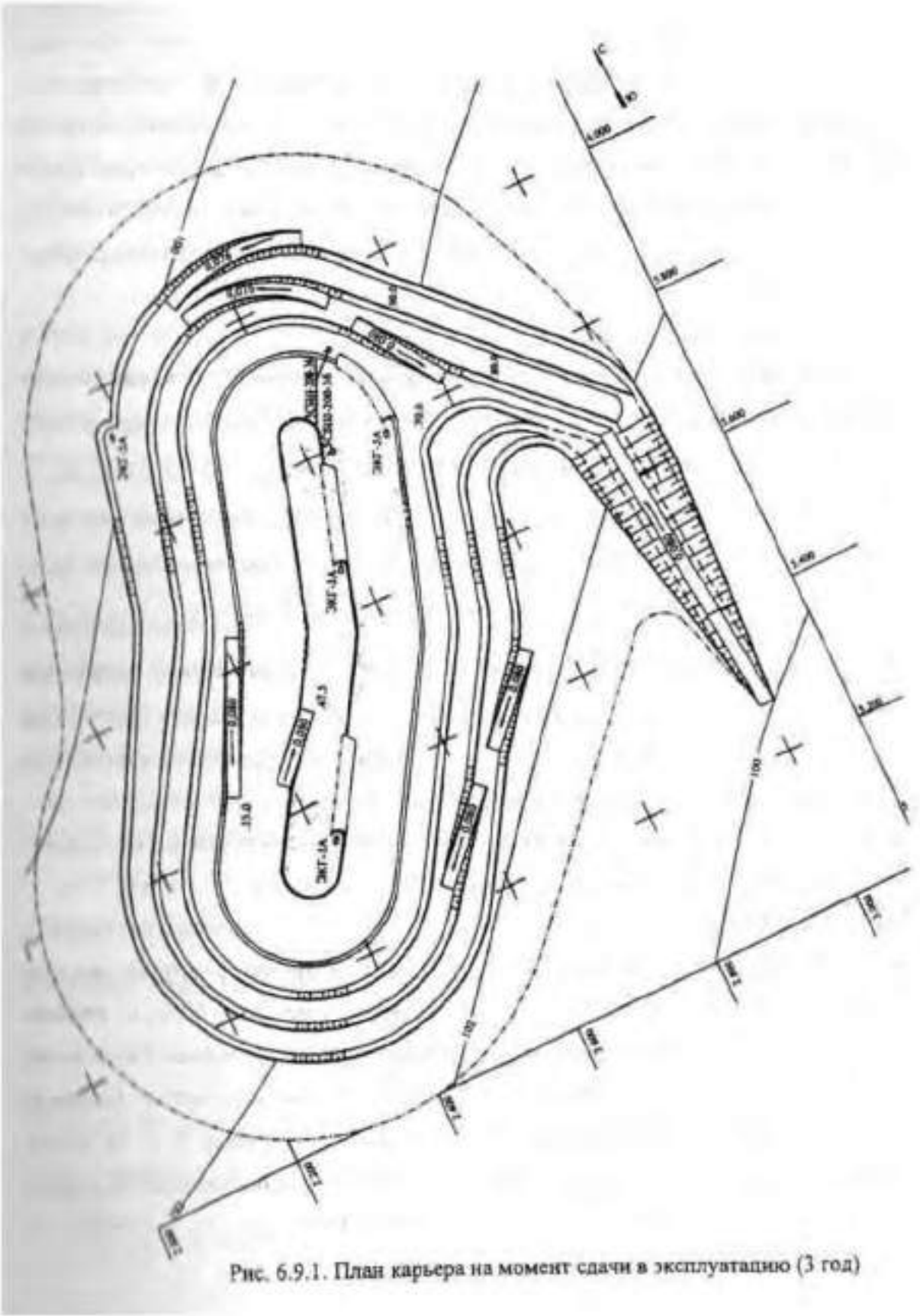


Рис. 6.9.1. План карьера на момент сдачи в эксплуатацию (3 год)

ГСР выполняются штатным (проектным) оборудованием: буровыми станками 5СБШ-200-36, экскаваторами ЭКГ-5А и автотранспортом с БелАЗ-7523. Как отмечалось выше, в первый год эксплуатации объем добычи равен номинальному. Предполагаем, что и объем вскрыши равен расчетному, следовательно, к концу строительства горные работы комплектуются оборудованием расчетного парка (4 экскаватора, 3 буровых станка и т. д.).

В соответствии с этим и для уменьшения объема ГСР планируются фронты работ и другие их параметры. Ширина рабочих площадок в зоне 100–70 м B_{min} = 25÷30 м, ниже гор. 70 м – B_{min} = 56÷60 м. Резервы, готовые к выемке (разработке), поддерживаются ниже нормативных (около 1 мес.). При оптимальном удельном фронте работ на один забой $Ф_1$ = 400÷500 м (с. 49) общий активный фронт должен быть $Ф = N_э Ф_1$ = 4(400÷500) = 1600÷2000 м. Фактический активный фронт на первый год эксплуатации 2000 м, а общий с учетом пассивных фронтов на двух средних уступах – 4500 м. Верхние три уступа в момент сдачи карьера в эксплуатацию временно законсервированы и, как отмечалось ранее, горизонты 90, 80 и 70 м вскрыты двумя системами скользящих съездов. В работе в этот момент находятся горизонты 55 и 47,5 м. Как указано в разделе 7, возможная скорость углубки карьера в период эксплуатации $У$ = 11,3 м/год. Учитывая, что в период строительства высота первых трех уступов не 7,5 м, а 10 м, а породы рыхлые, что повышает производительность экскаваторов в 1,6 раза (с. 44), можно предположить, что в период строительства скорость углубки вполне реальна в пределах 18–20 м/год. Приняв $У$ = = 20 м/год, получим, что длительность ГСР в период опускания до кровли скальных пород $t_1 \approx \frac{30}{20} \approx 1{,}5$ года. Срок наращивания мощности карьера t_2 = = 1,5 года (с. 59), отсюда срок ГСР $T_{стр}$ = 3 года. При объеме рыхлой строительной вскрыши 12,5 млн м^3, скальной массы 2,6 млн м^3 (с. 60), годовой производительности экскаватора по рыхлой вскрыше 1,62 млн м^3 и скальной 1,01 млн м^3 (с. 44) и числе экскаваторов 4 ориентировочный срок ГСР по объему работ $T_{стр} = \frac{12{,}5}{1{,}62 \cdot 4} + \frac{2{,}6}{1{,}04 \cdot 4} \approx 2{,}56$ года, и, таким образом, срок в ГСР в 3 года реален.

Всего с учетом монтажа оборудования, общестроительных работ на поверхность и других подготовительных работ освоение месторождения длится 4,5–5 лет.

П.6.10. Генплан карьера

В промзоне карьера размещаются: собственно карьер, отвалы пород (2 отвала) и некондиционной руды, склад товарной продукции, промплощадка с блоками хозскладов, ремонта, АБК и пр., склад ВМ, автодороги, соединяющие все объекты (рис. П. 6.10.1).

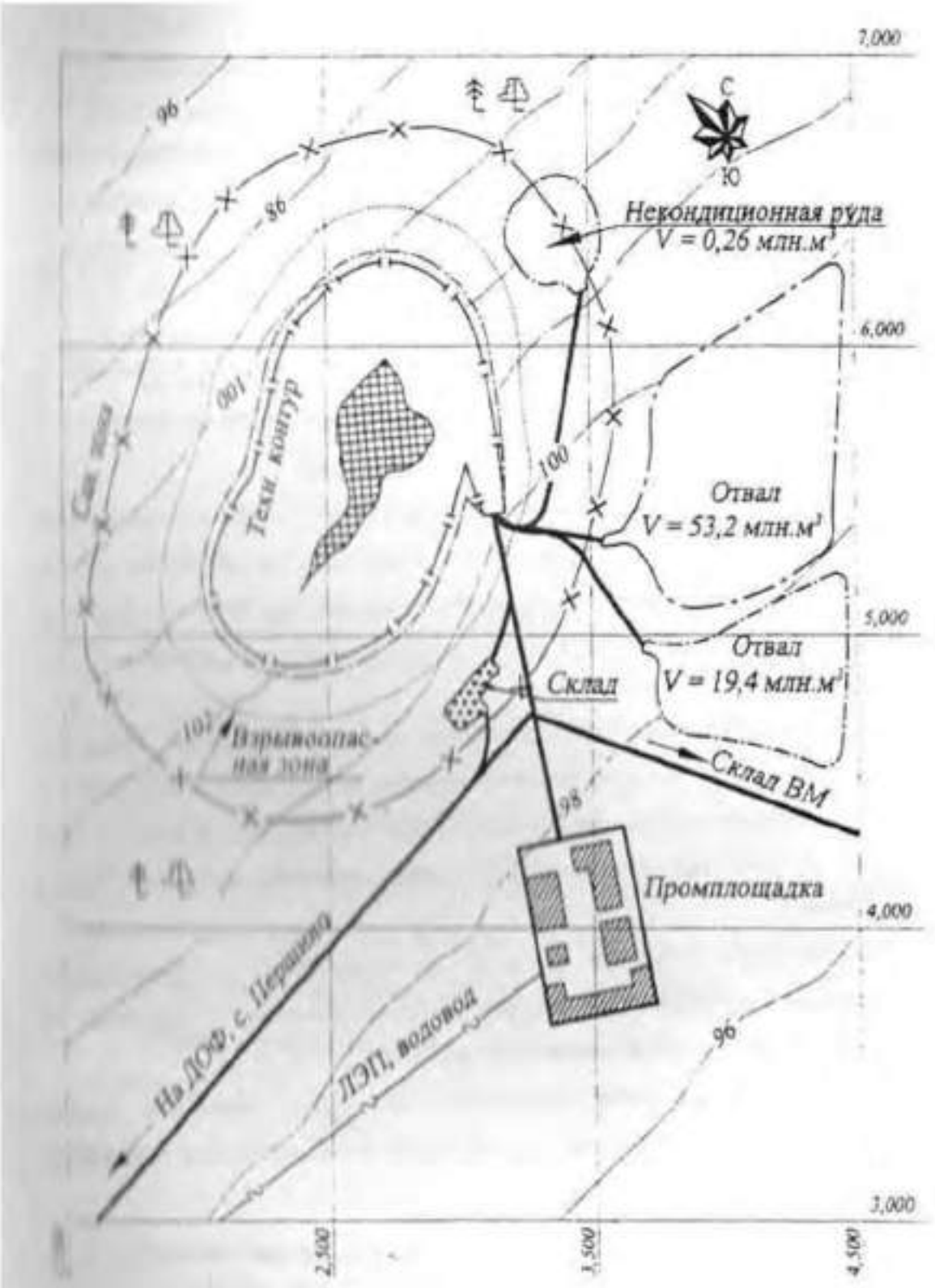


Рис.П 6.10.1. Ситуационная схема карьера
1:5000

Площадь карьера определена графически по плану карьера на конец разработки и составляет 960 тыс. м^2 (96 га).

Полагая, что высота породного двухъярусного отвала скальной вскрыши 2×45 м = 90 м, коэффициенты ярусности $\eta_я$ = 0,8, а разрыхления пород $K_р$ = 1,2 и он должен принять 53 186,7 тыс. м^3 грунта (с. 41), площадь его $S_{с.о} = \frac{53186{,}7 \cdot 1{,}2}{0{,}8 \cdot 90} = 886{,}4$ тыс. м^2 (88,6 га). Площадь по отвалы рыхлых пород (объем 19 398 тыс. м^3, 2 яруса по 30 м, коэффициенты $\eta_я$ = 0,8 и разрыхления $K_р$ = 1,1) $S_{р.о}$ = 444,5 тыс. м^2 (44,4 га). Площадь под отвал некондиционных руд (объем 258,8 тыс. м^3, 1 ярус по 30 м, $\eta_я$ = 1,0, $K_р$ = 1,2) $S_{н.о} = \frac{258{,}8 \cdot 1{,}1}{1{,}0 \cdot 30} =$ = 9,5 тыс. м^3 (0,95 га).

Площадь под объекты промплощадки ориентировочно 25 тыс. м^2 (2,5 га).

С северной стороны карьерного поля – лесной массив, юго-западнее – жилой массив с. Першино, вокруг – отдельные "пятна" пашни. Энергопитание – от ЛЭП, подведенной к с. Першино.

Охраняемых объектов непосредственно в зоне горных работ нет.

Вокруг карьера выделены зоны:

1) взрывоопасная по разлету кусков. Согласно ЕПБ [6, п. 70], безопасные расстояния для людей при взрывных работах методом скважинных зарядов в карьерах должны быть не менее 200 м;

2) сейсмически безопасная. В зоне карьера располагаются лишь промсооружения высотой не более 2–3 этажей (коэффициент $K_с$ = 1,5), основание для них – необводненные песчано-глинистые грунты глубиной более 10 м (коэффициент $K_г$ = 12), взрывы – на рыхление (коэффициент α = 1,0). Масса ВВ на 1 взрыв $Q_{ВВ} = \frac{V_{в.б}}{q_{ВВ}} = \frac{31000}{0{,}7} = 44\,285$ кг. Число зарядов в блоке при 4 рядах скважин (n = 4) по сетке $a \times b$ = 6,5×6,5 м, высоте уступа $h_у$ = 15 м и ширине буровой заходки $B_{б.з} \approx 26$ м (с. 49).

$$N = \frac{V_{в.б} n}{h_у B_{б.з} a} \approx \frac{31000 \cdot 4}{15 \cdot 26 \cdot 6{,}5} \approx 49. \qquad \text{(П.6.10.1)}$$

Радиус зоны

$$r_с = \frac{K_г K_с \alpha \sqrt[3]{Q}}{\sqrt[4]{N}} = \frac{12 \cdot 1{,}5 \cdot 1{,}0 \sqrt[3]{44285}}{\sqrt[4]{49}} = 232 \text{ м}. \qquad \text{(П.6.10.2)}$$

Принимаем $r_с$ = 235 м;

3) санитарная в радиусе $R_{сан}$ от карьера согласно СНиП $R_{сан}$ = 500 м;

4) зона возможного сдвижения массива в радиусе $0{,}2H_к = 0{,}2 \cdot 240 \approx 50$ м от бортов карьера.

Разведочными скважинами выклинивания залежи не зафиксировано, запасы по категории C_2 ниже дна не установлены, поэтому технологическая граница горных работ не определена.

В зону земельного отвода включены и участки земли, примыкающие к отвалам и складу кондиционных руд в радиусе от их расчетных границ 30–40 м. Общая площадь земельного отвода под все объекты карьера, включая автодороги и зону в радиусе 10–15 км от них, составит около 320 га.

Энергоснабжение, теплоснабжение и водоснабжение объектов путем "врезок" в отводы от соответствующих магистралей с. Першино.

Кондиционная руда вывозится на ДОФ автомашинами БелАЗ-7523 (с. 44). С внешним миром карьер связан системой автодорог через с. Першино.

Компоновка объектов принята в соответствии с принципами уменьшения грузоработ транспорта и предохранения с. Першино от загрязнений со стороны карьера и отвалов (см. рис. П.6.10.1).

Как отмечалось ранее, площадки под рудные отвалы и склады устраиваются по технологии, исключающей проникновение токсичных веществ в почву.

П.6.11. Экономические показатели разработки

Как отмечалось, рудник производит и реализует концентрат, обогащая сырую руду.

Инвестиции и эксплуатационные затраты включают издержки на горные работы, обогатительный комплекс и магистральный автотранспорт для доставки руды со склада до ДОФ, размещенной в 12,5 км от карьера на площадке отработанного гранитного карьера, прочие общерудничные виды работ и объекты.

Затраты определяем по зависимостям Гипроруды. В ценах 1984 г. удельные инвестиции составляют, руб/т:

на горные работы

$$K_{гр} = 2{,}72 - 0{,}92V_{г.м} + 0{,}087\ V_{г.м}^2 = 2{,}72 - 0{,}92 \cdot 0{,}936 + 0{,}087 \cdot 0{,}936^2 = 1{,}94; \quad (П.6.11.1)$$

на ДОФ

$$k_{об} = 11{,}41 \cdot 0{,}98^{Д} = 11{,}41 \cdot 0{,}98^{1} = 11{,}18; \quad (П.6.11.2)$$

на магистральный автотранспорт (по Л. А. Сорокину)

$$k_{тр} = \frac{0{,}9}{{}_{Д}0{,}2} + 0{,}12(l_0 - 1) = \frac{0{,}9}{{}_{1}0{,}2} + 0{,}12\ (12{,}5 - 1) = 2{,}28, \quad (П.6.11.3)$$

где $V_{г.м}$ – годовой объем горной массы, десятки млн т. Для карьера объем 9356 тыс. т, в расчете $V_{г.м} = 0{,}936$; $Д$ – объем перерабатываемой сырой руды,

млн т. Согласно заданию, $Д$ = 1000 тыс. т или ρ = 1 млн т; $l_о$ – дальность откатки автотранспортом, км.

Общие инвестиции с учетом капитальных вложений на неучтенные объекты (25 % от суммы основных) в ценах 1984 г., млн руб.:

$И_{84}$=1,25($К_{гр}V_{г.м}$+$К_{об}Д$+$К_{тр}Д$)=1,25(1,94·9,356+11,8·1,0+2,28·1,0) =39,51. П.6.11.4)

Приняв коэффициент удорожания работ $К_{уд}$ ≈18, получим в ценах 2000 г. $И$ = 18 ·$у_б$ 39,51 = 711,24 млн руб.

Удельные инвестиции в ценах 2000 г. на 1 т горной массы, франко-карьер

$$К_{г.м} = К_{кр}\ 1{,}25К_{уд} = 1{,}94 \cdot 1{,}25 \cdot 18 = 43{,}65 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.5)$$

То же на 1 т сырой руды

$$К_{руд} = \frac{К_{г.м}V_{г.м}}{Д} = \frac{43{,}65 \cdot 9356}{1000} = 40\ 755 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.6)$$

То же на 1 т концентрата

$$\frac{И}{V_к} = \frac{711240}{70} = 10\ 160{,}6 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.7)$$

Себестоимость составляющих, руб/т:
горной массы, франко-карьер,

$$С_{г.м} = 0{,}96 - 0{,}27 \lg V_{г.м} = 0{,}96 - 0{,}27\lg 0{,}936 = 0{,}97; \qquad (П.6.11.8)$$

обогащения

$$С_{об} = 2{,}1e^{-0{,}014Д} = 2{,}1e^{-0{,}014 \cdot 1{,}0} = 2{,}07; \qquad (П.6.11.9)$$

магистрального автотранспорта (по Л. А. Сорокину)

$$С_{тр} = \frac{0{,}25}{{}_д 0{,}25} + 0{,}01(l_о - 1)(5 + 0{,}06q_а) = \frac{0{,}25}{{}_1 0{,}25} +$$

$$+ 0{,}01(12{,}5 - 1)(5 + 0{,}06 \cdot 42) = 0{,}85, \qquad (П.6.11.10)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автомашин, т.

Общие годовые эксплуатационные издержки в ценах 1984 г. с учетом прочих (15 % от суммы основных), млн руб.

$$Э_{84} = 1{,}15(С_{г.м}\ V_{г.м} + С_{об}Д + С_{тр}Д) = 1{,}15(0{,}97 \cdot 9{,}356 +$$

$$+ 2{,}07 \cdot 1{,}0 + 1{,}085 \cdot 1{,}0) = 14{,}06. \qquad (П.6.11.11)$$

При коэффициенте удорожания этого вида затрат $К_{уд}$ = 15,6 в ценах 2000 г. эксплуатационные затраты Э = 15,6·14,06 = 219,41 млн руб.

Себестоимость 1 т руды, франко-карьер (без затрат на обогащение и внешний транспорт)

$$C_{\text{р}} = \frac{C_{\text{г.м}} V_{\text{г.м}}}{Д} \cdot 1{,}15 K_{\text{уд}} = \frac{0{,}97 \cdot 9356}{1000} \cdot 1{,}15 \cdot 15{,}6 = 162{,}81 \text{ руб.} \quad \text{(П.6.11.12).}$$

Себестоимость 1 м^3 вскрыши

$$C_{\text{в}} = C_{\text{г.м}}\, \gamma_{\text{в}}\, 1{,}15 K_{\text{уд}} \approx 0{,}97 \cdot 2{,}5 \cdot 1{,}15 \cdot 15{,}6 = 43{,}6 \text{ руб.}, \quad \text{(П.6.11.13)}$$

где $\gamma_{\text{в}}$ – средневзвешенная объемная масса вскрыши, $\gamma_{\text{в}} = \frac{8320}{3333{,}4} = 2{,}5$ т/м^3.

Для аналогичных производств выход концентрата из 1 т руды $\gamma_{\text{к}} \approx 0{,}04 \div 0{,}08$, а отпускная цена 1 т товарной продукции $C_{\text{о}} \approx 3 \div 5$ тыс. руб. Отсюда, приняв $\gamma_{\text{к}} = 0{,}07$ и $C_{\text{о}} = 4000$ руб., получим:

объем продукции (концентрат)

$$V_{\text{кц}} = \gamma_{\text{к}} Д \approx 0{,}07 \cdot 1000 = 70 \text{ тыс. т}; \quad \text{(П.6.11.14)}$$

себестоимость 1 т концентрата

$$C_{\text{к}} = \frac{Э}{V_{\text{кц}}} = \frac{218710}{70} = 3124{,}4 \text{ руб.}; \quad \text{(П.6.11.15)}$$

выручка от реализации продукции

$$В = V_{\text{кц}}\, C_{\text{о}} = 70 \cdot 4{,}0 = 280 \text{ млн руб.}; \quad \text{(П.6.11.16)}$$

доход предприятия

$$Д_{\text{х}} = В - Э = 280 - 219{,}41 = 60{,}59 \text{ млн руб.}; \quad \text{(П.6.11.17)}$$

уровень рентабельности

$$R = \frac{Д_{\text{х}}}{Э} = \frac{60{,}59}{219{,}41} = 0{,}276 \text{ руб./руб.} \quad \text{(П.6.11.18)}$$

Показатель рентабельности свидетельствует об эффективности производства.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Разработка открытым способом месторождения "С" рентабельна.

2. Принятое оборудование, параметры карьера и горных работ в целом находятся на уровне регламентных (нормативных) и лучших предприятий цветной металлургии России (Сорского, Учалинского, Гайского и других).

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.Б.2.02 ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 3

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА.....3

1. Общие сведения 3

2. Расчет расхода и напора воды 5

3. Технологический расчет гидромонитора 17

ЗАКЛЮЧЕНИЕ 25

БИБЛИАГРОФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....26

ПРИЛОЖЕНИЯ 27

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА

Цель работы. Определение необходимого расхода воды на отбойку и выгонку пород из забоя, напора, выбор типа и количества гидромониторов, определение параметров забоя.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сущность гидромониторной разработки заключается в разрушении и смыве пород струей воды, вылетающей под большим давлением из насадки гидромонитора. Разрушение породы происходит за счет энергии удара струи, фильтрации воды через поры породы, ослабления сцепления между ее частицами, увлажнения ее и размокания, растворения солей, содержащихся в породе.

Технология гидромониторного размыва состоит из подрезки забоя струей воды и смыва обрушенной и насыщенной водой породы в зумпф землесосной станции или в самотечную пульпоотводящую канаву.

При разработке рыхлых, несвязных или предварительно разрыхленных пород процесс разработки состоит из одной операции. В этом случае нет необходимости в подрезке уступа. Рыхлая порода одновременно насыщается и смывается водой.

При разработке связных пород, к которым относятся суглинки и глины разной плотности, а также слежавшиеся песчано-гравийные породы, процесс разработки состоит из двух операций: подрезки и смыва.

Наиболее трудоемкой операцией при гидромониторной разработке является подрезка уступа. В этот период насыщение потока воды породой крайне низко. При тяжелых суглинистых и особенно глинистых грунтах на подрезку затрачивается 60...70 % всего рабочего времени. При менее плотных породах время на подрезку составляет 30...50 %. В зависимости от типа пород, слагающих уступ, и их физико-механических свойств выбирают схему устройства вруба и последующего его расширения.

Различают следующие способы размыва пород при использовании гидромонитора: с нижней площадки уступа; с поверхности уступа (рис. 1.1); с недомывом (рис. 1.2). Отдельные способы подготовки пород по С.М. Шорохову включают размыв с увлажнением, механическим рыхлением (рис. 1.3) и рыхлением взрывными работами.

Удельный расход воды является одним из основных параметров, входящих в расчеты по проектированию средств гидромеханизации.

Исследованиями и опытом отработки месторождений с использованием средств гидромеханизации установлено, что величина удельного расхода воды зависит от:

а) физико-механических свойств грунта;

б) напора воды;

в) системы разработки и характеристики применяемого оборудования;

г) характера пород основания рыхлых отложений (плотика россыпи) и его уклона;

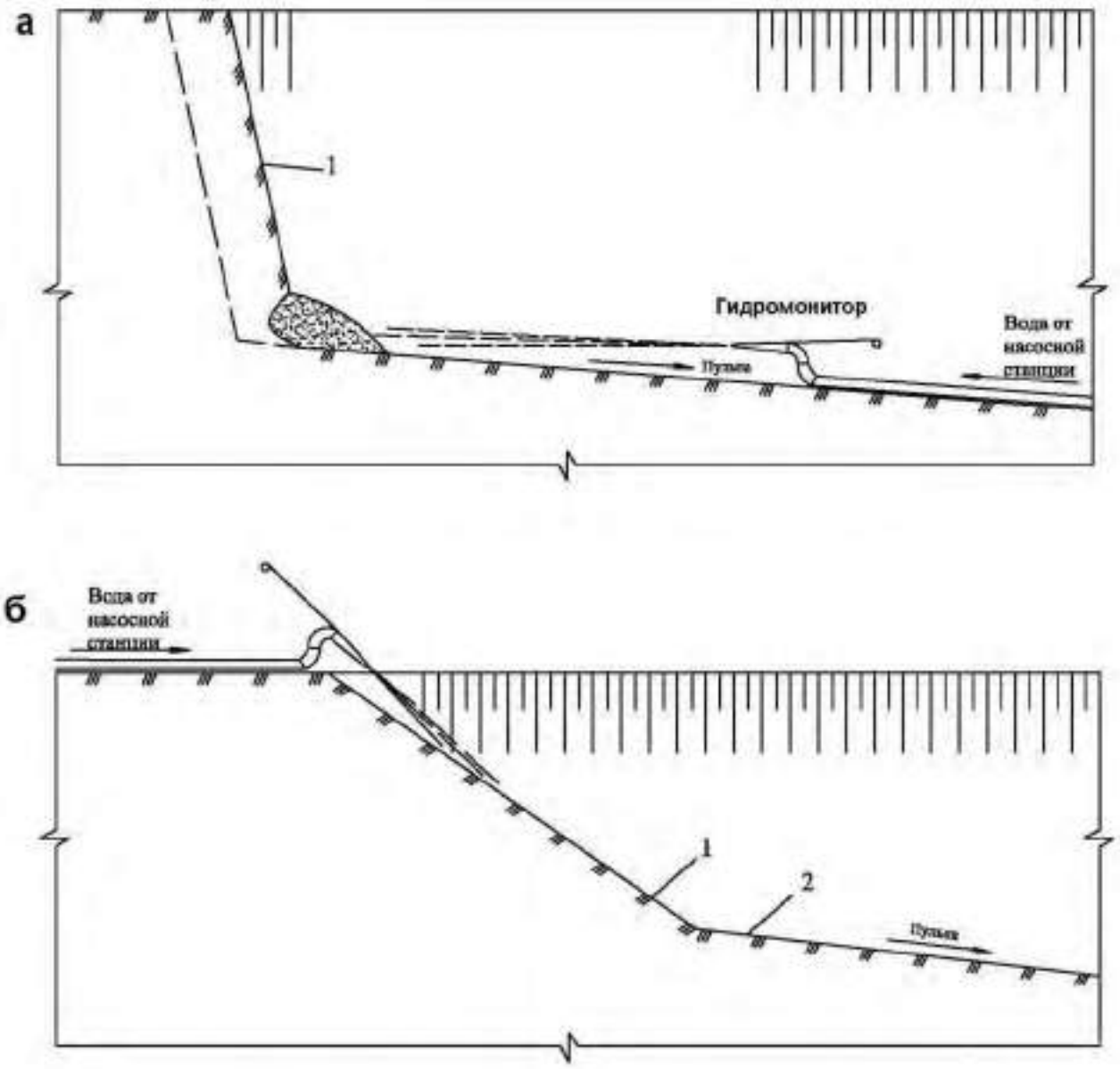


Рис. 1.1. Способы размыва пород при использовании гидромонитора: а - с нижней площадки уступа; б - с поверхности уступа (1 – забой, 2 – подошва забоя, 3 – гидромонитор)

д) диаметра насадки;

е) организации вскрышных и добычных работ, длины отрабатываемой заходки, высоты и ширины забоя.

Физико-механические свойства грунта во всех случаях оказывают значительное влияние на величину удельного расхода воды и на эффективность отработки месторождения. Практические данные показывают, что при переходе от легкоразмываемых грунтов к трудноразмываемым удельный расход увеличивается примерно в 8 раз.

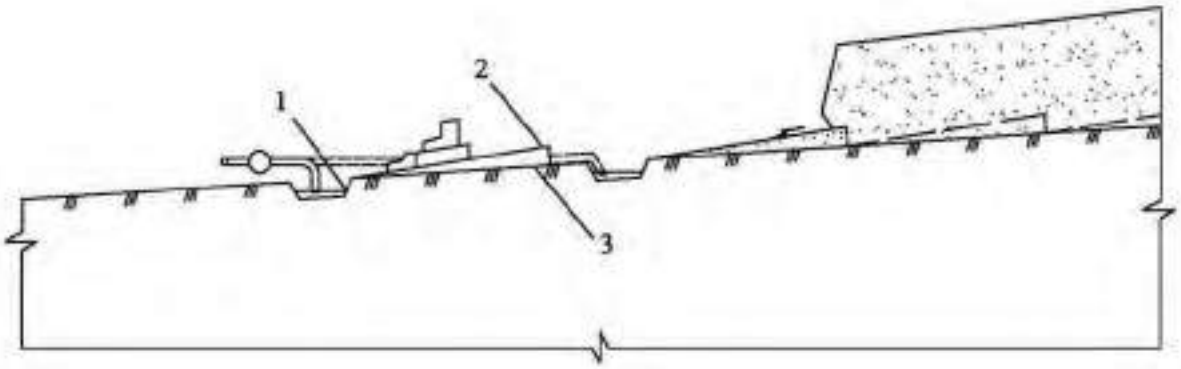


Рис. 1.2. Способ размыва пород с недомывом: 1 - зумпф; 2 – недомыв; 3 - подошва забоя

При гидромониторных работах на удельный расход и необходимое давление воды значительно влияет высота уступа. С увеличением высоты забоя повышается интенсивность размыва, снижается удельный расход воды, уменьшается протяженность карьерных трубопроводов, увеличивается объем породы, смываемая с одной стоянки гидромонитора и землесоса, уменьшается недомыв.

На практике всю толщу мягких вскрышных пород стараются разрабатывать одним уступом.

При разработке нескольких вскрышных уступов и при наличии в породном массиве различных по плотности и связности пород, разбивка на уступы должна производиться таким образом, чтобы подошва уступа, по которой производится подрезка, содержала менее связные породы, чем обрушаемый массив, что позволяет снизить необходимое давление воды.

2. РАСЧЕТ РАСХОДА И НАПОРА ВОДЫ

Данные по вариантам работ приведены в приложении 1.1 и 1.2.

Удельный расход воды на отбойку породы ($м^3/м^3$) вычисляют по формуле

$$a_1 = P_1 / H^{0,5} \cdot V_э, \qquad (1.1)$$

где P_1 - коэффициент работы по отбойке $(м^3 \cdot м)^{0,5}$; H - необходимый напор воды, м (табл. 1.1); $V_э$ - коэффициент трудоемкости размыва забоя.

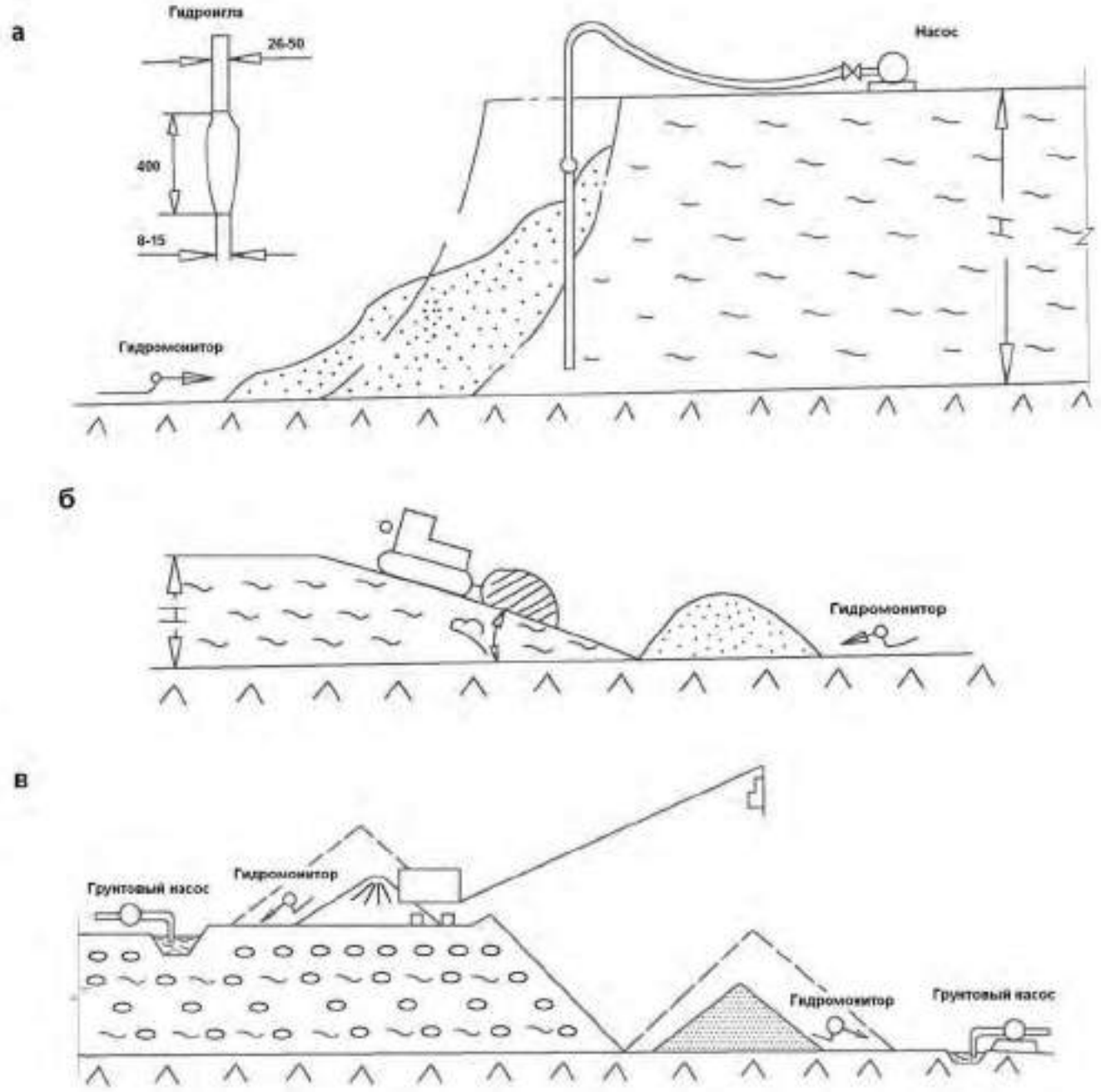


Рис. 1.3. Способы размыва пород: а – с увлажнением (применение гидроигл); б, в – с механическим рыхлением

Высота уступа соответствует мощности пород вскрыши и принимается с учетом следующих рекомендаций: при применении размыва с поверхности - не более 5 м; с нижней площадки уступа – не более 25...30 м. При большей мощности пород вскрыши из условий безопасности ведения работ принимают 2-3 уступа.

Удельный расход воды на выгонку ($м^3/м^3$) рассчитывают по формуле

$$a_2 = P_2 / H^{0,25} \cdot V_в, \quad (1.2)$$

где P_2 - коэффициент работы по выгонке $(м^3 \cdot м)^{0,25}$; $V_в$ - коэффициент трудоемкости перемещения пород.

Коэффициенты работы по отбойке $(м^3 \cdot м)^{0,5}$ и выгонке $(м^3 \cdot м)^{0,25}$:

$$P_1 = 6 \cdot 10^{-4} \cdot H^{2,6274}; \quad (1.3)$$

$$P_2 = (3,93 \cdot B_г^2 - 5,37 \cdot B_г + 237,98) \cdot 10^{-2}, \quad (1.4)$$

где $B_г$ – выход мелкой гальки (-20+10 мм) в размываемых рыхлых отложениях, %.

Таблица 1.1

Необходимый напор воды для размыва пород гидромонитором

Категория пород	Породы	Необходимый напор при высоте уступа, м:		
		≤ 5	от 5 до 15	≥ 15
1	Предварительно разрыхленные не слежавшиеся	30-40	40-50	50-60
2	Пески мелкозернистые	30-40	40-50	50-60
	Супесь легкая	30-40	40-50	50-60
	Лесс рыхлый	40-50	50-60	60-70
	Торф разложившийся	40-50	50-60	60-70
3	Пески среднезернистые	30-40	40-50	50-60
	Супесь средняя	40-50	50-60	60-70
	Суглинок легкий	50-60	60-80	70-90
	Лесс плотный	60-70	70-80	80-100
4	Пески крупнозернистые	30-50	40-60	50-70
	Супесь тяжелая	50-70	60-80	70-90
	Суглинок средний, тяжелый и глины песчаные	70-100	80-110	90-120
5	Песчано-гравийная смесь с содержанием гравия до 25 %	40-80	50-90	60-100
	Глины полужирные с содержанием глинистых фракций 40...50 %	80-120	100-140	120-160
6	Песчано-гравийная смесь с содержанием гравия до 40 %	50-90	60-100	70-110
	Глины полужирные с содержанием глинистых фракций до 50...60 %	100-140	120-160	140-180

Расчетные данные коэффициентов по отбойке и выгонке необходимо проверить по таблицам 1.2 и 1.3.

Коэффициент трудоемкости размыва пород в забое определяют по формуле

$$V_з = \xi_р \cdot \xi_в, \quad (1.5)$$

где $\xi_р$ - коэффициент способа размыва (табл. 1.4); $\xi_в$ - коэффициент высоты уступа.

Таблица 1.2

Необходимый расход воды на отбойку

Категория крепости пород	Коэффициент работы по отбойке, $(м^3 \cdot м)^{0,5}$	Удельные расходы воды на отбойку, $(м^3/м^3)$	
		Предельное значение	Наиболее распространенное
1	14...16	1,8...3,0	2...2,6
2	23...27	2,5...4,6	3,0...3,8
3	42...48	4,2...7,5	4,5...6
4	65...75	6...11	7...9
5	110...130	9...17	10...13
6	180...240	14...25	16...20

Таблица 1.3

Необходимый расход воды на выгонку

Крупнозернистый состав пород	Коэффициент работы по выгонке пород, $(м^3 \cdot м)^{0,25}$	Удельные расходы воды на выгонку, $(м^3/м^3)$	
		Предельное значение	Наиболее распространенное
Мелкая и крупная галька отсутствует	1...1,2	0,3...0,6	0,4...0,5
Галька мелкая до1 %	2,0...2,5	0,5...0,1	0,6...0,8
Галька мелкая до 5 %, крупная до 1 %	3,0...4,0	0,8...2,0	0,9...1,2
Галька мелкая до 10 %, крупная до 2 %	5...6,5	1,5...4,0	1,6...2,6
Галька мелкая до 15 %, крупная до 3 %	7...9	2,0...5,5	1,8...4,0
Галька мелкая до 20 %, крупная до 5 %	10...14	3...7,5	3,5...6
Галька мелкая до 25 %, крупная до 7 %	18...23	5...12	6...10
Галька мелкая до 30 %, булыжник до 10 %	28...35	7...17	8...12

Коэффициент высоты уступа зависит от способа размыва. Отличительными признаками способов размыва являются расположение гидромонитора относительно разрабатываемого уступа и приемы, используемые для отделения пород от целика, определяющие порядок размыва пород в забое.

$$\xi_в = a \cdot H_у^{-в}. \qquad (1.6)$$

где а, в – эмпирические коэффициенты; $H_у$ – высота уступа, м.

Таблица 1.4

Коэффициенты способа размыва

Способ размыва пород	Категория пород	Коэффициент способа размыва
Размыв с верхней площадки уступа	-	1,3
Размыв с нижней площадки уступа	-	1
Размыв с предварительным увлажнением пород	от 3 до 4 от 5 до 6	0,1...0,3 1
Размыв с механическим рыхлением	4 5	0,3...0,4 0,2
Размыв с предварительным рыхлением взрывными работами	от 4 до 6	0,4...0,5

При размыве с верхней площадки уступа а=0,813, в=0,288. При размыве с нижней площадки уступа а=1,467, в=0,141.

Для размыва с предварительным увлажнением коэффициент высоты уступа находиться в пределах 0,6...0,8.

При размыве с механическим рыхлением, породы отделяют от целика бульдозером или экскаватором, образуя отвалы рыхлых пород. Напорной струей осуществляют только выгонку пород из отвала, вследствие чего удельный расход воды сокращается. Коэффициент высоты уступа для этих условий равен 0,8...0,9.

Для размыва с предварительным рыхлением взрывными работами (способ подготовки на практике имеет небольшое применение) коэффициент высоты уступа равен 0,9.

Коэффициент трудоемкости перемещения пород

$$V_в = \xi_с \cdot \xi_у \cdot \xi_{вг} , \qquad (1.7)$$

где $\xi_с$ - коэффициент системы разработки; $\xi_у$ - коэффициент уклона; $\xi_{вг}$ - коэффициент способа выгонки пород.

Главным отличительным признаком гидравлических систем разработки является порядок перемещения очистных выработок (забоев), который оказывает влияние на использование ударной силы струи и эффективность перемещения пород от забоя к основным транспортирующим устройствам. По этому признаку различают: системы с попутным, встречным, боковым, веерным и комбинированным забоем (рис. 1.4, 1.5). Подчиненным отличительным признаком системы является направление перемещения забоя относительно восстания долины - продольная или поперечная, или относительно главного подъемного устройства - веерная или полувеерная.

Таким образом, различают следующие системы гидравлических разработок: *с попутным забоем* (попутно-продольная; попутно-поперечная; попутная с отступающим забоем); *со встречным забоем* (встречно-продольная; встречно-поперечная); *с боковым забоем* (боковая продольная; боковая поперечная); *веерная* (с полным веером; с полувеером); *комбинированная*.

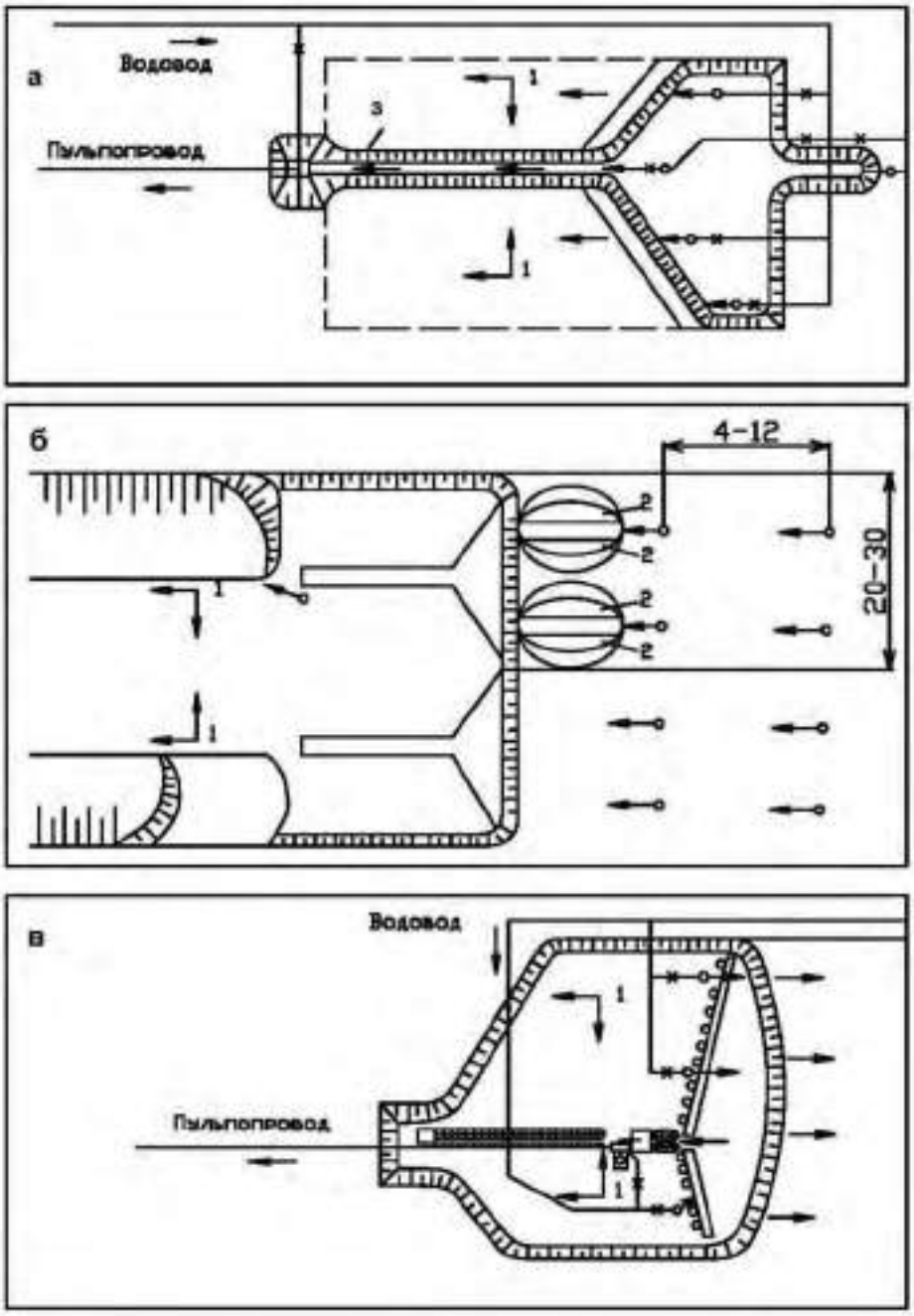


Рис. 1.4. Системы гидравлической разработки месторождений:
а – попутным забоем; б – попутно-отступающим забоем; в – встречным забоем:
1 – уклон основания рыхлых отложений; 2 – границы забоев; 3 – нарезная канава

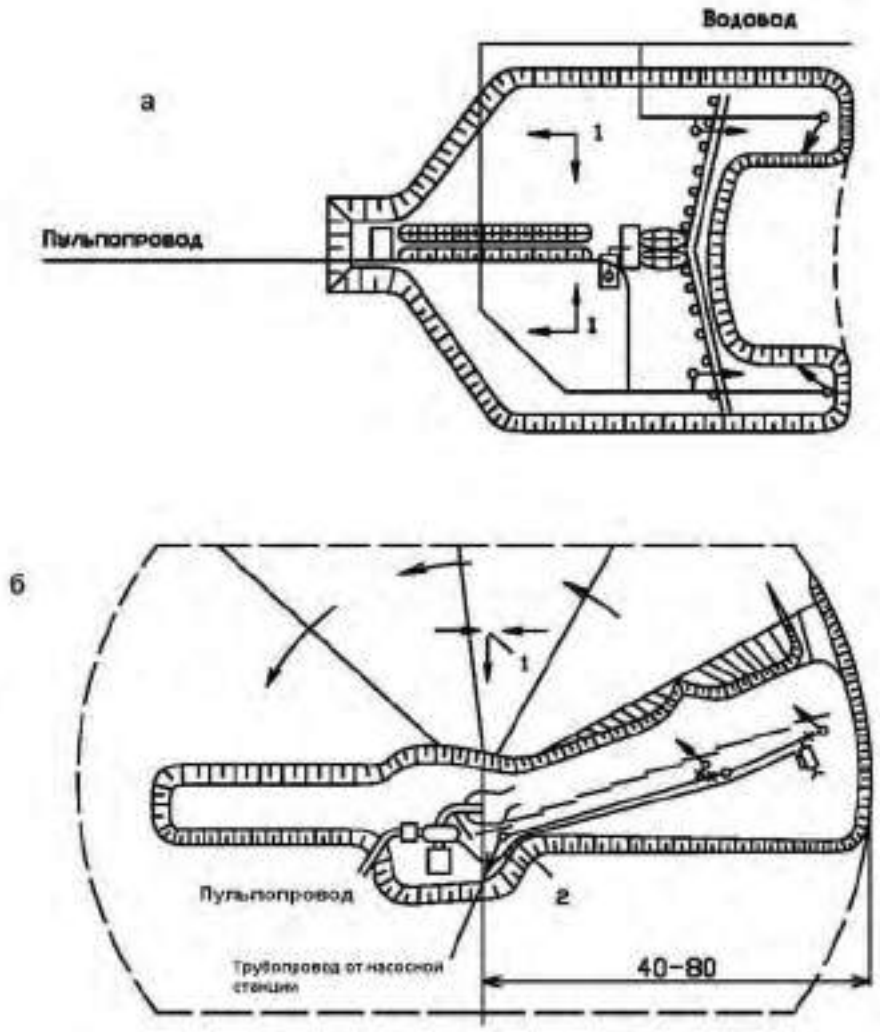


Рис. 1.5. Системы гидравлической разработки месторождений:
а – с боковым забоем; б – веерная: 1 – уклон основания рыхлых отложений; 2 – шарнир

Система разработки должна при наименьших объемах работ по проходке нарезных канав обеспечивать: наименьшие удельные расходы воды на размыв; наименьшие объемы работ по уборке валунов и перестановке оборудования; небольшие потери полезного ископаемого. Производительность оборудования разреза по промываемым грунтам при выбранной системе разработки должна быть максимальной, а себестоимость очистной выемки - минимальной.

Система гидравлической разработки месторождений с попутным забоем сокращают расход напорной воды на выгонку, целесообразно применять при мощности отложений до 10…15 м (в приведенных вариантах расчета гидромониторы устанавливают с одной стороны нарезной канавы). Система гидравлической разработки с попутно-отступающим забоем применяется при мощности отложений до 5 м. Система гидравлической разработки с встречным забоем увеличивает

расход напорной воды на выгонку, целесообразно применять при мощности отложений более 15 м. Система гидравлической разработки месторождений с боковым забоем сочетает преимущества встречного и попутного забоев, а веерная - позволяет отрабатывать отложения со сложным направлением уклонов основания, но сложна в организации работ.

Одинаковые направления напорной струи гидромонитора и потока транспортируемой от забоя пульпы в системах с попутным забоем обеспечивают минимальную трудоемкость перемещения пород (табл. 1.5), а противоположное направление в системах со встречным забоем – максимальную.

Таблица 1.5

Значения коэффициентов системы разработки

Система разработки	Коэффициент системы разработки
С попутным забоем	1
Со встречным забоем	1,9
С боковым забоем и веерным забоем	1,3

Коэффициент уклона определяют по формуле

$$\xi_y = c / (100 \cdot i) + e, \qquad (1.8)$$

где c, e – эмпирические коэффициенты; i - уклон поверхности смыва (i = 0,015...0,060 в зависимости от состава размываемых грунтов, см. табл. 1.6). Направление ведения горных работ (продольное или поперечное) выбирают по значению максимального уклона и в случае если он больше или равен значениям, приведенным в табл. 1.6, его принимают в дальнейших расчетах. При меньших значениях, с целью обеспечения эффективной выгонки гидросмеси из забоя, организуют недомыв.

Таблица 1.6

Минимальные уклоны при самотечном гидротранспортировании пород

Характеристика транспортируемых пород	Уклон лотков	Уклон канав, поверхности смыва
Глинистые, лёсс, супесь, суглинки, торф	0,015...0,025	0,020...0,030
Песок:		
- мелкий	0,025...0,030	0,030...0,040
- средний	0,030...0,035	0,040...0,050
- крупный	0,035...0,050	0,050...0,060
Песчано-гравийная смесь	0,050...0,060	0,050...0,060

Для системы разработки попутным забоем и размещением гидромониторов на нижней площадке уступа, а также для системы разработки со встречным забоем, для систем разработки с боковым и веерным забоем - c=0,404, e=0,566.

Для системы с полутно-отступающим забоем и размывом с поверхности c=0,186, e=0,758.

Коэффициент способа выгонки пород при использовании только напорной струи гидромонитора $\xi_{вг} = 1$, а при применении бульдозера и напорной струи гидромонитора $\xi_{вг} = 0,2...0,4$.

Коэффициент способа перемещения при использовании напорной струи $\xi_{вг} = 1$, а при применении бульдозера и напорной струи $\xi_{вш} = 0,2...0,4$.

Расчетные значения удельного расхода воды необходимо проверить с нормативными данными (табл. 1.7 и 1.8). Выбирается большее значение.

Таблица 1.7

Нормированные показатели удельного расхода воды и напора по ЕНВиВ

Категория	Наименование горных пород	Удельный расход воды* ($м^3/м^3$) при уклоне:		Рекомендуемый напор воды, м	
		≤0,03	>0,03	Минимально необходимый	Оптимальный
1	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лесс рыхлый. влажный песок разной зернистости Супесь рыхлая (легкая) Торф Торф и растительный слой без корней.	8,0	6,4	20	30-45
2	Гравий. Суглинок легкий лессовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью мелкой гальки и щебня Супесь средняя.	11,8	9,4	25	40-65
3	Галька размером 10-40 мм. Глина мягкая, жирная. Песчано-глинистые породы. Древа. Суглинок тяжелый. Супесь тяжелая. Щебень различных размеров. Лед	14,7	11,8	40	50-80
4	Галька размером 41-100 мм Глина сланцевая, моренная Галечно-щебенистые породы, связанные глиной. Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Суглинки тяжелые с примесью щебня.	18,7	15,0	50	70-100

Продолжение таблицы 1.7

5	Мерзлые породы I-II категории. Песчаные породы, слабо сцементированные песчано-глинистым цементом. Конгломераты осадочных пород. Мергели.	22,5	18,0	60	90-120
6	Мерзлые породы III-V категории.	Размывать не рекомендуется			

*Примечание. Нормы удельного расхода воды установлены для размыва боковым и встречным забоем с установкой гидромонитора на плотике, для других случаев размыва удельный расход воды умножать на поправку: 0,9 - для попутного забоя с гидромонитором на плотике; 1,15 - для попутного забоя с гидромонитором на верхней площадке уступа; 1,11 - при наличии валунов (+200 мм) более 10 % от общего объема горной массы; 1,18 - при наличии старых горных выработок с забутовкой деревянной крепью; для зачистки плотика - в зависимости от степени его закарстованности в процентах:

Степень закарстованности, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
Поправка	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,0

Таблица 1.8

Нормирование удельного расхода воды на размыв пород россыпных месторождений по методу НТП-76

Категория пород по:		Удельный расход воды, м³/м³							
шкале ЕКТП	трудности размыва гидромонитором	Способ транспортирования породы							
		Безнапорный						Напорный	
		Уклон плотика ≥0,03			Уклон плотика <0,03				
		Высота уступа, м:							
		До 5	5-15	Свыше 15	До 5	5-15	Свыше 15	Гидроэлеваторами	Землесосами
I	1	5,0	4,5	3,5	9,0	8,1	6,3	10,8	8,0
	2	6,0	5,4	4,0	10,8	9,7	7,2	13,0	10,0
II	3	7,0	6,3	5,0	12,6	11,4	9,0	15,1	11,0
III	4	9,0	8,1	7,0	16,6	14,4	12,6	19,2	13,0
IV	5	12,0	10,8	9,0	21,6	19,5	16,2	26,0	14,0
V	6	14,0	12,6	10,0	25,2	22,7	18,0	30,2	16,0

Примечания.

1. Увеличение расхода воды на зачистку плотика принимать умножением на повышающий коэффициент аналогично табл. 1.5.

2. При наличии валунов размером +200 мм удельный расход увеличивать делением на следующие коэффициенты: 0,9 при выходе до 2 %; 0,8-0,85 - при выходе валунов от 2 до 5 %; 0,75-0,8 - при выходе более 5 %

3. Мерзлые породы I и II категории нормировать по III категории, III по IV и т.д.; для мерзлых пород V категории принимать удельный расход выше указанного в таблице на 20 %.

Гидравлический расчет гидромониторов предусматривает расчет расхода воды у насадки гидромонитора, скорости вылета струи из насадки и ее диаметра, а также рабочего напора у насадки гидромонитора.

Секундный расход воды у насадки гидромонитора ($м^3/с$):

а) при отбойке пород

$$Q^{o}_{c} = W_{г} \cdot a_{1} / (3600 \cdot T) ; \quad (1.9)$$

б) при выгонке пород

$$Q^{в}_{c} = W_{г} \cdot a_{2} / (3600 \cdot T) , \quad (1.10)$$

где $W_г$ - суточная производительность предприятия по породе, $м^3$; Т - чистое время работы гидромонитора в течение суток, ч.

Величина $W_г$ определяется по данным приложения 1.1 с учетом фактического времени использования гидроустановок во времени (табл. 1.9). Для гидроустановок, эксплуатируемых при разработке россыпных месторождений, коэффициент использования во времени рекомендуется принимать в пределах 0,7-0,85.

Чистое время работы гидромонитора в течение суток

$$T = n \cdot t_{см} \cdot k_{и},$$

где n – число рабочих смен в сутках; $t_{см}$ - продолжительность смены, ч; $k_и$ - коэффициент использования гидромонитора во времени.

Таблица 1.9

Коэффициент использования гидроустановки во времени

Вид работы	Коэффициент
Сброс пульпы в водоем или отвал без устройства обвалования	0,95
Укладка грунта в отвал с устройством обвалования или в подводную часть сооружения (штабелей) или намыв свободным откосом	0,9
Намыв широкопрофильных частей сооружений (штабелей) или площадей	0,85
Намыв узкопрофильных частей сооружений (штабелей)	0,75

В работе учитывать сброс пульпы в водоем или отвал без устройства обвалования.

Скорость вылета струи из насадки (м/с) рассчитываем по формуле

$$V_c = \varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H} , \quad (1.11)$$

где φ - коэффициент скорости, g - ускорение свободного падения, м/с^2.

Коэффициент скорости находится в пределах 0,92...0,96 и зависит от плавности перехода и качества обработки внутренней поверхности насадки. В расчетах принимаем в первом приближении значение коэффициента скорости 0,94.

Расчетный диаметр насадки (м):

а) на отбойку породы

$$D = 0{,}55 \cdot \sqrt{Q_c^o / \sqrt{H}}\,; \qquad (1.12)$$

б) на выгонку породы

$$D = 0{,}55 \cdot \sqrt{Q_c^в / \sqrt{H}}\,. \qquad (1.13)$$

При выборе марки гидромонитора (прил. 1.3) необходимо руководствоваться следующими положениями:

- поскольку в решаемой задаче не требуется использование экономических критериев, выбор гидромонитора производится по величине его производительности по воде. При этом не нужно стремиться к обеспечению заданного расхода воды одним гидромонитором. Надо иметь в виду, что в прил. 1.3 указано ориентировочное значение максимально возможной производительности, которая очень существенно меняется в зависимости от диаметра насадки и рабочего напора воды;
- если расчетный диаметр насадки не соответствует стандартным диаметрам выбранного гидромонитора, выбирают два и более других марок по параметрам суммарного водопотребления и площади поперечного сечения насадок.

Используя стандартные диаметры насадок (прил. 1.4) выбранного гидромонитора, определяем действительный рабочий напор у насадки гидромонитора (м):

а) на отбойку пород

$$H^o_д = 0{,}55^4 \cdot Q^o{}_c^2 / D^4\,; \qquad (1.14)$$

б) на выгонку пород

$$H^в_д = 0{,}55^4 \cdot Q^в{}_c^2 / D^4\,. \qquad (1.15)$$

Расчетные значения напора воды $H^o_д$ необходимо проверить с нормативными данными (табл. 1.7 и 1.8). Если нормативное значение больше меняют насадку или тип гидромонитора.

Действительная скорость вылета струи из насадки (м/с) определяется по формуле

$$V_д = \varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_д^{\circ}} \ . \qquad (1.16)$$

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА

Теоретическую дальность полета струи при максимальном подъеме ствола, если не учитывать аэрацию струи, сопротивление воздуха и высоту расположения ствола гидромонитора относительно условного горизонта можно определить по формуле

$$L_т = V_д^2 \cdot \sin 2\alpha / g, \qquad (1.17)$$

где α - максимальный угол подъема ствола гидромонитора, град.

Вследствие сопротивления воздуха действительная дальность полета струи меньше теоретической, а наибольшая длина полета достигается при наклоне ствола 30^0. В зависимости от направления и силы ветра, а также диаметра насадки эта длина не превышает 85...95 % от теоретической.

Фактическая дальность полета струи

$$L_д = 0{,}9 \cdot L_т . \qquad (1.18)$$

После вылета из насадки в результате сопротивления окружающей среды происходит постепенный распад струи, уменьшение средней скорости полета и увеличение поперечного сечения. В результате этого с увеличением расстояния от насадки до забоя величина контактного динамического давления струи и производительность гидромонитора при размыве пород уменьшаются.

Для наилучшего использования более плотной части струи и интенсивного размыва гидромонитор должен быть расположен как можно ближе к забою.

Минимальное расстояние от гидромонитора до забоя (коэффициент приближения гидромонитора к забою) ограничивается правилами безопасности, согласно которым оно должно быть не менее 0,8 высоты уступа, а для глинистых пород, способных к обрушению большими глыбами, не менее 1,2 высоты уступа. При дистанционном управлении гидромониторами допускается уменьшение этого расстояния до 0,5…0,7 высоты уступа, а при самоходных гидромониторах, которые можно быстро отодвинуть в период обрушения - до 0,3 высоты уступа (в данных случаях необходимо разрешение органов Ростехнадзора).

Передвижения гидромонитора для поддержания минимального расстояния должны быть по возможности более частыми. Наблюдениями установлено, что

при разработке суглинков средней плотности происходит снижение производительности в среднем на 5 % при увеличении расстояния на каждый 1 м между забоем и гидромонитором, а при очень тяжелых суглинках и глинах достигает еще больших значений.

Рекомендуемая величина шага передвижки гидромонитора приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

Рекомендуемая величина шага передвижки гидромонитора

Категория крепости пород	Шаг передвижки гидромонитора, м
1	12
2	10
3	8
4	6
5	4
6	2

Наименьшее расстояние установки гидромонитора от забоя (м)

$$L_{min} = H_y \cdot a_к, \qquad (1.22)$$

где H_y - высота уступа, м; $a_к$ - коэффициент приближения гидромонитора к забою.

Наибольшее расстояние установки гидромонитора от забоя (м)

$$L_{max} = H_y + S, \qquad (1.23)$$

где S - шаг передвижки гидромонитора, определяемой длиной принятого забойного трубопровода, м.

Практикой установлено, что размыв в целике целесообразно осуществлять при расстоянии от забоя до насадки гидромонитора, не превышающем 0,25...0,3 величины напора, т.к. на хвостовом участке струи осевое давление мало.

Поэтому предельное рациональное удаление гидромонитора от забоя при размыве пород в целике должно устанавливаться в пределах (м)

$$l_{max} = \varepsilon \cdot H^{o}_{д}, \qquad (1.24)$$

где ε = 0,25...0,3 коэффициент использования струи при подрезке.

Расчетный шаг передвижки гидромонитора (м)

$$S = \sqrt{(8 \cdot l^2_{max} + H^2_y) - 3 \cdot H_y} \ /4 . \qquad (1.25)$$

Окончательно шаг передвижки выбирают исходя из стандартных длин трубных вставок согласно табл. 1.10 и не более величины l_{max}.

Ширина заходки гидромонитора (м)

$$B=2\cdot\sqrt{l_{max}^2-(l_{max}-S)^2}\ . \qquad (1.26)$$

Расстояние установки землесосной станции от забоя и шаг ее передвижки (м) в первом приближении можно принять из табл. 1.11 или по формуле (при применении недомыва)

$$a = h / i\ , \qquad (1.27)$$

где h - высота недомыва, м (h = 1,5...2 м); i - уклон недомыва в сторону зумпфа. При отсутствии недомыва используют данные табл. 1.11.

Объем породы ($м^3$), разрабатываемой с одной стоянки гидромонитора

$$W_{гм} = H_у \cdot B \cdot S\ . \qquad (1.28)$$

Объем породы ($м^3$), разрабатываемой с одной стоянки землесосной станции

$$W_з = H_у \cdot B \cdot a \cdot n_г\ , \qquad (1.29)$$

где $n_г$ - число работающих на землесосную станцию гидромониторов.

Продолжительность цикла разработки (ч) с одной стоянки гидромонитора

$$t_ц = (W_{гм} / Q_ч\ ) + t_д + t_м + t_{пер}\ , \qquad (1.30)$$

где $Q_ч$ - часовая производительность гидромонитора по твердому, $м^3/ч$ (определяется в зависимости от удельного расхода воды и секундного расхода по приведенным ранее формулам); $t_д$ и $t_м$ - время, соответственно, на демонтаж и монтаж гидромонитора, принимается равным по 1 ч; $t_{пер}$ - время на передвижение гидромонитора на новую стоянку (принимается в зависимости от массы гидромонитора – $Р_{гм}$, т), ч.

$$t_{пер} = 8{,}8 \cdot Р_{гм}\ , ч. \qquad (1.31)$$

Среднесменная производительность гидромонитора по твердому ($м^3$/смена)

$$Q_{см} = Q_ч \cdot t_{см} \cdot k_и\ . \qquad (1.32)$$

Таблица 1.11

Параметры размещения оборудования

Показатели	Напор воды на выходе из насадки гидромонитора, м							
	30	40	50	60	70	80	100	120
Предельная дальность полета струи, м	52	69	86	104	121	138	170	220
Максимальная ширина забоя на один гидромонитор, м	15	20	25	30	35	40	50	60
Расстояние от забоя до землесоса (гидроэлеватора), м	30	40	50	60	70	80	100	120
Площадь, отрабатываемая одним гидромонитором за одну передвижку, $м^2$	450	800	1250	1800	2450	3200	4200	5300

Для определения необходимого внутреннего диаметра напорного трубопровода ($D_{тр}$) достаточно иметь значения расхода воды и скорости её движения. Расход воды устанавливается по выбранному ранее типу гидромонитора. Скорость воды в трубопроводе можно принимать в пределах 0,5-3,0 м/с, но по экономическим факторам рекомендуется ограничиваться более узким диапазоном 1,5-2,0 м/с. В итоге по расчетному значению внутреннего диаметра принимают стандартный диаметр трубы (прил. 1.5).

Выбор необходимого типа насоса (прил. 1.6) и их количества для обеспечения гидромониторов напорной водой осуществляется по напору ($H_в$) и значению необходимого расхода воды.

Ориентировочно

$$H_в = H^o_д + H_п + H_{пут} + H_{мест}\ ,\ м, \qquad (1.33)$$

где $H_п$ – необходимый напор, определяемый по разнице отметок установки гидромонитора и насосной станции, м (рис. 1.6); $H_{пут}$ – путевые потери при напорной подаче воды к гидромонитору, м; $H_{мест}$ – местные потери, м.

$$H_{пут} = \lambda \cdot L_{тр} \cdot V^2 / (2 \cdot g \cdot D_{тр}), \qquad (1.34)$$

$$H_{мест} = (0{,}05 \ldots 0{,}1) \cdot H_{пут}, \qquad (1.35)$$

$$Q = V \cdot S_{тр}\ , \qquad (1.36)$$

где λ – коэффициент трения (рис. 1.7); $L_{тр}$ – длина трубопровода (ориентировочно определять на 20-30 % больше длины контура карьера), м; V – скорость воды в трубопроводе, м/с; Q – необходимый расход воды, $м^3/с$; $S_{тр}$ – площадь внутреннего сечения трубы, $м^2$.

При графическом отображении паспорт забоя включает следующее: гидромонитор, магистральные и забойные водоводы, пульпопровод, задвижки, необходимые канавы и пульноприемный зумпф, грунтовый насос, ЛЭП. В обязательном порядке отмечается тип оборудования и параметры: уклоны поверхности, ее отметки и размеры отрабатываемого блока с направлением перемещения фронта добычных работ; высота уступа; ширина заходки и рабочей площадки; сектор работы гидромонитора и расстояние его установки до уступа; шаг передвижки гидромонитора; угол откоса уступа и параметры призмы возможного обрушения; шаг передвижки землесосной станции и, при наличии, параметры недомыва; отметки горизонтов, изолинии поверхности не нарушенного горными работами рельефа; диаметр трубопровода напорной воды и тип насоса; отвал валунов и его параметры; место вскрытия участка.

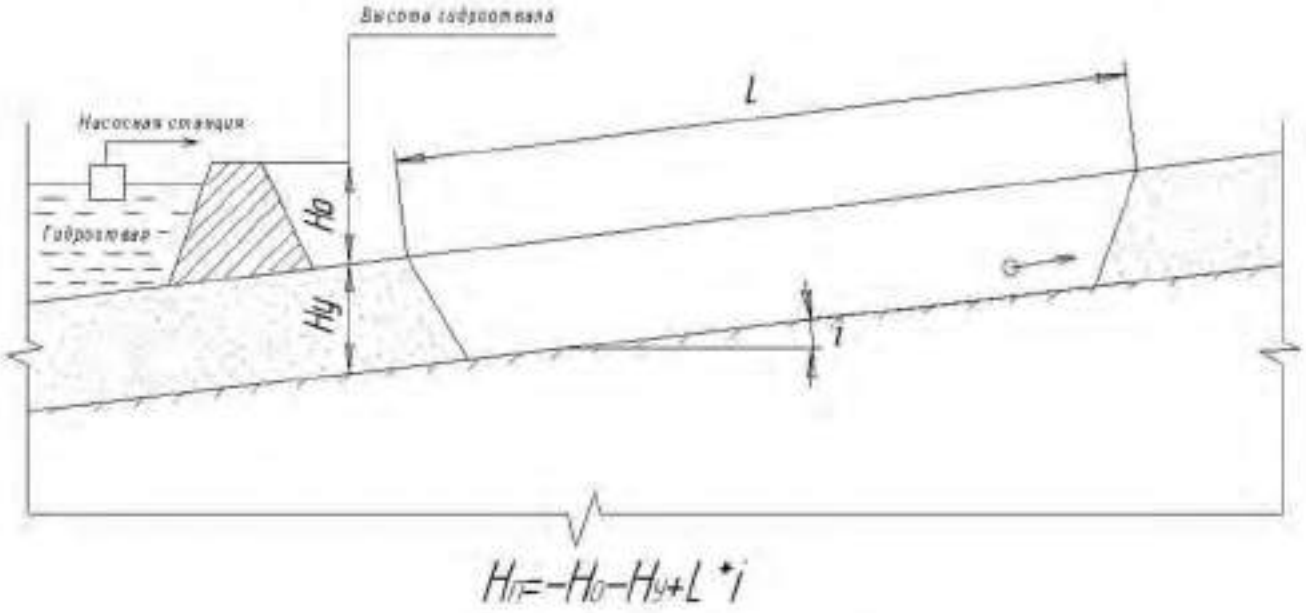


Рис. 1.6. Пример определения величины $H_в$

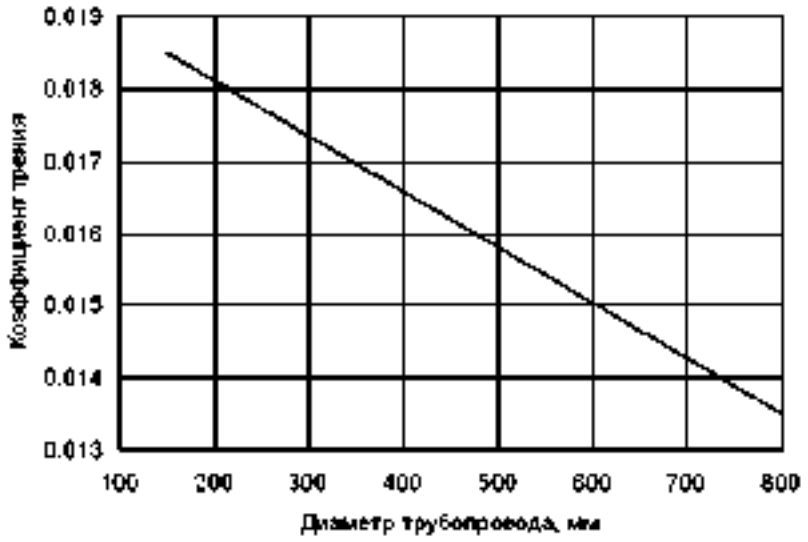


Рис. 1.7. График для определения коэффициента трения

Порядок построения паспорта забоя гидромонитора. В масштабе наносят контуры карьерного поля и заданные уклоны. Отмечают выработанное пространство (из учета вскрытия месторождения в месте самой низкой отметки) и забой в зависимости от выбранной системы разработки. Наносят место установки гидромонитора, приемного зумпфа, направляющих щитов. Обозначают коммуникации, отвал валунов и проставляют все определенные параметры.

Пример графического отображения результатов расчёта (паспорт забоя гидромонитора) приведен на рис. 1.8.

Паспорт забоя ГМН-150

М 1:500

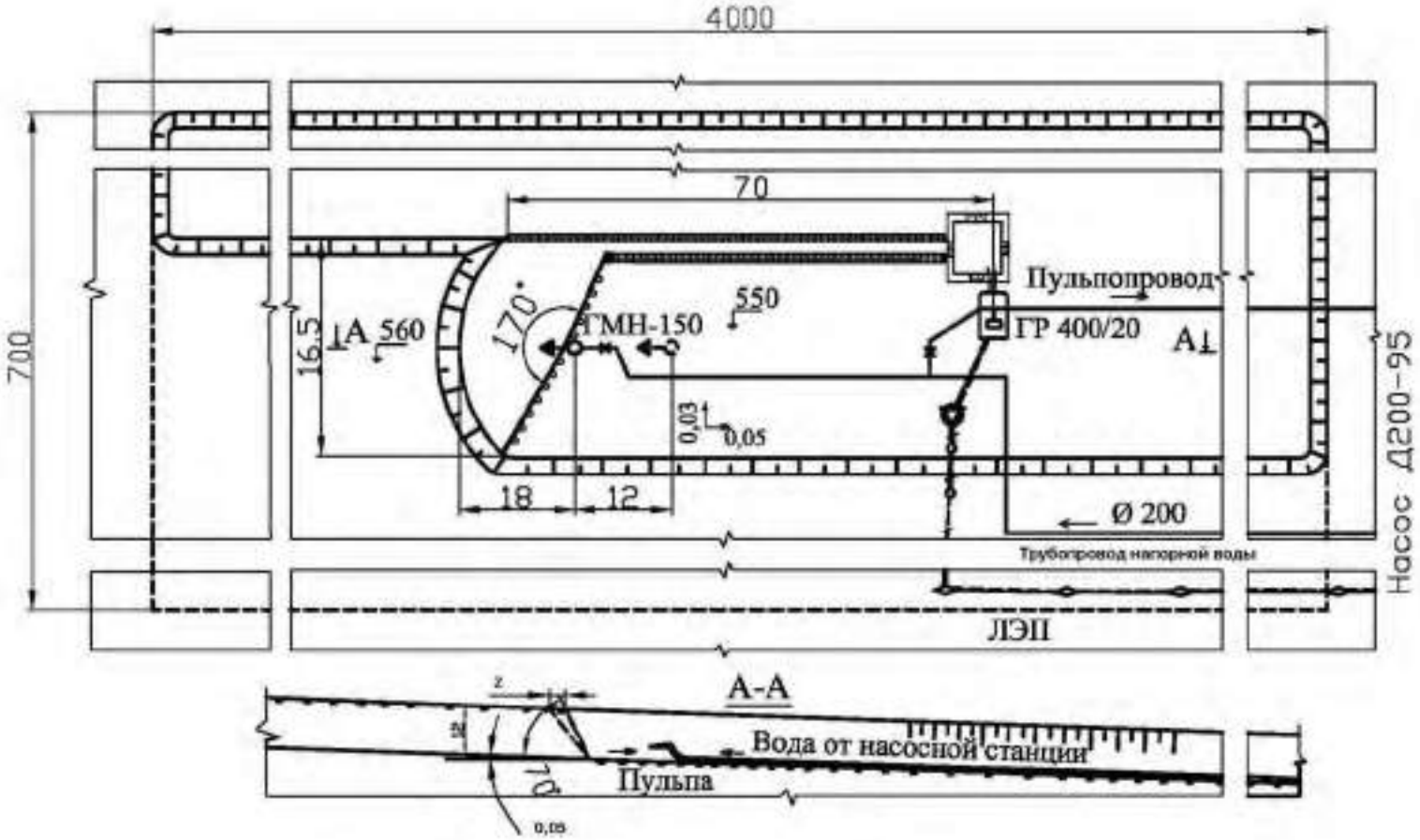


Рис. 1.8. Пример оформления паспорта забоя

Контрольные вопросы и задания.

1. Особенности гидромеханизированных работ при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.
2. Преимущества средств гидромеханизации на открытых горных работах.
3. Недостатки средств гидромеханизации на открытых горных работах.
4. Какие факторы влияют на определение удельного расхода воды на отбойку пород гидромониторами?
5. Какие факторы влияют на определение необходимого напора воды для размыва пород гидромонитором?
6. Что такое отбойка и выгонка пород?
7. Что такое гранулометрический состав рыхлых отложений?
8. Как определяется пористость и коэффициент пористости пород?
9. Какая крупность глинистых фракций?
10. Способы размыва горных пород гидромонитором.
11. Способы разупрочнения пород при использовании средств гидромеханизации.
12. Что такое уклон? Единицы измерения уклона.
13. Системы гидравлических разработок.
14. Выбор системы гидравлических разработок.
15. Элементы гидромонитора.
16. Параметры гидромонитора.
17. Какие факторы влияют на дальность полета струи гидромонитора?
18. Какое должно быть минимальное расстояние от гидромонитора до забоя?
19. Что такое шаг передвижки гидромонитора?
20. Дать определение производительности гидромониторной установки.
21. Способы увеличения производительности гидромонитора.
22. Что такое недомыв? В каких случаях он применяется?
23. Как определяется часовая производительность гидромонитора?
24. Что должен отображать паспорт забоя гидромониторной установки?
25. Основные правила безопасности при работе гидромонитора.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной контрольная работа освещены методы расчета основных параметров технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых с использованием средств гидромеханизации - от подготовки грунтов к выемке до гидроотвалообразования. Структура материала включает не только порядок расчета параметров соответствующих технологических процессов, но и теорию, а также информационную базу данных основного оборудования.

При технологической оценке месторождений использования средств гидромеханизации следует обратить особое внимание на высокую степень экологической безопасности этого способа. Надежная организация систем оборотного водоснабжения обеспечивает его высокий рейтинг относительно других способов, даже при сезонном ведении горных работ. Следует отметить, что применение средств гидромеханизации можно обеспечить не только в целом при освоении месторождения, но и отдельно на любом технологическом процессе при ведении открытых горных работ.

Развитие дисциплины планируется в направлении геотехнологических методов разработки месторождений, использования специальных методов разупрочнения пород и интенсификации их размыва, применения мобильных устройств пульпоприготовления и организации систем оборотного водоснабжения.

БИБЛИАГРОФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986. - 279 с.
2. Бессмертный К.С., Британев В.А. Гидромониторщик на карьере. - М.: Недра, 1982. - 207 с.
3. Григевич В.В., Дробаденко В.П., Хныкин В.Ф. Гидромеханизация производственных процессов разработки россыпных месторождений Северо-Востока. - Магадан: Магаданское книжное издательство, 1981. - 143 с.
4. Дробаденко В.П., Потапова Т.С., Кисляков В.Е. Гидротехнические сооружения при разработке россыпных месторождений: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1992. - 285 с.
5. Кисляков В.Е. Разработка месторождений полезных ископаемых средствами гидромеханизации: Учеб. Пособие/ГАЦМиЗ. – Красноярск, 2000. - 156 с.
6. Кисляков В.Е. Расчет отстойников оборотного водоснабжения. - Красноярск: Изд-во Краснояр. гос. ун-та, 1988. - 176 с.
7. Кустов А.С. Методическое руководство по выполнению практических занятий по дисциплине «Гидромеханизация открытых горных рразработок». - Красноярск: КИЦМ, 1985. - 38 с.
8. Лезгинцев Г.М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчета. - М.: Наука, 1968. - 220 с.
9. Лобачев П.В. Насосы и насосные станции. - М.: Стройиздат, 1990. - 320 с.
10. Нурок Г.А. Гидромеханизация горных работ. - М.: ГНТИ, 1959. - 391 с.
11. Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений. - М.: Недра, 1973. - 768 с.
12. Ялтанец И.М., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам. - М.: Изд-во Моск. гос. ун-та, 1996. - 407 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1.1

Исходные данные по вариантам работ

Вариант	Производительность объекта по твердому, тыс.м³/год (сезон)	Производительность зоны для ведения гидромеханизированных работ, сут.	Число рабочих смен в сутках и их продолжительность, ч	Мощность пород вскрыши, м	Выход (%) по фракциям крупности, мм (плотность фракций, т/м³)					Наименование пород	Расстояние от границы карьера до гидроотвала, м	Высота гидроотвала, м
					-40+20	-20+10	-10+2	-2+0,1	-0,1			
1	800	250	2 (10)	3	5 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	1000	10
2	1000	260	1 (10)	5	3 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	1200	12
3	1100	270	2 (8)	7	3 (1,7)	10 (1,5)	45 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	1400	14
4	1200	280	3 (8)	10	3 (1,7)	10 (1,5)	30 (1,4)	45 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	1600	16
5	1300	290	2 (10)	15	3 (1,7)	5 (1,5)	40 (1,4)	40 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	1800	18
6	1400	300	1 (10)	18	3 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	50 (1,3)	10 (1,3)	Супесь легкая	2000	20
7	1500	310	2 (8)	20	0	10 (1,5)	20 (1,4)	50 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	2200	22
8	1600	320	3 (8)	40	0	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	2400	24
9	1700	330	2 (10)	35	0	20 (1,5)	40 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 40 %	2600	26
10	1800	340	1 (10)	30	0	5 (1,5)	10 (1,4)	45 (1,3)	40 (1,3)	Глина (-10 мм) - 40 %	2800	28
11	1900	350	2 (8)	25	0	5 (1,5)	10 (1,4)	50 (1,3)	35 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	3000	30
12	2000	240	3 (8)	20	0	5 (1,5)	20 (1,4)	40 (1,3)	35 (1,3)	Суглинок средний	3200	32
13	2100	250	2 (10)	15	0	0	30 (1,4)	40 (1,3)	30 (1,3)	Суглинок тяжелый	3400	34
14	2200	260	1 (10)	12	0	0	20 (1,4)	30 (1,3)	50 (1,3)	Глины песчанные	3600	36
15	2300	270	2 (8)	10	0	0	10 (1,4)	40 (1,3)	50 (1,3)	Глина 40 %	3800	38
16	2400	280	3 (8)	5	5 (1,7)	20 (1,5)	20 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Глина 50 %	4000	40
17	2500	290	2 (10)	4	13 (1,7)	20 (1,5)	10 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Супесь средняя	400	42
18	2600	300	1 (10)	3	13 (1,7)	30 (1,5)	30 (1,4)	10 (1,3)	10 (1,3)	Супесь средняя	600	44
19	2700	310	2 (8)	10	13 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	10 (1,3)	0	Суглинок легкий	800	46

20	2800	320	3 (8)	15	20 (1,7)	30 (1,5)	35 (1,4)	5 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1000	48
21	2900	330	2 (10)	20	20 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	0	0	Гравий (-10 мм) - 35 %	1200	50
22	3000	340	1 (10)	60	20 (1,7)	40 (1,5)	20 (1,4)	10 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1400	52
23	3100	350	2 (8)	35	5 (1,7)	15 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	1600	54
24	3200	250	3 (8)	30	4 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	15(1,3)	Пески среднезернистые	1800	56
25	3300	260	2 (10)	25	4 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	35 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2000	58
26	3400	270	1 (10)	20	4 (1,7)	20 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2200	60
27	3500	280	2 (8)	15	4 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2400	62
28	3600	290	3 (8)	12	4 (1,7)	10 (1,5)	35 (1,4)	35 (1,3)	15 (1,3)	Пески среднезернистые	2600	64
29	3700	300	2 (10)	10	4 (1,7)	10 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 35 %	2800	66
30	800	250	2 (10)	3	5 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	100	10
31	1000	260	1 (10)	5	3 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	120	12
32	1100	270	2 (8)	7	3 (1,7)	10 (1,5)	45 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	140	14
33	1200	280	3 (8)	10	3 (1,7)	10 (1,5)	30 (1,4)	45 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	160	16
34	1300	290	2 (10)	15	3 (1,7)	5 (1,5)	40 (1,4)	40 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	180	18
35	1400	300	1 (10)	18	3 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	50 (1,3)	10 (1,3)	Супесь легкая	200	20
36	1500	310	2 (8)	20	0	10 (1,5)	20 (1,4)	50 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	220	22
37	1600	320	3 (8)	40	0	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	240	24
38	1700	330	2 (10)	35	0	20 (1,5)	40 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 40 %	260	26
39	1800	340	1 (10)	30	0	5 (1,5)	10 (1,4)	45 (1,3)	40 (1,3)	Глина (-10 мм) - 40 %	280	28
40	1900	350	2 (8)	25	0	5 (1,5)	10 (1,4)	50 (1,3)	35 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	300	30
41	2000	240	3 (8)	20	0	5 (1,5)	20 (1,4)	40 (1,3)	35 (1,3)	Суглинок средний	320	32
42	2100	250	2 (10)	15	0	0	30 (1,4)	40 (1,3)	30 (1,3)	Суглинок тяжелый	340	34
43	2200	260	1 (10)	12	0	0	20 (1,4)	30 (1,3)	50 (1,3)	Глины песчаные	360	36
44	2300	270	2 (8)	10	0	0	10 (1,4)	40 (1,3)	50 (1,3)	Глина 40 %	380	38
45	2400	280	3 (8)	5	5 (1,7)	20 (1,5)	20 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Глина 50 %	400	40
46	2500	290	2 (10)	4	13 (1,7)	20 (1,5)	10 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Супесь средняя	400	42
47	2600	300	1 (10)	3	13 (1,7)	30 (1,5)	30 (1,4)	10 (1,3)	10 (1,3)	Супесь средняя	600	44
48	2700	310	2 (8)	10	13 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	10 (1,3)	0	Суглинок легкий	800	46
49	2800	320	3 (8)	15	20 (1,7)	30 (1,5)	35 (1,4)	5 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1000	48
50	3800	310	2 (10)	5	4 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	40 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	3000	68

Приложение 1.2

Вариант	Количество транспортных полос по гребню плотины	Размеры контура карьера, м × м	Коэффициент разрыхления пород в массиве	Уклоны по месторождению:			Минимальная отметка поверхности отрабатываемого месторождения, м	Уклон долины реки	Содержание глинистых частиц в грунтах, %	Класс ответственности плотины	Максимальная скорость ветра за 10 лет, м/с	Содержания глинистых частиц в технологической воде на конец эксплуатации пруда-отстойника, г/л	Наличие валунов размером +200 мм, %
				по простиранию	по падению	против падения							
1	2	5000×200	1,15	0,002	-	0,02	650	0,003	2	I	20	20	5
2	1	5000×300	1,07	0,001	-	0,01	600	0,009	3	II	25	30	2
3	0	4000×700	1,14	0,05	0,02	0,01	550	0,008	4	III		40	2
4	2	4000×800	1,05	0,045	0,04	0,03	500	0,004	5	I	25	40	2
5	1	3000×100	1,06	0,02	0,01	0,02	450	0,007	6	II	30	50	2
6	0	3000×300	1,07	0,03	0,02	0,02	400	0,004	7	III		50	2
7	2	2500×400	1,15	0,04	0,03	0,04	380	0,006	8	I	27	50	0
8	1	2500×300	1,03	0,001	-	0,01	360	0,005	9	II	32	50	0
9	0	2000×100	1,09	0,002	-	0,04	340	0,004	2	III		20	0
10	1	2500×600	1,18	0,015	0,01	0,01	320	0,007	10	I	33	60	0
11	1	3000×500	1,08	0,04	0,045	0,01	300	0,009	11	II	35	60	0
12	0	2000×200	1,08	0,03	0,02	0,02	280	0,008	12	III		60	0
13	1	2000×500	1,15	0,02	0,01	0,04	260	0,02	13	I	20	60	0
14	1	1500×100	1,16	0,01	0,03	0,05	240	0,01	15	II	20	60	0
15	0	2000×450	1,17	0,02	0,01	0,03	220	0,02	20	III		70	0
16	1	2500×300	1,15	0,01	-	0,02	200	0,01	8	I	15	50	5
17	1	2000×100	1,08	0,01	-	0,03	180	0,02	9	III		50	7
18	0	2500×200	1,07	0,02	0,01	0,01	160	0,007	2	I	18	20	7
19	1	2000×300	1,16	0,03	0,04	0,01	140	0,006	1	II	20	10	7
20	0	2000×400	1,17	0,04	0,05	0,01	120	0,004	1	III		10	10

Продолжение приложения 1.2

21	1	2500×400	1,09	0,02	0,03	0,01	620	0,01	1	I	22	10	10
22	0	1000×800	1,11	0,03	0,02	0,014	640	0,02	1	II	23	10	10
23	0	3000×300	1,12	0,009	-	0,04	660	0,008	5	III		40	5
24	1	4000×800	1,15	0,001	-	0,03	680	0,007	10	I	24	50	1
25	0	3000×100	1,07	0,05	0,04	0,02	700	0,009	4	II	25	30	1
26	0	3000×300	1,14	0,045	0,04	0,02	720	0,008	5	III		40	1
27	1	2500×400	1,05	0,02	0,03	0,04	740	0,02	6	I	26	50	1
28	0	2500×300	1,06	0,03	0,02	0,01	760	0,01	8	II	27	50	1
29	0	2000×100	1,07	0,04	0,02	0,04	780	0,02	10	III		60	1
30	0	1000×800	1,15	0,001	-	0,01	800	0,01	12	III		60	1
31	2	5000×200	1,15	0,002	-	0,015	650	0,003	2	I	20	20	5
32	1	5000×300	1,07	0,001	-	0,015	600	0,009	3	II	25	30	2
33	0	4000×700	1,14	0,05	0,02	0,015	550	0,008	4	III		40	2
34	2	4000×800	1,05	0,045	0,04	0,025	500	0,004	5	I	25	40	2
35	1	3000×100	1,06	0,02	0,01	0,025	450	0,007	6	II	30	50	2
36	0	3000×300	1,07	0,03	0,02	0,025	400	0,004	7	III		50	2
37	2	2500×400	1,15	0,04	0,03	0,035	380	0,006	8	I	27	50	0
38	1	2500×300	1,03	0,001	-	0,015	360	0,005	9	II	32	50	0
39	0	2000×100	1,09	0,002	-	0,035	340	0,004	2	III		20	0
40	1	2500×600	1,18	0,015	0,01	0,015	320	0,007	10	I	33	60	0
41	1	3000×500	1,08	0,04	0,045	0,015	300	0,009	11	II	35	60	0
42	0	2000×200	1,08	0,03	0,02	0,025	280	0,008	12	III		60	0
43	1	2000×500	1,15	0,02	0,01	0,035	260	0,02	13	I	20	60	0
44	1	1500×100	1,16	0,01	0,03	0,045	240	0,01	15	II	20	60	0
45	0	2000×450	1,17	0,02	0,01	0,035	220	0,02	20	III		70	0
46	1	2500×300	1,15	0,01	-	0,025	200	0,01	8	I	15	50	5
47	1	2000×100	1,08	0,01	-	0,035	180	0,02	9	III		50	7
48	0	2500×200	1,07	0,02	0,01	0,015	160	0,007	2	I	18	20	7
49	1	2000×300	1,16	0,03	0,04	0,015	140	0,006	1	II	20	10	7
50	0	2000×400	1,17	0,04	0,05	0,015	120	0,004	1	III		10	10

Закарстованности основания пород вскрыши нет.

Приложение 1.3

Технические характеристики гидромониторов

Тип гидромонитора	Рабочее давление воды, МПа	Диаметр входного отверстия, мм	Расход воды, $м^3/ч$	Угол поворота ствола (град.):			Количество насадок	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Масса, кг	Коэффициент приближения гидромонитора к забою	Код управления гидромонитором
				в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости вверх	в вертикальной плоскости вниз							
ГМН-150	1,5	150	1300	360	30	30	3	3000	50	1000	75	1,0	ручное
ГМН-200	1,2	200	1500	360	30	30	4	3000	55	1200	125	1,0	ручное
ГМН-250	1,5	250	1550	360	32	28	5	3765	57	1460	175	1,0	ручное
ГМН-250с	1,5	250	1550	360	27	27	5	3200	57	1460	195	1,0	ручное
ГМП-250	2,0	250	1850	360	27	27	4	3585	67	1625	400	1,0	ручное
ГМД-250	2,5	250	2750	360	30	30	4	4420	219	1640	1035	0,5	дистанционное
ГМЦ-250	1,2	250	1850	360	30	31	4	2800	57	1350	660	0,5	дистанционное
ГМДУ-250	2,0	250	2340	360	35	35	5	4480	125	1600	1030	0,5	дистанционное
ГМДУ-300	3,0	300	3800	360	27	27	4	5625	246	2680	3000	0,5	дистанционное
ГМД-300	3,0	300	4000	330	40	70	5	8200	143	2300	4000	0,5	дистанционное
ГМН-300	1,2	300	4000	360	30	30	5	3200	57	1400	180	1,0	ручное
ГМСШД-300	3,0	300	4000	330	35	6	4	6690	394	3110	400	0,3	дистанционное
ГМН-350	2,0	350	4500	270	26	10	5	6870	224	2950	7000	0,5	дистанционное
КУГУ-350	2,0	350	4000	360	27	44	5	7650	150	3000	3800	0,5	дистанционное
ГМ-350	2,0	350	4500	270	26	10	5	7650	150	3000	3000	0,5	дистанционное
КУГУ-500	2,0	500	5000	360	18	18	3	7650	150	3000	3800	0,5	дистанционное
МСШД-500	3,0	500	7000	300	35	8	5	2000	394	4350	2000	0,3	дистанционное

Приложение 1.4

Насадки гидромониторов

Тип гидромонитора	Количество насадок	Диаметр выходной части насадки, мм				
ГМН-150	3	32	35	40	-	-
ГМН-200	4	50	70	90	100	-
ГМН-250	5	62	65	75	90	105
ГМН-250с	5	62	65	75	90	105
ГМП-250	4	80	100	110	125	-
ГМД-250	4	80	100	110	125	-
ГМЦ-250	4	50	70	90	100	-
ГМДУ-250	5	50	62	65	75	90
ГМДУ-300	4	50	70	90	100	-
ГМД-300	5	100	110	125	127	135
ГМН-300	5	100	110	125	127	135
ГМСШД-300	4	100	110	125	127	-
ГМН-350	5	150	155	160	165	175
КУГУ-350	5	125	135	150	165	175
ГМ-350	5	125	150	165	175	190
КУГУ-500	3	155	175	200	-	-
МСШД-500	5	155	175	200	210	215

Приложение 1.5

Основные параметры стальных труб (мм)

Трубы стальные бесшовные горячедеформированные (ГОСТ 8732-78)		Трубы стальные электросварные с прямым швом (ГОСТ 10704-76)		Трубы стальные электросварные со спиральным швом (ГОСТ 8696-74)	
Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки
159	6-9*	159	5; 5,5; 6; 7; 8	159	3; 3,5; 4; 5
168	6-9*	168	5; 5,5; 6; 7; 8	219	4; 5
180	6-9*	180	5; 5,5; 6; 7; 8	273	4; 5
194	6-9*	194	5; 5,5; 6; 7; 8	325	4-6*
203	6-9*	203	5; 5,5; 6; 7; 8	377	4-6*
219	6-9*	219	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	426	4-8*
245	7-12*	245	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	478	4-8*
273	7-12*	273	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	480	4-8*
299	8-12*	299	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	530	4-9*
325	8-12*	325	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	630	5-10*
351	8-12*	351	6-10*	720	5-12*
377	9-12*	377	6-10*	810	5-12*
402	9-12*	402	6-10*	820	5-12*
426	9-12*	426	6-10*	920	5-12*
450	9-12*	478	6-12*	1020	6-12*
478	9-12*	480	6-12*	1220	7-12*
480	9-12*	530	6-12*	1320	8-20*
500	9-12*	630	7-12*	1420	8-21*
530	9-12*	720	7-12*	-	-
560	9-12*	810	7-12*	-	-
600	9-12*	820	7-12*	-	-
630	9-12*	920	8-12*	-	-
720	9-12*	1020	8-12*	-	-
810	9-12*	1120	8-12*	-	-
820	9-12*	1220	9-12*	-	-

Примечание: звездочкой отмечены значения толщины стенки труб с интервалом 1 мм.

Основные параметры труб НПВХ ГОСТ Р 51613-2000 (мм)

Класс давления 0,63 МПа		Класс давления 0,8 МПа		Класс давления 1 МПа	
Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки
110	2,7	110	3,4	110	5,3
160	4,0	160	4,9	110	4,2
225	5,5	225	6,9	160	6,2
315	7,7			225	8,6
315	9,7			315	12,1
				315	15,0

Длина труб 5500 мм

Приложение 1.6

Характеристика некоторых отечественных насосов

Марка насоса	Характеристики насоса			Характеристика электродвигателя		Масса насоса, кг
	Подача, $м^3/ч$	Напор, м	Диаметр рабочего колеса, мм	Частота вращения, об/мин	Мощность, кВт	
Д200-95	200	95	280	2950	75	-
Д200-95	100	23	280	1450	13	210
Д200-36	200	36	350	1450	40	270
Д320-70	320	70	242	2950	100	260
Д500-65	500	65	465	1450	160	616
Д630-90	630	90	525	1450	250	1640
Д630-90	500	36	525	985	110	925
Д800-57	800	57	432	1450	200	813
Д1250-65	1250	65	460	1450	250	1153
Д1250-65	800	28	460	980	110	1153
Д1250-125	1250	125	625	1450	630	1770
Д1600-90	1600	90	540	1450	-	1432
Д1600-90	1100	40	540	980	-	1432
Д2000-21	2000	21	460	985	160	-
Д2000-21	1800	16	410	985	110	1630
Д2000-21	1500	13	410	735	110	-
Д2000-21	1250	14	410	735	90	-
Д2000-100	2000	100	855	985	800	-
Д2000-100	2300	89	855	1000	800	-
Д2000-100	1450	107	-	985	630	2480
Д2000-100	1350	93	-	1000	630	-
Д2500-62	2500	62	-	985	500	-
Д2500-62	2700	58	-	985	630	2200
Д2500-62	2000	34	-	-	250	-
Д3200-33	3200	33	550	985	320	-
Д3200-33	3000	23	490	985	250	2934
Д3200-33	2500	17	550	735	160	-
Д3200-33	2000	13,5	490	735	132	-
Д3200-75	3200	75	755	985	800	-
Д3200-75	3420	71	755	1000	800	4150
Д3200-75	2500	45	750	750	400	-
Д4000-95	4000	95	825	1000	1250	-
Д4000-95	4700	90	825	1000	1600	4960
Д4000-95	3200	55	825	750	630	-
Д4000-95	3600	52	825	735	630	-
Д5000-32	5000	32	700	740	630	-
Д5000-32	5000	26	665	740	500	-
Д5000-32	4700	20	615	740	320	5000
Д5000-32	3200	20	615	590	250	-
Д5000-32	4000	16,5	665	590	250	-
Д5000-32	3800	13	615	590	200	-
Д6300-27	6300	27	740	750	630	-
Д6300-27	4000	22	740	590	320	5000

Д6300-27	4800	10,5	650	590	320	-
Д6300-80	6300	80	900	750	2000	8766
Д6300-80	5000	50	90	600	1000	-
ЦН400-105	400	105	-	1480	200	-
ЦН400-210	400	210	-	1480	400	2368
ЦН900-310	900	310	-	1485	1250	11000
ЦН1000-180	1000	180	-	1500	630	2341
ЦН3000-197	3000	197	-	1000	2500	15200
ЦНС(г)13-70						

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ И КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 1

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., доцент, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 4
Определение объема внешней капитальной траншеи 4

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 10
Вскрытие тупиковыми съездами 10

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 17
Конструкция транспортных берм при автомобильном транспорте ... 17

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 20
Вскрытие карьера петлевыми (спиральными) съездами 20

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 23
Подготовка рабочих горизонтов. Расчет скорости углубки в карьере 23

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 1 29
Расчет вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых 29

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 32

ПРИЛОЖЕНИЯ 33
Приложение 1 34
Приложение 2 35
Приложение 3 36
Приложение 4 37
Приложение 5 38
Приложение 6 39

ВВЕДЕНИЕ

Месторождение полезных ископаемых (или его часть) с массивом покрывающих и вмещающих горных пород, отведенное дляразработки открытым способом, называется карьерным полем.

В результате производства горных работ осуществляется выемка горных пород из недр земли, образуются горные выработки и их совокупность – карьер.

Горные работы по формированию карьера можно разделить на две группы:

- проведение горных выработок и устройство сооружений для обеспечения транспортных связей в карьере – это работы, связанные со вскрытием месторождения;
- производство вскрышных и добычных работ – это работы, связанные с системами разработки.

Вскрытие карьерного поля – это создание комплекса горных выработок, обеспечивающих грузо-транспортную связь между рабочими горизонтами и технологическим комплексом карьера на поверхности.

Вскрытие осуществляется не только в период строительства карьера, но также в процессе его эксплуатации, особенно при разработке наклонных и крутопадающих месторождений.

Решенное и осуществляемое на практике вскрытие месторождения надолго, а иногда и навсегда предопределяет порядок отработки карьера и эффективность его работы. При рассмотрении этой проблемы основное значение имеют: тип и взаимное расположение вскрывающих выработок (способ вскрытия); создание и развитие трасс вскрывающих выработок всех горизонтов за период существования карьера (схема вскрытия).

Правильно выбранные способ и схема вскрытия должны способствоватьуменьшению затрат и повышению эффективности разработки месторождений полезных ископаемых, уменьшению дальности транспортирования горной массы, срока строительства карьера и объема горно-капитальных работ, они во многом определяют интенсивность ведения горных работ в карьере и пропускную способность транспортных коммуникаций.

На выбор способа вскрытия влияют многие факторы: условия залегания месторождения, рельеф поверхности, месторасположение поверхностных сооружений, виды горнотранспортного оборудования, производительность карьера.

Необходимо отметить, что при оценке вариантов вскрытия месторождения следует учитывать не только увеличение расстояния транспортирования и объем горно-строительных работ, связанных с устройством съездов, а также особенности подготовки рабочих горизонтов, вскрытые, подготовленные и готовые запасы полезных ископаемых,характеристики применяемого горнотранспортного оборудования.

Предлагаемое учебно-методическое пособие призвано помочь студенту правильно принимать решения по вопросам вскрытия карьерных полей.

В пособии изучаются методики расчетов и иерархичность принятия решений по вскрытию, используемые в современной практике проектирования и эксплуатации карьеров.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1

Определение объема внешней капитальной траншеи

Цель работы

Ознакомиться с конструкциями внешних капитальных траншей, получить навыки определения объема открытых горных выработок.

Теоретические положения

В настоящее время вскрытие внешними траншеями является одним из основных технических направлений в проектировании глубоких и мощных равнинных карьеров, использующих для перевозки горной массы железнодорожный и автомобильный транспорт.

Внешние траншеи имеют сложную конструкцию, их глубина достигает 50-150 м. На глубоких карьерах они создают условия для эффективной отработки верхней зоны карьера, позволяют улучшить систему транспортных коммуникаций, сократить дальность транспортирования горной массы, уменьшить текущий коэффициент вскрыши в первый период разработки и благодаря этому получить экономический эффект.

Перспективно применение внешних траншей на действующих карьерах при увеличении их глубины и реконструкции. В связи с этим ставится задача определения оптимальных параметров траншеи (глубины ее погружения, конструкции, способа примыкания к рабочей зоне и других), при которых капитальные затраты окупаются в допустимый срок и достигается наибольшее значение чистого дисконтированного дохода.

Наклонная часть внешней траншеи может иметь одну из двух известных конструкций – с общим либо раздельным выходом на поверхность (рис.1.1, 1.2).

Основные параметры траншеи можно условно разделить на две группы. В первую группу входят параметры, общие для всех уступов траншеи: руководящий уклон (i), ширина дна траншеи (B), угол откоса борта траншеи (β), число вскрываемых траншеей уступов (n), минимальный радиус примыкания (R).

Ко второй группе относятся параметры, значения которых могут быть разными на различных уступах: ширина транспортной бермы ($b_т$), ширина бермы очистки ($b_о$), высота уступа (h), угол откоса уступа (α).

Для определения объема наклонной траншеи с раздельными выходами используется формула:

$$V_{\text{накл}}^{\text{разд}} = \sum_{t=1}^{n}\left[\frac{B_t h^2}{2i} + \frac{h^3}{3i\cdot \operatorname{tg}\alpha} + \frac{B_t h_t^2 (t-1)}{i} + \frac{h_t^3 (t-1)}{3i\cdot \operatorname{tg}\alpha}\right], \qquad (1.1)$$

где B_t – ширина понизу t-го, считая сверху, слоя:

t – порядковый номер уступа (t = 1, 2, … ,n).

$$B_t = B + \left(\frac{2h}{\operatorname{tg}\alpha} + b_o + b_т \right)(n - t) \qquad (1.2)$$

Для определения объема наклонной траншеи с общим выходом используется формула:

$$V_{\text{наел}}^{\text{общ}} = \frac{h^2}{i}\left(\frac{B}{2} + \frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) +$$

$$+ \sum_{t=1}^{n-1} \frac{h^2}{i}\left(\frac{B_t(n-t) + B(n-t+1)}{2} + \frac{(b_т + b_o)(3n - 3t + 2)}{6} + \frac{h(3n - 3t + 2)}{3\operatorname{tg}\alpha} \right), \qquad (1.3)$$

Порядок выполнения работы

1.1 Получить исходные данные (приложение 1).

1.2. Выполнить расчет объема капитальной траншеи, представив ее как одиночную траншею той же глубины, что и заданная.

Объем одиночной траншеи с вертикальным торцом может быть определен по формуле, м^3:

$$V_{\text{внутр}} = \frac{H^2}{i}\left(\frac{B}{2} + \frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha_{\text{ср}}} \right), \qquad (1.4)$$

где H – общая глубина траншеи, м ($H = h \cdot n$);

h – высота уступа траншеи, м;

n – число уступов, шт.;

i – уклон траншеи;

B – ширина дна траншеи, м;

$\alpha_{\text{ср}}$ – средний угол откоса бортов траншеи, определяется графически или по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha_{\text{ср}} = \frac{2H}{(n-1)(b_т + b_o) + 2H \cdot \operatorname{ctg}\beta}, \qquad (1.5)$$

где $b_т$ – ширина транспортной бермы, м;

b_o – ширина бермы очистки, м;

β – угол откоса уступа траншеи, градусы.

1.3. Построить в масштабе планы внешних траншей различных конструкций (с общим выходом, с раздельными выходами), рис.1.1, 1.2.

Примечание: горизонтальный и вертикальный масштабы на чертеже могут не совпадать.

1.4. Построить вертикальные поперечные сечения (рис. 1.1, 1.2).

1.5. Определить площадь поперечных сечений.

Примечание:площадь поперечных сечений удобно определять, мысленно разбив каждое сечение на трапеции.

1.6. Определить объем траншеи каждой из конструкций, используя метод вертикальных параллельных сечений. При этом методе объем траншеи определяется по формуле:

$$V = \frac{1}{2}\left[(S_1 + S_2)\cdot l_{1-2} + (S_2 + S_3)\cdot l_{2-3} + \ldots + (S_{n-1} + S_n)\cdot l_{(n-1)-n}\right], \qquad (1.2)$$

где V – объем траншеи, м^3;

S_i – площадь i-го сечения, м^2;

$l_{i-(i+1)}$ – расстояние между сечениямиi и (i+1),м.

1.7. Определить объем траншеи каждой из конструкций, используя программу **chif4**. (рис. 1.3).

Примечание:Для работы с программой необходимо запустить файл d:\STUD_PRO\VTRANSH\tr_2001\chif4.exe.

1.8. Произвести исследования объема траншеи от заданного параметра (приложение 1) для каждой из конструкций. Для расчетов использовать программу **chif4**.

1.9. Построить график зависимости объема траншеи от заданного параметра (рис.1.3).

Форма отчетности.

Сделать и записать вывод:

- отразить приобретенные в ходе выполнения практической работы знания и умения;
- сравнить значения объемов траншей, определенных по трем различным методам, указать погрешность каждого метода;
- сравнить значения объемов траншей различных конструкций;
- оценить вид и степень зависимости объема траншеи от заданного параметра.

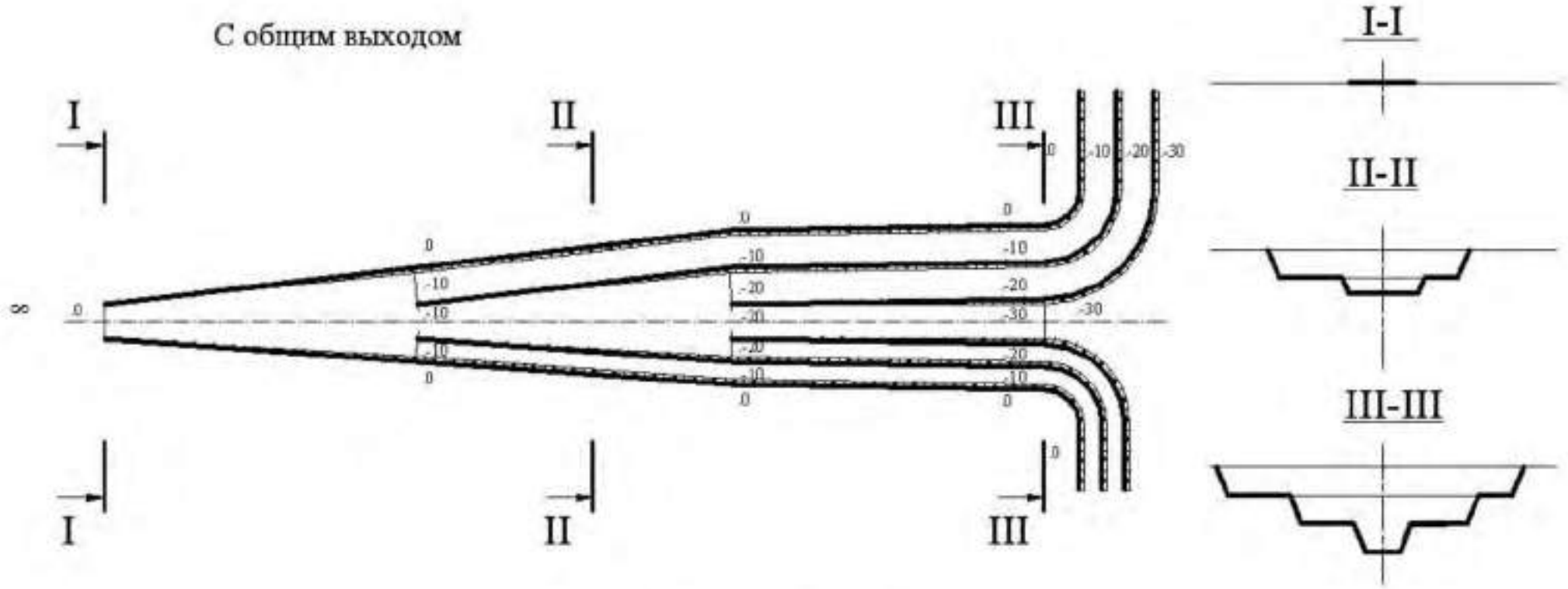


Рис.1.1. Конструкция транши с общим выходом

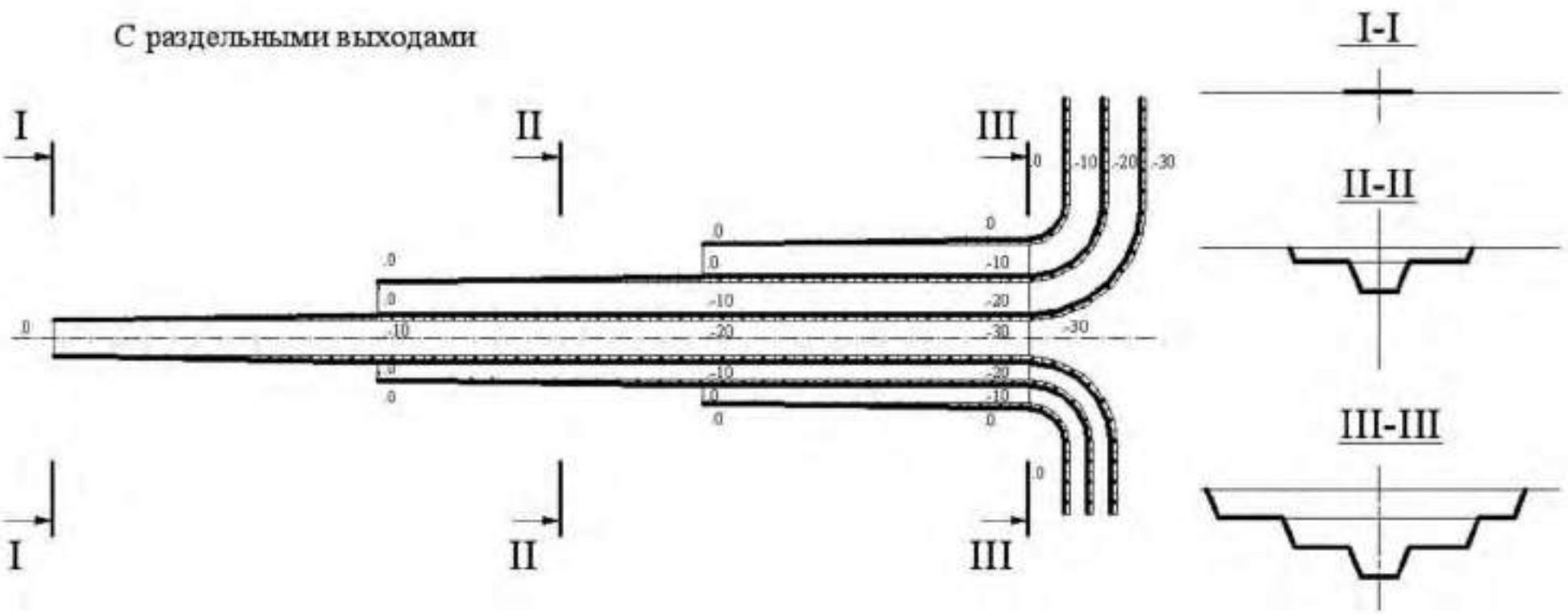


Рис.1.2. Конструкция траншеи с раздельными выходами

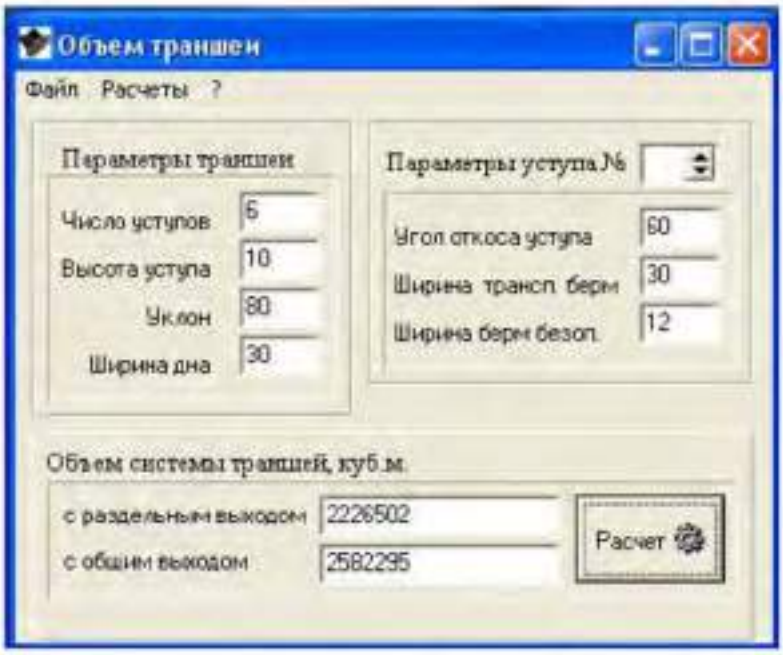


Рис.1.3. Рабочее окно программы расчета объемов траншей

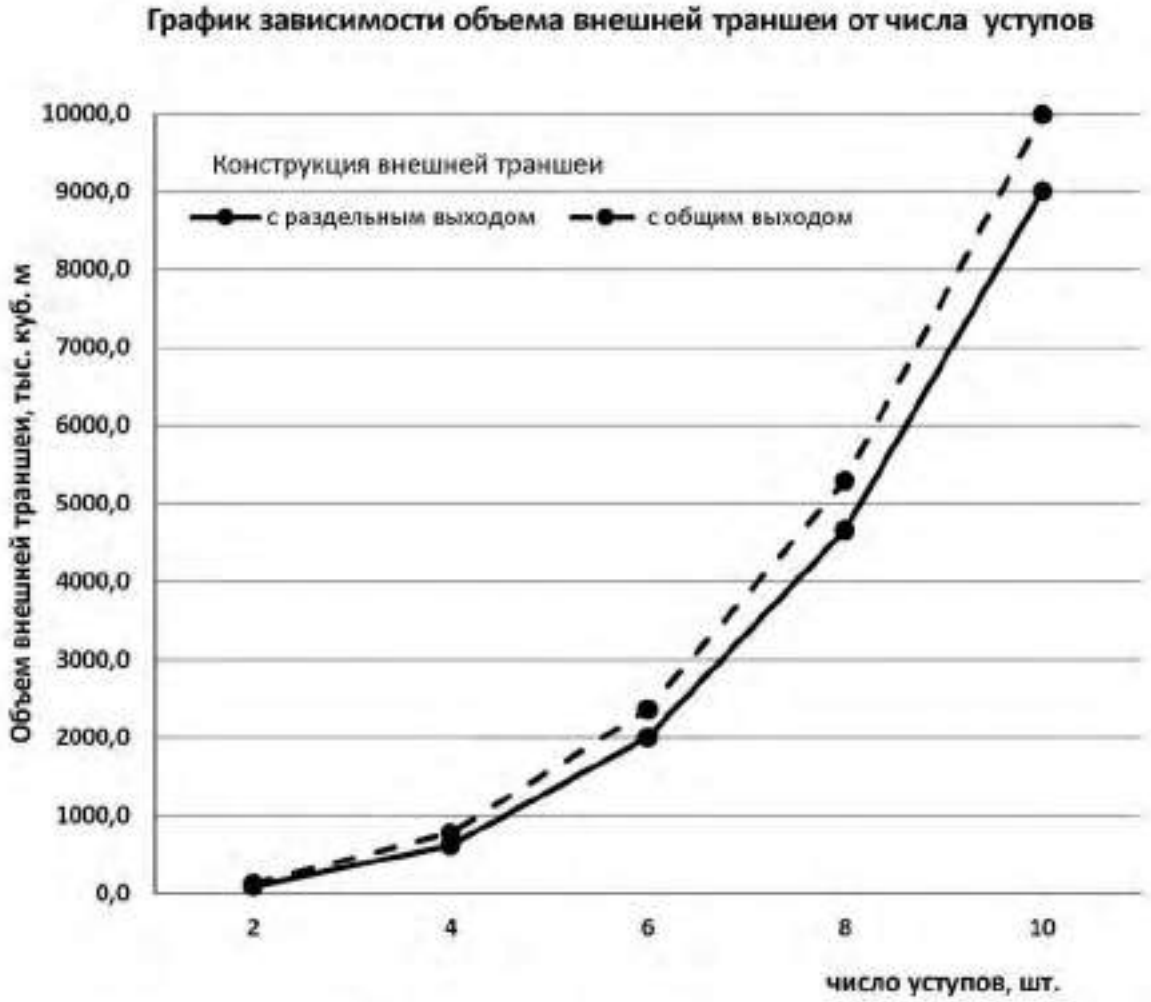


Рис.1.4. Пример оформления графика зависимости объема траншеи от заданного параметра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2

Вскрытие тупиковыми съездами

Цель работы

Рассчитать основные параметры вскрытия тупиковыми съездами.

Теоретические положения

Тупиковые формы трассы состоят из наклонных участков(съездов с уступа на уступ)и тупиковых горизонтальных площадок(участков примыканий к рабочим горизонтам).

Тупиковые площадки размещают на каждом горизонте или через 2-3 уступа, при этом стремятся к сокращению числа тупиковых площадок и чем их меньше, тем эффективнее схема вскрытия.Трассы – одно- или двухпутевые согласно грузообороту карьера.

Конструирование схем ведется на основе следующих положений и принципов:

- трасса должна размещаться, как правило, на прямолинейных участках бортов карьера;
- допускается устройство съездов на криволинейных участках с радиусом кривизны более 250 м, в особо трудных условиях – до 200 м;
- тупики можно размещать в торцах карьера, но радиус кривых должен быть более 300 м, в особых случаях – не менее 200 м;
- стрелочные переводы марки 1/9.

Исходные данные

См.приложение 2.

Порядок выполнения работы

Проектирование вскрытия ведется в следующей последовательности.

Пусть имеется карьер с конечной глубиной $H_к$, высотой уступа $H_у$, длиной карьера по дну $L_д$, углами откоса торцов $\beta_т$. Число вскрываемых уступов:

$$n_в = \frac{H_к}{H_у}.$$

По продольному разрезу (рис.2.1) радиус закругления торцов на глубине H_xс учетом устройства съездов на криволинейных участках с радиусом кривизны более 250 м, в особо трудных условиях – до 200 мсоставит:

$$R_x = (H_к - H_x)\mathrm{ctg}\beta_т.$$

2.1.Приняв допускаемый радиус R_x=200 м, получим, что тупики можно укладывать в торцах до глубины:

$$H_x \le H_к - 200\mathrm{tg}\beta_т. \qquad (2.1)$$

Ниже глубины H_x тупики можно укладывать только в средней части ка-

рьера на протяжении длины рудного тела ($L_д$).

2.2. Выбирают число и схему путей, пользуясь таблицей 2.1. Необходимо, чтобы трасса обеспечивала заданную интенсивность движения ($И_{дв}$ пар поездов в смену):

$$И_{дв} = Г_р / Q_п, \quad (2.2)$$

где $Г_р$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену;

$Q_п$–масса груза в поезде, т.

Таблица 2.1. Пропускная способность схем вскрытия и конструкция тупиков (рис. 2.2)

Трасса		Примыкание к гор.	Интенсивность движения пар поездов ($И_{дв}$) п.п. /см.	Схемы путей
Тупиковая	1 путь	Попутное	до 8-12	схема 1
	2 пути		до 24-30	схема 2 схема 3

2.3. Выбирают схему путевого развития на тупиковых площадках (варианты 1,2 на рис.2.1). Рассчитывают длины элементов трассы:

– длина трассы в карьере теоретическая

$$L_{теор} = \frac{H_к}{i}, \quad (2.3)$$

– теоретическая длина съезда с уступа на уступ

$$L_с^l = \frac{h_у}{i}. \quad (2.4)$$

Длина тупиковых площадок($L_{т.п.}$) и площадок примыкания ($L_{п.п.}$) вычисляется согласно выбранной схеме вскрытия.

Например: $L_{т.п.} = l_п + 2l_с + d_l$,м,

$L_{п.п.} = l_п + 15$, м.

Здесь:

$l_п$ – длина поезда плюс 15 м на резерв торможения (180 м);

$l_о$ – расстояние от начала стрелочного перевода до предельного столбика. Для перевода $1/9 l_о = 55$ м;

$l_с$– длина стрелочного перевода. Для перевода $1/9 l_с = 79$ м;

d – смещение между стрелками при попутной укладке (62 м);

d_l–смещение между стрелками при встречной укладке (6,5 м).

2.4. Проектируют продольный профиль трассы. Обычно просматривают несколько вариантов трасс. Проектирование ведут на вычерченном в масштабе продольном разрезе карьера.

От выбранной точки ввода трассы в карьер откладывают значения длин съездов,тупиковых площадок($L_{т.п}$) и площадок примыкания($L_{п.п}$), определяя таким образом продольный профиль трассы.

Длина трассы в карьере

$$L_{тр} = \frac{H_к}{i} + \sum_{1}^{n} L_{п.п.} + \sum_{1}^{m} L_{т.п.} \qquad (2.5)$$

Значения n,m определяют по схеме вскрытия.

2 5.Устанавливают коэффициент развития трассы

$$K_{тр} = L_{тр}/L_{теор}. \qquad (2.6)$$

2.6.Выбираютконструкцию и параметры транспортной бермы (см.рис.2.3).

2.7. Строят поперечный разрез карьера (см.рис. 2.3), где b_0– ширина бермы очистки, $b_{тп}$ – ширина тупиковой площадки.

Примечание: практическая работа составлена по материалам

проф. Сорокина Л. А.

Форма отчетности

По результатам занятия представляется кратка теория рассматриваемого вопроса, схема трассы, расчеты, необходимые для выбора конструкции транспортной бермы, сечение борта карьера.

Схема 1

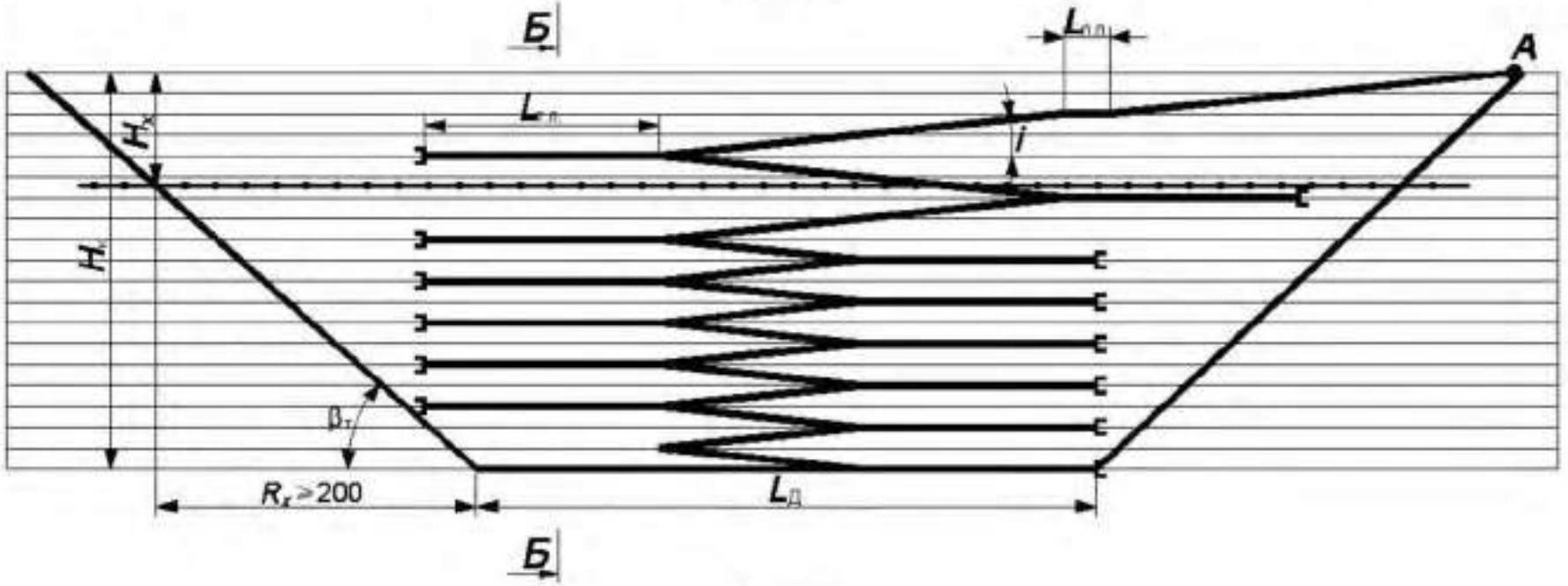


Схема 2

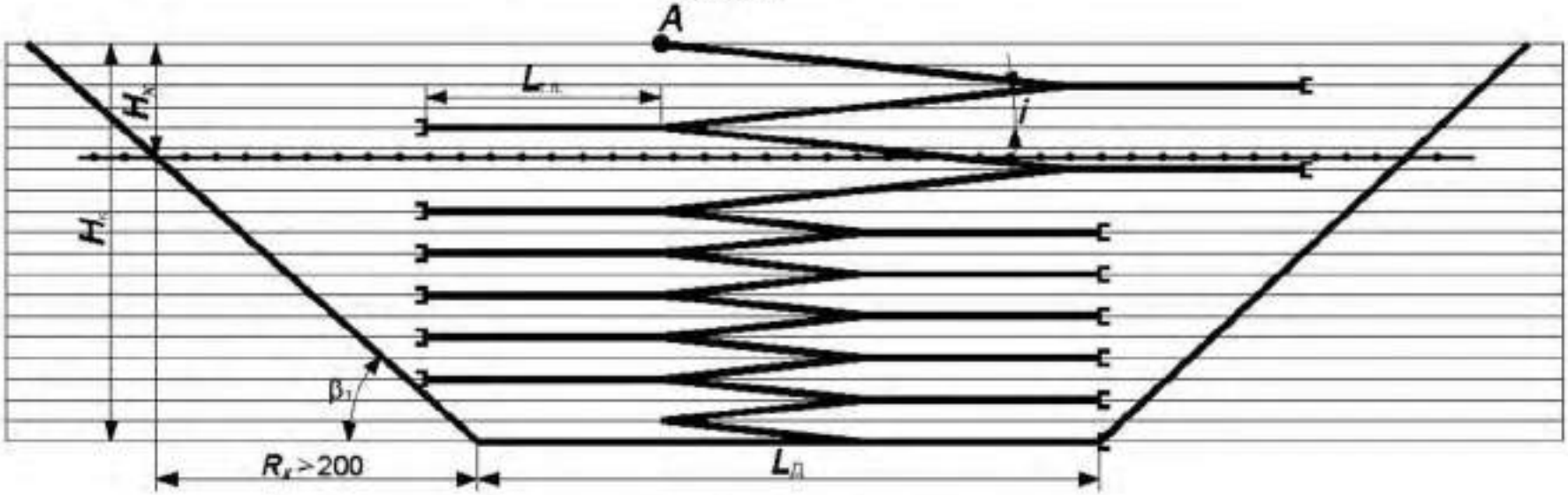
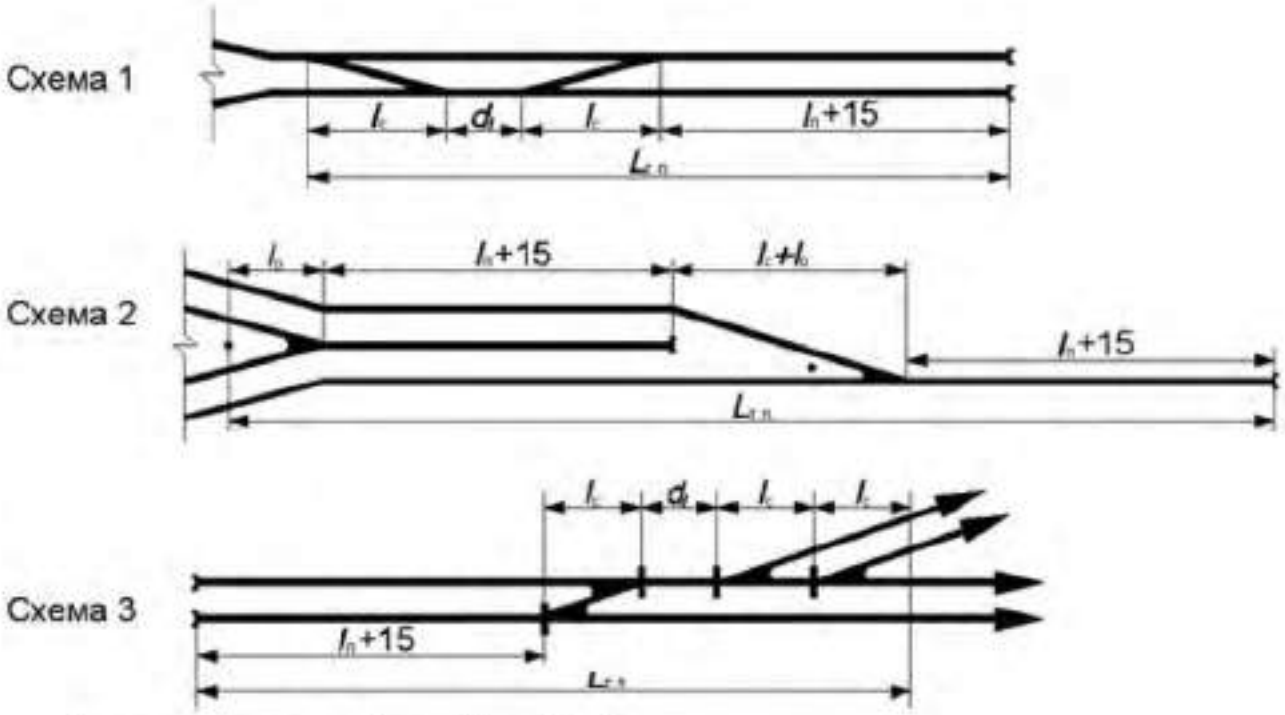


Рис. 2.1. Схема трассы



$L_с$ – длина стрелочной зоны ($L_с$ = 420 м)

Рис. 2.2. Схемы путей на тупиковой площадке

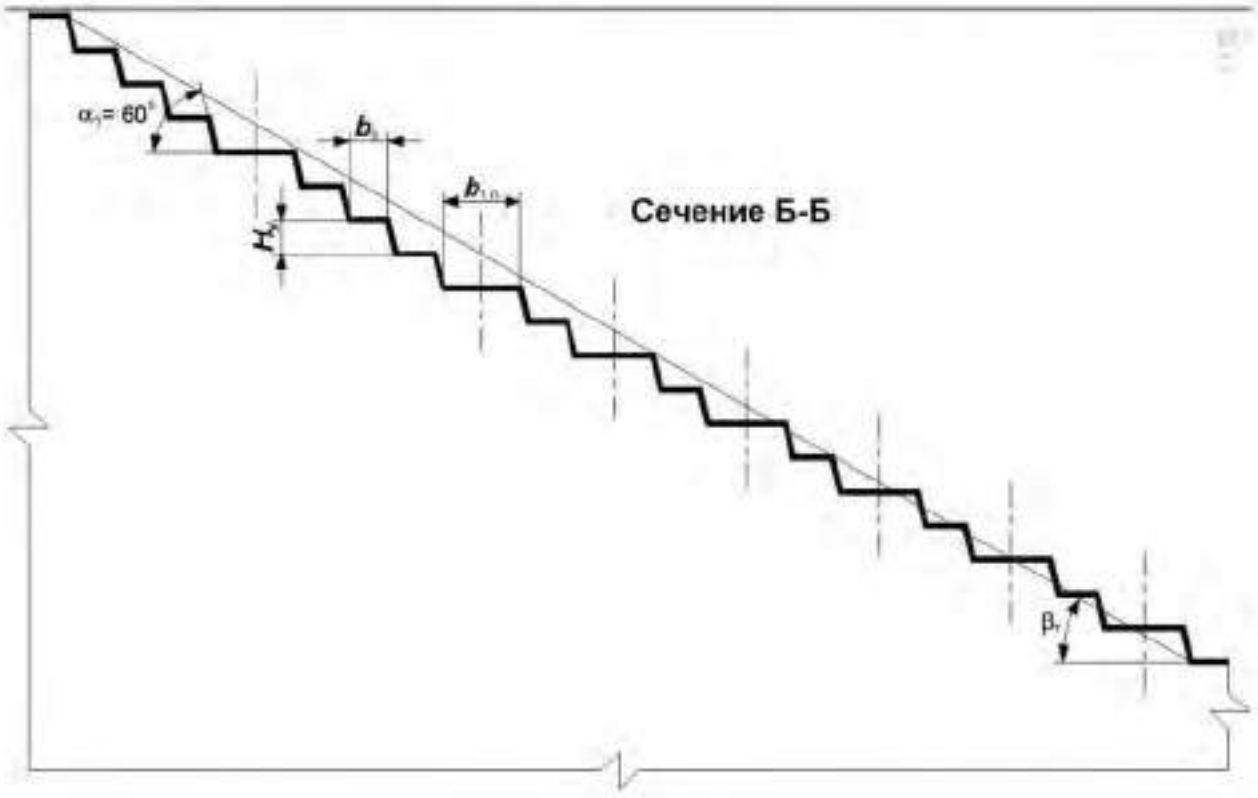


Рис. 2.3. Сечение борта карьера

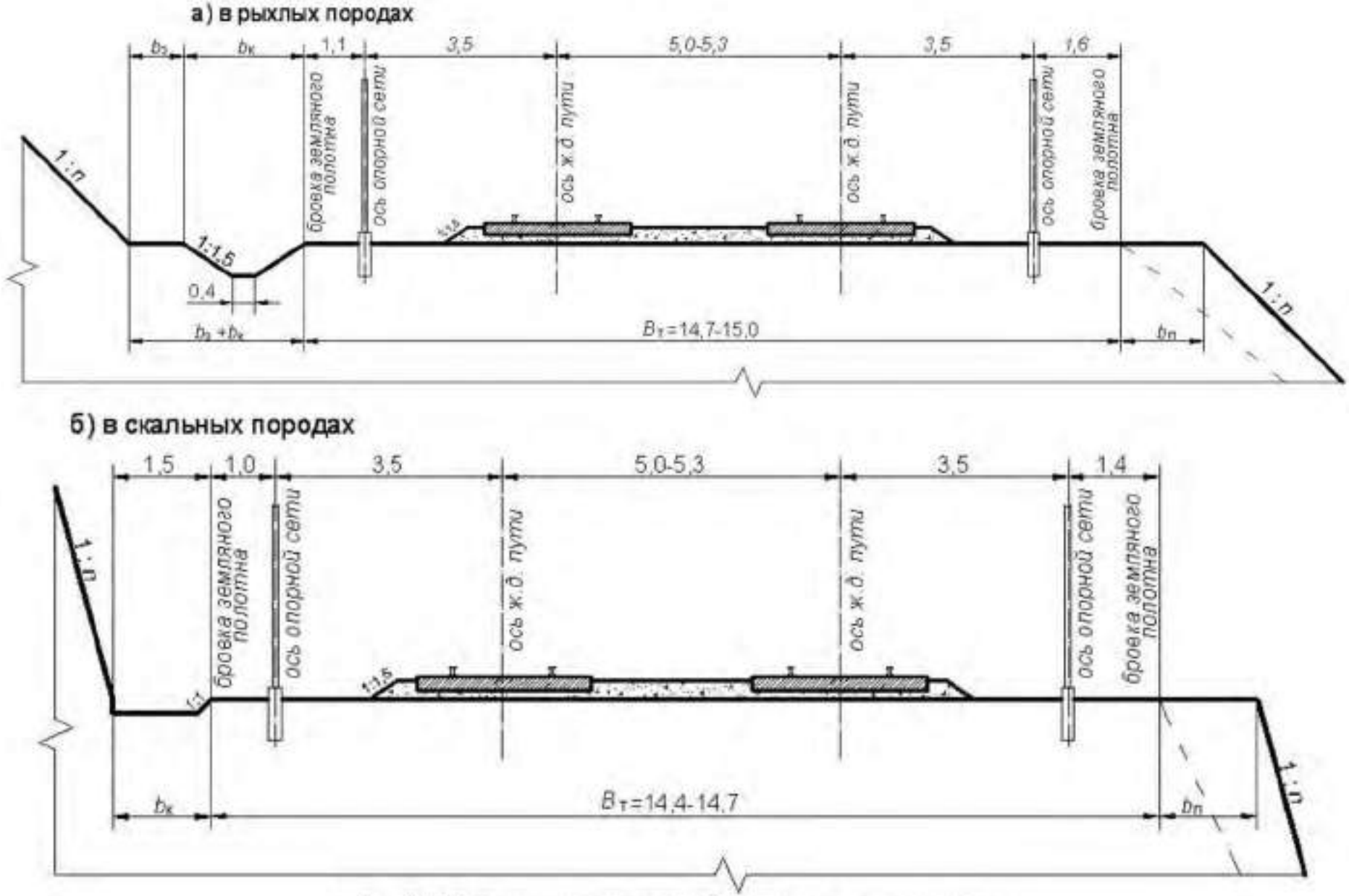


Рис. 2.4. Конструкция транспортной бермы при ж.д. транспорте

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

Конструкция транспортных берм при автомобильном транспорте

Цель работы

Освоить методику расчета параметров транспортных берм при автомобильном транспорте.

Исходные данные

См.приложение 3:

- категория пород (рыхлые/скальные);
- марка автосамосвала;
- ширина автосамосвала;
- диаметр колеса автосамосвала;
- грузонапряженность;
- глубина расположения транспортной бермы;
- число полос движения – 2.

Порядок выполнения работы

3.1. Определить значения параметров транспортной бермы:

Категория автодороги

Категорию автодороги принять в зависимости от грузонапряженности:

Грузонапряженность, млн. т брутто/год	Категория автодороги
Более 15	I
5-15	II
Менее 5	III

Ширина закюветной полки

Закюветная полка устраивается при строительстве транспортной бермы в мягких породах. Ширину закюветной полки принять большей 0,5 м.

Ширина кювета по верху (К)

Размеры кювета должны соответствовать условиям водоотвода. Ширина кювета по верху складывается из ширины по дну и проложения бортов кювета. В данной работе принять:

- в рыхлых породах: К=1,2 м;
- в скальных породах: К = 1,0 м.

Глубину кювета ($h_к$) принять равной 0,5 м.

Ширина обочины ($B_{об}$)

Ширину обочины принять следующей (СНиП 2.05.07-91*):

Категория автодороги	Ширина обочины, м
I	2,0
II	1,5
III	1,0

Ширину каждой обочины на однополосных дорогах, по которым предусматривается двухстороннее движение автотранспортных средств, следует принимать равной не менее половины проезжей части.

Ширина автодороги (А)

Ширину автодороги следует принимать в зависимости от ширины автомашины, категории и глубины размещения дороги по табл.3.1. (СНиП 2.05.07-91*)

Таблица 3.1

Ширина автомашин, м	Значения параметров для дорог категории										
	I				II				III		
	при расположении дороги по глубине карьера, м										
	до 50	св. 50 до 100	св. 100 до 200	св. 200	до 50	св.50 до 100	св. 100 до 200	св. 200	до 50	св.50 до 100	св. 100
Ширина проезжей части, м											
до 2,75	–	–	–	–	8,5	8,5	8,0	8,00	8	8,0	7,50
3,5	14,0	13,0	11,5	11,0	13,5	12,5	11,0	10,50	13	11.5	10,50
3,8	15,5	14,0	13,0	12,5	15,0	14,0	12,5	12,00	14	12,5	11,56
5,4	22,0	20,0	17,5	17,0	21,0	19,5	17,0	16,50	20	18,0	16,00
6,4	25,0	22,5	20,0	19,0	24,0	22,0	19,5	18,50	23	20,0	18,00
7,8	31,0	29,0	25,0	24,0	30,0	23,0	24,5	23,55	29	26,0	23,00

Примечание: для промежуточных значений габаритов расчетных автомобилей ширину проезжей части дорог надлежит определять интерполяцией с округлением в большую сторону до 0,5 м.

Высота породного вала ($h_в$) принимается не менее половины диаметра колеса автомобиля (ЕПБ).

Ширина породного вала ($b_в$) зависит от конструкции, высоты породного вала и свойств слагающих его пород. В данной работе ширину принять равной удвоенной высоте породного вала (угол естественного откоса равен 45°):

$$b_в = 2h_в.$$

При расположении породного вала на транспортной берме следует руководствоваться следующими правилами (ЕПБ):

- вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала,должна располагаться вне призмы обрушения;
- расстояние от внутренней бровки породного вала до проезжей части

должно быть не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля.

Ширина бермы обрушения (Z) зависит от высоты уступа и физико-механических свойств слагающих его пород. В данной работе принять:

- в рыхлых породах Z= 1,5 м,
- в скальных породах Z= 1,0 м.

3.2. Выполнить чертеж конструкции транспортной бермыв масштабе 1:100 или 1:200 (рис. 3.1). Ширина транспортной бермы ($B_{тр}$) определяется построением.

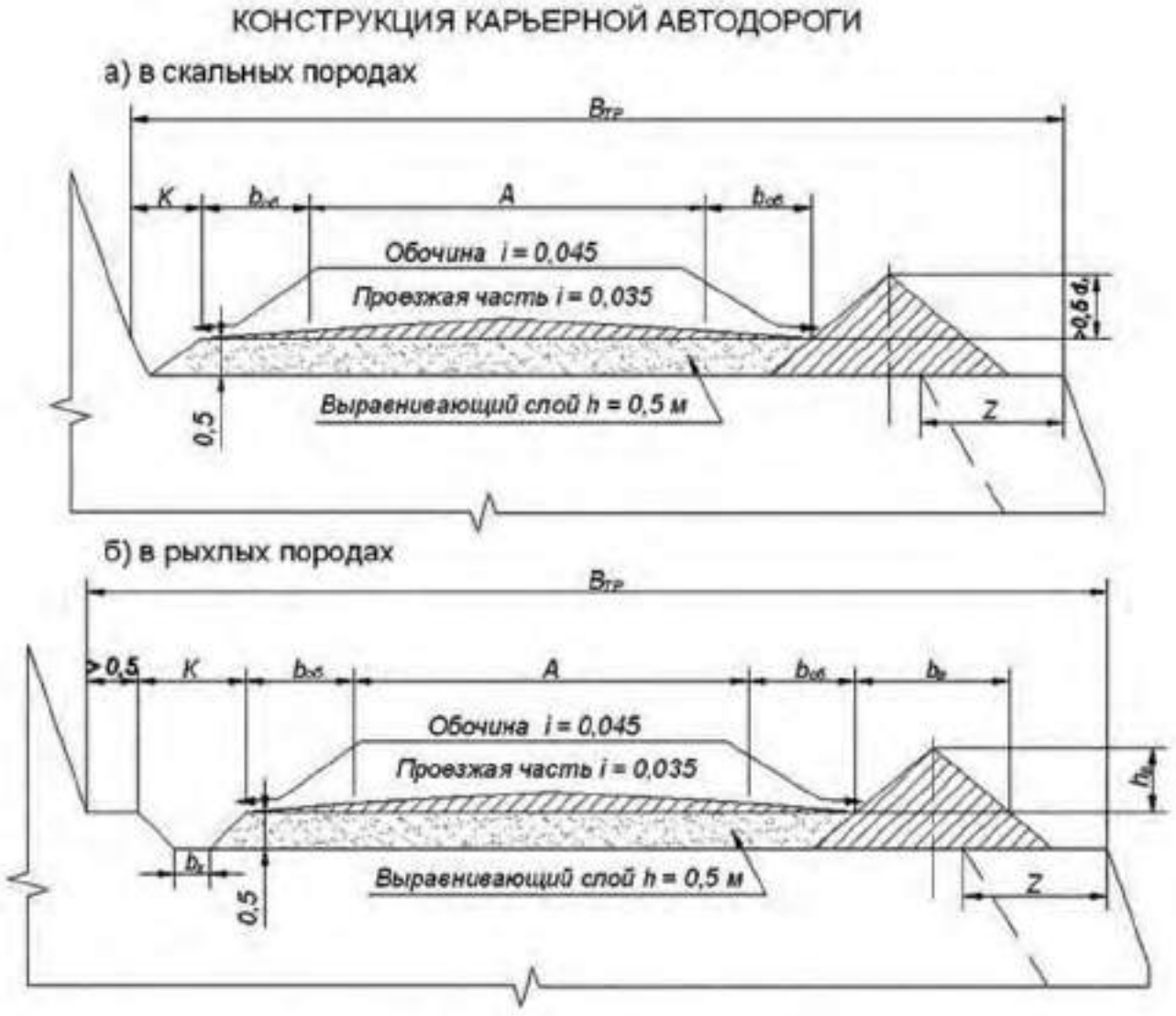


Рис.3.1. Конструкция карьерной автодороги

Форма отчетности

По результатам занятия представляются расчеты параметров транспортной бермы, конструкция карьерной автодороги (рис.3.1).

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4

Вскрытие карьерапетлевыми (спиральными) съездами

Цель работы

1. Построить трассу вскрытия карьера.
2. Построить план карьера на конец разработки месторождения.

Исходные данные

См. приложение 4.

Порядок выполнения работы

1. Построить погашенный борт карьера с бермами механизированной очистки. Принять берму (B_o) шириной 8-10 м. Для заданной глубины карьера ($H_к$), высоты уступа ($H_у$) и устойчивого угла погашения уступа ($\alpha_{уст}$) построить конструктивный борт карьера. Провести проверку:

$$\gamma_{конст} \leq \gamma_{уст}.$$

2. Построить модель плана карьера на конец разработки с углами погашениявсех бортов карьера, равными $\gamma_{конст}$ (рис.4.1).
3. На модель карьера по заданию преподавателя нанести рельеф поверхности и выбрать место ввода трассы в карьер.
4. Выбрать форму трассы в карьере и построить трассу в плане (рис. 4.2):
   - принять при соотношении ширины карьера по поверхности и его длины:

   А – 1:(2,0-2,5) – спиральную форму трассы;

   В – 1:(3,0 и более) – петлевую форму трассы.
   - ширину транспортной бермы ($B_{ТР}$) принять по работе № 3;
   - рассчитать длину съезда ($L_с$), длину площадок примыкания ($l_{п.п.}$) и петлевого разворота ($l_т$) принять 30-50 м.
5. В соответствии с принятыми решениями по схеме вскрытия начертить в масштабе 1:5000 планкарьера на конец разработки месторождения (рис.4.3).

Форма отчетности

По результатам занятия представляется кратка теория рассматриваемого вопроса, план карьера на конец разработки.

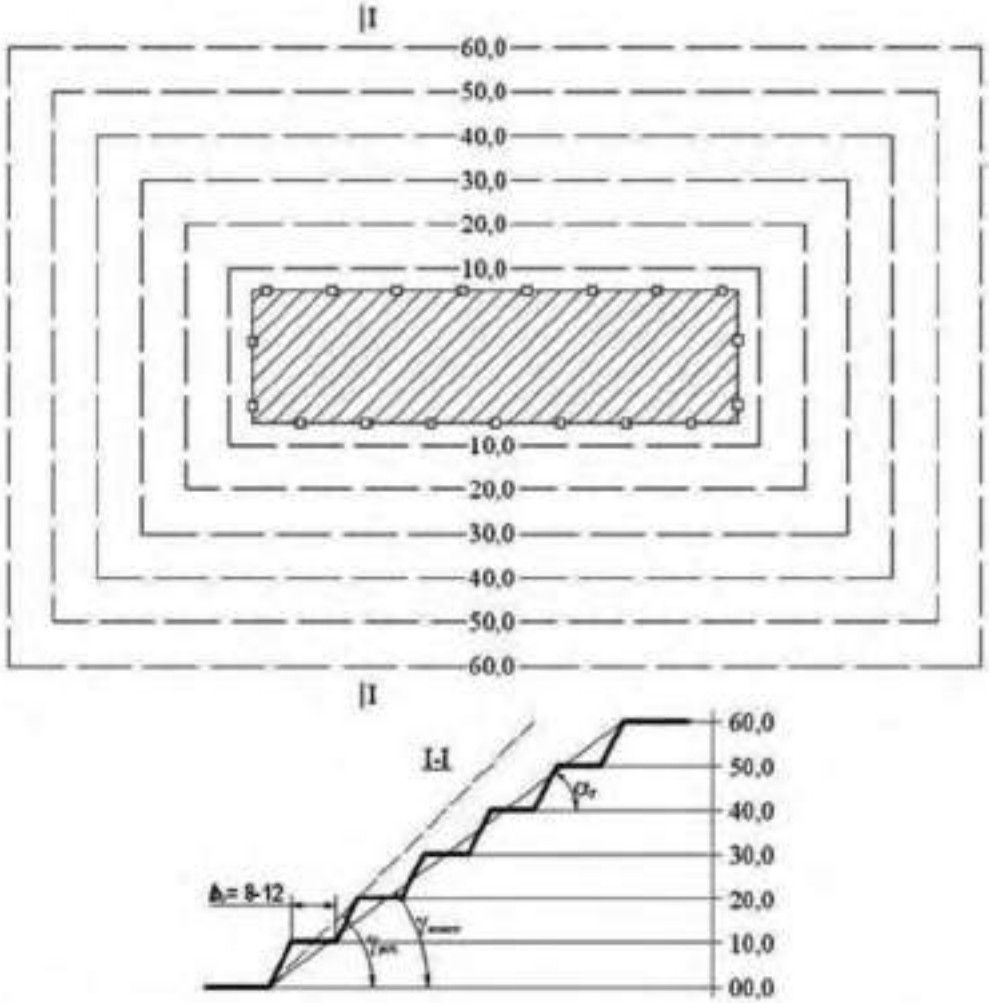


Рис.4.1.Схема расположения в плане верхних бровок уступов

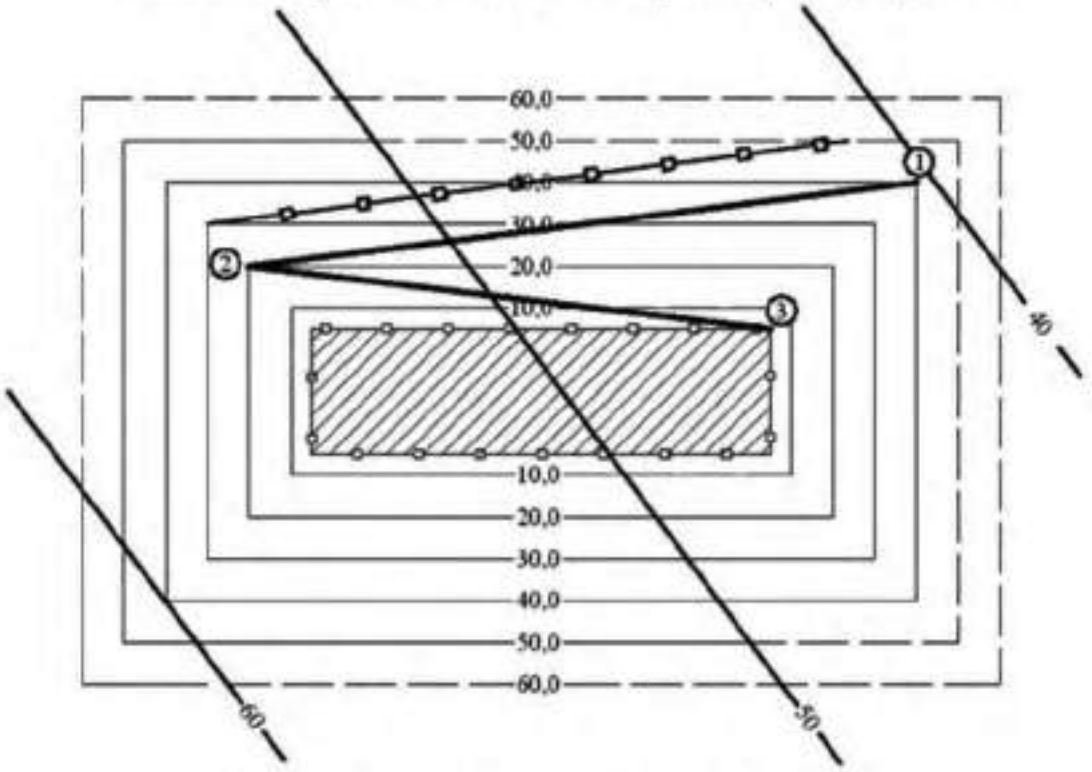


Рис.4.2. Схема расположение трассы в плане

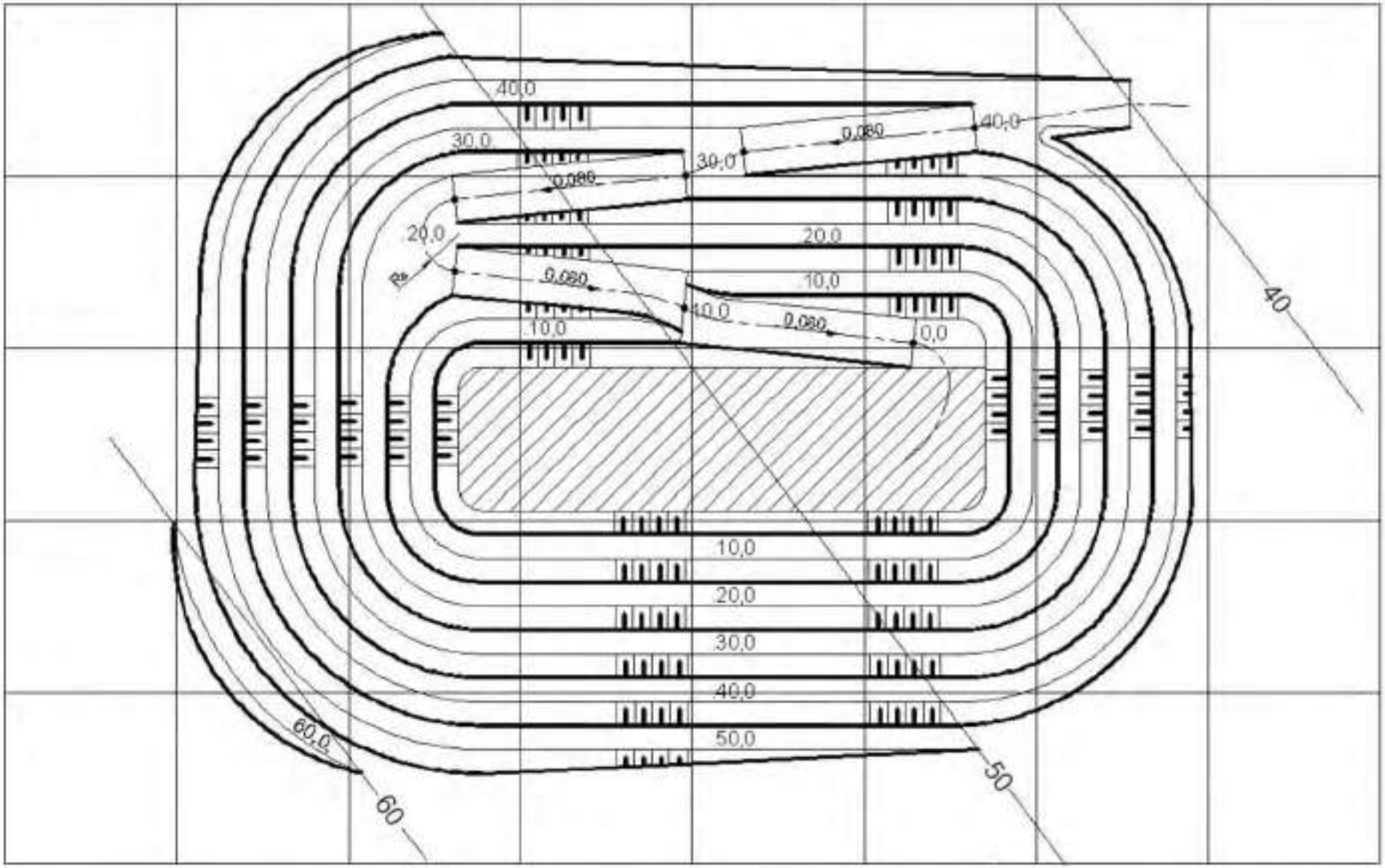


Рис.4.3. План карьера на конец разработки со схемами вскрытия

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5

Подготовка рабочих горизонтов. Расчет скорости углубки в карьере

Цель работы

Определить скорость углубкив карьере на основе графика $L = f(T)$ А.И.Арсентьева.

Скорость углубки $У_{Г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{Г.} = \frac{12H_{У}}{T},$$

где $H_У$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

5.1. Условные обозначения к работе:

$H_У$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж.д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_в$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_э$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_т$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_о$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

5.2. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.

В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1)способ вскрытия;

2)схема вскрытия.

Примечание. Расчетные схемы приведены в таблице. 5.1 (см.рис. 5.1).Параметры схем приведены в приложении 5.

Таблица 5.1Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы).	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 5.1 и 5.2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем $V_{тр}$, м^3, время проходки t_c, мес. и длина въездной траншеи $L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_y^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_y}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \qquad (5.1)$$

$$t_c = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \qquad (5.2)$$

$$L_в = \frac{H_y}{i}. \qquad (5.3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_{\text{т}} = \frac{Q_{\text{ч}}}{H_{\text{у}}\left(B_{\text{п}} + H_{\text{т}} \cdot \text{ctg}\,\alpha\right)}, \tag{5.4}$$

$$V_{\text{о}} = \frac{M \cdot Q_{\text{э}}}{H_{\text{у}}^2 \cdot \left(\text{ctg}\,\varphi + \text{ctg}\,\beta\right)}. \tag{5.5}$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left[M = \frac{Q_{\text{ТР}} \cdot H_{\text{у}} \cdot \left(\text{ctg}\,\varphi + \text{ctg}\,\beta\right)}{Q_{\text{э}} \cdot \left(B_{\text{ТР}} + H_{\text{у}} \cdot \text{ctg}\,\alpha\right)} \right]$ (5.6)

Угол откоса рабочего борта(φ) определяется по формуле:

$$\text{arctg}\,\varphi = H_{\text{у}} / \left(B_{\text{пп}} + H_{\text{у}} \text{ctg}\,\alpha\right). \tag{5.7}$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов *(M)*на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи ($V_т$) должна быть более или равна скорости ее расширения *($V_о$)*.

$$V_{\text{т}} \geq V_{\text{о}}.$$

5.2.1. Расчеты по схеме А

Обобщенный график$L - f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 5.1)рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T - t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \tag{5.8}$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_{\text{б}} + L_{\text{о}}}{V_{\text{т}}}, \tag{5.9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_{\text{у}}^2 \cdot \frac{L_{\text{б}}\left(\text{ctg}\,\varphi + \text{ctg}\,\beta\right)}{Q_{\text{э}}}, \tag{5.10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину. необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \qquad (5.11)$$

где t_4 – время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_к - (L_о + L_п)}{V_к} - \frac{(k-1)L_к - (L_т + L_п)}{V_т}. \qquad (5.12)$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в + L_п}{L_к} \right\rceil, \text{ ед} \qquad (5.13)$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

5.2.2. Расчеты по схеме В

На рис. 5.2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \qquad (5.14)$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_к + L_т + L_о}{V_т}, \qquad (5.15)$$

где $L_т$ – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_в(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \qquad (5.16)$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_о}; \qquad (5.17)$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_к - L_е}{V_о} - \frac{(k-1)L_к - L_в}{V_т}; \qquad (5.18)$$

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_к} \right\rceil, \text{ ед} \qquad (5.19)$$

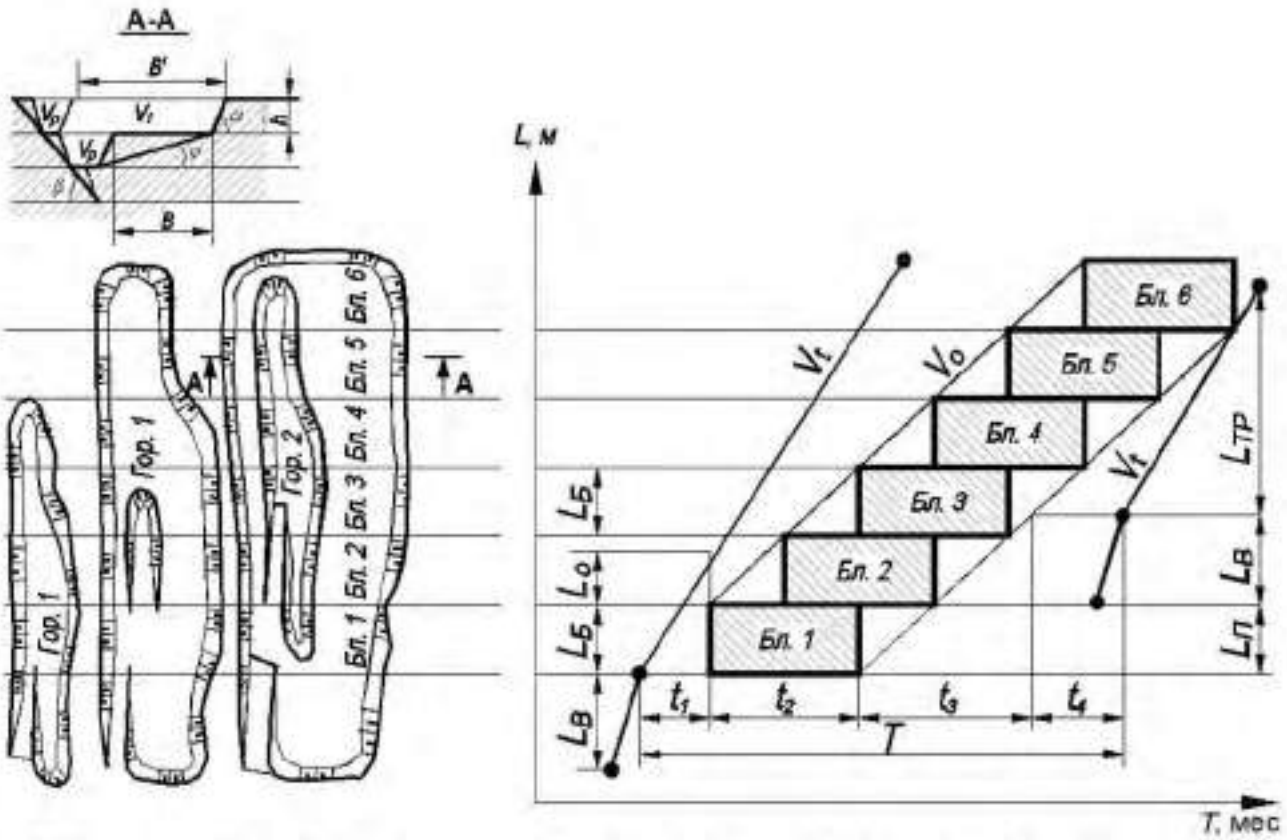


Рис. 5.1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы (схема А)

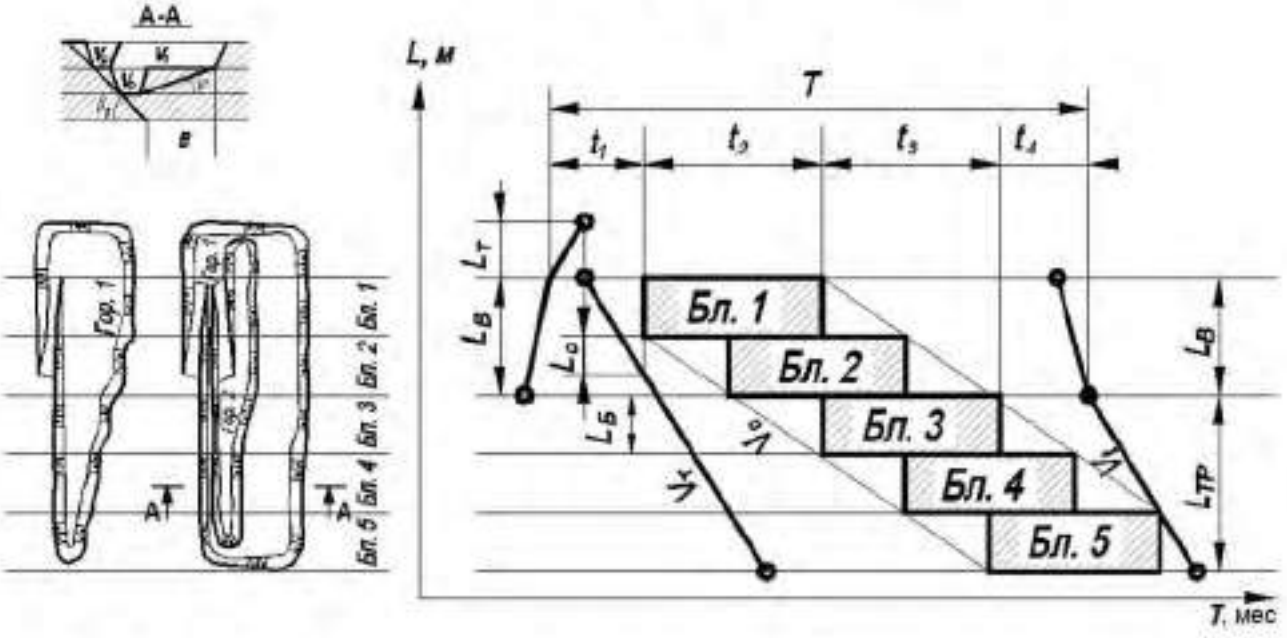


Рис. 5.2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы (схема В)

Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы, краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 1

Расчет вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых

Цель работы

Определить величину запасов полезных ископаемых и установить их соответствие нормативным.

Теоретические положения

Карьер – предприятие по добыче полезного ископаемого открытым способом. Вскрытые подготовленные и готовые запасы обеспечивают надежную и стабильную работу предприятия.

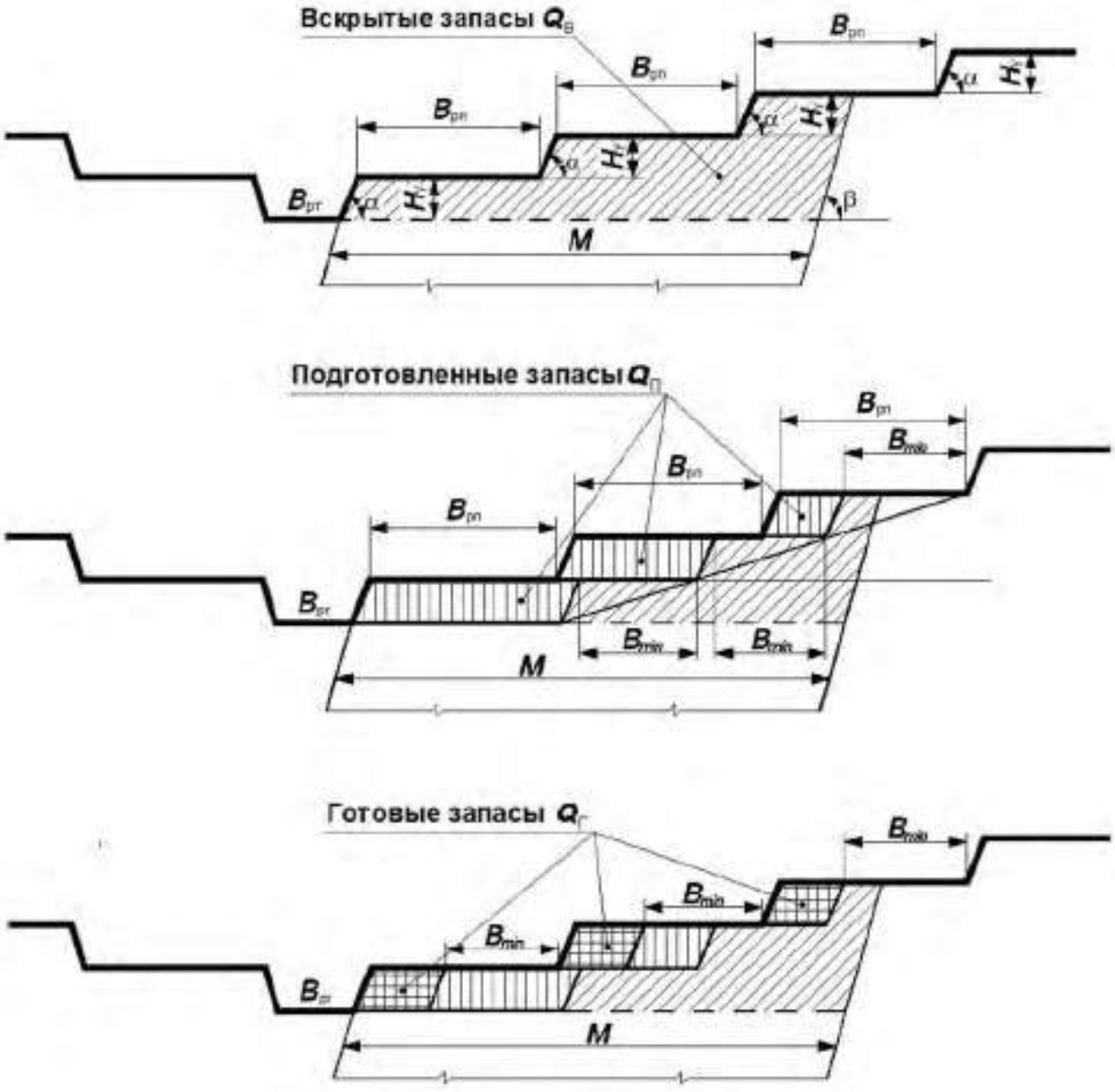


Рис. 6.1. Вскрытые запасы, подготовленные запасы, готовые запасы

Вскрытые запасы– запасы, к которым обеспечен доступ транспорта. Величина их достигается опережающим ведением вскрышных работ. В работе карьера обеспечивают независимость ведения вскрышных и добычных работ.

Подготовленные запасы– запасы, которые могутбыть взяты без нарушения технологии открытых горных работ при оставлении на рабочем боргу рабочих площадок минимальной ширины (B_{min}). Величина этих запасов достигается опережающим подвиганием вышележащих уступов. В работе карьера эти запасы обеспечивают независимость подвигания смежных уступов.

Готовые к выемке запасы– высшая категория запасов, это оперативные запасы, которые размещаются на каждом уступе в полосе за пределами минимальной рабочей площадки. Обеспечивают независимость ведения отдельных процессов. Величина их достигается опережающим ведением производственных процессов.

В период эксплуатации в карьере должно быть: вскрытых запасов на 6-8 месяцев его работы; подготовленных как минимум на 3-4 месяца; готовых не менее 2,5 месяцев для рудных месторождений; не менее 2 месяцев на угольных; 1,0-1,5 месяца на месторождениях цветных металлов и стройматериалов.

Исходные данные

См. приложение 6.

Порядок выполнения работы

1. Заполнить бланк задания по варианту расчета.
2. Построить контур рудного тела на геологический разрез.
3. Построить рабочий борт карьера по заданным параметрам рабочих площадей.
4. Определить величину запасов по категориям – вскрытые, подготовленные и готовые – (ВПГ)

$$\text{ВПГ} = \frac{Q_{\text{расч}} \cdot 12}{A_{\text{к}}}, \text{ мес.}$$

5. Провести сравнение их с нормативными величинами (табл. 6.1)
6. Вывод: соответствуют или не соответствуют нормативным (по каждой категории запасов).

Таблица 6.1 Таблицанормативныхзапасовполезногоископаемого

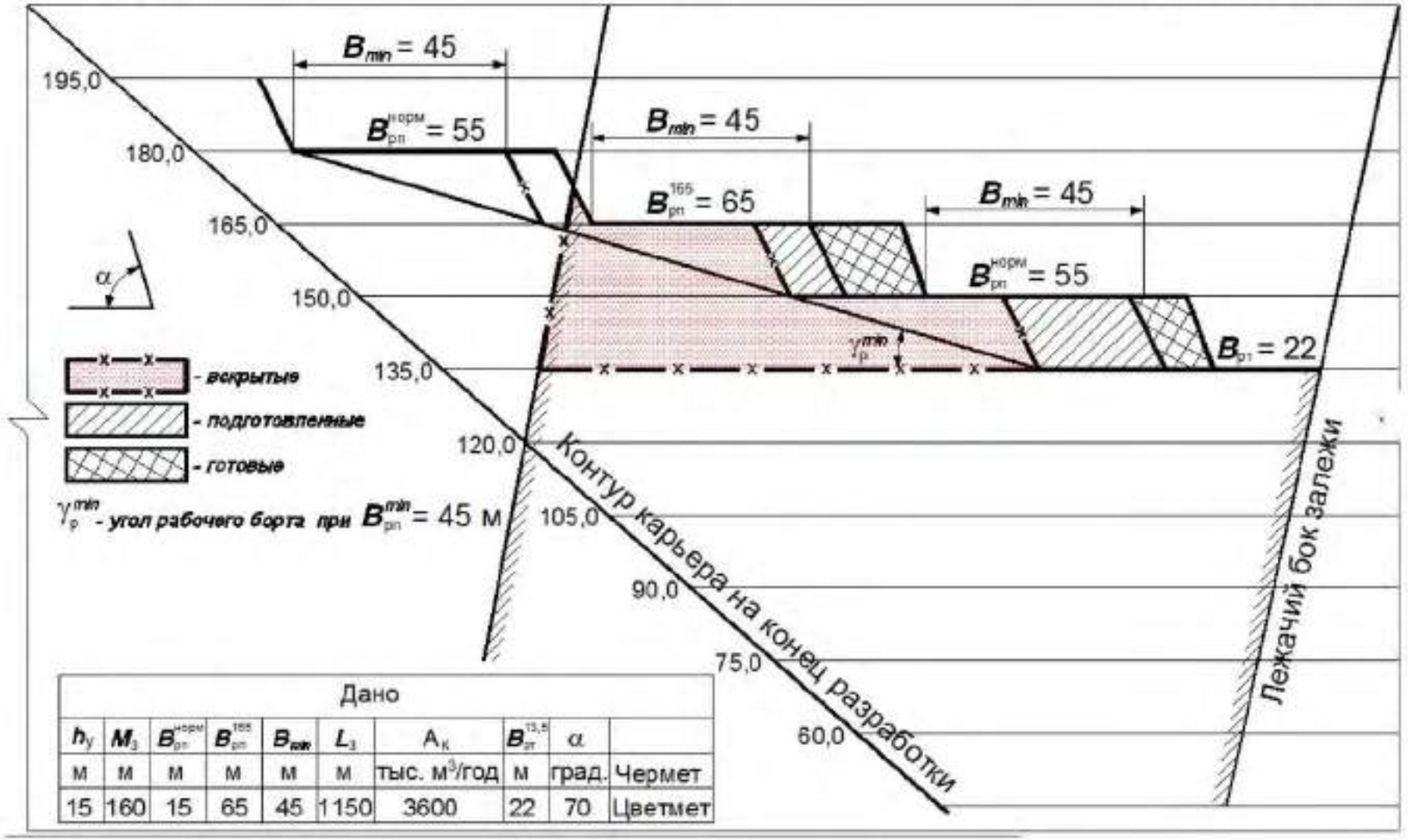
Категориязапасов	Норматив, мес.
Вскрытые	$\geq 6{,}0$
Подготовленные	$\geq 3{,}5$
Готовые – по чермету – по цветмету	 $\geq 2{,}5$ $\geq 1{,}5$

Студент _____
ФИО

Группа _____

1:1000

Задание № 25



Дано									
$h_у$	$M_з$	$B_{рп}^{норм}$	$B_{рп}^{165}$	B_{min}	$L_з$	$A_к$	$B_{рп}^{13,5}$	α	
м	м	м	м	м	м	тыс. м^3/год	м	град.	Чермет
15	160	15	65	45	1150	3600	22	70	Цветмет

Рис. 6.2. Пример Вскрытые запасы, подготовленные запасы, готовые запасы

31

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и система разработки карьерных полей. М., 1981. 278 с.
2. Хохряков В. С. Проектирование карьеров:учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1992. 383 с.
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с., ил.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Исходные данные к практической работе №1

Вариант	Кол-во уступов, шт.	Примыкание	Ширина транспортной бермы, м	Ширина бермы очистки, м	Высота уступа, м	Уклон, ‰	Ширина дна, м	Угол откоса уступа, град.	Кол-во сечений	Исследуемый параметр
№	n		$b_{тр}$	$b_о$	h	i	B	β		
1	3	Однобортовое	15	10	15	40	20	50	5	$b_{тр}$
2	4		20		10	80	25		4	i
3	3		25		12	100	30		5	β
4	4		15		20	40	20		4	$b_{тр}$
5	3		20		5	130	25	70	5	β
6	4		25	8	12	40	30		4	i
7	3		15		10	100	20		5	$b_{тр}$
8	4		20		15	80	30		4	β
9	3		25		10	100	30		5	i
10	4		15		8	80	20		4	$b_{тр}$
11	3	Двухбортовое	20	Транспортные бермы по обоим бортам траншеи ($b_о = b_{тр}$)	15	80	25	60	5	i
12	4		25		10	80	30		4	β
13	3		15		12	40	20		5	$b_{тр}$
14	4		20		18	100	25		4	β
15	3		25		20	120	30		5	i
16	4		15		12	60	20	80	4	$b_{тр}$
17	3		20		15	80	25		5	i
18	4		25		20	90	25		4	β
19	3		15		10	40	20		5	$b_{тр}$
20	4		20		20	80	25		4	i

Приложение 2

Исходные данные к практической работе № 2

Номер задания	Параметры транспорта				Параметры карьера			
	Масса груза в поезде, $Q_п$	Длина поезда, $l_п$, м	Грузооборот, $Г_р$, т/см.	Уклон съездов, i	Длина карьера по дну, $l_д$, м	Глубина карьера, $H_к$,м	Угол откоса бортов, $\beta_т$	Высота уступа, $H_у$, м
1						216	32°	12
2			18 000	0,030	800	240		
3						192		
4						180		
5	600	110				255	35°	15
6			24000	0,035	1600	225		
7						195		
8						180		
9						240	30°	20
10			30 000	0,040	1200	200		
11						220		
12						160		
13						240	35°	15
14			20000	0,030	1 600	180		
15						255		
16						195		
17						200	32°	20
18	1000	180	40 000	0,040	1800	220		
19						260		
20						180		
21						216	30°	12
22			16 000	0,032	1400	168		
23						180		
24						168		

Приложение 3

Исходные данные к практической работе № 3

Вариант	Категория пород	Марка автосамосвала	Ширина автосамосвала, м	Диаметр колеса, м	Грузонапряженность, млн т/год	Глубина расположения дороги, м	Глубина кювета, м
1	Скальные	КамАЗ-5511	2,50	1,20	Менее 5	до 50	0,5
2	Рыхлые					50-100	
3	Скальные	МЗКТ-75165	3,07	1,40		св. 100	
4	Рыхлые					до 50	
5	Скальные	БелАЗ-7540	4,36	1,60	От 5 до 15	50-100	
6	Рыхлые					100-200	
7	Скальные	БелАЗ-75481	4,40			св 200	
8	Рыхлые					до 50	
9	Скальные	БелАЗ-7555А	5,24	1,80		50-100	
10	Рыхлые					100-200	0,7
11	Скальные	БелАЗ-75492	5,42			св 200	
12	Рыхлые					до 50	
13	Скальные	БелАЗ-7514	6,14	2,20		50-100	
14	Рыхлые					100-200	
15	Скальные	БелАЗ-75215	7,78		Более 15	св. 200	
16	Рыхлые					до 50	
17	Скальные	БелАЗ-75215	7,78			50-100	
18	Рыхлые					100-200	
19	Скальные	БелАЗ-75303	6,90			св. 200	
20	Рыхлые					до 50	

Приложение 4

Исходные данные к практической работе № 4

№ п/п	Угол откоса уступа, град. $\alpha_{уст}$	Высотауступа, м$H_у$	Устойчивый угол погашенияборта,$\gamma_{уст}$	Глубина карьера, м$H_к$	Длина залежи, м$L_з$	Мощность залежи, м$M_з$	Уклонсъезда, тысячные,i
1	60	10	35°	80	600	400	0,065
2	60	12	37°	100	700	200	0,080
3	60	15	39°	90	800	60	0,080
4	60	18	43°	136	1200	650	0.090
5	60	10	41°	100	800	400	0,065
6	60	12	39°	120	1100	350	0,070
7	60	15	37°	105	600	400	0,070
8	65	18	43°	144	1150	220	0,080
9	65	10	35°	120	1300	150	0,080
10	65	12	37°	96	1150	350	0,065
11	65	15	39°	120	500	240	0,070
12	65	18	41°	104	1400	450	0,090
13	65	10	43°	90	850	420	0,070
14	65	12	39°	84	1050	180	0.080
15	70	15	37°	90	300	300	0,080
16	70	18	43°	160	1250	400	0,090
17	70	10	37°	70	600	80	0,070
18	70	12	39°	74	450	250	0,065
19	70	15	43°	120	1000	500	0,070
20	70	18	41°	140	1250	250	0,090
21	70	10	39°	90	850	60	0,065
22	70	15	37°	135	950	180	0,080

Приложение 5

Исходные данные к практической работе № 5

№ варианта	$H_у$, м	α, град.	β, град.	$B_{рп}$, м	$L_{тр}$, м	$L_б$, м	$Q_{тр}$, тыс.м^3/год	$Q_э$, тыс.м^3/год	i,тыс.	$B_{тр.}$, м	Расчетная схема
1	10	70	40	45	600	300	500	600	0,080	22	А
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60		60	1000	450	800	1000	0,080	24	
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75	45	60	1000	450	1000	1200	0,080	24	В
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65		50	800	350	600	800	0,080	24	
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60	50	50	800	400	800	1000	0,080	24	А
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70		45	700	300	500	600	0,080	22	
14	12	75		50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65	40	45	800	350	600	800	0,080	22	В
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75		60	800	400	1000	1200	0,080	24	
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70	45	60	1000	400	800	1000	0,080	24	А
22	10	75		45	700	300	600	800	0,080	22	
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

Приложение 6

Исходные данные к контрольной работе №1

№ п/п	Мощность залежи, $M_З$, м	Нормальная ширина раб. площ. $B_{Р.П.}$, м	Ширина раб. площ. на гор. $B^N_{Р.П.}$отм/гор, м	Миним.ширина раб.площ.B_{min}, м	Длина залежи$L_З$, м	Производ.карьера по руде$A_К$, тыс. м^3/год	Ширина дна разр. транш.на гор.$B^N_{Р.}$тотм/гор., м	Угол откоса уступа α,град	Вид добываемого п. и.
1	100	40	50/120	35	900	1800	20/105	60	цвет. металл.
2	ПО	40	55/135	35	950	2000	20/105	60	цвет. металл.
3	120	45	55/120	40	1000.	2200	20/105	60	цвет. металл.
4	130	45	50/135	40	1000	2400	20/120	60	цвет. металл.
5,	140.	50	55/135	40	1050	2600	20/120	60	цвет. металл.
6	150	50	60/150	45	1050	2800	22/120	65	цвет. металл.
7	160	55	60/150	45	950	3000	22/135	65	цвет. металл.
8	150	55	65/150	45	1000	3200	22/135	65	цвет. металл.
9	160	60	65/150	50	1100	3200	22/135	65	цвет. металл.
10	150	60	70/150	50	1000	3300	22/120	65	цвет. металл.
11	160	60	75/135	55	1150	3600	24/120	70	цвет. металл.
12	100	40	50/120	35	900	2400	20/105	70	черная металл.
13	ПО	40	55/120	35	950	2600	20/105	70	черная металл.
14	120	45	55/135	40	1000	2800	20/105	70	черная металл.
15	130	45	55/135	40	1000	3000	22/120	70	черная металл.
16	140	50	60/150	40	1100	3200	22/120	70	черная металл.
17	150	50	60/150	45	1150	3400	22/120	75	черная металл.
18	160	55	65/150	45	1000	3600	22/135	75	черная металл.
19	130	55	65/165	45	1050	3800	24/135	75	черная металл.
20	140	60	70/165	50	1100	4000	24/135	75	черная металл.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 2

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3

1. ОСОБЕННОСТИ БЕСТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ. КОНСТРУКЦИЯ ДРАГЛАЙНОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ИХ РАБОТЫ 4

1.1. Особенности бестранспортных систем разработки 4

1.2. Особенности конструкции экскаваторов-драглайнов 5

1.3. Технологические схемы работы при бестранспортной системе разработки 7

2. ЗАДАНИЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ 9

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ 9

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ 10

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ 10

Приложение 1 11

Приложение 2 13

ВВЕДЕНИЕ

Практическая работа «Расчет параметров бестранспортной системы разработки» выполняется студентами в процессе изучения дисциплины «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

В течение работы студенты изучают задачу, методику расчетов и исходные данные, выполняют расчеты и графические построения, производят анализ полученных результатов и оформляют отчет по работе.

Задачи преподавателя:

- ознакомить студентов с задачей, стоящей перед ними, а также с порядком и методикой ее решения;
- обеспечить всех студентов исходными данными для расчетов;
- организовать выполнение каждым студентом лабораторной работы в соответствии с индивидуальным заданием;
- контролировать ход выполнения студентами лабораторной работы;
- принять отчет о работе.

Цель работы: закрепление и углубление теоретических знаний студентов, необходимых для выполнения расчета параметров бестранспортной системы разработки.

Задачи работы:

- изучить алгоритм и содержание расчетов параметров бестранспортной системы разработки, используя данное пособие и литературу, приведенную в списке;
- освоить методику расчетов, связанных с определением параметров бестранспортной системы разработки;
- изучить влияние на параметры бестранспортной системы разработки основных определяющих факторов.

Методические указания предназначены для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 130400 – «Горное дело», изучающих дисциплину «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

1. ОСОБЕННОСТИ БЕСТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ, КОНСТРУКЦИЯ ДРАГЛАЙНОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ИХ РАБОТЫ

1.1. Особенности бестранспортных систем разработки

Бестранспортные системы разработки месторождений характеризуются тем, что вскрышные породы при их использовании перемещаются экскаваторами или отвалообразователями в выработанное пространство - во внутренние отвалы.

Перемещение пород вскрыши из забоя в отвалы при бестранспортных системах разработки производится поперек фронта работ, т.е по кратчайшему расстоянию. В связи с этим бестранспортные системы разработки являются наиболее простыми и экономичными.

Системы с перемещением пород вскрыши в выработанное пространство могут применяться только при разработке горизонтальных или пологих месторождений, представленных пластами или пластообразными залежами с углами падения не превышающими 10-15 градусов. Глубина залегания пластов, как правило, не превышает 40-60 метров, а их мощность обычно не более 5-20 метров. Разработка таких месторождений ведется сразу на всю мощность залежей с постоянной или слегка возрастающей рабочей зоной. Именно при перечисленных условиях появляется возможность размещения пород вскрыши во внутренние отвалы.

Карьерные поля при разработке горизонтальных и пологих месторождений имеют, как правило, большие размеры. Их длина может достигать 5 километров, а ширина от 0,5 до 2 километров. Карьерные поля имеют вытянутую форму.

Кроме того, при этих системах разработки существует жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как вскрываемые запасы ограничиваются рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

Применение бестранспортных систем разработки возможно лишь тогда, когда имеется оборудование с рабочими параметрами, достаточными для перевалки породы через добычные уступы в выработанное пространство.

При бестранспортных системах разработки для перемещения породы из забоя до отвала могут применяться экскаваторы-драглайны, вскрышные экскаваторы-механические лопаты или консольные отвалообразователи.

В последние десятилетия наибольшее распространение при бестранспортных системах разработки получили драглайны. В связи с этим в данных методических указаниях рассмотрены технологические схемы, предусматривающие использование экскаваторов-драглайнов.

1.2. Особенности конструкции экскаваторов-драглайнов

Важной особенностью экскаваторов-драглайнов является то, что их ковш подвешен к стреле на стальных канатах (рис.1.1). Вместимость ковша крупных драглайнов достигает 100-168 кубометров, а длина стрелы 100-120 метров.

Драглайны обычно имеют шагающий ход, однако относительно небольшие модели могут иметь гусеничный ход.

Наклон стрелы драглайна обычно составляет 25-35 градусов.



Рис.1.1. Шагающий экскаватор-драглайн ЭШ-20.90

Ковш драглайна перемещается по забою с помощью тягового и подъемного канатов. При этом он отделяет (срезает) стружку породы и заполняется. Затем ковш поднимают вверх. Угол между горизонталью и днищем ковша при его подъеме регулируется изменением длины разгрузочного каната. Разгрузка ковша происходит при свободном опускании тягового каната.

Длительность черпания зависит в основном от крепости породы и толщины стружки, срезаемой драглайном. При увеличении толщины стружки сокращается путь, проходимый ковшом при черпании, но вследствие повышенного сопротивления резанию уменьшается скорость перемещения ковша.

Минимальная толщина стружки должна быть такой, чтобы ковш заполнялся за одно черпание. В мягких грунтах толщина стружки может быть больше, а в крепких меньше.

Продолжительность поворота драглайна зависит, главным образом, от места выгрузки породы. В некоторых случаях разгрузка ковша может совмещаться с поворотом и происходить без остановки экскаватора, поворачивающегося в этом случае на 360 градусов без остановки.

Многолетний опыт эксплуатации крупных шагающих экскаваторов-драглайнов на горных предприятиях мира свидетельствует о высокой эффективности этих машин.

Важнейшим их преимуществом является то, что, имея большую длину стрелы, они могут осуществлять не только выемку, но и транспортирование вскрышных пород непосредственно во внутренние отвалы.

Благодаря возможности экскавации как нижним, так и верхним черпанием обеспечивается разработка месторождений с большой мощностью вскрыши. Низкое удельное давление на грунт при работе и передвижении позволяет осуществлять эксплуатацию экскаватора при низкой несущей способности грунтов.

Эти особенности крупных драглайнов, наряду с их высокой производительностью и надежностью, обеспечили значительное распространение таких машин на карьерах и разрезах мира.

Только на угледобывающих предприятиях Российской Федерации, где драглайны эксплуатируются более пятидесяти лет, ими без использования транспорта перемещается около 20 процентов от общего объема всей горной массы. Крупные экскаваторы-драглайны используются на горных предприятиях США, Австралии, Канады, Китая и ряда других стран.

Основной тенденцией в развитии драглайнов длительное время являлось увеличение вместимости ковша и длины стрелы. Однако в последние годы основные технологические параметры крупных драглайнов, по-видимому, достигли своего предела, определяемого экономической целесообразностью.

Основные направления развития экскаваторов-драглайнов в настоящее время связаны с совершенствованием их конструкции для более полного использования возможностей этой техники.

Это, в первую очередь, объясняется тем, что увеличенные затраты на особо крупные экскаваторы не компенсируются пропорциональным увеличением их производительности за границами некоторого предельного значения мощности машины.

Накопленный опыт использования крупных шагающих экскаваторов показал, что при бестранспортных системах разработки их применение позволяет в 2-3 раза снизить затраты на производство 1 $м^3$ вскрыши и в 3-4 раза уменьшить трудоемкость вскрышных работ.

1.3. Технологические схемы работы при бестранспортной системе разработки

Различают:

- простую бестранспортную систему разработки с однократной непосредственной перевалкой породы из вскрышного уступа во внутренние отвалы;

- усложненные бестранспортные системы разработки с многократной перевалкой вскрыши, которые используются в том случае, когда рабочие размеры вскрышного экскаватора оказываются недостаточными для непосредственного размещения вскрыши в выработанном пространстве.

В зависимости от структуры механизации, моделей вскрышного и отвального экскаваторов и места их расположения в рабочей зоне, числа подуступов, отрабатываемых с перевалкой вскрыши, размеров и формы отвальной рабочей зоны и степени подвалки добычного уступа бестранспортные системы разработки подразделяют на технологические схемы.

Так, простая бестранспортная система разработки включает целый ряд схем экскавации, наиболее распространенными из которых сегодня являются следующие:

- схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород одним уступом и размещении драглайна на верхней площадке вскрышного уступа;

- схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород двумя подуступами и размещении драглайна на подуступе.

Схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород одним уступом предусматривает размещение драглайна на верхней площадке вскрышного уступа. Он смещен от бровки добычного уступа на значительное расстояние. Зависимости между рабочими параметрами драглайна и высотой отвала при этой схеме устанавливаются только по радиусу разгрузки. Высота разгрузки драглайна с учетом расположения его на кровле вскрышного уступа позволяет иметь отвал большой высоты.

При расчете бестранспортных систем разработки обычно решаются задачи двух видов.

В первом случае по заданным параметрам экскаватора находят наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа H.

Во втором случае для заданных параметров системы разработки подбирают модель экскаватора (т.е. величину радиуса разгрузки экскаватора R_p).

Расстояние от оси драглайна до верхней бровки добычного уступа l_1 определяется по формуле:

$$l_1 = b + c + Б + H\ ctg\ \alpha_в + l_2\ , \qquad (1.1)$$

где b - половина диаметра опорной базы экскаватора, м;

c - безопасное расстояние, принимаемое в зависимости от мощности пласта и модели экскаватора, м (обычно с=1-3 метра);

$Б$ - ширина бермы безопасности, м;

H - высота вскрышного уступа, м;

$\alpha_в$ - угол откоса вскрышного уступа, градус;

l_2 - ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м.

Если требуется по заданным параметрам экскаватора найти наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа H, используют зависимость ее от радиуса разгрузки экскаватора $R_р$:

$$H = (R_р - b - c - Б - l_2 - h\,ctg\,\alpha - a - A/4) / (ctg\,\alpha_в + к\,ctg\,\beta), \quad (1.2)$$

где $R_р$ - радиус разгрузки экскаватора, м;

h - высота добычного уступа, м;

α - угол откоса добычного уступа, градус;

A - ширина экскаваторной заходки, м;

$к$ - остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале;

β - угол откоса отвала, градус

Если требуется для заданных параметров системы разработки подобрать модель экскаватора-драглайна, определяют необходимую величину его радиуса разгрузки по формуле:

$$R_р = H(ctg\,\alpha_в + к\,ctg\,\beta) + b + c + Б + l_2 + h\,ctg\,\alpha + a + A/4. \quad (1.3)$$

Схема экскавации драглайном при разработке вскрыши двумя подуступами позволяет при тех же рабочих параметрах драглайна разрабатывать вскрышу большей мощности. Эта схема может быть применена только при использовании мощных драглайнов, которые могут разрабатывать уступы выше уровня стояния. Однако высота верхнего подуступа не должна быть более 0,3-0,4 высоты разгрузки драглайна.

Усложненные бестранспортные системы разработки с многократной перевалкой вскрыши используются в том случае, когда рабочие размеры вскрышного экскаватора оказываются недостаточными для непосредственного размещения вскрыши в выработанном пространстве. При этих системах разработки порода во внутренние отвалы перемещается в несколько приемов, т.е. необходима переэкскавация породы.

Различают много вариантов схем усложненных бестранспортных систем разработки. При некоторых вариантах вскрышные породы перемещается во временный предотвал и переэкскавируется одним драглайном. Часто при таких схемах драглайн устанавливается на предотвале.

Одним из вариантов таких схем является схема, получившая название «Райчихинская» .

При других вариантах схем порода перемещается во временный предотвал одним драглайном, а переэкскавируется далее другим драглайном. Одним из вариантов таких схем является «Украинская» схема.

2. ЗАДАНИЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. Ознакомиться с особенностями работы драглайнов при бестранспортных системах разработки.

2. Ознакомиться с техническими характеристиками экскаваторов-драглайнов.

3. Изучить технологические схемы работы драглайнов при бестранспортных системах разработки.

4. Выполнить расчет параметров бестранспортной системы разработки.

5. Исследовать зависимость параметров бестранспортной системы разработки от определяющих их факторов.

6. Начертить схему работы драглайна.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. По учебнику и методическим указаниям ознакомиться с особенностями конструкции, техническими характеристиками и технологическими схемами работы драглайнов.

2. Ознакомиться с исходными данными, приведенными в прил. 1 (в соответствии с заданным преподавателем вариантом).

3. С использованием методики, приведенной в разделе 1.2, выполнить расчет параметров бестранспортной системы разработки:

- по заданным параметрам экскаватора найти наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа (с использованием формулы 1.2);
- для заданных параметров системы разработки подобрать модель экскаватора-драглайна (с использованием формулы 1.3 и приложения 2);

4. Исследовать зависимость параметров бестранспортной системы разработки от определяющих их факторов (изменяя высоту добычного уступа h в формуле 1.2 и высоту вскрышного уступа H в формуле 1.3 в соответствии с заданием, приведенным в приложении 1).

5. Сделать вывод о степени влияния на параметры бестранспортной системы разработки определяющих факторов и построить графики $H=f(h)$ и $R_p=f(H)$.

6. Начертить на листе формата А4 схему работы драглайна, при бестранспортной системе разработки с размерами, заданными в приложении 1 и полученными расчетом.

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ

1. Какие Вы знаете основные конструктивные особенности экскаваторов-драглайнов?

2. Какие схемы работы драглайнов при бестранспортой системе разработки Вы знаете?

3. Когда и почему необходимо применять усложненные бестранспортные системы разработки?

4. Назовите основные особенности «Райчихинской» технологической схемы разработки.

5. Назовите основные особенности «Украинской» технологической схемы разработки.

6. От каких факторов зависят параметры бестранспортной системы разработки?

7. Как определяется по заданным параметрам экскаватора-драглайна наибольшая допустимая в данных условиях высота вскрышного уступа при простой бестранспортной системе разработки?

8. Как подбирают экскаватор-драглайн для конкретных условий разработки месторождения при простой бестранспортной системе разработки?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К.Ю. Технологические процессы открытых горных работ.- М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 448 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. 700 с.

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей: учебник для вузов. М.: Недра, 1981. 278 с.

Проектирование карьеров: учебник /К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко. 3-е изд., перераб. М.: Высшая школа, 2009. 694 с.

Ржевский В. В. Открытые горные работы: учебник для вузов. 1 и 2 ч. М.: Недра, 1985. 549 с.

Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: учебник для техникумов. 5-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1991. 336 с.

Хохряков В. С. Проектирование карьеров: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1992. 383 с.

Приложение 1

Исходные данные для расчетов

Показатель	Обозначение	Вариант											
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**
Модель драглайна	–	ЭШ-11.75						ЭШ-15.100					
Высота добычного уступа, м	h	5	10	10	9	7	8	7	8	5	8	7	9
Половина диаметра опорной базы экскаватора, м	b	5,4	5,4	5,4	5,4	5,4	5,4	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25
Безопасное расстояние, м	c	1	2	1	2	2	1	3	3	2	2	3	3
Ширина бермы безопасности, м	$Б$	4	5	3	4	3	4	5	7	8	4	5	6
Угол откоса вскрышного уступа, град.	$\alpha_в$	50	55	53	56	54	57	57	56	55	53	53	58
Ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м	l_2	5	4	5	5	4	3	5	6	7	3	5	6
Угол откоса добычного уступа, град.	α	60	65	60	55	60	65	65	60	55	65	60	55
Ширина экскаваторной заходки, м	A	18	18	16	17	16	18	19	18	17	18	17	18
Остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале	$к$	1,3	1,4	1,5	1,4	1,3	1,5	1,4	1,3	1,2	1,3	1,4	1,5
Угол откоса отвала, град	β	30	35	32	30	35	34	34	35	32	34	35	33
Высота вскрышного уступа, м	H	10	15	12	12	11	10	15	12	10	14	12	15
Варианты высоты вскрышного уступа, м	H_1	8	7	6	7	6	7	7	8	6	9	7	8
	H_2	9	8	7	8	7	9	8	9	7	10	9	9
	H_3	11	9	8	9	8	10	10	11	8	12	10	11
	H_4	12	11	10	11	10	11	11	12	10	13	11	12
Варианты высоты добычного уступа, м	h_1	6	8	9	7	8	7	5	6	7	5	4	5
	h_2	7	9	10	8	9	8	6	7	8	6	5	6
	h_3	8	10	11	9	10	9	7	8	9	7	6	7
	h_4	9	11	12	10	11	10	8	9	10	8	7	8

Исходные данные для расчетов

Показатель	Обозначение	Вариант											
		13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Модель драглайна	–	ЭШ-20 90						ЭШ-20 100					
Высота добычного уступа, м	h	6	9	8	9	7	5	7	8	6	8	6	9
Половина диаметра опорной базы экскаватора, м	b	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6
Безопасное расстояние, м	c	1	2	1	2	2	1	3	3	2	2	3	3
Ширина бермы безопасности, м	E	4	5	3	4	3	4	5	7	8	4	5	6
Угол откоса вскрышного уступа, град.	$\alpha_н$	52	50	53	55	54	56	57	55	56	53	53	58
Ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м	l_2	4	5	4	3	5	4	4	5	6	3	5	6
Угол откоса добычного уступа, град.	α	62	60	61	56	55	62	60	62	57	60	61	55
Ширина экскаваторной заходки, м	A	18	18	16	17	16	18	19	18	17	18	17	18
Остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале	κ	1,4	1,3	1,5	1,3	1,2	1,5	1,4	1,5	1,3	1,2	1,4	1,5
Угол откоса отвала, град	β	32	35	30	32	35	30	34	30	32	33	35	33
Высота вскрышного уступа, м	H	10	15	12	12	11	10	15	12	10	14	12	15
Варианты высоты вскрышного уступа, м	H_1	8	7	6	7	6	7	7	8	6	9	7	8
	H_2	9	8	7	8	7	9	8	9	7	10	9	9
	H_3	11	9	8	9	8	10	10	11	8	12	10	11
	H_4	12	11	10	11	10	11	11	12	10	13	11	12
Варианты высоты добычного уступа, м	h_1	6	8	9	7	8	7	5	6	7	5	4	5
	h_2	7	9	10	8	9	8	6	7	8	6	5	6
	h_3	8	10	11	9	10	9	7	8	9	7	6	7
	h_4	9	11	12	10	11	10	8	9	10	8	7	8

Приложение 2

Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов, выпускаемых ОАО «Уралмаш»

Параметры	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-20.100	ЭШ-40.100	ЭШ-30.110	ЭШ-65.100	ЭШ-40.130	ЭШ-100.100	ЭШ-100.125
Вместимость ковша, $м^3$	11	20	15	25	20	40	30	65	40	100	100
Длина стрелы, м	75	90	100	90	100	100	110	100	130	100	125
Максимальный радиус, м:											
черпания ……	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	94,8	103,3	97,6	123	97,0	118
выгрузки	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	94,8	103,3	97,6	123	97,0	118
Максимальная высота разгрузки, м	30,6	38,5	45,0	37,5	45,0	40,0	46,2	38,5	56,0	43,0	56,0
Максимальная глубина черпания, м……	38,0	42,5	46,0	47,0	46,0	47,0	53,0	46,0	60,0	47,0	52,0
Мощность сетевого двигателя, кВт	1250	2500	2500	2500	2500	2×2250	2×2250	4×2250	4×2250	4×3600	4×3600
Масса рабочая, т……	840	1690	1710	1900	1900	3310	3420	5460	5460	10300	10000
Продолжительность рабочего цикла (грунт первой категории), с…… ……	56	60	60	60	62	60	64	60	60	60	60

ЭШ – экскаватор шагающий

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.
Кокунина Л.В., ст. преподаватель, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3

1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА 4

2. ПОВТОРЕНИЕ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ТЕМ КУРСА. ОТВЕТЫ НА ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ 5

3. ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ И КОНТРОЛЬНЫМ РАБОТАМ 5

4. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА 6

5. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ (ЭКЗАМЕНУ) 7

6. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ 8

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ 9

ПРИЛОЖЕНИЕ 2. ПЕРЕЧЕНЬ ЭКЗАМЕНАЦИОННЫХ ВОПРОСОВ 11

ВВЕДЕНИЕ

Настоящие учебно-методическое пособие содержит информацию, необходимую для выполнения самостоятельной работы по дисциплине Б1.Б.2.02 «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации №3 «Открытые горные работы», очной и заочной формы обучения.

Согласно рабочей программе дисциплины Б1.Б.2.02 «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» предусмотрены следующие виды самостоятельной работы:

- Повторение материала лекций
- Самостоятельное изучение тем курса (для заочной формы обучения)
- Ответы на вопросы для самоконтроля
- Подготовка к практическим занятиям
- Подготовка к контрольной работе
- Подготовка и написание курсового проекта
- Подготовка к зачетам
- Подготовка к экзамену

Обоснование затрат времени на самостоятельную работу и принятая трудоемкость по отдельным её видам представлена в разделе 7 рабочей программы дисциплины.

1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

Технологические типы месторождений и особенности их разработки. Запасы полезного ископаемого и кондиции на минеральное сырье. Критерии оценки горных работ. Рабочая зона карьера. Режим горных работ. Вскрытие карьерных полей. Системы открытой разработки. Организация и управление горными работами.

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

Особенности разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений. Схемы разработки при простой бестранспортной системе разработки вскрыши. Схемы разработки при усложненной бестранспортной системе разработки вскрыши: суть, типичные схемы, расчет. Модификации схем бестранспортной разработки. Система разработки со сбросом горной массы взрывом. Организация вскрышных и добычных работ при бестранспортных системах разработки. Системы разработки с применением консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов. Вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

Особенности разработки россыпных месторождений. Разработка россыпных месторождений бульдозерно-экскаваторным способом. Разработка россыпных месторождений экскаваторным способом. Разработка россыпных месторождений гидравлическим способом. Разработка россыпных месторождений дражным способом.

Тема 4: Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

История развития, краткое описание направлений развития камнедобывающей отрасли. Виды горных пород. Генезис. Горнотехнические условия. Оценка и разведка месторождений облицовочного камня. Виды вскрытия с применением транспортных и бестраншейных схем вскрытия месторождений облицовочного камня. Безвзрывные способы подготовки вскрышных пород к выемке. Методы предохранительного взрывания на выветрелых горных породах. Способы, основанные на механическом резании горных пород. Резание горных пород специальными методами: струей воды высокого давления, термогазоструйными и плазменными горелками, лазерными установками. Способы подготовки блоков к выемке методом сплошного бурения. Способы подготовки камня к выемке бурением по

контуру с последующим механическим и взрывным откалыванием. Управление действием взрыва на массив. Принципы комбинации способов подготовки камня к выемке. Процессы подготовки к выемке облицовочного камня: подготовка к выемке, пассировка, погрузка, транспортирование, складирование кондиционного сырья. Погрузка, транспортирование и складирование некондиции.

2. ПОВТОРЕНИЕ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ТЕМ КУРСА. ОТВЕТЫ НА ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.

Основной объем информации по дисциплине излагается: для очной формы обучения - преподавателем на аудиторных (лекционных) занятиях в устной форме; для заочной формы обучения – в учебной литературе, перечень которой представлен в разделе 8 настоящего методического пособия. Использование основной литературы считается обязательным для повторения и самостоятельного изучения тем курса, использование дополнительной литературы предусматривается с целью углублённого изучения отдельных разделов дисциплины.

Рекомендуется следующий порядок повторения или самостоятельного изучения тем дисциплины:

1. Ознакомьтесь с содержанием темы;
2. Ознакомьтесь с конспектом лекций по теме;
3. Ознакомьтесь с изложением данной темы в литературных источниках;
4. Ответьте на контрольные вопросы по данной теме (приложение 1 настоящего методического пособия), используя при необходимости конспект лекций и литературные источники;
5. Составьте конспект по изученному (повторенному) материалу;
6. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

3. ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ И КОНТРОЛЬНЫМ РАБОТАМ

С Выполнение практических и контрольных работ осуществляется студентами на аудиторных занятиях в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению практических и контрольных работ представлены в методических пособиях:

1. Исаков С.В., Беляев В.Л., Ганиев Р.С. Руководство по выполнению практических и контрольных работ по дисциплине Б1.Б.2.02

Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 1. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

2. Сандригайло И.Н. Руководство по выполнению практических работ по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 2. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019
3. Кокунина Л.В., Ганиев Р.С., Бычков Г.В. Руководство по выполнению практических работ по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 3. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019
4. Ганиев Р.С. Руководство по выполнению контрольной работы по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 3. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки к практическим и контрольным работам:

1. Используя соответствующее методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными к работе;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. Подготовьте титульную страницу работы с указанием названия работы, цели и задач работы, а также выпишите исходные данные согласно варианту, назначенному преподавателем;
4. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

4. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Выполнение курсового проекта осуществляется студентами в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению курсового проекта представлены в методическом пособии:

Сандиргайло И.Н., Беляев В.Л., Кокунина Л.В., Ганиев Р.С., Сорокин Л.А. Руководство по выполнению курсового проекта по дисциплине Б1.Б.2.02

Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки и написания курсового проекта:

1. Используя методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными для выполнения курсового проекта;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. Подготовьте титульную страницу работы с указанием названия работы, цели и задач работы, а также выпишите исходные данные согласно варианту, назначенному преподавателем;
4. Выполнение разделов курсового проекта осуществлять в порядке, изложенном в методическом пособии. Графическая часть, как правило, оформляется прежде пояснительной записки. Требования к оформлению также изложены в методическом пособии.
5. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

5. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ (ЭКЗАМЕНУ)

Сдача зачета (экзамена) осуществляется студентами по результату изучения каждой из трёх тематических частей дисциплины:

- **часть 1**: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений (тема 1);

- **часть 2**: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений (тема 2)

- **часть 3**: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений, Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня (темы 3-4)

Зачет (экзамен) по дисциплине проводится по билетам. Билет на зачет (экзамен) включает в себя два теоретических вопроса из перечня, представленного в приложении 2 настоящего методического пособия. На зачете/экзамене преподаватель может задать обучающемуся дополнительные и уточняющие вопросы. Дополнительные вопросы задаются помимо вопросов билета и связаны, как правило, с плохим ответом. Уточняющие

вопросы задаются в рамках билета и направлены на выявление степени понимания студентом изучаемого предмета.

Рекомендуется следующий порядок подготовки к зачету (экзамену):

1. Ознакомьтесь с перечнем экзаменационных вопросов;
2. Повторите соответствующие разделы теоретической части дисциплины, используя конспект лекций и учебную литературу;
3. С целью закрепления усвоенного материала письменно составьте ответы на представленные вопросы;
4. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

6. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература

№ п/п	Наименование
1	Технология открытых горных работ : учебник / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. - 3-е изд., перераб. и доп. - Москва : НТЦ "Горное дело", 2008. - 472 с.
2	Справочник. Открытые горные работы : справочное издание / Трубецкой К. Н. [и др.]. - Москва : Горное бюро, 1994. - 590 с. : ил. - Библиогр.: с. 583
3	Практикум по открытым горным работам : учеб. пособие / Иван Михайлович Ялтанец И. М., Михаил Иванович Щадов М. И. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Изд-во МГУ, 2003. - 429 с

Дополнительная литература

№ п/п	Наименование
1	Открытая разработка месторождений полезных ископаемых : учебник / В. С. Хохряков. - 5-е изд., перераб. и доп. - Москва : Недра, 1991. - 336 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

1. Какие существуют технологические типы месторождений и особенности их разработки?
2. Какие выделяются виды запасов полезного ископаемого?
3. Каким образом составляются кондиции на минеральное сырье?
4. Каковы критерии оценки горных работ?
5. Какие выделяются параметры рабочей зоны карьера?
6. От чего зависят параметры рабочей зоны карьера?
7. От чего зависит режим горных работ?
8. Какие существуют схемы вскрытия карьерных полей для крутопадающих месторождений?
9. Какие выделяются виды систем открытой разработки?
10. По каким критериям производится выбор системы разработки?

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

1. Какие выделяются особенности залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений?
2. Какие схемы разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений применяются на практике?
3. В чем заключаются особенности, достоинства и недостатки простой бестранспортной системы разработки?
4. Что подразумевается под термином «готовые к выемке резервы»?
5. В чем заключаются особенности, достоинства и недостатки усложненной бестранспортной системы разработки?
6. Что отражает коэффициент переэкскавации?
7. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Черемховской схемы?
8. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Райчихинской схемы?
9. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Украинской схемы?
10. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Назаровской схемы?
11. Каковы особенности бестранспортной схемы разработки с взрыванием вскрышных пород?

12. Каковы особенности организации вскрышных и добычных работ при бестранспортной схеме?

13. Какие существуют варианты типов забоев в добычной панели?

14. Какие существуют схемы работ при бестранспортной системе разработки?

15. В чём заключаются особенности систем разработки с применением консольных отвалообразователей?

16. В чём заключаются особенности систем разработки с применением транспортно-отвальных мостов?

17. Как осуществляется вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений?

18. Какой порядок ведения горных работ предусматривается при бестранспортных системах разработки?

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

1. Какие выделяются способы разработки россыпных месторождений?

2. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при бульдозерном способе их отработки?

3. В чем заключаются особенности схемы ведения работ при бульдозерном способе разработки россыпей?

4. Какие факторы определяют производительность бульдозерной техники?

5. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при бульдозерно-экскаваторном способе их отработки?

6. В чем заключаются особенности схемы ведения работ при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения?

7. По какому принципу проектируются комплексы оборудования при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения?

8. Какие существуют типы гидромониторных забоев?

9. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при гидромониторном способе их отработки?

10. По какой схеме осуществляется отработка уступа и перемещение работ при отработке россыпей гидромониторным способом?

11. Что является основными техническими характеристиками гидромонитора?

12. Какие факторы определяют ширину рабочей площадки при гидромониторной отработке россыпей?

13. От каких фактров зависит производительность гидромонитора?

14. Как классифицируются драги в зависимости по критерию возможной глубины отработки?

15. Какие существуют схемы водоснабжения дражного разрезы?

16. Какие существуют технологические схемы ведения работ при дражном способе отработки россыпей?

17. От каких факторов зависит производительность многочерпаковых драг?

Тема 4: Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

1. Какие схемы вскрытия применяются при разработке месторождений облицовочного камня?

2. Чем принципиально отличаются технология траншейного и бестраншейного вскрытия месторождений облицовочного камня?

3. Какие существуют способы подготовки вскрышных пород к выемке при отработке месторождений облицовочного камня?

4. В чём заключаются особенности технологии безвзрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке?

5. В чём заключаются особенности технологии взрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке?

6. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на механическом резании и области их применения.

7. Какие существуют способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на бурении горных пород? Какова область их применения?

8. Какие существуют способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на альтернативных методах разрушения горных пород? Какова область их применения?

9. В чём заключается суть комбинированных способов подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня? Какова область их применения?

10. Какие существуют виды технологических процессов на добыче блочного камня? В чём заключаются их особенности?

11. Какие механизмы, оборудование и техника применяются в процессах подготовки к выемке облицовочного камня?

12. В чём заключается суть пассировки блочного камня? Какие к ней предъявляются требования?

13. Как осуществляются погрузка, складирование и учет некондиционной горной массы?

ПРИЛОЖЕНИЕ 2. ПЕРЕЧЕНЬ ЭКЗАМЕНАЦИОННЫХ ВОПРОСОВ
Часть 1.

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

1 Общие сведения о технологии открытой добычи полезных ископаемых Принципы комплексной механизации.
2 Вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы полезных ископаемых.
3 Формирование качества руд. Структура запасов полезных ископаемых.
4 Промышленные требования к качеству полезных ископаемых. Ценность полезных ископаемых.
5 Оценка качества горных работ. Учет потерь и разубоживания.
6 Коэффициенты вскрыши и горной массы. Критерии оценки горных работ
7 Показатели развития горных работ Расчет скорости понижения горных работ.
8 Рабочая зона карьера. Понятия и определения.
9 Законы формирования рабочей зоны карьера.
10 Рабочая зона глубоких карьеров. Особенности развития рабочей зоны глубоких карьеров.
11 Режим и этапы горных работ.
12 Вскрытие карьерных полей. Способ, схема и система вскрытия.
13 Назначение и подразделение горных выработок. Классификация способов вскрытия
14 Трасса капитальных траншей. Выбор формы трассы
15 Транспортные способы проходки траншей.
16 Выбор способа вскрытия карьерного поля.
17 Вскрытие крутопадающих и наклонных месторождений Основные рекомендации по планированию схем вскрытия.
18 Вскрытие тупиковыми, петлевыми и спиральными съездами.
19 Вскрытие нагорных месторождений. Вскрытие подземными горными выработками.
20 Системная разработка карьерных полей.
21 Классификация систем разработки по Н.В Мельникову.
22 Классификация систем разработки по В В Ржевскому.
23 Элементы, параметры и показатели систем разработки.
24 Особенности открытой разработки наклонных и крутопадающих месторождений.

25 Системная разработка с применением железнодорожного транспорта
26 Системная разработка с применением автомобильного транспорта.
27 Системная разработка с применением конвейерного транспорта

Часть 2.

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

1 Особенности залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений.
2 Схемы разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений
3 Простая бестранспортная система разработки. Ее особенности, достоинства и недостатки.
4 Формула для определения предельной мощности вскрыши, отрабатываемой экскаватором-драглайном, заданной модели.
5 Формула для выбора экскаватора – драглайна, имеющего радиус разгрузки, необходимый для отработки вскрыши на конкретном месторождении.
6 Схема совместной работы вскрышного и добычного экскаваторов. Готовые к выемке резервы.
7 Усложненная бестранспортная система разработки. Коэффициент переэкскавации.
8 Черемховская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
9 Райчихинская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
10 Украинская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
11 Назаровская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
12 Бестранспортная схема разработки с взрыванием вскрышных пород.
13 Организация вскрышных и добычных работ при бестранспортной схеме. Варианты типов забоев в добычной панели.
14 Схемы работ при бестранспортной системе разработки. Правила их конструирования.
15 Системы разработки с применением консольных отвалообразователей.
16 Системы разработки с применением транспортно-отвальных мостов.
17 Вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений.

Часть 3.

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

1 Способы разработки россыпных месторождений и условия их применения.
2 Схемы вскрытия россыпных месторождений при бульдозерном способе их отработки.
3 Схемы ведения работ при бульдозерном способе разработки россыпей.
4 Производительность бульдозерной техники.
5 Схемы вскрытия россыпных месторождений при бульдозерно-экскаваторном способе их отработки.
6 Схемы ведения работ при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения.
7 Принцип комплексности при выборе оборудования при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения.
8 Типы гидромониторных забоев.
9 Схемы вскрытия россыпных месторождений при гидромониторном способе их отработки.
10 Схема отработки уступа и перемещения работ при отработке россыпей гидромониторным способом.
11 Технические характеристики гидромониторов и принципы выбора гидромониторного оборудования.
12 Конструкция рабочей площадки при гидромониторной отработке россыпей.
13 Производительность гидромонитора.
14 Классификация драг в зависимости по критерию возможной глубины отработки.
15 Принципиальное устройство многочерпаковой драги.
16 Схемы водоснабжения дражного разрезы.
17 Технологические схемы ведения работ при дражном способе отработки россыпей.
18 Производительность многочерпаковых драг.

Тема 4. Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

1 Камнедобывающая отрасль, основные направления ее развития.
2 Какие горные породы применяются, как материал для облицовочных и строительных материалов.
3 Основные горнотехнические условия, особенности оценки и разведки

месторождения облицовочного камня.

4 Основные требования к геологической документации, какие данные должна содержать геологическая документация при оценке, разведке месторождений облицовочного камня.

5 Способы производства вскрышных работ на месторождениях облицовочного камня.

6 Способы вскрытия технологии вскрытия месторождений облицовочного камня.

7 Принципы предохранительного взрывания на месторождениях облицовочного камня.

8 Способы подготовки к выемке облицовочного камня.

9 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на механическом резании.

10 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на сплошном бурении.

11 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на механическом или взрывном откалывании.

12 Требования к качеству и параметрам блоков из природного камня.

13 Основные принципы и технология пассировки блоков.

14 Основные грузоподъемные механизмы и требования к ним при подготовке к выемке блочного камня.

15 Требования к транспортным средствам при перевозке блочного камня.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ»

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Беляев В. Л., старший преподаватель

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2
Методические указания по организации самостоятельной работы студента 2
Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 4
Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере» 7
Рекомендуемая литература 13

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Проектирование карьеров» объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 53 часа, заочной – 121 часов.

По курсу «Проектирование карьеров» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Проектирование карьеров». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Тема 1. Организация проектирования. Подготовка исходных данных для проектирования.

Цель и задачи проектирования. Процесс проектирования. Содержание проектной документации. Состав проекта. Проектные организации. Организация проектирования. Исходные материалы для проектирования. Достоверность и точность исходных данных при проектировании. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите цели и задачи проектирования.
2. Перечислите основные исходные данные для проектирования.
3. Содержание проекта и стадии проектирования. Организация проектирования горных предприятий.
4. Назначение проекта и виды проектной документации.
5. Характеристика геологоразведочных материалов. Требования к запасам полезного ископаемого.
6. Организация проектных работ, в том числе: директивные документы (законы, нормы, правила и др.), используемые при проектировании.

Тема 2. Методы и средства проектирования.

Методы обоснования проектных решений. Технические критерии оценки проектных решений. Экономические критерии оценки проектных решений. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3, 4**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите методы обоснования проектных решений.
2. Перечислите технические критерии оценки проектных решений.
3. Назовите экономические критерии оценки проектных решений.
4. Перечислите параметры разработки, обеспечивающие экономически допустимую и экономически эффективную разработку.
5. Основные типы задач проекта и методы их решения.

Тема 3. Экономические основы проекта.

Основные понятия. Оценка эффективности проектов и их от бору для финансирования. Решения об инвестировании средств в проект. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3, 4**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Обоснуйте основные цели и эффективность разработки месторождений.
2. Дайте оценку эффективности проектов и их отбора для эффективности.
3. Какие решения принимаются касательно инвестирования средств в проекте?
4. Обоснуйте исходные стоимостные показатели открытой разработки.

Тема 4. Обоснование границ карьеров.

Границы открытой разработки. Принципы определения границ карьера. Общая характеристика методов обоснования границ открытой разработки. Современные методические подходы к определению границ карьеров. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Границы карьера и их основные задачи при их основании.
2. Назовите принципы определения границ карьера.
3. Дайте характеристику методов обоснования границ открытой разработки.
4. Как определяются углы откоса нерабочих бортов карьера? Конструкции и размеры транспортных берм.

Тема 5. Режим горных работ. Горно-геометрический анализ карьерных полей.

Рабочая зона карьера. Понятия и определения. Порядок развития горных работ. Горно-геометрический анализ карьерных полей. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите закономерности формирования рабочей зоны карьера.
2. Что подразумевается под термином «режим горных работ карьера»?
3. Что такое горно-геометрический анализ карьерных полей?
4. Назовите критерии оценки направления развития горных работ.
5. Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ.

Тема 6. Проектирование производственной мощности карьера.

Факторы, определяющие производственную мощность. Календарный план горных работ. Упрощенный метод определения производительности карьера. Графики-номограммы проектирования производственной мощности. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите факторы, определяющие производственную мощность карьера.
2. Что такое календарный план горных работ?
3. Порядок определения производственной мощности.
4. Назовите основные факторы, ограничивающие производственную мощность.

Тема 7. Поддержание производственной мощности.

Определение эффективности поддержания производственной мощности. Цель, причины и основные направления реконструкции карьера. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите цели, причины и основные направления реконструкции карьеров.

2 Что влияет на выбор целесообразного варианта реконструкции карьеров?

3 Как определяется эффективность поддержания производственной мощности?

4. Назовите особенности горных работ при расширении контуров карьера.

Тема 8. Проектирование вскрытия. Основы проектирования генерального плана развития предприятия.

Общие сведения. Состав, структура и компоновочные решения. [1, 2]

Дополнительная литература [3, 4].

Контрольные вопросы и упражнения:

1 Общие сведения о генеральном плане развития предприятия.

2 Этапы проектирования вскрытия карьерного поля. Взаимосвязь вскрытия и конструкции погашенных бортов.

3. Состав, структура и компоновочные решения по генеральному плану карьера.

4. Понятие о земельном и горном отводе.

5 Назовите принципы проектирования размещения основных и вспомогательных объектов горного предприятия.

Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере»

Общий порядок выполнения и оформления контрольных работ.

1. Контрольные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса и изучения дополнительной литературы.

2. Перед выполнением контрольной работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Контрольные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения контрольной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты контрольной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за контрольную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по контрольным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика контрольных работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Цель работы: Определить скорость углубки в карьере на основе графика $L = \ = f(T)$ А. И. Арсентьева.

Скорость углубки $У_{г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{г.} = \frac{12H_{у}}{T},$$

где $Ну$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

Условные обозначения к работе:

$H_у$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж. д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_В$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_э$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_т$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_о$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.
В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1) способ вскрытия;

2) схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице «Расчетные схемы» (см. рис. 1). Параметры схем приведены в приложении 5.

Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы):	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 1 и 2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем $V_{тр}$, м^3, время проходки $t_с$, мес и длина въездной траншеи $L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_у^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_у}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \quad (1)$$

$$t_с = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \quad (2)$$

$$L_в = \frac{H_у}{i}. \quad (3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес, определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_у}{H_у\left(B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}, \quad (4)$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_у}{H_у^2 \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}. \quad (5)$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left[M = \frac{Q_{тр} \cdot H_у \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_у \cdot \left(B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}\right]$ (6)

Угол откоса рабочего борта (φ) определяется по формуле

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_у / \left(B_{рп} + H_у \operatorname{ctg}\alpha\right). \quad (7)$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов (М)на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи (Vт) должна быть более или равна скорости ее расширения (Vо):

$$V_т \geq V_о$$

Расчеты по схеме А

Обобщенный график $L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис 1) рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес..

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \quad (8)$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес;

$$t_1 = \frac{L_б + L_э}{V_т}, \tag{9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}, \tag{10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \tag{11}$$

гдеt_4– время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_э + (L_в - L_в)}{V_э} - \frac{(k-1)L_э + (L_в - L_п)}{V_э}. \tag{12}$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в + L_п}{L_э} \right\rceil, \text{ ед.} \tag{13}$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

Расчеты по схеме В

На рис. 2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \tag{14}$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_э + L_т + L_э}{V_т}, \tag{15}$$

где $L_т$ – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}, \tag{16}$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_о}; \tag{17}$$

$$t_ц = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_б} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \qquad (18)$$

Округляется до целого в большую сторону $$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \qquad (19)$$

Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы, краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

Исходные данные

№ ВАРИАНТА	$H_у$, М	α, ГРАД.	β, ГРАД.	$B_{тп}$, М	$L_{тр}$, М	$L_б$, М	$Q_{тр}$, ТЫС.М³/ГОД	$Q_э$, ТЫС.М³/ГОД	I, ТЫС.	$B_{тр}$, М	РАСЧЕТНАЯ СХЕМА
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	10	70		45	600	300	500	600	0,080	22	
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60	40	60	1000	450	800	1000	0,080	24	А
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65	45	50	800	350	600	800	0,080	24	В
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60	50	50	800	400	800	1000	0,080	24	
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	А
13	10	70		45	700	300	500	600	0,080	22	
14	12	75	50	50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75	40	60	800	400	1000	1200	0,080	24	В
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70		60	1000	400	800	1000	0,080	24	
22	10	75	45	45	700	300	600	800	0,080	22	А
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

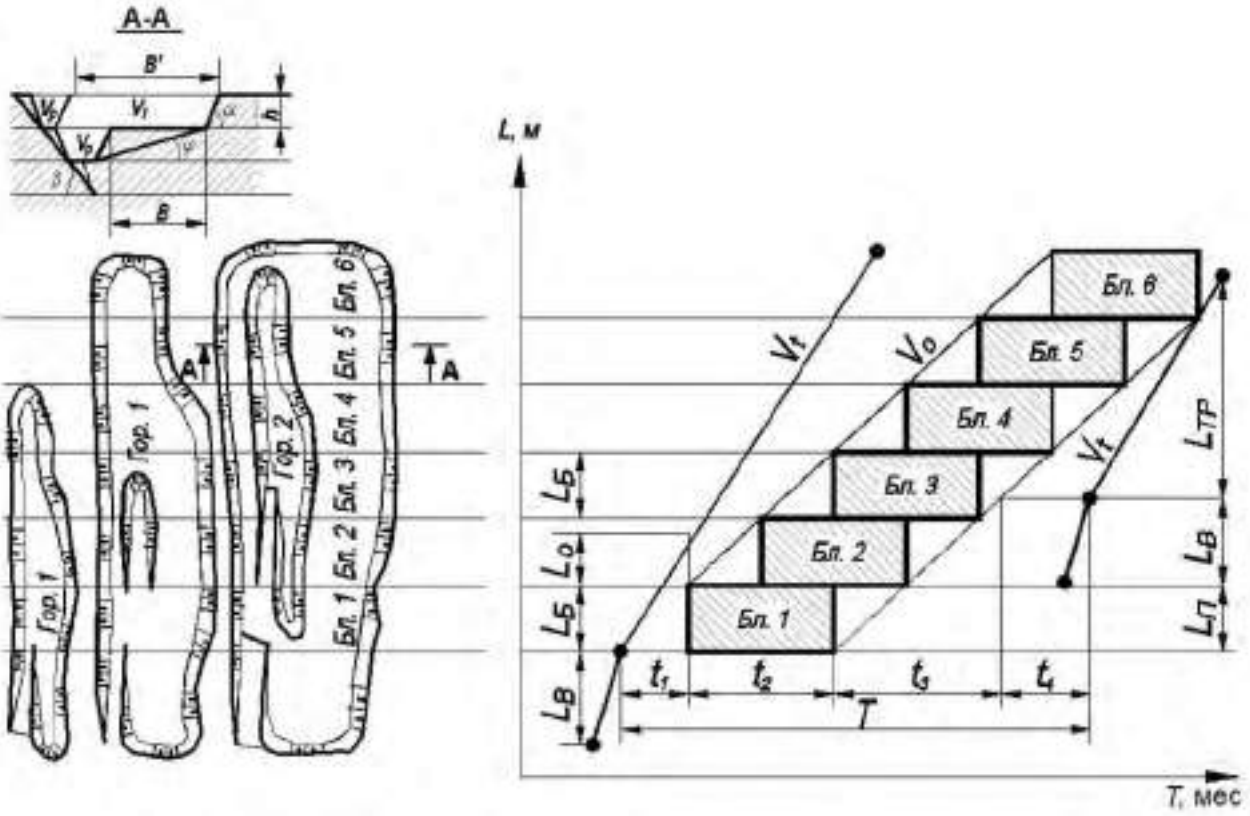


Рис. 1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы (схема А)

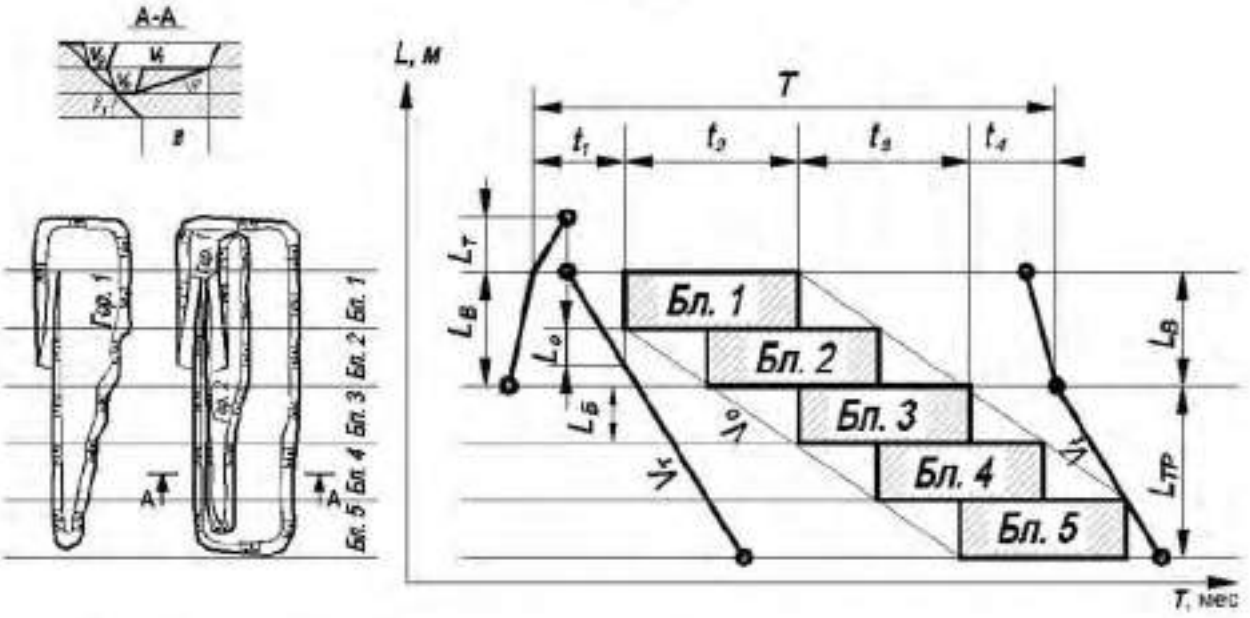


Рис. 2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы (схема В)

Рекомендуемая литература

1 Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.

2 Аннстратов Ю.И., Аннстратов К.Ю., Щадов М.И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с

3 Хохряков В.С. Проектирование карьеров. учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.

4 Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 552 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)

5 Корнилков С.В., Беляев В.Л. Проектирование карьеров: учеб-метод. пособ. по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 31 с

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Проектирование карьеров» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Проектирование карьеров» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Проектирование карьеров» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации горных работ в конкретных условиях.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1
ТОЧНОСТЬ РАСЧЕТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Цель работы: освоение методов определения погрешности расчетов при проектировании.

При проектировании часто возникает потребность в оценке результатов. Наиболее характерными случаями являются: определение погрешности расчета по известной погрешности исходных данных и определение погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета (обратная задача).

Различают зарождающуюся погрешность, которая появляется при вычислениях вследствие округления результатов, и остаточную погрешность метода вычисления.

Абсолютная погрешность вычисляется по следующим соотношениям:

$$\Delta = \left| X_n - \overline{X} \right|, \qquad \Delta = \sum \left| \frac{\partial f}{\partial x_i} \right| \Delta X_i$$

где X_n – приближенное число;

$\overline{X}$ – истинное значение числа;

ΔX_i – погрешность переменной X_i, входящей в функцию f;

$\frac{\partial f}{\partial X_i}$ – частная производная функции f по переменной X_i.

Относительная погрешность определяется по формуле.

$$\delta = \frac{\Delta}{\overline{X}} \cdot 100\ , \%$$

1.1. Инструменты: микрокалькуляторы, справочник по высшей математике (раздел «Дифференциальное исчисление»)

1.2. Исходные данные включают следующие параметры:

- линейные размеры элементов карьера (принимаются по исходным данным,
- угол откоса рабочего уступа $\beta = 60°$ (1,047 рад.),
- угол погашения борта карьера $\gamma_{ср} = 40°$ (0,698 рад.)

Погрешность определения:

- ширины траншеи по низу $\Delta_b = \pm 2$ м, (при b = 30 м),
- высоты уступа $\Delta_{Hy} = \pm 1$ м,
- длины траншеи $\Delta_L = \pm 15$ м,
- угла откоса бортов траншеи $\Delta\varphi = (0{,}0870$ рад$) = \pm 5°$,
- площади дна карьера $\Delta_{Sq} = \pm 2000$ м^2,
- глубины карьера $\Delta_{H\text{к}} = \pm H_y$ м, (при $H_к = 160$ м),
- среднего угла погашения бортов карьера $\Delta\gamma_{ср} = \pm 2°$, (0,0348 рад.)
- периметра дна карьера $\Delta_P = \pm 50$ м, (при $b_{зим} = 35$ м)

Требуемая точность расчета (обратная задача):

- объема разрезной траншеи $\delta_{VT} = 5\%$.
- объема карьера $\delta_{VK} = 10\%$

1.3. Порядок выполнения работы.

Задача 1: Определение абсолютной и относительной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера по известной погрешности исходных данных.

Задача 2: Определение допустимой погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера

Задача 1

1.3.1. Определяем истинный объем разрезной траншеи и карьера по формулам

$$V_T = (b + H_y \cdot \mathrm{ctg}\beta) H_y \cdot L,$$

$$V_K = S_0 \cdot H_K + 0{,}5 \cdot P \cdot H_K^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} \cdot H_K^3 \cdot \mathrm{ctg}^2\gamma_{cp}, \text{ м}^3.$$

1.3.2. Определяем численные значения частных производных, входящих в расчетные формулы. Варианты заданий даны в прил. 1.

Таблица 1.1

Частные производные	
объема траншеи	объема карьера
$\frac{\partial V_T}{\partial b} = H_y \cdot L$	$\frac{\partial V_K}{\partial S_0} = H_K$
$\frac{\partial V_T}{\partial H_y} = b \cdot L + 2H_y \cdot L \cdot \mathrm{ctg}\beta$	$\frac{\partial V_K}{\partial H_K} = S_0 + P \cdot H_K \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{cp} + \pi \cdot H_K^2 \cdot ctg^2\gamma_{cp}$
$\frac{\partial V_T}{\partial L} = H_y(b + H_y \cdot \mathrm{ctg}\beta)$	$\frac{\partial V_K}{\partial P} = 0{,}5 \cdot H_K^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{cp}$
$\frac{\partial V_T}{\partial \beta} = -\frac{H_y^2 \cdot L}{sin^2\beta}$	$\frac{\partial V_K}{\partial \gamma_{cp}} = -\frac{P \cdot H_K^2}{2 \cdot \sin^2\gamma_{cp}} - \frac{2 \cdot \pi \cdot H_K^3 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{cp}}{3 \cdot \sin^2\gamma_{cp}}$

1.3.3. Определяется абсолютная погрешность расчета разрезной траншеи и карьера по выражениям

$$\Delta V_T = \left|\frac{\partial V_T}{\partial b}\right|\Delta b + \left|\frac{\partial V_T}{\partial H_y}\right|\Delta H_y + \left|\frac{\partial V_T}{\partial L}\right|\Delta L + \left|\frac{\partial V_T}{\partial \beta}\right|\Delta\beta, \text{ м}^3$$

$$\Delta V_K = \left|\frac{\partial V_K}{\partial S_0}\right|\Delta S_0 + \left|\frac{\partial V_K}{\partial H_K}\right|\Delta H_K + \left|\frac{\partial V_K}{\partial P}\right|\Delta P + \left|\frac{\partial V_K}{\partial \gamma_{cp}}\right|\Delta\gamma_{cp}, \text{ м}^3$$

1.3.4. Определяется относительная ошибка вычисления V_T и V_K по формулам.

$$\delta_{V_T} = \frac{\Delta V_T}{V_T} \cdot 100 \text{ , \%}$$

$$\delta_{V_К} = \frac{\Delta V_К}{V_К} \cdot 100 \text{ , \%}$$

ЗАДАЧА 2: (обратная)

1.3.5. По известной относительной погрешности расчета Определяем абсолютную погрешность расчета объема разрезной траншеи и карьера по формулам:

$$\Delta V_T = \frac{V_T \cdot \delta V_T}{100} \qquad \Delta V_K = \frac{V_K \cdot \delta V_K}{100}$$

1.3.6. Определяем абсолютную погрешность исходных данных по формуле

$$\Delta x_i = \frac{\Delta V_T (\Delta V_K)}{n \cdot \left| \frac{\partial V}{\partial X_i} \right|}$$

где n – число переменных, входящих в функциональную зависимость (в нашем случае $n = 4$);

$\left| \frac{\partial f}{\partial X_i} \right|$ – частные производные функции по переменной X_i (например, для разрезной траншеи X_i – соответствует b, H_y, L, β).

1.4. Форма отчетности. По результатам практического занятия представляется отчет, содержащий краткую теорию существа вопроса, таблицу частных производных функций V_T и V_K, а также результаты расчетов по предложенной методике.

Практическая работа № 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА СРАВНЕНИЕМ КОНТУРНОГО И ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

Цель работы: Определение глубины карьера на поперечном разрезе сравнением контурного ($K_К$) и граничного ($K_{ГР}$) коэффициентов вскрыши по условию

$$K_{ГР} \geq K_К$$

при $K_К = \Delta V / \Delta P$, м³/м³

где ΔV ΔP – соответственно приращение объема полезного ископаемого и вскрышных пород при увеличении глубины карьера на $\Delta H_К$, тыс.м³.

2.1. ***Исходные данные*** оформлены в виде задания на бланке (рис. 2.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения;
- линии погашения бортов карьера;
- дополнительные данные – масштаб чертежа, высота уступа, граничный коэффициент вскрыши принимаются каждым студентом в зависимости от варианта индивидуального задания.

2.2. ***Порядок выполнения работы***

2.2.1. На поперечный разрез наносятся тонкие горизонтальные линии. Расстояние между ними равно высоте уступа (Hy) в масштабе чертежа. Проставляются отметки горизонтов от поверхности до нижней границы поперечного разреза (например: гор.-10; гор. -20; гор. -30; и т. д.).

2.2.2. Назначается исходная глубина горных работ (в пределах 160÷180 м). На поперечном разрезе отстраиваются контуры карьера, соответствующие этой глубине. Углы погашения бортов вычерчиваются параллельно показанным в бланке задания. Ширина дна карьера принимается в пределах 30÷40 м.

2.2.3. Задается величина приращения (ΔH_K) глубины карьера. Рекомендуется принимать:

$$\Delta H_K = \pm Hy$$

2.2.4. По выбранной ΔH_K отыскиваются последующие контуры карьера. Рекомендуется назначать не менее 3-4 вариантов конечной глубины открытой разработки.

2.2.5. Между соседними границами конечных контуров карьера подсчитываются объемы дополнительно вынимаемой руды (ΔP) и вскрыши (ΔV). Для упрощения вычислений криволинейные контакты полезного ископаемого и вмещающих пород следует заменить отрезками прямых. Объемы ΔP и ΔV вычислять по формулам геометрии, как сумму площадей правильных фигур (параллелограммов, трапеций, треугольников).

2.2.6. Результаты вычислений заносятся в табл. 2.1.

Например:

Таблица 2.1

НАТУРНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ

НАЧАЛЬНАЯ ГЛУБИНА КАРЬЕРА, М	H_K, М	ΔV, ТЫС.М^3	ΔP, ТЫС.М^3	K_K, М^3/М^3
156	180	2466	834	2,96
	204	900	620	1,45

	228	2107	180	11,71

2.2.7. По данным табл. 2.1. строится график $K_K = f(H_K)$ изменения контурного коэффициента вскрыши с глубиной карьера. Точка пересечения функции $K_K = f(H_K)$ и K_{TP} = const дает значение экономически целесообразной глубины открытой разработки (рис. 2.1).

2.2.8. Рассчитанные контуры карьера вычерчиваются контрастным цветом (красным, синим, зеленым) на поперечном разрезе.

2.3. Форма отчетности. Отчет о проделанной работе должен содержать порядок определения глубины карьера, таблицу контурных коэффициентов вскрыши (табл. 2.1), график $K_K = f(H_K)$. Бланк задания с выделенными контурами карьера прилагается к отчету.

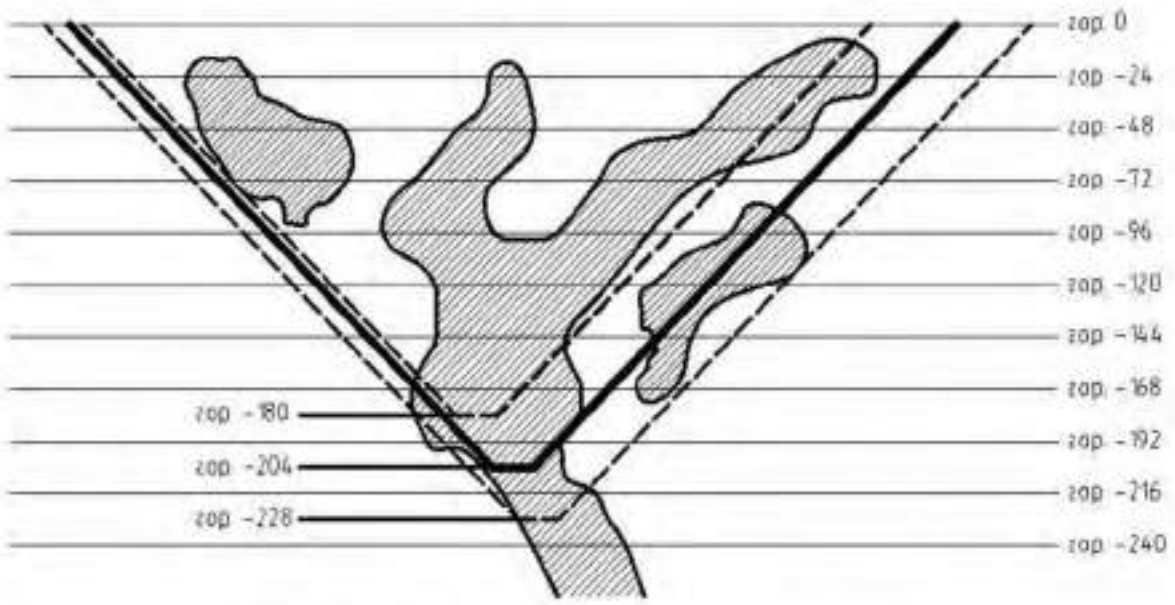


Рис. 2.1. Исходные данные и схема для расчета контурных коэффициентов вскрыши

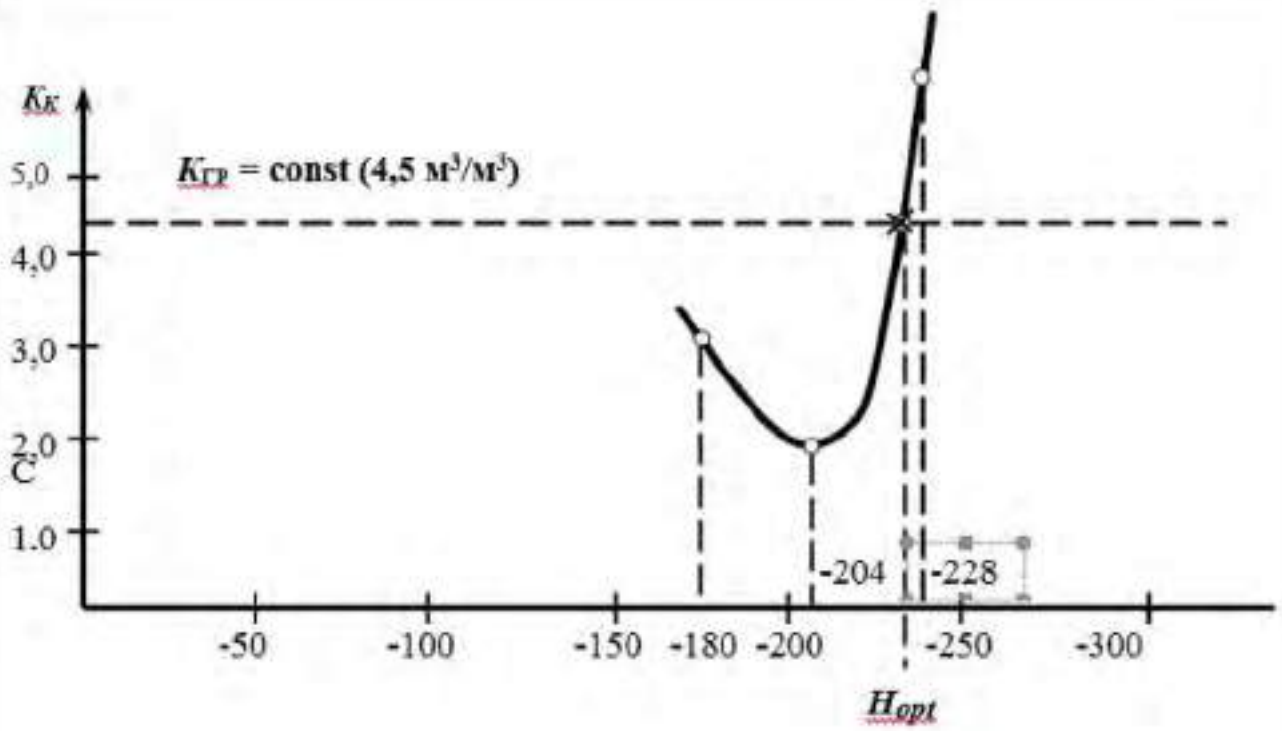


Рис. 2.2. График вида $K_K = f(H_K)$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3
ЛИНЕЙНЫЙ ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Цель работы: Изучение сущности упрощенного линейного графического метода горно-геометрического анализа на поперечных разрезах, разработанного В. С. Хохряковым; исследование режима вскрышных и добычных работ в карьере.

Горно-геометрический анализ предназначен для обоснования элементов системы разработки, очередности и порядка отработки карьерного поля календарного плана разработки месторождения, исследования схемы вскрытия. Горно-геометрический анализ – это метод обоснования режима горных работ карьера.

График горно-геометрического анализа представляет собой зависимость объемов вскрыши (V) и полезного ископаемого (P), извлекаемых из карьера при ведении горных работ с заданными параметрами (высота уступа H_y, угол откоса рабочей зоны φ, направление развития горных работ β и т. д.), от глубины карьера (H_K) при крутом и наклонном залеганиях полезного ископаемого или размеров карьера (L, B) в плане при горизонтальном и пологом их залегании.

Режим горных работ представляется зависимостями вида:

$$\Sigma P,\ \Sigma V = f(H) \text{ или } \Sigma V = f(\Sigma P).$$

3.1. Исходные данные оформлены в виде бланка задания на отдельном листе (рис. 3.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения с нанесенными конечными контурами карьера и направлением понижения горных работ. Стрелками *A, B, C* показаны варианты направления понижения горных работ;
- данные для отстройки линии откосов рабочих бортов карьера: масштаб чертежа, высота уступа, угол откоса рабочего борта, длина карьера по простиранию.

3.2. Порядок выполнения работы

3.2.1. Ознакомившись с заданием, необходимо вычертить на поперечном разрезе карьера заданное направление углубки горных работ. На рис. 3.1. выделено направление "*B*" означающее вскрытие карьерного поля по центру залежи временными съездами.

3.2.2. Отметки горизонтов заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы.

3.2.3. На поперечный разрез наносятся положения откосов рабочих бортов карьера для заданного направления развития горных работ при их понижении. Для этого из точек пересечения средней линий каждого уступа с линией понижения горных работ проводятся отрезки прямых до пересечения их с рассчитанным на предыдущем занятии контуром карьера или дневной поверхностью. Наклон отрезков прямых соответствует углу откоса рабочей зоны (φ). На рис. 3.1 отметка дна рабочей зоны на гор. -96 м соответствует точке 1. Отрезки 1-2 и 1-3 характеризуют среднюю линию наклонного слоя вынимаемой горной массы при понижении рабочей зоны карьера с гор. -48 м на гор. -72 м.

3.2.4. Масштабной линейкой производится замер общей длины отрезков, соответствующих ординатам руды и вскрыши в каждом выделенном наклонном слое. На рис. 3.1 ордината руды соответствует сумме длин отрезков 4-5, 1-6, 7-8, а ординаты вскрыши – отрезков 3-5, 4-1, 6-7 и 8-2.

Данные замеров и вычислений заносятся в табл. 3.1.

Примечание: Площади руды и вскрыши в каждом наклонном слое (этапе горных работ) определяются отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций.

Например, площадь руды ($S_Р$) и площадь вскрыши ($S_В$) на гор. -96 м можно выразить:

$$S_Р = S_{Р.Л} + S_{Р.П} = (4\text{-}5)h_Л + (1\text{-}6;\ 7\text{-}8)h_П$$
$$S_В = S_{В.Л} + S_{В.П} = (3\text{-}5;\ 4\text{-}1)h_Л + (6\text{-}7;\ 8\text{-}2)h_П$$

$h_Л$, $h_П$ – толщина наклонного слоя по левому и правому рабочим бортам; при углубке на один горизонт;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – площадь руды, соответственно по левому и правому рабочим бортам в наклонном слое;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – то же по вскрыше.

$$h_Л = H_У \cdot \Delta_Л; \qquad h_П = H_У \cdot \Delta_П$$

Значение $\Delta_Л$ и $\Delta_П$ даны в табл. 3.2.

3.2.5. Результаты измерений заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы в строку 1 и 5. Для примера: в табл. 3.1 внесены ординаты руды и вскрыши, соответствующие наклонному слою гор. -72 м. Переход к абсолютным величинам (строки 2 и 7) осуществляются умножением ординат (мм) на заданный масштаб чертежа.

3.2.6. Площади наклонных слоев (строки 3 и 8) получают умножением ординат в строках 2 и 7 на величину дискретного понижения рабочей зоны (в нашем примере – 24 м).

3.2.7. Объемы вскрыши и руды по слоям вычисляются умножением соответствующих слоевых площадей на длину месторождения по простиранию, т. е. числа в сроках 3 и 8 умножаются на заданную длину залежи (L). *Объемы вскрыши в торцах не учитываются, поскольку залежь вытянутая и указанными объемами можно пренебречь.*

3.2.8. Нарастающие объемы руды и вскрыши определяются последовательным суммированием текущих объёмов в каждом наклонном слое. Они характеризуют объемы горных работ, произведенные с начала разработки месторождения до рассматриваемого их положения.

3.2.9. Текущий коэффициент вскрыши вычисляется делением показателей строки 4 на показатели строки 9. Средний с начала разработки коэффициент вскрыши определяется делением в каждой колонке показателей в строке 5 на строку 10.

3.3. Форма отчетности.

По результатам практического занятия представляется заполненная таблица объемов горной массы, коэффициентов вскрыши и бланк исходной информации со всеми необходимыми построениями: (табл. 3.1).

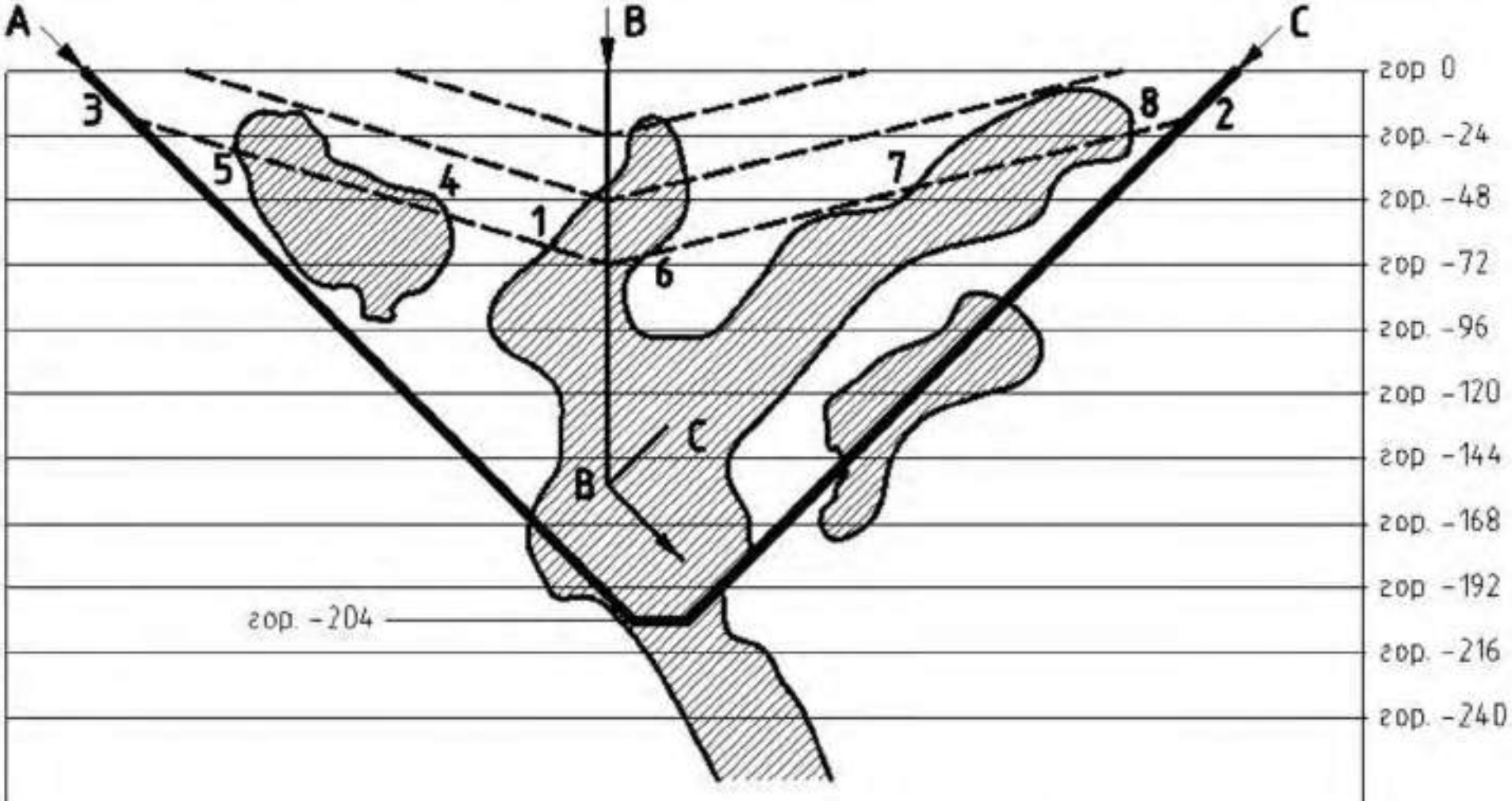


Рис. 3.1. Исходные данные и схема для расчета таблицы режима горных работ

Таблица 3.1

Объемы вскрыши и руды по этапам понижения горных работ в карьере

№ п/п	Показатель	Ед. изм	Глубина (отметка горизонта)													
			Вскрыша													
1	Ордината	мм														
2	Ордината	м														
3	Площадь	$м^2$														
4	Объем	тыс.$м^3$														
			Руда													
5	Ордината	мм														
6	Ордината	м														
7	Площадь	$м^2$														
8	Объем	тыс.$м^3$														
9	Нарастающий объем вскрыши	тыс.$м^3$														
10	Нарастающий объем ПИ	тыс.$м^3$														
11	Текущий коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$														
12	Средний коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$														

Таблица 3.2

Поправочные коэффициенты

Угол наклона линии направления развития горных работ, град.	Значение $l_д$					Значение $l_п$				
	При угле наклона рабочего борта, град.									
	5	10	15	20	25	5	10	15	20	25
90	0,996	0,985	0,966	0,939	0,906	0,996	0,985	0,966	0,940	0,906
80	0,981	0,953	0,921	0,879	0,830	1,011	1,016	1,013	1,001	0,981
70	0,964	0,921	0,872	0,817	0,752	1,025	1,048	1,059	1,064	1,052
60	0,946	0,883	0,816	0,742	0,662	1,047	1,086	1,114	1,137	1,151
50	0,891	0,835	0,745	0,654	0,551	1,069	1,131	1,181	1,203	1,261

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
РАСЧЕТ СКОРОСТИ УГЛУБКИ В КАРЬЕРЕ

Цель работы: Определить скорость углубки в карьере на основе графика $L = =f(T)$ А. И. Арсентьева.

Скорость углубки $У_{Г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{Г.} = \frac{12H_{У}}{T},$$

где $H_У$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

4.1. Условные обозначения к работе:

$H_У$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж.д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_В$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_{р}$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_{т}$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_{р}$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

4.2. Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.

В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1)способ вскрытия;

2)схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице. 4.1 (см.рис. 4.1).Параметры схем приведены в приложении 5.

Таблица 4.1 - Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы)	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 4.1 и 4.2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем $V_{тр}$, м^3, время проходки t_c, мес. и длина въездной траншеи $L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_y^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_y}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \qquad (4.1)$$

$$t_c = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \qquad (4.2)$$

$$L_в = \frac{H_y}{i}. \qquad (4.3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_{пр}}{H_у(B_{пр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha)}, \quad (4.4)$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_э}{H_у^2 \cdot (\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}, \quad (4.5)$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left[M = \frac{Q_{тр} \cdot H_у \cdot (\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э \cdot (B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha)} \right]$ (4.6)

Угол откоса рабочего борта(φ) определяется по формуле:

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_у/(B_{пп} + H_у \operatorname{ctg}\alpha). \quad (4.7)$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов (M)на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи ($V_т$) должна быть более или равна скорости ее расширения ($V_о$):

$$V_т \geq V_о.$$

4.2.1. Расчеты по схеме А

Обобщенный график$L = f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 5.1)рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \quad (4.8)$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_к + L_о}{V_т}, \quad (4.9)$$

t_2 время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}, \quad (4.10)$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_т}, \quad (4.11)$$

где t_4 – время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_3 + (L_в - L_н)}{V_в} - \frac{(k-1)L_3 + (L_в - L_н)}{V_г} \qquad (4.12)$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_п + L_э + L_н}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \qquad (4.13)$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

4.2.2. Расчеты по схеме В

На рис. 5.2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \qquad (4.14)$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_б + L_T + L_э}{V_T}, \qquad (4.15)$$

где L_T – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \qquad (4.16)$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_в}; \qquad (4.17)$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_в} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \qquad (4.18)$$

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{пр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \qquad (4.19)$$

4.3. Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы,

краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

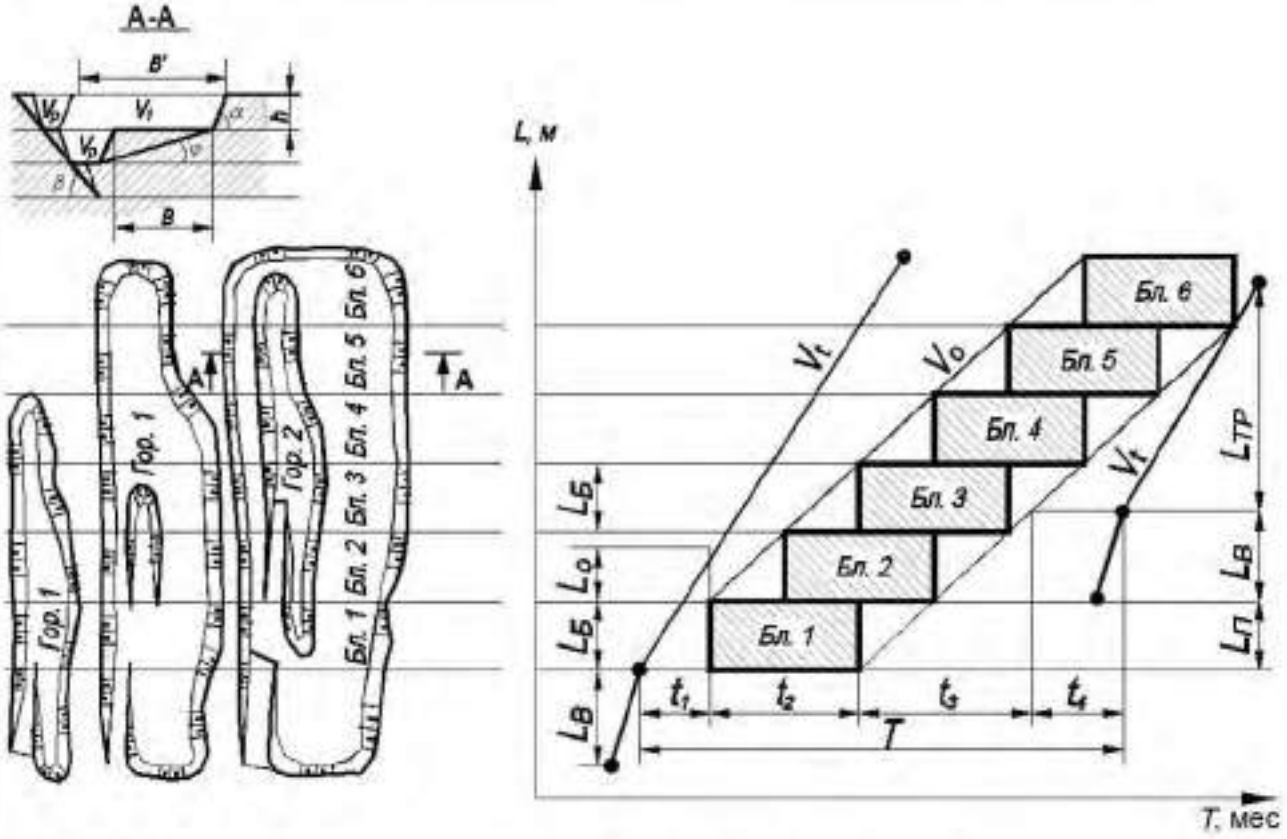


Рис. 4.1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы

(схема А)

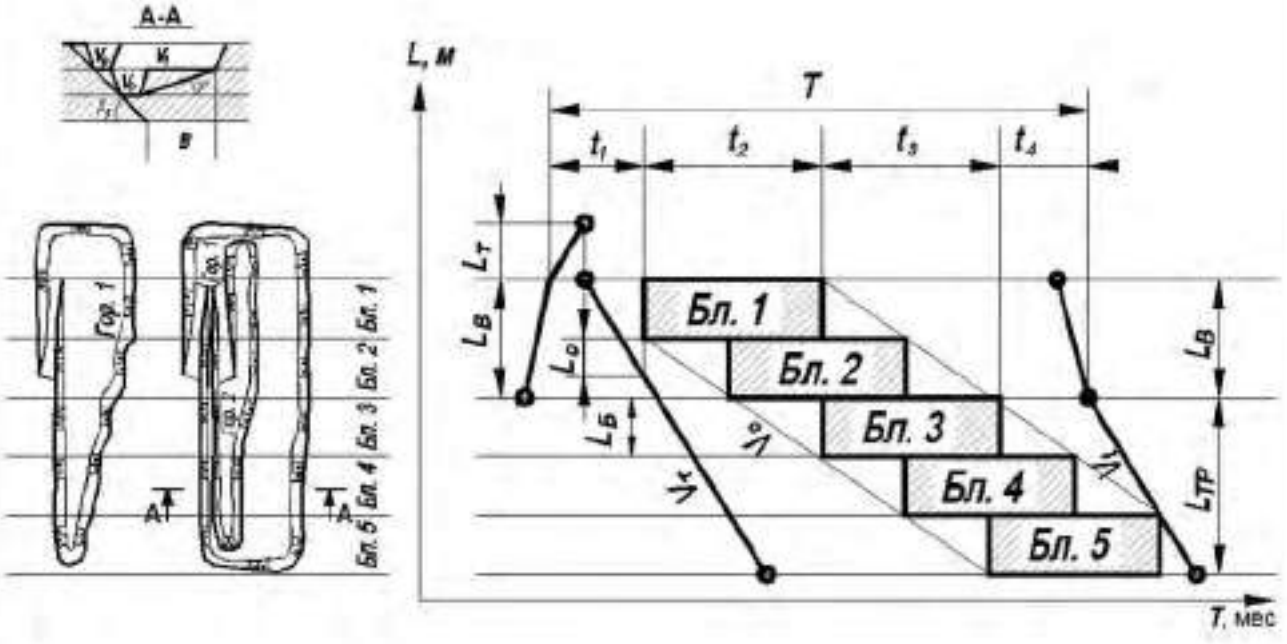


Рис. 4.2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы

(схема В)

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5
ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

Цель работы: Определить производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше; сроки строительства карьера, ввода его в эксплуатацию.

5.1. Исходные данные – таблицы режима горных работ, рассчитанные на занятиях № 3, 4.

Примечание. Исходные данные и результаты расчетов представляются в виде графиков-номограмм режима горных работ (рис. 5.1).

5.2 Порядок выполнения работы

5.2.1. По данным таблицы режима горных работ строятся графики-номограммы. В левой части графиков-номограмм приводятся результаты горно-геометрического анализа карьера (извлекаемые в процессе разработки карьера объемы полезного ископаемого и вскрышных пород нарастающим итогом по горизонтам отработки с углом откоса рабочей зоны $\gamma = \quad = \gamma_р$), в правой части – разработанные календарные графики добычи полезного ископаемого и выемки пород вскрыши.

5.2.2. На первом этапе осуществляется трансформация верхней части графика $\sum P = f(H)$ – изменения объемов выемки полезного ископаемого (P) с глубиной карьера (H) в график $\sum P = f(T)$ нарастающих объемов полезного ископаемого (P) во времени разработки карьера (T).

Главным регулирующим трансформацию параметром является скорость углубки карьера ($У_Г$), измеряемая в метрах в год.

Для этого в левой части графиков-номограмм (рис. 5.1) по оси абсцисс H последовательно откладываются и отмечаются отрезки, соответствующие скорости углубки карьера ($У_Г$), т. е. ежегодному углублению рабочей зоны.

Примечание. Перпендикуляр, проведенный к любой точке графика $\sum P = f(H)$ от оси абсцисс H – любой точки, характеризующей текущую глубину разработки, соответствует объему полезного ископаемого, извлекаемому из карьера к этому моменту.

Скорость углубки (УГ) принимается по данным работы №4.

5.2.3. По полученным ординатам добычи полезного ископаемого ($\sum P$), установленным на основании годового понижения горных работ, в правой части графиков (рис. 5.1) строится кривая вида $\sum P = f(T)$. При этом каждая точка графика устанавливает соответствие достигнутой глубины и разработки по оси H с годом выемки по оси T.

Примечание. Ординаты графика $\sum P = f(T)$ характеризуют накопленные с начала разработки объемы полезного ископаемого и вскрыши к моменту окончания t-го года ведения горных работ. Кривая $\sum P = f(T)$ состоит из отрезков прямых, разница ординат точек которых характеризует объем полезного ископаемого, извлекаемый из карьера за год разработки t.

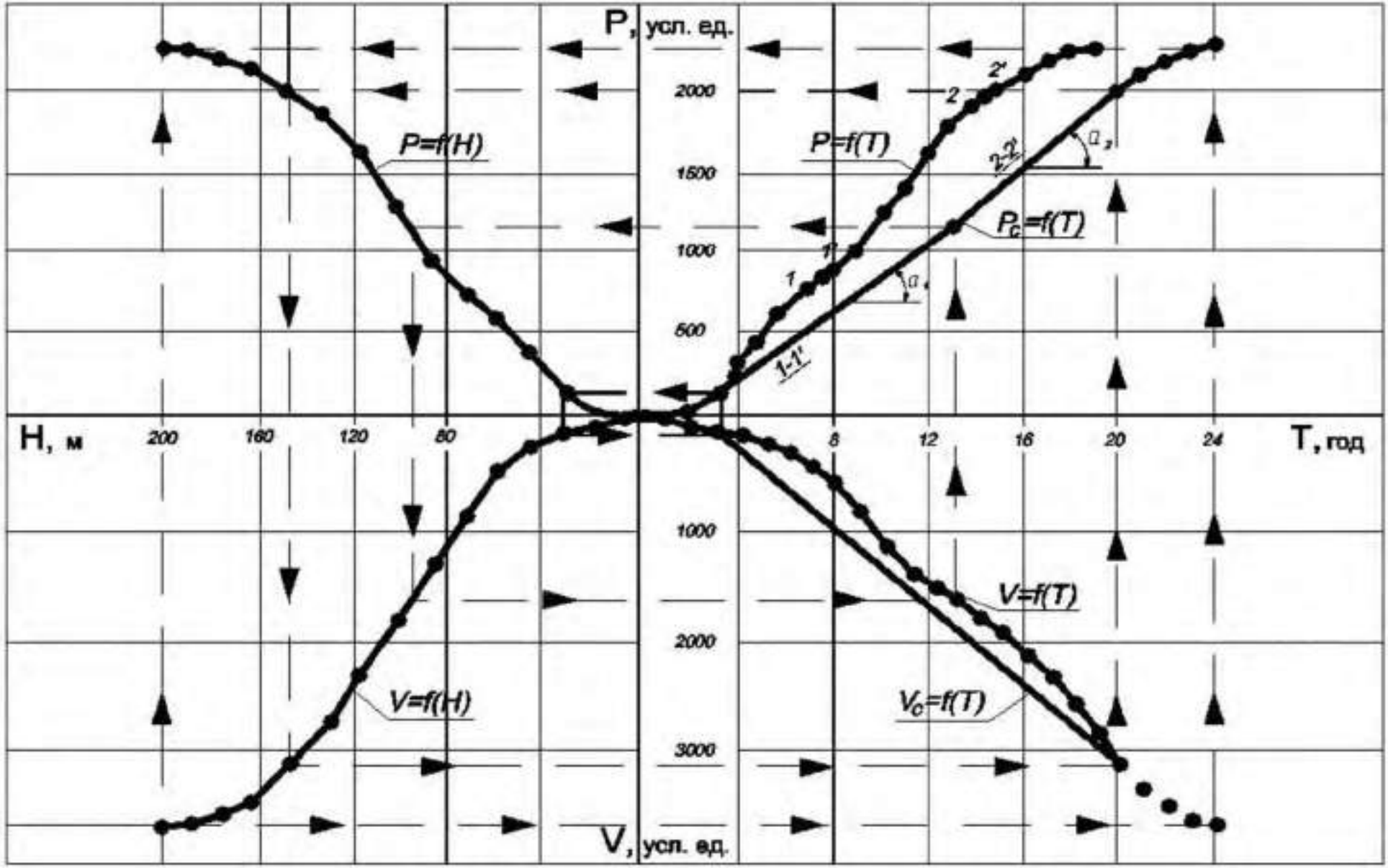


Рис. 5.1. Графики номограммы определения производительности карьера по руде и вскрыше

В результате построений получается неусредненный график, состоящий из отрезков прямых, годовые приращения которых характеризуют производительность карьера в каждый данный год разработки. Участок кривой с наибольшим углом наклона к оси абсцисс T обеспечит производительность карьера по полезному ископаемому не только большую по сравнению с другими, но и максимально достижимую на данном этапе по горнотехническим возможностям.

5.2.4. На втором этапе полученный построениями график – $\sum P = f(T)$ стабилизируется по периодам разработки. Для этого на графике $\sum P = f(T)$ выделяется начальный период разработки (период горно-капитальных работ и развития производительности по руде), характеризующийся отсутствием добычи руды или минимальными значениями добычи по сравнению с последующими годами разработки. Этот период будет характеризовать длительность строительства карьера и выхода его на полную производственную мощность.

5.2.5. В дальнейшем стабилизация производительности по полезному ископаемому на графике-номограмме – осуществляется по отдельным периодам (I_1, T_2, ... T_n), продолжительных которых находится в пределах 7-10 лет, исключая периоды развития мощности и затухания горных работ в карьере.
Стабильная производительность в каждом периоде эксплуатации карьера принимается по **минимальному** ее значению, достигнутому в один из отрезков времени разработки, карьера (один год). Во всех остальных годах разработки производительность снижается до принятого в периоде значения. Соответствующие участки кривой $\sum P_c = f(T)$ в рассматриваемом периоде выполаживаются, скорость углубки карьера уменьшается по сравнению с начально-принятым максимальным значением (рис. 5.1). Делается проверка на длительность каждого выделенного периода разработки карьера со стабильной производительностью по полезному ископаемому в течение не менее чем 7-10 лет.

5.2.6. На основании выделенных расчетных периодов разработки со стабильной производительностью по полезному ископаемому определяется производительность карьера по вскрыше (V), для чего строится график вида $\sum V = f(T)$. При определении производительности карьера по вскрыше, в первую очередь, устанавливается минимальный, нестабилизированный объем выемки вскрышных пород, обеспечивающий выполнение принятых годовых объемов добычи полезного ископаемого (графи $\sum V_{c\,(1.2)} = f(T)$).
Для этого по каждому году разработки по графику $\sum P_c = f(T)$ берется ордината объема полезного ископаемого, извлекаемого из карьера при работе со стабильной производительностью по руде, и через график $\sum P = f(H)$ определяется абсцисса глубины карьера на данный год разработки. Разница между соседними отметками глубины карьера на оси абсцисс дает скорость понижения работ в карьере. По ординатам понижения работ в карьере по графику $\sum V = f(H)$ определяются объемы выемки вскрыши.

Примечание. В период горно-капитальных работ, когда из карьера извлекаются практически только объемы вскрышных пород, т. е. до начала первого периода эксплуатации, скорость понижения горных работ принимается максимальной, равной принятой скорости углубки, и трансформация графика по вскрыше проводится так же, как по руде.

График $\sum V=f(T)$ выемки пород вскрыши строится на основе графика $\sum V = f(H)$ режима вскрышных работ так, производительность карьера по породам вскрыши определяется тангенсом угла наклона участков кривой $\sum V = f(T)$ к оси абсцисс T, как и производительность карьера по руде производительность по вскрыше постоянна по периодам, как это показано на рис. 5.1. Продолжительность периодов усреднения по вскрыше принимается 7-10 (до 12 лет).

Примечание. Календарный график работы карьера по вскрыше выравнивается за счет переноса части объемов на более ранние периоды работы.

Усреднительные прямые проводятся по касательной к точкам графика $\sum V = f(T)$ или как можно ближе к ним, таким образом, чтобы прямые не пересекали кривую $\sum V = f(T)$. В этом случае в карьере гарантируется сохранение рабочих площадок шириной не менее расчетной.

Примечание. Иногда в процессе усреднения необходимо уменьшение производительности по вскрыше в первый эксплуатационный период в связи с требованиями рационального графика режима горных работ. В этом случае усреднительные прямые могут пересекать кривую $\sum V = f(T)$, координаты точек этих пересечений показывают сроки и объемы консервации (расконсервация) объемов вскрыши и периоды работы карьера с новыми параметрами системы разработки.

5.2.7. Определяются сроки строительства, развития и ввода в эксплуатацию производственных мощностей с указанием объемов работ по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши. По нормам технологического проектирования устанавливается пусковая производительность и динамика наращивания мощности карьера (табл. 5.1). На графике $\sum P_C = f(T)$ определяется объем добычи полезного ископаемого по годам освоения мощности, длительность периода освоения мощности и развития ее до проектной величины. Затем на графике $\sum V_C = f(T)$ выделяется срок строительства карьера и определяется объем горно-строительных работ.

Примечание. Пусковая производительность карьера принимается не менее 30 % расчетной производительности по полезному ископаемому при годовом объеме добычи более 20 млн. т и не менее 50 % при годовой производительности 4-20 млн. т. На карьерах с годовым объемом добычи до 4 млн т при вводе карьера в эксплуатацию должна быть освоена его расчетная (100 %) производительность.

При достижении пусковой производительности по полезному ископаемому карьер считается сданным в эксплуатацию.

На графике $\sum P_C = f(T)$ этому моменту соответствует абсцисса точки с приращением ординат равным или большим производительности пускового комплекса по полезному ископаемому.

Примечание. Сроки освоения расчетной производительности карьера после пуска его в эксплуатацию должны быть не более приведенных в табл. 5.1. В случае несоблюдения этого условия

требуется предусмотреть меры по увеличению скорости понижения горных работ в период строительства карьера и освоения его производственной мощности.

Таблица 5.1

Сроки освоения расчетной производительности карьера

Годовая производительность пусковых комплексов по полезному ископаемому, млн т	Продолжительность освоения проектной производительности, мес.	Объем добычи в процентах от годовой проектной производительности		
		1-й год	2-й год	3-й год
До 5	9	85	100	-
5-15	15	70	99	100
15-30	18	65*	98	100
Более 30	24	60	90	100

5.2.8. Устанавливается срок службы карьера (с учетом времени наращивания и затухания добычи полезного ископаемого, но без учета периода строительства). Если карьер является единственным в составе горно-обогатительного комбината, срок его разработки принимается после, приведенных выше расчетов, но не меньше нормативного (табл. 5.2).

Таблица 5.2

Сроки службы карьеров по отраслям в зависимости от производительности

Срок службы карьера, годы	Годовая производительность, млн т		
	угольные карьеры	карьеры черной металлургии	карьеры цветной металлургии
5-10	1-2	–	2-5
15-20	–	5-10	5-10
25-30	3-5	10-20	10
35-40	10-12	20	–

5.3. Формы отчетности. По результатам занятия представляется отчёт, содержащий краткую теорию рассматриваемого вопроса, графики-номограммы режима горных работ с указанием периодов разработки. Результаты расчетов сводятся в табл. 5.3. Вычерчивается календарный график отработки карьера вида $Г(Q-F/T)$.

Таблица 5.3

Периоды разработки карьера

Периоды разработки	Годовая производительность карьера		Продолжительность периода, лет
	по руде, тыс. м³	по вскрыше, тыс. м³	
Строительство карьера (на один из годов)			
Освоение производственной мощности (по годам)			
Работа с проектной мощностью: – 1-й период – 2-й период ...			
Затухание горных работ			

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Варианты индивидуальных заданий

Номер варианта	Масштаб, м	Высота уступа H_y, м	Угол откоса рабочей зоны ф, град	Направление развития горных работ	Длина залежи, L, м	Граничный коэффициент вскрыши, $K_г$, м³/м³
1	1:2000	12	10	В	1100	4,5
2	1:2000	12	10	В	1100	4,5
3	1:2000	12	10	С	1100	4,5
4	1:2000	12	10	А	1200	4,5
5	1:2000	12	10	В	1200	4,5
6	1:2000	12	10	С	1200	5,0
7	1:2000	12	10	А	1300	5,0
8	1:2000	12	10	В	1300	5,0
9	1:2000	12	10	С	1300	6,0
10	1:2000	15	15	С	1100	5,0
11	1:2000	15	15	А	1100	5,0
12	1:2000	15	15	В	1100	5,5
13	1:2000	15	15	С	1200	5,5
14	1:2000	15	15	А	1200	5,5
15	1:2000	15	15	В	1200	5,5
16	1:2000	15	15	С	1300	5,5
17	1:2000	15	15	А	1300	5,5
18	1:2000	15	15	В	1300	5,5
19	1:2000	15	15	В	1100	6,0
20	1:2000	15	10	В	1100	6,0
21	1:2000	15	10	С	1100	6,0
22	1:2000	15	10	А	1200	6,0
23	1:2000	15	10	В	1200	6,0
24	1:2000	15	10	С	1000	6,0
25	1:2000	15	10	А	1300	6,0

Приложение 2

Исходные данные к работе № 4

№ варианта	$H_у$, м	AA, град	B, град	$B_{р.п.}$, м	$L_{тр}$, м	$L_б$, м	$Q_{тр}$, тыс. м^3/год	$Q_э$, тыс. м^3/год	i, доли ед	$B_{тр}$, м	Расчетная схема
1	10	70		45	600	300	500	600	0,080	22	
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60	40	60	1000	450	800	1000	0,080	24	А
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65	45	50	800	350	600	800	0,080	24	В
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60		50	800	400	800	1000	0,080	24	
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70	50	45	700	300	500	600	0,080	22	А
14	12	75		50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75	40	60	800	400	1000	1200	0,080	24	В
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70		60	1000	400	800	1000	0,080	24	
22	10	75	45	45	700	300	600	800	0,080	22	А
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

Рекомендуемая литература

1. Трубецкой К.Н., Краснянский Г Л , Хронин В.В., Коваленко В С Проектирование карьеров учебник. – 3-е изд., перераб – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.
2. Аникратов Ю И., Аникратов К.Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с
3. Хохряков В С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов – 3-е изд перераб и доп – М Недра, 1992. – 383 с : илл
4. Ржевский В В Открытые горные работы Технология и комплексная механизация учебник Изд. 8-е – М Книжный дом «ЛИБРОКОМ». 2014. – 552 с (Классика инженерной мысли: горное дело)
5. Корнилков С.В., Беляев В.Л. Проектирование карьеров: учеб-метод пособ. по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 31 с

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
Практическая работа № 1 «Точность расчетов при проектировании»	5
Практическая работа № 2 «Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте «Определение глубины карьера сравнением контурного и граничного коэффициентов вскрыши»	7
Практическая работа № 3 «Линейный графический метод горно-геометрического анализа»	10
Практическая работа № 4 «Расчет скорости углубки в карьере»	15
Практическая работа № 5 «Проектирование производственной мощности карьера»	20
Приложение 1	25
Приложение 2	26
Рекомендуемая литература	27

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Лель Ю. И., профессор, д. т. н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 2

1. Методические указания по организации самостоятельной работы студентов 2

2 Содержание курса Контрольные вопросы и упражнения . .. 3

3 Контрольные работы 6

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)» 7

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам» 8

Рекомендуемая литература 10

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» объем учебной нагрузки студента составляет 108 часов или 3 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 44 часа, заочной – 88 часов.

По курсу «Взаимодействие процессов открытых горных работ» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Темы 1-2. Технологические основы отвальных работ. Технология отвалообразования при автомобильном, железнодорожном и конвейерном транспорте.

Основные параметры отвалов, выбор месторасположения отвалов. Расчет приемной способности отвальных тупиков, параметров отвальных работ и производительности отвального оборудования.

Основные понятия термины и значение отвалообразования в общем комплексе открытых горных работ. Параметры отвалов и процесса отвалообразования. Способы отвалообразования и их оценка. Приемная способность отвального тупика. Выбор места под отвалы и сооружение первоначальных отвальных насыпей.

Технология и организация работ при автомобильном транспорте и бульдозерном отвалообразовании. Методика расчета бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте. Технология отвалообразования при железнодорожном транспорте. Характеристика оборудования и организация работ при плужном отвалообразовании. Оборудование, применяемое при экскаваторном отвалообразовании, и требования, предъявляемые к нему. Расчет параметров экскаваторных отвалов. Отвалообразование с помощью драглайнов. Технологические схемы отвалообразования драглайнами и расчет их параметров. Технология отвалообразования при конвейерном транспорте. Расчет параметров отвалов при использовании полноповоротных, неполноповоротных и неповоротных отвалообразователей. Технико-экономические показатели и область применения различных способов отвалообразования. Рекультивация отвалов. Основные правила безопасности при производстве отвальных работ. Направления совершенствования отвальных работ [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие факторы оказывают влияние на выбор способа отвалообразования?
2. Назовите достоинства, недостатки и область применения отвалообразования мехлопатами при железнодорожном транспорте.
3. Какими рабочими параметрами экскаватора определяется ширина отвальной заходки при отвалообразовании мехлопатами?
4. Назовите основные правила конструирования многоярусных отвалов.
5. Как увеличить приемную способность отвальной заходки?
6. Назовите основные факторы, определяющие устойчивость отвалов.
7. Суть, достоинства и недостатки плужного отвалообразования.
8. Достоинства и недостатки бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.
9. Порядок развития бульдозерных отвалов по высоте и в плане (дать схемы).
10. Факторы, определяющие выбор бульдозера на отвале.
11. Виды и назначение участков на бульдозерном автомобильном отвале (показать на схеме).
12. Параметры безопасной установки автосамосвала на бульдозерном отвале при разгрузке.
13. Принцип расчета высот подъярусов при отвалообразовании мехлопатой.
14. Суть коэффициента «заваленности» при бульдозерном отвалообразовании. Его значения. На что он влияет?
15. Выведите формулу приемной способности экскаваторного отвального тупика по транспортным условиям при железнодорожном транспорте.
16. Развитие в плане плужных отвалов? Абзетцерных? (Дать схемы).
17. Направления совершенствования отвальных работ.
18. Параметры забоя мехлопаты при отвалообразовании (дать схему в разрезе, взаимосвязь параметров).
19. Нарисовать схему отвалообразования драглайнов с нижней отсыпкой отвального уступа.

20. Область применения отвалообразования драглайнами с верхней отсыпкой отвального уступа.
21. Выберите параметры отвального тупика (экскаваторное отвалообразование) и рассчитайте приемную способность отвальной заходки: ЭКГ-5А, породы скальные, $R_ч$ = 9,0 м, $R_р$ = 9,5 м.
22. Факторы, определяющие выбор месторасположения отвалов.

Тема 3-4. Структуры механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов. экономическая взаимосвязь процессов. Общие принципы организации производственных процессов.

Общие понятия о структурах комплексной механизации открытых разработок. Структура механизации и принципы её комплексности. Классификации структур механизации. Порядок проектирования структуры комплексной механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов открытых горных работ. Долгосрочные и текущие параметры технологических процессов.

Принципы экономической организации параметров процессов. Оптимальные текущие и долгосрочные параметры процессов. Общие принципы организации процессов (ритмичность, максимальное использование мощностей оборудования, независимость протекания процессов, экономичность). Определение коэффициентов неравномерности работы карьерного оборудования. Рациональные комплекты оборудования структур механизации [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что такое структура механизации (СМ)?
2. Назовите важнейшие принципы комплексности СМ.
3. В чем принципиальное отличие СМ первого класса от второго? Третьего от четвертого?
4. Приведите примеры СМ разных классов.
5. Назовите главные факторы, определяющие выбор: моделей выемочной машины, бурового станка, вида транспорта.
6. Докажите наличие параметрической взаимосвязи между процессами: БВР и экскавации, экскавации и транспорта.
7. Сформулируйте суть экономической взаимосвязи процессов. Покажите ее на примере.
8. Назовите тенденции изменения экономических показателей процессов при увеличении: диаметра скважин, вместимости ковша экскаватора, грузоподъемности автомашин.
9. Объясните, почему рационально увеличение оптимального среднего куска в трудновзрываемых породах? Для крупных экскаваторов?
10. Как изменяется удельный расход ВВ от $d_{ср}$? Взрываемости пород?
11. Почему рационально увеличивать диаметр скважин в крепких породах? При увеличении емкости ковша экскаватора?
12. Назовите оптимальную СМ 1В класса при объеме работ 10 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 18 м и залежи 12 м.
13. Выберите оптимальную СМ 2А класса при объеме работ 15 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 25 м и залежи 10 м.
14. Выберите оптимальные модели экскаватора и бурстанка в СМ 4В класса в породах IV класса, объеме работ 12 млн. м^3 в год.
15. Выберите оптимальную грузоподъемность автомашины при грузообороте 15 млн. т, расстоянии откатки 5 км.

Тема 5-7. Организация основных производственных процессов. Производительность комплексов карьерного оборудования.

Общие принципы организации процессов. Организация буровых работ. организационные особенности выемочно-транспортных работ при железнодорожном и автомобильном транспорте. Производительность комплексов.

Порядок обуривания экскаваторных блоков. Схемы передвижения станков в блоке. Определение оптимального объема взрывного блока. Варианты взрывных работ по периодичности и объему взрывного блока. Особенности ведения взрывных работ на узких и нормальных рабочих площадках. Организация совместной работы экскаваторов и буровых станков. Технико-экономические показатели взрывных работ.

Организация выемочно-погрузочных работ при железнодорожном транспорте. Зависимость производительности экскаватора от схемы путевого развития на уступах. Выбор рациональной схемы путевого развития. Порядок отработки смежных заходок при железнодорожном транспорте. Схемы переукладки железнодорожных путей при экскавации развалов. Зависимость производительности экскаваторов и поездов от их количества в карьере.

Организация выемочно-транспортных работ при автомобильном транспорте. Методические основы формирования экскаваторно-автомобильных комплексов. Вероятностные методы расчета необходимого числа автосамосвалов в комплексе. Эксплуатация экскаваторно-автомобильных комплексов по закрытому и открытому циклам. Общая организация работы автотранспорта в карьере. Производительность и технико-экономические показатели работы экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов.

Влияние на производительность карьерного оборудования срока эксплуатации машин и глубины разработки. Производительность элементарного грузопотока. Интегральная производительность грузопотоков в карьере. Зависимость производительности комплекса от числа элементарных грузопотоков. Коэффициенты согласованности работы системы [1, 2, 4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нарисуйте схемы передвижения бурстанков при разных сетках скважин.
2. Когда рационально закреплять бурстанки за экскаваторами?
3. Отметьте плюсы и минусы взрывания больших по объему блоков.
4. От каких факторов зависит объем взрывблока?
5. Назовите рациональную периодичность массовых взрывов.
6. Назовите размер оптимальных переходящих резервов обуренной массы. Взорванной массы.
7. Когда применяют каскадное взрывание?
8. Выделите основные факторы управления производительностью экскаватора при ж.-д. транспорте. При автотранспорте.
9. Почему с увеличением дальности откатки число загружаемых в автомашину ковшей увеличивается?
10. Как изменяется коэффициент использования экскаваторов с увеличением числа автомашин в потоке? Дальности откатки?
11. Что такое мощность грузопотока? Комплекса?
12. Почему и как изменяется мощность комплекса с увеличением числа элементарных грузопотоков?
13. Как влияет глубина карьера и срок эксплуатации машин (экскаваторов, станков и т.д.) на их производительность?

Тема 8. Планирование объемов работ по процессам.

Общие положения планирования объемов. Принципы и порядок планирования объемов работ по процессам. Общие положения планирования объемов. Этапы, расчетные зависимости. Выделение рабочих зон в выемочной панели. Планирование ремонтов оборудования. Технологический график работ и признаки его рациональности [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Как определяются месячные объемы работ: экскавации? Взрывания? Бурения?
2. Постройте зоны работ на уступе: при $V = 100$ тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1} = 50$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 20$ тыс. м^3; $B_1 = 120$ тыс. м^3; $Б_1 = 100$ тыс. м^3.
3. Определите наработку на текущий ремонт эксмкаватораЭКГ-15 в породах группы В, группы Г.
4. Для случая задачи 3 определите вид ремонта экскаватора, имеющего общую наработку к расчетному месяцу 9.0 млн. м^3.
5. Назовите принципы рациональности технологического графика работ.
6. Когда рационально проводить ремонты оборудования? Переукладку путей?
7. Рассчитать объем буровых работ на уступе при $V_i = 120$ тыс. м^3; $V_{i+1} = 120$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 60$ тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1} = 40$ тыс. м^3; $В_1 = 150$ тыс. м^3. Показать зоны на уступе.
8. Выделите на уступе расчетные зоны работ при: $\vec{Б}_{i-1} = 0$; $\vec{В}_{i-1} = 100$ тыс. м^3; $V_i = 120$ тыс. м^3; $В_i = 1\times80$ тыс. м^3; $Б_1 = 120$ тыс. м^3. Транспорт железнодорожный, развал убирается в две заходки.
9. Постройте зоны работ, если объемы (тыс. м^3): $V_i = 120$; $В_i = 100$; $Б_i = 130$; $\vec{В}_{i-1} = 60$; $\vec{Б}_{i-1} = 60$; $V_{i+1} = 100$.
10. При условиях $В_i = 120$ тыс. м^3; $V_{i+1} = 150$ тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1} = 60$ тыс. м^3 – принят на месяц объем буровых работ $Б_i = 100$ тыс. м^3. Правильно ли?

3. Контрольные работы

Общий порядок выполнения и оформления контрольных работ.

1. Контрольные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса и изучения дополнительной литературы.

2. Перед выполнением контрольной работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Контрольные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения контрольной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты контрольной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за контрольную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по контрольным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика контрольных работ, наименование студенческой группы,

полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования с помощью шагающих экскаваторов с нижней отсыпкой отвальной заходки и с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов.

Задачи работы:

- определение высоты верхнего яруса (при работе с верхней и нижней отсыпкой),
- определение ширины отвальной заходки;
- определение приемной способности отвала,
- расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронта отвалообразования

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 1):

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 1
«Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	γ, т/м^3	$H_н$, м	Модель экскаватора	$V_{см}$, м^3/смену	Модель думпкара	$n_в$	$L_п$, км	$L_{ст}$, км
1	1,7	20	ЭШ-11 75	10	6ВС-60	6	2.0	2,5
2	2,1	25	ЭШ-20 90	12	ВС-85	7	1.5	0,6
3	2,0	30	ЭШ-15.100	14	ВС-85	8	1.8	0,8
4	2,1	35	ЭШ-25-90	16	2ВС-105	9	2.0	1,0
5	1,6	40	ЭШ-20.100	18	2ВС-105	9	1.0	0,6
6	1,9	32	ЭШ-15.110	20	ВС-145	10	1.2	0,8
7	1,7	30	ЭШ-40.100	21	ВС-145	10	1.5	0,9
8	2,0	38	ЭШ-30.110	28	ВС-170	6	2.0	1,0
9	1,65	25	ЭШ-25.120	16	ВС-170	7	1.6	0,5
10	2,1	35	ЭШ-65.100	20	ВС-145	8	1.0	0,6
11	1,7	45	ЭШ-40.130	19	ВС-145	6	1.0	1,0
12	1,8	41	ЭШ-100 100	25	2ВС-105	7	2.1	1,2
13	1,8	43	ЭШ-100 125	23	2ВС-105	6	1.5	0,6
14	1,9	22	ЭШ-11 75	8	6ВС-60	7	1.6	0,8
15	2,0	25	ЭШ-20 90	10	6ВС-60	7	1.7	0,9
16	2,1	30	ЭШ-15.100	12	ВС-85	7	1.2	1,0
17	1,6	31	ЭШ-25 90	14	ВС-85	8	1.5	1,2
18	1,8	37	ЭШ-20.100	16	2ВС-105	8	2.0	1,0
19	1,7	40	ЭШ-15.110	12	2ВС-105	9	2.5	0,9
20	1,9	41	ЭШ-40.100	14	ВС-145	9	2.4	0,8
21	1,8	43	ЭШ-30.110	16	ВС-145	6	1.2	0,7
22	2,0	44	ЭШ-25.120	18	ВС-170	6	1.3	0,8
23	2,0	42	ЭШ-65.100	20	ВС-170	6	1.4	0,9
24	2,1	43	ЭШ-40.130	28	ВС-170	7	1.5	1,0
25	1,6	45	ЭШ-100 100	24	ВС-170	7	1.6	1,2

- модель экскаватора;
- высота нижнего яруса $H_н$, м.
- схема отвалообразования: тип складируемых пород и плотность пород в целике γ, т/м^3,
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/ смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;

– длина отвального тупика $L_т$, км;
– расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Дополнительные условия:

– четные варианты – схема с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов, нечетные – схема с нижней отсыпкой отвального уступа;
– четные варианты – мягкие связные (глинистые) породы, нечетные – мягкие несвязные (песчаные) породы.

Порядок выполнения работы

1. При схеме с верхней и нижней отсыпкой (четные варианты) рассчитывается высота верхнего яруса по методике, изложенной в [3, с. 96]. Рабочие параметры экскаваторов принимаются по [3, с. 132, табл. 20].

2. Определяется ширина отвальной заходки (как при нижней, так и при одновременно нижней и верхней отсыпке) по методике, изложенной в [3, с. 97].

3. Определяется приемная способность отвального тупика (W, млн. м^3) по формуле (1.14) [6].

4. Определяется сменная производительность отвального тупика по производительности отвального экскаватора и по транспортным условиям [6, формулы (1.15) – (1.24)]. Сменная производительность драглайна определяется по методике, изложенной в [5, формулы (3.10) – (3.15)].

5. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования [6, формулы (1.24) – (1.29)].

6. Составляется паспорт отвалообразования. Пример паспорта отвалообразования представлен в [3, рис. 2, с. 97]. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров. Недостающие данные для составления паспорта (угол откоса яруса для различных пород, коэффициенты разрыхления и т.п.) взять из [6, табл. 1.3].

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом А4 или А3.

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам».

Цель работы: освоить методику планирования горных работ по процессам.

Задачи работы:

– рассчитать переходящие объемы горной массы на следующий месяц за планируемым;
– определить номинальные объемы работ;
– определить число взрывов в панели за месяц;
– определить расчетные объемы работ по процессам;
– установить фактические переходящие резервы;
– выделить расчетные зоны на уступе.

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 2):

– объем выемочных работ (примерный) на планируемый месяц V_i, тыс. м^3;

- объем выемочных работ (примерный) на месяц, следующий за планируемым V_{i+1}, тыс. м^3;
- перешедшие объемы резервов обуренной горной массы $\bar{Б}_{i-1}$, тыс. м^3,
- перешедшие объемы резервов взорванной горной массы $\bar{В}_{i-1}$, тыс. м^3;
- оптимальный объем взрывного блока $г_{в}^{опт}$, тыс. м^3

Порядок выполнения работы

1 Определяются переходящие объемы обуренной и взорванной горной массы на следующий месяц за планируемым [4, формулы (3.5), (3.6)].

2 Определяется номинальные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, формулы (3.1) – (3.4)]

3 Определяется число взрывов в панели за месяц [4, с. 86].

4 Определяются расчетные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, с. 84].

5 Устанавливаются фактические переходящие резервы обуренной и взорванной горной массы [4, с. 87]

6 Выделяются расчетные зоны на уступе [4, с. 87, рис. 3.2].

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 2
«Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	Месячный объем выемочных работ, тыс. м^3		Переходящие резервы, тыс. м^3		Оптимальный объем взрывного блока $г_{в}^{опт}$, тыс. м^3
	V_i	V_{i+1}	$\bar{Б}_{i-1}$	$\bar{В}_{i-1}$	
1	500	400	100	200	100-150
2	100	120	120	0	60-80
3	120	130	0	100	80-110
4	300	310	150	120	120-160
5	80	100	40	60	80-120
6	60	80	50	30	60-80
7	75	90	0	40	40-60
8	175	180	120	80	100-120
9	65	70	70	0	70-95
10	75	60	30	40	30-50
11	120	110	60	50	70-90
12	135	140	70	80	60-80
13	145	130	55	0	50-70
14	160	150	85	90	100-140
15	250	210	80	110	150-170
16	210	190	120	140	1250-1690
17	190	185	0	100	90-120
18	225	210	90	0	100-140
19	425	400	150	140	100-140
20	325	300	210	180	150-190
21	165	150	85	95	95-115
22	175	160	0	100	85-110
23	185	195	0	120	115-135
24	220	210	110	0	120-160
25	235	250	150	140	140-180

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой расчетных зон горных работ на уступе с указанием вида и объема работ в каждой зоне.

Рекомендуемая литература

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Производственные процессы : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых" / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва: ЛЕНАНД, 2016. - 512 с.

2. Репин, Н. Я. Перемещение и складировании е горных пород: учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва: Горная книга, 2016. - 221 с.: рис., табл., фот. - (Процессы открытых горных работ; № 9).

3. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине "Процессы открытых горных работ": учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горны работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - [2-е изд., стер.]. - Москва: Горная книга, 2018. - 156 с.: рис., табл. - (Процессы открытых горных работ; № 7).

4. Сорокин Л.А. Взаимодействие процессов на карьерах. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 96 с.

5. Процессы открытых горных работ. Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.

6. Взаимодействие процессов открытых горных работ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.

7. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой циклличного действия. – М.: Недра, 1976. – 232 с.

8. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 240 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

**Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»**

**Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля**

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ

Печатается по решению Учебно-методического совета Уральского государственного горного университета.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

УДК 622.221

© Уральский государственный горный университет, 2019
© Лель Ю. И., Стенин Ю. В., Глебов И. А., 2019

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров отвалообразования в карьерах;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации технологических процессов в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ,

наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования при железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Выбор модели отвального экскаватора.
2. Расчет параметров отвального яруса.
3. Определение приемной способности отвала.
4. Расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронтов отвалообразования.
5. Составление паспорта экскаваторного отвалообразования.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 270-285; 2, с. 192-210] изучить основные технологические параметры экскаваторных отвалов, схемы отвалообразования и методику расчета производительности отвального оборудования.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- тип складируемых пород (скальные, песчаные, глинистые);
- плотность пород в целике γ, т/м^3;
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;
- длина отвального тупика $L_т$, км;
- расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Порядок выполнения работы

1. Выбирается модель отвального экскаватора (табл. 1.2).

Выбор модели экскаватора производится на основе принципов комплексности механизации согласно рекомендациям по рациональным сочетаниям и количественным соотношениям погрузочного, транспортного и отвального оборудования в комплексах [4, 6, 7].

1. В соответствии с типом складируемых пород принимаются (табл. 1.3):
   - высота отвального яруса $H_о$, м;
   - угол откоса отвального яруса $\alpha_о$, град.;
   - коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале $k_р$;
   - остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{р.о}$;
   - угол откоса борта приямка $\beta_п$, град.

2. В соответствии с расчетной схемой (рис. 1.1) определяется:

2.1. Коэффициент уплотнения (усадки) пород в отвале ($k_у$)

$$k_у = \frac{k_р - k_{р.о}}{k_{р.о}} \qquad (1.1)$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород;

$k_{р.о}$ – остаточный коэффициент разрыхления.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1
«РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ»

№ за-да-ния	Складируемые породы		$V_{см}$, тыс м³/смену	Модель думпкара	Число вагонов в поезде $n_в$	$L_т$, км	$L_{он}$, км
	тип	γ, т/м³					
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Скальные	2,5	4,0	6ВС-60	6	2,0	0,5
2	То же	2,6	6,0	ВС-85	7	1,5	0,6
3	«	2,7	8,0	ВС-85	8	1,8	0,8
4	«	2,8	10,0	2ВС-105	9	2,0	1,0
5	«	2,9	12,0	ВС-145	9	1,0	0,6
6	«	2,5	14,0	ВС-145	10	1,2	0,8
7	«	2,6	16,0	ВС-170	10	1,5	0,9
8	«	2,7	4,0	6ВС-60	6	2,0	1,0
9	«	2,8	6,0	ВС-85	7	1,6	0,5
10	«	2,9	8,0	2ВС-105	8	1,0	0,6
11	Мягкие несвязные (песчаные)	1,6	4,0	2ВС-105	6	1,0	1,0
12	То же	1,7	4,5	6ВС-60	7	2,1	1,2
13	«	1,8	5,0	ВС-85	6	1,5	0,6
14	«	1,6	6,0	ВС-85	7	1,6	0,8
15	«	1,7	7,0	2ВС-105	7	1,7	0,9
16	«	1,8	8,0	2ВС-105	7	1,2	1,0
17	«	1,6	8,5	ВС-145	8	1,5	1,2
18	«	1,7	9,0	ВС-145	8	2,0	1,0
19	«	1,8	10,0	ВС-145	9	2,5	0,9
20	«	1,8	12,0	ВС-145	9	2,4	0,8
21	Мягкие связные (глинистые)	2,0	4,0	2ВС-105	6	1,2	0,6
22	То же	2,1	5,0	2ВС-105	6	1,3	0,7
23	«	1,9	6,0	2ВС-105	6	1,4	0,8
24	«	2,0	7,0	2ВС-105	7	1,5	0,9
25	«	2,1	8,0	2ВС-105	7	1,6	1,0
26	«	1,9	9,0	2ВС-105	7	1,7	1,1
27	«	2,0	10,0	ВС-145	8	1,8	1,2

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7	8
28	Мягкие связные (глинистые)	2,1	11,0	ВС-145	8	1,9	1,3
29	То же	1,9	12,0	ВС-145	8	2,0	1,4
30	«	2,0	12,5	ВС-170	8	2,1	1,5

3.1. Высота слоя уплотнения (Δh, м)

$$\Delta h = k_{\text{у}} H_{\text{о}}, \qquad (1.2)$$

где $H_{\text{о}}$ – высота отвального яруса, м.

Таблица 1.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
Вместимость ковша E, м^3	5,2	8,0	10,0	12,5
Максимальный радиус черпания $R_{\text{чmax}}$, м	14,5	18,4	18,4	22,5
Максимальный радиус разгрузки $R_{\text{рmax}}$, м	12,3	16,3	16,3	19,9
Максимальная высота разгрузки $H_{\text{рmax}}$, м	6,7	9,2	8,6	10.0
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_{\text{р}}$, м	4,26	5,7	5,7	7,6
Ширина хода $B_{\text{х}}$, м	5,2	6,98	6,98	9,4
Длина хода $L_{\text{х}}$, м	6,1	8,2	8,2	13,0

Таблица 1.3

Рекомендуемые параметры экскаваторного отвалообразования [2]

Тип складируемых пород	Высота яруса $H_{\text{о}}$, м	Угол откоса яруса α, град.	Угол откоса приямка β, град.	Коэффициент разрыхления	
				свежеотсыпанных пород $k_{\text{р}}$	остаточный $k_{\text{р.о}}$
Скальные	30-40	40-45	55-60	1,35-1,40	1,08-1,15
Песчаные..	25-30	30-35	40-45	1,10-1,15	1,01-1.015
Глинистые ..	15-20	35-40	45-50	1,30-1,35	1,06-1,07

3.2. Высота верхнего подъяруса ($H_{\text{в}}$, м)

Высота верхнего подъяруса должна удовлетворять условиям

$$\begin{cases} H_{\text{в}} \le H_{\text{р}} - \Delta h; \\ H_{\text{в}} \le \dfrac{R_{\text{р. max}} - 0{,}5L_{\text{х}} - \Delta h \operatorname{ctg} \alpha_{\text{о}} - 0{,}6}{\operatorname{ctg} \alpha_{\text{о}}} \end{cases}, \qquad (1.3)$$

где $H_р$ – высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м; $R_{р.\ max}$ – максимальный радиус разгрузки, м; $L_х$ – длина хода экскаватора, м; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса, град.

Выбирается наименьшее значение $H_в$, полученное из формул (1.3). Если $H_в$ принимает отрицательные значения, уменьшается высота отвального яруса $H_о$ и пересчитывается высота слоя уплотнения Δh.

3.4. Высота нижнего подъяруса ($H_н$, м)

$$H_н = H_о - H_в. \tag{1.4}$$

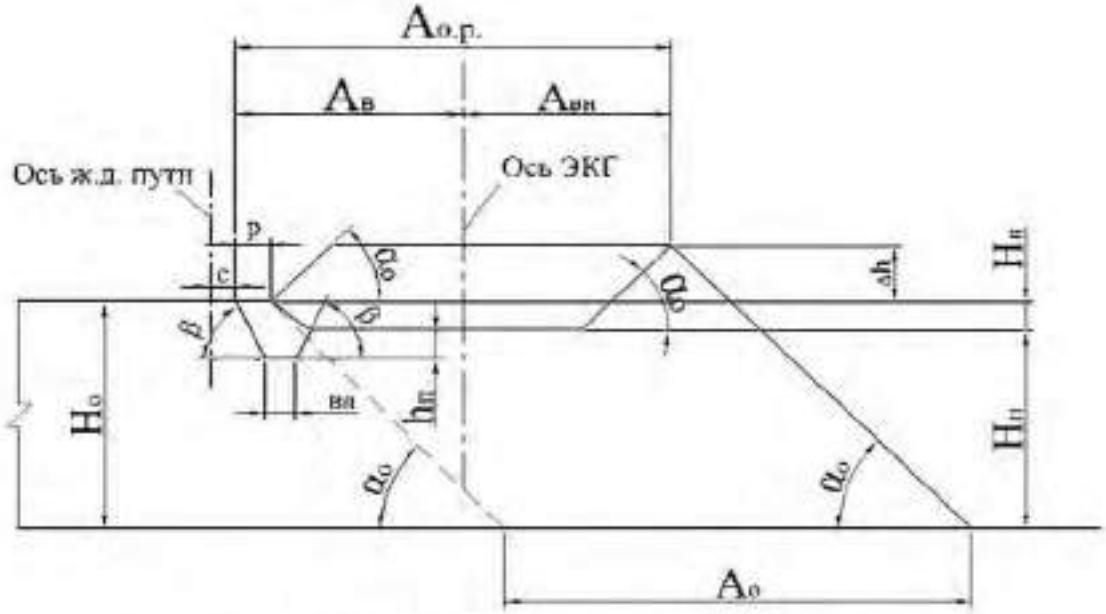


Рис. 1.1. Схема к расчету параметров отвального яруса

$H_о$ – высота отвального яруса; $H_в$ – высота верхнего подъяруса; $H_н$ – высота нижнего подъяруса; Δh – высота слоя уплотнения; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса; $h_п$ – глубина приямка; $b_п$ – ширина приямка по дну; β – угол откоса борта приямка; $A_{о.р}$ – расчетная ширина отвальной заходки; $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки; $A_о$ – фактическая ширина отвальной заходки; C – расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка; P – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути

4. Определяется ширина отвальной заходки.

4.1. Расчетная ширина отвальной заходки ($A_{о.р}$)

$$A_{о.р} = A_в + A_{в.в}, \tag{1.5}$$

где $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки, м; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки, м.

$$A_в = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_п}{2}\right)^2}, \tag{1.6}$$

$$A_{в.н} = R_р, \tag{1.7}$$

где $R_р$ – радиус разгрузки, м; принимается $R_р \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\ R_{р\ max}$; $R_{р\ max}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; $R_ч$ – радиус черпания, м; принимается $R_ч \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\ R_{ч\ max}$; $R_{ч\ max}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, м; $l_п$ – длина приямка, м.

Таким образом

$$A_{o.p} = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_в}{2}\right)^2} + R_р. \quad (1.8)$$

Размеры приямка принимаются из условия, что одновременно в приямок разгружается один вагон [3].

$$l_п = (1{,}5...2{,}0)\, l_в, \quad (1.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м (табл. 1.4).

Глубина приямка ($h_п$, м)

$$h_п < h_{к\,max}, \quad (1.10)$$

где $h_{к\,max}$ – максимальная глубина копания экскаватора, м.

Принимается $h_п$ = 1,5 м для ЭКГ-5А, $h_к$ = 1,8÷2,0 м для ЭКГ-8И, ЭКГ-10 и ЭКГ-12,5.

Ширина приямка по дну $b_п$ = 3÷4 м.

Расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка C = 1,6÷2.0 м.

Дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути P = 1,5 : 2,0 м.

Ширина внутренней части отвальной заходки должна удовлетворять условию

$$A_в \geq H_к \operatorname{ctg} \beta + 2h_п \operatorname{ctg} \beta + b_п + B_у/2 + 0{,}6. \quad (1.11)$$

Если условие не выполняется, то применяется более мощный экскаватор или сокращается длина приямка. Минимальная длина приямка должна удовлетворять условию

$$l_п \geq 1{,}2\, l_в. \quad (1.12)$$

Фактическая ширина отвальной заходки (A_o, м)

$$A_o = A_{o.p} + \Delta h \operatorname{ctg} \alpha_o \quad P. \quad (1.13)$$

Таблица 1.4

Параметры думпкаров

Параметр	Модель думпкара				
	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность $Q_в$, т . .	60	85	105	145	170
Вместимость кузова $V_в$, м^3. .	26,2	38	50	68	75
Длина вагона $l_в$, м	11,8	12,2	14,9	17,63	16,95

5. Определяется приемная способность отвального тупика ($W_т$, млн. м^3)

$$W_т = \frac{10^{-6}\, L_т A_o H_o}{k_{р.о}}, \quad (1.14)$$

где $L_т$ – длина отвального тупика, м; A_o – фактическая ширина отвальной заходки, м; H_o – высота отвального яруса, м.

6. Рассчитывается сменная производительность отвального тупика.

Сменная производительность отвального тупика определяется:

6.1. производительностью отвального экскаватора ($П_э$, м^3/смену)

$$П_э = Q_т\, T_{см}\, k_и\,, \qquad (1.15)$$

где $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч (табл. 1.5); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени экскаватора ($k_и \approx 0{,}80$).

Таблица 1.5

Техническая производительность экскаваторов при работе на отвале ($Q_т$, м^3/ч)

Категория пород по трудности экскавации	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
IV (скальные).....	365	495	600	715
II (песчаные и глинистые)...	530	720	875	1035

6.2. Приемной способностью отвального тупика по транспортным условиям ($П_т$, м^3/смену)

$$П_т = N_п\, Q_п\,, \qquad (1.16)$$

где $N_п$ – количество поездов, которые могут разгрузиться в тупике в течение смены, шт.; $Q_п$ – объем породы в поезде, м^3.

$$Q_п = \frac{n_в Q_в}{\gamma}\,, \qquad (1.17)$$

где $n_в$ – число думпкаров в поезде, шт.; $Q_в$ – грузоподъемность думпкара, т; γ – плотность пород в целике, м^3.

$$N_п = \frac{T_{см} k_и}{T_о}\,, \qquad (1.18)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и \approx 0{,}8$); $T_о$ – время обмена составов, ч.

Время обмена составов (рис. 1.2) рассчитывает по формуле

$$T_о = T_д^г + T_р + T_д^п + \tau, \qquad (1.19)$$

где $T_д^г$ – время движения груженого состава от забоя экскаватора до обменного пункта, ч; $T_д^п$ – время движения порожнего состава от обменного пункта до забоя отвального экскаватора, ч; $T_р$ – продолжительность разгрузки состава, ч; τ – время на связь при обмене составов, ч ($\tau \approx 0{,}2$ ч) при телефонной или радиосвязи).

$$T_д^г = T_д^п = \frac{L}{v_{ср}} = \frac{L_{о.п} + 0{,}5 L_т}{v_{ср}}, \qquad (1.20)$$

где L – среднее расстояние транспортирования от отвального экскаватора до обменного пункта, км; $v_{ср} \approx v_г \approx v_п$ – средняя скорость движения состава на отвале, км/ч ($v_{ср} \approx 15$ км/ч); $v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего состава на отвале, км/ч.

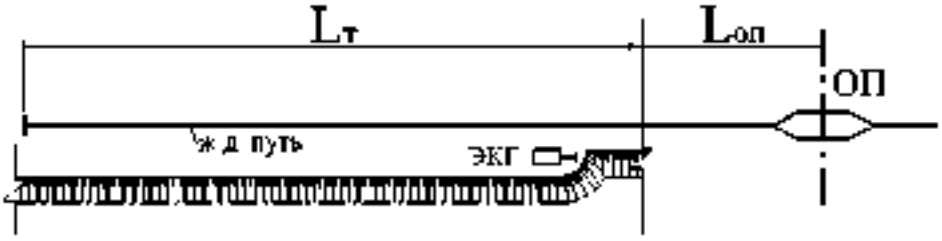


Рис. 1.2. Схема к расчету времени обмена составов на отвале:
$l_т$ – длина отвального тупика, $L_{оп}$ – расстояние от отвала до обменного пункта;
ОП – обменный пункт

Продолжительность разгрузки состава ($T_р$, ч)

$$T_{\text{Р}} = \frac{t_{\text{Р}} n_{\text{В}}}{60}, \tag{1.21}$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки одного думпкара, мин ($t_р \approx 1{,}5$ мин).

7. Определяется длительность экскавации породы, перевозимой одним составом ($T_э$, ч)

$$T_{\text{Э}} = \frac{Q_{\text{П}}}{Q_{\text{Т}}}. \tag{1.22}$$

где $Q_п$ – объем породы в составе, м^3; $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч.

8. Устанавливаем условие, по которому определяется сменная

Если $T_э \geq T_о$, то сменная производительность отвального тупика ($П_о$) определяется производительностью экскаватора

$$П_о = П_э. \tag{1.23}$$

Если $T_э \leq T_о$, то сменная производительность отвального тупика определяется приемной способностью тупика по транспортным условиям ($П_т$)

$$П_о = П_т. \tag{1.24}$$

9. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования.

9.1. Число рабочих тупиков ($N_р$)

$$N_{\text{Р}} = \frac{V_{\text{СМ}}}{П_{\text{О}}}, \tag{1.25}$$

где $V_{см}$ – сменный объем отвальных работ, тыс. м^3/смену; $П_о$ – сменная производительность отвального тупика, тыс. м^3/смену. $N_р$ округляется до целого в большую сторону.

9.2. Число резервных тупиков ($N_{рез}$)

$$N_{рез} \approx (0{,}2 \div 0{,}4)\, N_р. \tag{1.26}$$

9.3. Полное число отвальных тупиков ($N_т$)

$$N_т = N_р + N_{рез}. \tag{1.27}$$

9.4. Протяженность активного фронта отвальных работ ($L_{ф.а}$, км)

$$L_{ф.а} = L_т N_р. \tag{1.28}$$

9.5. Общая протяженность фронта отвальных работ ($L_{ф.о}$, км)

$$L_{ф.о} = L_т N_т. \tag{1.29}$$

10. Составляется паспорт экскаваторного отвалообразования.

Пример паспорта экскаваторного отвалообразования представлен на рис. 1.3. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, а также расчетные схемы (см. рис. 1.1, 1.2).

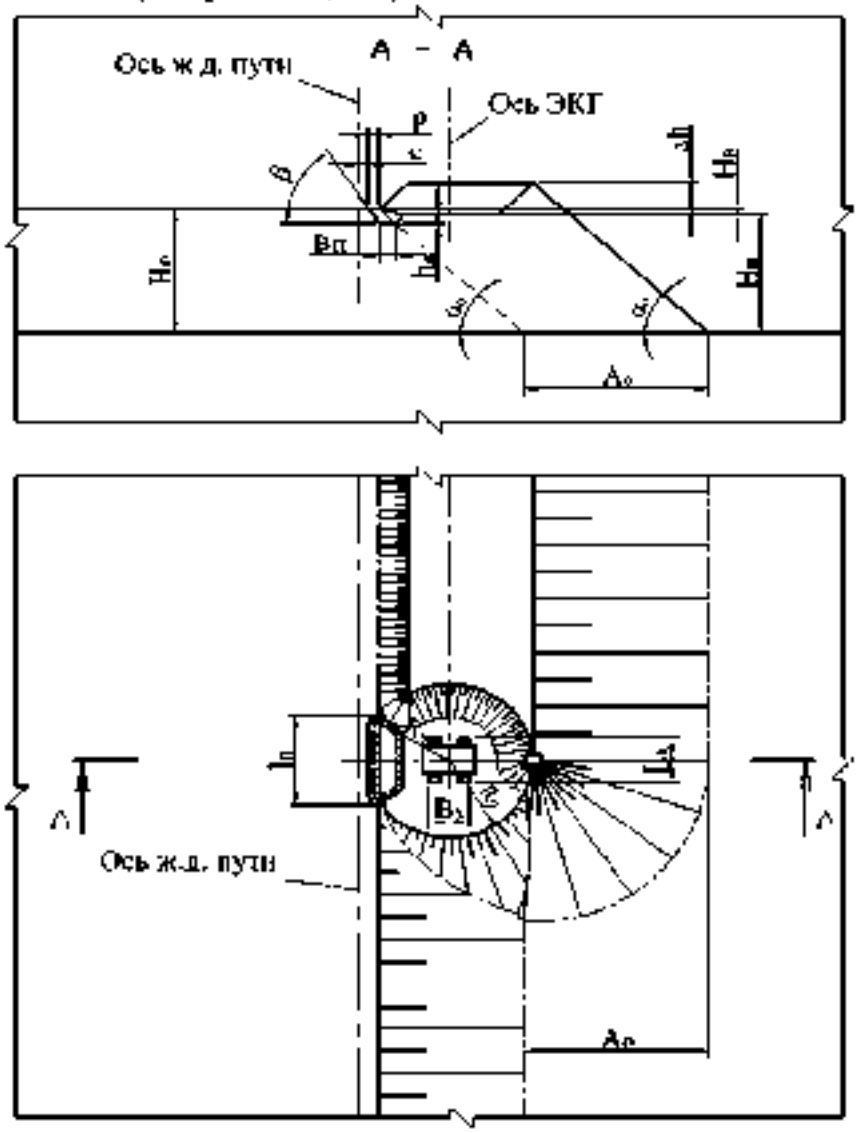


Рис. 1.3. Паспорт экскаваторного отвалообразования

Графическая часть представляется одним листом формата А4 или А3 и включает:

1. Паспорт экскаваторного отвалообразования (план и разрез). В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 1.3).

Таблицу, включающую технологические параметры отвалообразования (табл. 1.6).

Таблица 1.6

Технологические параметры экскаваторного отвалообразования

Параметр	Значение
Модель экскаватора	
Максимальный радиус разгрузки $R_{\text{разг.max}}$, м	
Максимальный радиус черпания $R_{\text{черп.max}}$, м	
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_{\text{р}}$, м	
Тип складируемых пород	
Плотность пород в массиве γ, т/м^3	
Коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород $k_{\text{р}}$	
Остаточный коэффициент разрыхления $k_{\text{р.о}}$	
Коэффициент уплотнения пород в отвале $k_{\text{у}}$	
Расчетная ширина отвальной заходки $A_{\text{о.р}}$, м	
Фактическая ширина отвальной заходки $A_{\text{о}}$, м	
Высота отвального яруса $H_{\text{о}}$, м	
Высота слоя уплотнения Δh, м	
Высота верхнего подъяруса $H_{\text{в}}$, м	
Высота нижнего подъяруса $H_{\text{н}}$, м	
Длина приямка $l_{\text{п}}$, м	
Угол откоса отвального яруса $\alpha_{\text{о}}$, град.	
Угол откоса борта приямка β, град.	
Модель думпкара	
Длина отвального тупика $L_{\text{т}}$, км	
Расстояние от отвала до обменного пункта $L_{\text{о.п}}$, км	
Объем породы в поезде $Q_{\text{п}}$, м^3	
Приемная способность отвального тупика $W_{\text{т}}$, млн. м^3	
Производительность отвального тупика $П_{\text{о}}$, м^3/смену	
Полное число отвальных тупиков $N_{\text{т}}$	
Протяженность активного фронта отвальных работ $L_{\text{ф.о}}$, км	
Общая протяженность фронта отвальных работ $L_{\text{ф.о}}$, км	

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУЛЬДОЗЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику расчета параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

Задачи работы:

1. Выбор высоты отвального яруса и отвала.
2. Расчет площади отвала.
3. Расчет параметров отвальных забоев и фронтов отвалообразования.
4. Определение объема бульдозерных работ.
5. Выбор модели бульдозера, расчет производительности и парка бульдозеров.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 323-326; 2, с. 183-192] изучить основные технологические параметры экскаваторных отвалов, схемы отвалообразования и методику расчета производительности отвального оборудования.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 2.1) задаются:

- тип складируемых пород (скальные, песчаные, глинистые);
- объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования $V_о$, млн. м^3
- годовая производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн. м^3/год;
- модель автосамосвала;
- рабочий угол откоса отвального яруса α, град.;
- устойчивый угол откоса отвального яруса $\alpha_у$, град.;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (табл. 2.2);
- коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале $k_р$, (см. табл. 2.2);
- остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{р.о}$, (см. табл. 2.2).

Порядок выполнения работы

1. Выбирается высота отвального яруса, количество ярусов и рассчитывается высота отвала.

Выбор высоты отвального яруса ($H_о$, м) производится исходя из типа складируемых пород (см. табл. 2.2). Количество отвальных ярусов ($n_я$) назначается самостоятельно исходя из условия, что общая высота отвала должна быть, как правило, не более 120-150 м.

Общая высота отвала ($H'_о$)

$$H'_о = H_о n_я , \qquad (2.1)$$

где $H_о$ – высота отвального яруса, м; $n_я$ – число ярусов.

Таблица 2 |

Исходные данные к практической работе № 2
«Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте»

№ задания	Тип складируемых пород	Объем пород в отвале V_o, млн. м³	Производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн. м³/год	Модель автосамосвала	Угол откоса отвального яруса	
					рабочий $\alpha_р$, град	устойчивый $\alpha_у$, град
1	Скальные	160	8,0	БелАЗ-7548	40	38
2	То же	180	9,0	БелАЗ-7548	45	42
3	«	200	10,0	БелАЗ-7549	44	42
4	«	220	11,0	БелАЗ-7549	43	41
5	«	120	5,0	БелАЗ-7540	41	38
6	«	140	6,0	БелАЗ-7548	39	37
7	«	185	7,5	БелАЗ-7548	40	37
8	«	260	12,5	БелАЗ-7549	41	38
9	«	170	8,5	БелАЗ-7549	42	39
10	«	210	9,5	БелАЗ-7549	43	39
11	Глинистые	250	13,0	БелАЗ-7512	36	32
12	То же	280	13,5	БелАЗ-7512	36	31
13	«	300	14,0	БелАЗ-7512	38	35
14	«	320	14,5	БелАЗ-7512	38	34
15	«	195	9,0	БелАЗ-7549	34	30
16	«	100	5,0	БелАЗ-7540	35	31
17	«	150	7,5	БелАЗ-7548	40	36
18	«	200	9,4	БелАЗ-7549	40	35
19	«	210	8,3	БелАЗ-7549	36	32
20	«	240	12,7	БелАЗ-7512	38	34
21	Песчаные	120	4,5	БелАЗ-7540	35	30
22	То же	150	6,0	БелАЗ-7540	34	32
23	«	225	7,5	БелАЗ-7548	33	30
24	«	325	14,0	БелАЗ-7512	32	29
25	«	315	12,0	БелАЗ-7512	35	32
26	«	160	5,5	БелАЗ-7540	34	31
27	«	155	6,5	БелАЗ-7540	35	29
28	«	250	9,0	БелАЗ-7548	36	30
29	«	320	10,0	БелАЗ-7549	35	31
30	«	345	11,0	БелАЗ-7549	32	29

2. Рассчитывается площадь отвала (S_o, га):

$$S_o = \frac{V_o k_{р.о} 10^{-4}}{H_o n_я \eta_o}, \qquad (2.2)$$

где V_0 – объем пород в отвале, м^3; $k_{р.о}$ – остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале; $H_о$ – высота отвального яруса, м; $n_я$ – количество ярусов; $\eta_о$ – коэффициент использования площади отвала (ярусности). $\eta_о$ принимается для одноярусных отвалов – 0,8÷0,9; для двухъярусных – 0,6÷0,7; для трехъярусных и более – 0,5.

Таблица 2.2

Рекомендуемые параметры бульдозерного отвалообразования [1]

Тип складируемых пород	Плотность пород γ т/м^3	Высота отвального яруса $H_о$, м	Коэффициент разрыхления	
			свежеотсыпанных пород $k_р$	остаточный $k_{р.о}$
Скальные	2,5-3,0	30-35	1,35-1,40	1,08-1,15
Песчаные……	1,6-1,8	15-20	1,10-1,15	1,01-1,015
Глинистые ……	1,9-2,0	10-15	1,30-1,35	1,06-1,07

3. Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа ($N_а$, шт.)

$$N_а = \frac{П_в^ч k_н}{Q_п}, \qquad (2.3)$$

где $П_в^ч$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3/ч; $k_н$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_н$ =1,1÷1,2); $Q_п$ – объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м^3.

Часовая производительность карьера по вскрыше ($П_в^ч$, м^3/ч)

$$П_в^ч = \frac{П_в}{T_г n_{см} T_{см} k_п}. \qquad (2.4)$$

где $П_в$ – годовая производительность карьера по вскрыше, м^3/год; $T_г$ – число рабочих дней карьера в году ($T_г$ – 350 дней); $n_{см}$ – число рабочих смен в сутках ($n_{см}$ = 3); $k_п$ – коэффициент использования сменного времени ($k_п$ = 0,75÷0,80).

Объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала ($Q_п$, м^3)

$$Q_п = \frac{q_а}{\gamma}, \qquad (2.5)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосамосвала, т (табл. 2.3); γ – плотность пород в целике, т/м^3.

Должно выполняется условие

$$Q_п \le \frac{V_а}{k_р}, \qquad (2.6)$$

где $V_а$ – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 2.3); $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала. Принимается равным коэффициенту разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале (см. табл. 2.2).

Таблица 2.3

Параметры карьерных автосамосвалов

Параметры	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7549	БелАЗ-7512
Грузоподъемность q_a, т	30	42	80	120
Вместимость кузова «с шапкой» V_a, м^3	18,0	26,0	46,0	59,0
Минимальный радиус поворота R_{min}, м.....	8,7	10,2	11,0	13,0
Диаметр колеса $D_к$, м . . .	1.55	1.90	2.61	2,97
Длина базы автосамосвала B, м	3,55	4,20	4,55	5,30
Минимальное расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса, при котором $k_{зв} = 0$, a_0, м	1,6	1,8	2,2	2,5
Средняя продолжительность разгрузки $t_р$, мин	0,67	0,78	1,00	1,17
Ширина транспортных берм при двухполосном движении $B_т$, м....	16,0-19,0	17,8-20,0	24,0-26,7	26,3-29,5

Если условие (2.6) не выполняется, то принимается

$$Q_п = \frac{V_а}{k_р}. \qquad (2.7)$$

4. Определяется количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале ($N_о$, шт.)

$$N_о = N_а \frac{t_р - t_{м.р}}{60}, \qquad (2.8)$$

где $N_а$ – количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа, шт.; $t_р$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин. (см. табл. 2.3); $t_{м.р}$ – продолжительность маневровых операций при установке на разгрузку, мин.;

$$t_{м.р} \approx 0{,}063\, R_{min}, \qquad (2.9)$$

где R_{min} – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала, м (см. табл. 2.3).

Количество одновременно разгружающихся автосамосвалов ($N_о$) округляется до целого в большую сторону.

5. Определяется длина участка разгрузки ($L_р$, м)

$$L_р = N_о\, l_п, \qquad (2.10)$$

где $N_о$ – количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале, шт.; $l_п$ – ширина полосы по рабочему фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м. Для автосамосвалов грузоподъемностью 30–55 т $l_п$ =30÷40 м, 80–130 т $l_п$ = 50÷60 м, 180–240 т $l_п$ = 60÷70 м.

6. Определяется общая длина отвального фронта ($L_о$, м).

Отвальный фронт состоит из трех участков: разгрузки ($L_р$), планировки ($L_п$) и резервного ($L_{рез}$).

По мере заполнения участка разгрузки и выравнивания участка планировки последний начинается выполнять функцию первого, а участок разгрузки становится участком планировки. Если участок планировки не подготовлен, то разгрузка производится на резервном участке. Таким образом, все три участка должны иметь одинаковую длину

$$L_р = L_п = L_{рез}, \quad (2.11)$$

где $L_п$ – длина участка планировки, м;

$L_{рез}$ – длина резервного участка, м.

Общая длина отвального фронта

$$L_о = 3\,L_р. \quad (2.12)$$

7. Определяется сменный объем бульдозерных работ ($Q_б$, м^3/смену)

$$Q_б = \Pi_в^{см} k_н k_{зав}, \quad (2.13)$$

где $\Pi_в^{см}$ – сменная производительность карьера по вскрыше, м^3/смену; $k_н$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_н$ =1,1÷1,2); $k_{зав}$ – средний коэффициент «заваленности» отвала.

Сменная производительность карьера по вскрыше ($\Pi_в^{см}$,м^3/смену)

$$\Pi_в^{см} = \Pi_в^{ч} T_{см} k_и, \quad (2.14)$$

где $\Pi_в^{и}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3/ч (см. п. 3); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и$ = 0,75÷0,80).

Средний коэффициент «заваленности» определяется по эмпирической формуле

$$k_{зав} \approx (A - a_о)^n\, 0{,}1\ , \quad (2.15)$$

где A – фактическое расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса автосамосвала при разгрузке, м; $a_о$ – минимальное расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса автосамосвала, при котором $k_{зав}$ = 0, м; n – коэффициент, характеризующий скорость роста $k_{зав}$ в зависимости от модели автосамосвала. Для автосамосвалов БелАЗ грузоподъемностью 30-80 т n = 2, для автосамосвалов 120-240 т n = 1,5.

$$A \approx Б + {}^3\!/_4\, D_к, \quad (2.16)$$

где $Б$ – ширина бермы безопасности (призмы возможного обрушении), м; $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала, м.

$$Б = H_о\,(\mathrm{ctg}\,\alpha_у - \mathrm{ctg}\,\alpha), \quad (2.17)$$

где $H_о$ – высота отвального яруса, м; α – рабочий угол откоса отвального яруса, град.; $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса отвального яруса, град.

Если расчетное значение по формуле (2.15) $k_{зав} > 1$, то принимается $k_{зав}$ = 1,0.

Согласно «Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» площадки бульдозерных отвалов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3°,

направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы автосамосвала. По всему фронту в зоне разгрузки должен быть сформирован предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса автосамосвала. Вертикальная ось, проведенная через вершину предохранительного вала, должна располагаться вне призмы обрушения (рис. 2.1).

8. Выбирается модель бульдозера исходя из грузоподъемности автосамосвала и сменного объема бульдозерных работ (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Параметры бульдозеров, применяемых на открытых горных работах

Параметры	Модель бульдозера			
	ДЗ-171.1	ДЗ-25	ДЗ-118	ДЗ-60ХЛ
Базовый трактор	Т-170	Т-180Г	ДЭТ-250	Т-330
Мощность двигателя $N_д$, кВт	125	132	243	250
Длина отвала $l_о$, м	3,22	4,43	4,31	5,48
Высота отвала $h_о$, м.....	1,15	1,20	1,55	1,42
Максимальное заглубление $h_{зап}$, м	0,465	0,30	0,55	0,79
Объем грунта в призме волочения $V_{пв}$, $м^3$	≤ 4,0	≤ 4,5	≤ 7,5	≤ 8,0
Скорость перемещения породы $v_п$, м/сек	0,88	0,70	0,82	0,92
Скорость холостого хода $v_х$, м/сек	1,33	1,20	1,95	1,60

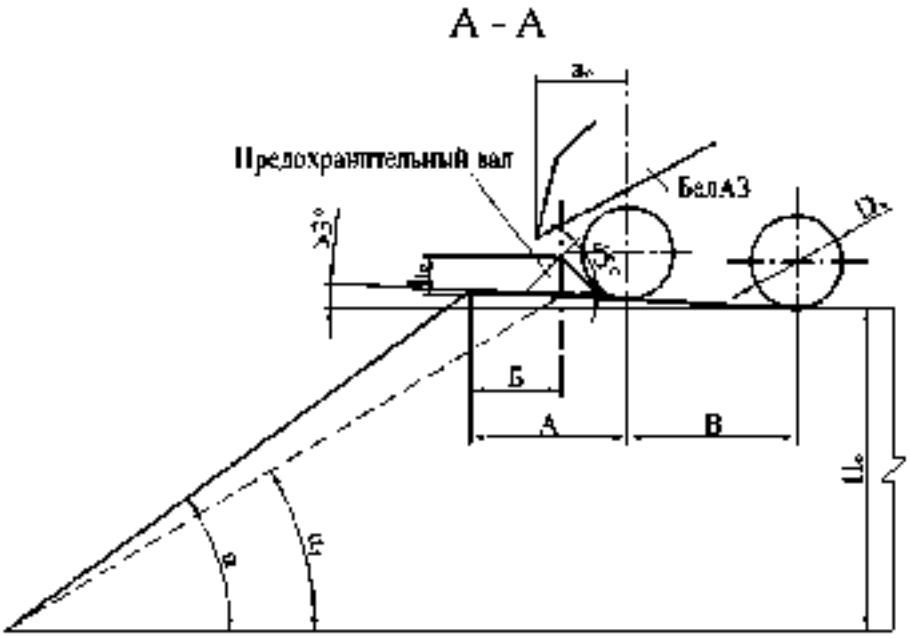


Рис. 1. Паспорт разгрузки автосамосвалов на отвале

$H_о$ – высота отвального яруса; α – рабочий угол откоса отвального яруса, $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса отвального яруса, $h_в$ – высота предохранительного вала ($h_в \geq ½ D_к$), $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала; B – длина базы автосамосвала, b – ширина бермы безопасности (призмы возможного обрушения); $a_о$ – минимальное расстояние между верхней бровкой отвального яруса и осью заднего колеса автосамосвала, при котором коэффициент «завалености» равен нулю ($k_{зав} = 0$); A – фактическое расстояние между верхней бровкой отвального яруса и осью заднего колеса автосамосвала при разгрузке

9. Рассчитывается сменная производительность бульдозера ($П_б$, $м^3$/смену) [5]

$$П_б = 60\frac{T_{см}V_{п.в}k_п k_у k_и}{T_ц k_р}, \quad (2.18)$$

где $V_{п.в}$ – объем призмы волочения, м^3; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $T_ц$ – продолжительность рабочего цикла бульдозера, мин; $k_п$ – коэффициент, учитывающий потери грунта при транспортировании; $k_у$ – коэффициент, учитывающий влияние уклона на производительность бульдозера; $k_и$ – коэффициент использования сменного времени бульдозера ($k_и$ = 0,75÷0,80); $k_р$ – коэффициент разрыхления породы (см. табл. 2.2).

Объем призмы волочения ($V_{пв}$, м^3) рассчитывается по формуле

$$V_{п.в} = 0,5h_o^2 l_o \operatorname{ctg}\beta, \quad (2.19)$$

где l_o – длина отвала бульдозера, м (табл. 2.4); h_o – высота отвала бульдозера, м; β – угол развала породы в призме волочения, град. Принимается:

- для скальных пород β = 42÷45°;
- для глинистых пород β = 37÷40°;
- для песчаных пород β = 35÷37°.

Продолжительность рабочего цикла бульдозера ($T_ц$, мин) рассчитывается по формуле

$$T_ц = \left(\frac{L_п}{v_п} + \frac{L_п}{v_х} + t_п\right)\frac{1}{60}, \quad (2.20)$$

где $L_п$ – расстояние перемещения породы бульдозером, м; $v_п$ – скорость перемещения породы бульдозером, м/с; $v_х$ – скорость холостого хода бульдозера, м/с (скорости $v_п$ и $v_х$ для различных моделей бульдозеров приведены в табл. 4); $t_п$ – время на переключение скоростей и опускание лемеха бульдозера, с (для всех моделей бульдозеров $t_п \approx 9$ с).

Среднее расстояние перемещения породы бульдозером ($L_п$, м) определяется по формуле

$$L_п \approx Б + 0,5D_к, \quad (2.21)$$

где $Б$ – ширина бермы безопасности, м; $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала, м.

Коэффициент, учитывающий потери породы при транспортировании бульдозером ($k_п$), рассчитывается по формуле

$$k_п \approx 1 - 0,005L_п, \quad (2.22)$$

где $L_п$ – расстояние перемещения породы бульдозером, м.

Коэффициент, учитывающий влияние уклона на производительность бульдозера ($k_у$), для уклона $i = 3°$ принимается $k_у \approx 0,8$.

10. Определяется рабочий парк бульдозеров ($N_б$, шт.)

$$N_б = \frac{Q_б}{П_б}k_{пл}, \quad (2.23)$$

где $Q_б$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3/смену; $П_б$ – сменная производительность бульдозера, м^3/смену; $k_{пл}$ – коэффициент, учитывающий работу бульдозеров по разравниванию поверхности отвала и формированию предохранительного вала ($k_п \approx 1,2$).

11. Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров ($N_{б.и}$, шт.)

$$N_{б.п} \approx 1{,}4\ N_б. \qquad (2.24)$$

12. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А3 и включает:

1. Паспорт разгрузки автосамосвалов на отвале. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 2.1). Паспорт выполняется в стандартном масштабе.

2. План бульдозерного отвала (рис. 2.2). План выполняется в стандартном масштабе при отсыпке одного яруса с указанием числовых значений определяющих параметров.

3. Таблицу, включающую технологические параметры отвалообразования (табл. 2.5).

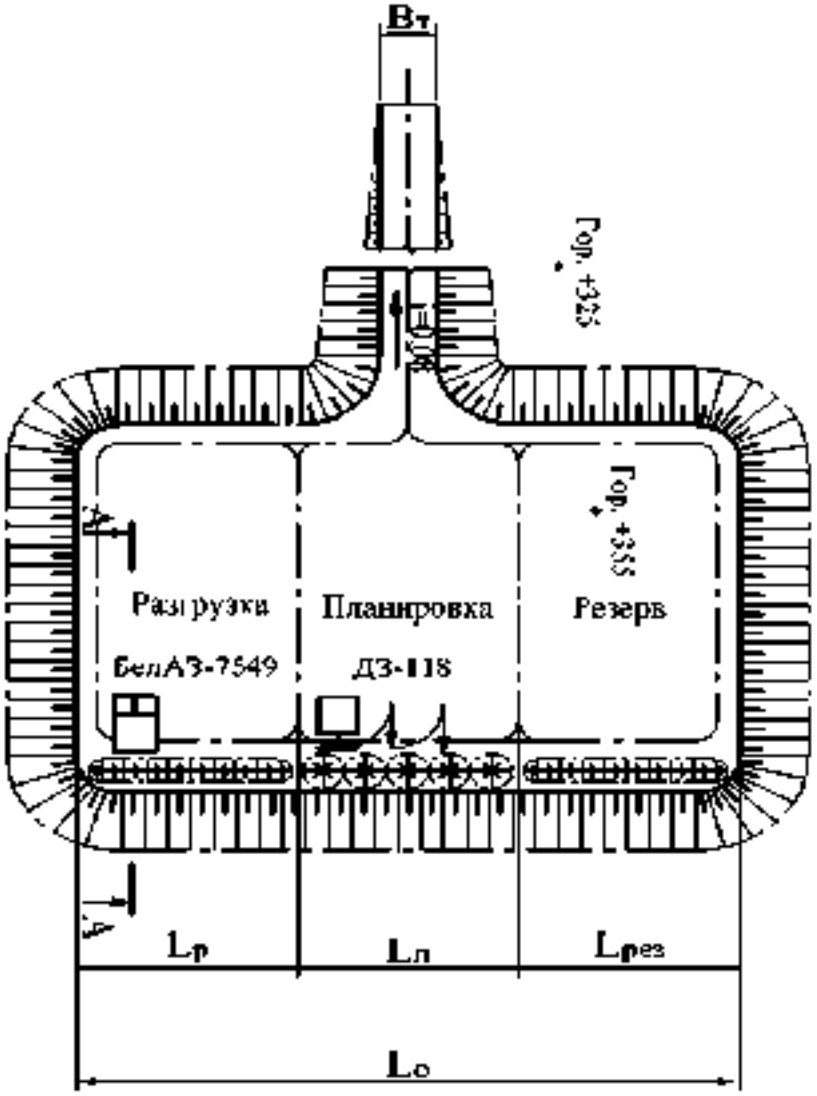


Рис. 2.2. План бульдозерного отвала.
$L_р$ – длина участка разгрузки; $L_п$ – длина участка планировки; $L_{рез}$ – длина резервного участка; $L_о$ – общая длина отвального фронта; $B_т$ – ширина транспортной бермы; i – величина уклона автодороги

Таблица 2.5

Технологические параметры бульдозерного отвалообразования

Параметр	Значение
Тип складируемых пород	
Плотность пород в массиве γ, т/м^3	
Объем пород в отвале V_o, млн. м^3	
Производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн м^3/год	
Угол откоса отвального яруса, град: рабочий α	
устойчивый $\alpha_у$	
Высота отвального яруса H_o, м	
Число ярусов $n_я$, м	
Общая высота отвала H_o, м	
Площадь отвала S_o, га	
Модель автосамосвала	
Модель бульдозера	
Длина участка разгрузки $L_р$, м	
Общая длина отвального фронта L_o, м	
Высота предохранительного вала $h_в$, м	
База автосамосвала B, м	
Ширина бермы безопасности $Б$, м	
Фактическое расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса при разгрузке A, м	
Коэффициент заваленности $k_{зав}$	
Сменный объем бульдозерных работ $Q_б$, м^3/смену	
Производительность бульдозера $П_б$, м^3/смену	
Рабочий парк бульдозеров $N_б$, шт	
Инвентарный парк бульдозеров $N_{б.и}$, шт.	

Практическая работа № 3
ПЛАНИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ НА УСТУПЕ

Цель работы: освоить методику планирования объемов горных работ по процессам в течение месяца.

Задачи работы:

1. Расчет переходящих объемов горной массы на месяц, следующий за планируемым.
2. Расчет номинальных объемов работ по процессам.
3. Определение оптимального объема взрывного блока и числа взрывов в панели за месяц.
4. Определение расчетных объемов работ по процессам.
5. Установление фактических переходящих резервов.
6. Выделение расчетных зон на уступе и оценка выполненности плана буровых и выемочных работ.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [4, с. 84-94] изучить принципы и порядок планирования объемов работ по процессам, расчетные зависимости, этапы планирования, выделение рабочих зон в выемочной панели.

Исходные условия

Общие условия:

- Уральский регион;
- число смен в сутки $n_{см} = 3$;
- предусмотрен планово-технический ремонт в течение месяца:
  - экскаватора длительностью 9 смен;
  - бурстанка – 12 смен.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- модель экскаватора;
- вид карьерного транспорта;
- сменная производительность экскаватора $A_э$, м^3/смену;
- сменная производительность бурстанка $A_б$, м^3/смену;
- плановые объемы выемочных работ, тыс. м^3/мес:
  - на планируемый месяц V_i;
  - на последующий месяц V_{i+1};
- перешедшие объемы резервов обуренной горной массы $\vec{B}_{i-1}$, тыс. м^3;
- перешедшие объемы резервов взорванной горной массы $\vec{B}_{i-1}$, тыс. м^3.

Порядок выполнения работы

1. Определяются переходящие объемы обуренной ($\vec{B}_{i+1}$, тыс. м^3) и взорванной ($\vec{B}_{i+1}$, тыс. м^3) на следующий месяц

$$\vec{B}_{i+1} \approx (0{,}3 \div 0{,}7)\, V_{i+1}, \qquad (3.1)$$

$$\vec{B}_{i+1} \approx (0{,}5 \div 0{,}7)\, V_{i+1}, \qquad (3.2)$$

где V_{i+1} – плановые объемы выемочных работ на месяц, следующий на планируемый месяц, тыс. м^3.

Таблица 3.1

Исходные данные к практической работе № 3 «Планирование процессов на уступе»

№ варианта	Вид транспорта	Экскаватор	Производительность, м^3/смену		Объем месячный, тыс. м^3		Переходящие резервы, тыс. м^3	
			экскаватора, $A_э$	бурового станка, $A_б$	на i-й (V_i)	на (i+1)-й (V_{i+1})	обуренной $\bar{B}_{i-1}$	взорванной $\bar{B}_{i-1}$
1	Автомобильный	ЭКГ-5А	1800	2500	90	100	0	50
2					100	100	60	0
3					180	140	40	120
4					70	120	30	30
5		ЭКГ-8И	2500	4000	120	150	50	40
6					200	120	10	80
7					60	160	60	20
8					170	120	100	20
9		ЭКГ-12,5	3500	4500	150	100	60	40
10					120	80	40	100
11					60	100	20	20
12					100	80	60	20
13	Железнодорожный	ЭКГ-5А	1700	2600	120	80	60	60
14					140	60	40	50
15					160	120	50	20
16					80	100	30	30
17		ЭКГ-8И	2300	3600	200	160	80	40
18					160	200	30	100
19					150	150	120	0
20					240	200	100	120
21		ЭКГ-12,5	3200	4000	200	180	80	100
22					280	240	60	40
23					250	200	50	100
24					160	200	60	60
25		ЭКГ-15	4000	4000	300	320	100	120
26					320	300	150	100
27					360	300	80	140
28					380	350	120	60

2. Определяются номинальные объемы (тыс. м^3) погрузочных, взрывных и буровых работ на планируемый месяц:

погрузочных $Э_i^н = V_i$; (3.3)

взрывных $B_i^н = V_i - \bar{B}_{i-1} + \bar{B}_{i+1}$; (3.4)

буровых $E_i^н \approx B_i^н - \bar{B}_{i-1} + \bar{B}_{i+1}$. (3.5)

3. Определяется оптимальный объем взрывного блока $V_в^{опт}$, тыс. м^3:

$$V_{\text{в}}^{\text{опт}} \approx (5 \div 7) E\, A_{\text{э}}\, k_{\text{тр}}\, k_{\text{к}}\,, \qquad (3.6)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3; $A_{\text{э}}$ – сменная производительность экскаватора, м^3/смену; $k_{\text{тр}}$ – коэффициент, учитывающий вид транспорта ($k_{\text{тр}}$ =1,0 для автотранспорта, $k_{\text{тр}}$ =1,2÷1,4 для железнодорожного транспорта); $k_{\text{к}}$ – коэффициент, учитывающий климатические условия ($k_{\text{к}}$ =1,0 для Урала).

4. Принимается расчетный объем взрывного блока ($V_{\text{в}}^{\text{р}}$, тыс. м^3), который должен находиться в диапазоне значений оптимального взрывного блока.

5. Принимается число взрывов в панели за месяц $n_{\text{в}}$ и определяется расчетный объем взрывных работ на планируемый месяц B_i, тыс. м^3

$$B_i = n_{\text{в}} V_{\text{в}}^{\text{р}}\,. \qquad (3.7)$$

Число взрывов $n_{\text{в}}$ и расчетный объем B_i принимается с условием, чтобы он максимально близок к номинальному объему взрывных работ $B_i^{\text{н}}$.

6. Определяются расчетные объемы погрузочных ($Э_i$, тыс. м^3) и буровых ($Б_i$, тыс. м^3) работ

$$Э_i^{\text{н}} = V_i\,, \qquad (3.8)$$

$$Б_i = B_i - \vec{Б}_{i-1} + \vec{Б}_{i+1}\,. \qquad (3.9)$$

7. На схеме выделяются зоны и устанавливаются фактические переходящие объемы обуренной ($\vec{Б}_{i+1}$) и взорванной ($\vec{B}_i$) горной массы.

8. Определяется длительность погрузочных ($T_{\text{э}}$, смен) и буровых ($T_{\text{б}}$, смен) работ:

$$T_{\text{э}} = Э_i / A_{\text{э}}\,, \qquad (3.10)$$

$$T_{\text{б}} = Б_i / A_{\text{б}}\,. \qquad (3.11)$$

9. Определяется фактическое количество рабочих смен в месяце экскаватора ($N_{\text{э}}$, смен) и бурового станка ($N_{\text{б}}$, смен)

$$N_{\text{э}} = n_{\text{дн}} n_{\text{см}} - N_{\text{р}}^{\text{э}}\,, \qquad (3.12)$$

$$N_{\text{б}} = n_{\text{дн}} n_{\text{см}} - N_{\text{р}}^{\text{б}}\,, \qquad (3.13)$$

где $n_{\text{см}}$ – количество смен работы в сутки ($n_{\text{см}}$ = 3); $n_{\text{дн}}$ – количество рабочих дней в месяце ($n_{\text{дн}}$ = 28÷30); $N_{\text{р}}^{\text{э}}$ – продолжительность нахождения экскаватора в планово-техническом ремонте в течение месяца, смен ($N_{\text{р}}^{\text{э}}$= 9 смен); $N_{\text{р}}^{\text{э}}$ – продолжительность нахождения бурового станка в планово-техническом ремонте в течение месяца ($N_{\text{р}}^{\text{э}}$= 12 смен).

10. Определяется возможная производительность экскаватора ($V_{\text{э}}$, м^3/мес) и бурового станка ($V_{\text{б}}$, м^3/мес):

$$V_{\text{э}} = A_{\text{э}} N_{\text{э}}\,, \qquad (3.14)$$

$$V_{\text{б}} = A_{\text{ст}} N_{\text{б}}\,. \qquad (3.15)$$

11. Определяется возможность выполнения плана буровых и выемочных работ:

$V_э \geq Э_i$ – план выемочных работ выполним,

$V_с \geq Б_i$ – план буровых работ выполним.

12. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Расчетные показатели планирования сводятся в таблицу (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Расчетные результаты планирования

Показатель	Результат расчета
Переходящие объемы горной массы на следующий месяц, тыс. м: обуренной $\bar{Б}_{i+1}$ взорванной $\bar{В}_{i+1}$	
Номинальные объемы работ, тыс. м^3: погрузочных $Э_i^н$ взрывных $В_i^н$ буровых $Б_i^н$	
Объем взрывного блока, тыс. м^3: оптимальный $V_в^{опт}$ расчетный принятый $V_в^р$	
Число взрывов в панели за месяц $n_в$	
Расчетные объемы, тыс. м^3: погрузочных $Э_i$ взрывных $В_i$ буровых $Б_i$	
Фактические переходящие резервы, тыс. м^3 обуренной горной массы $\bar{Б}_{i+1}$ взорванной горной массы $\bar{В}_{i+1}$	
Объем работ по зонам, тыс. м^3 1 $Э_1$ 2 $В_2$ $Э_2$ 3 $Б_3$ $В_3$ $Э_3$ 4 $Б_4$ $В_4$ 5 $Б_5$	
Длительность работ, машино-смен: погрузочных $T_э$ буровых $T_с$	
Возможная производительность, тыс. м^3/мес: экскаватора $V_э$ бурстанка $V_б$	

Графическая часть представляется схемой рабочих зон на уступе, где указываются номер зоны, объемы и виды работ [4, с. 87, рис. 3.2].

Рекомендуемая литература

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Производственные процессы : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых" / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва: ЛЕНАНД, 2016. - 512 с.

2. Репин, Н. Я. Перемещение и складировании е горных пород: учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва: Горная книга, 2016. - 221 с.: рис., табл., фот. - (Процессы открытых горных работ; № 9).

3. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине "Процессы открытых горных работ": учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горны работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - [2-е изд., стер.]. - Москва: Горная книга, 2018. - 156 с.: рис., табл. - (Процессы открытых горных работ; № 7).

4. Сорокин Л.А. Взаимодействие процессов на карьерах. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 96 с.

5. Процессы открытых горных работ. Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.

6. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой циклического действия. – М.: Недра, 1976. – 232 с.

7. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 240 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3

Практическая работа № 1 «Расчет параметров экскаваторных отвалов» 4

Практическая работа № 2 «Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте» 13

Практическая работа № 3 «Планирование процессов на уступе» 22

Министерство образования и науки РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Екатеринбург
2018

Министерство образования и науки РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург, 2018

И 85

Р е ц е н з е н т: Лель Ю. И., профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой разработки месторождений открытым способом УГГУ

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом (протокол № 305 от 12 февраля 2016 г.) и рекомендовано к изданию в УГГУ.

Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л.

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА: учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Геомеханика» для студентов специальности 21.05.04 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 29 с.

Учебно-методическое пособие включает методики выполнения лабораторных работ, варианты заданий и справочные сведения для расчетов параметров уступов и бортов карьера.

Учебно-методическое пособие может быть использовано в курсовом и дипломном проектировании.

© Уральский государственный горный университет, 2018
© Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л. , 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ..... 4

1. Средневзвешенные расчетные данные..... 5

2. Построение поверхности скольжения..... 13

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил..... 16

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ.... 23

ПРИЛОЖЕНИЯ..... 24

Приложение 1 – Исходные данные для самостоятельных занятий.....
Ошибка! Закладка не определена.

Приложение 2 – Определение центра тяжести.....
Ошибка! Закладка не определена.

ВВЕДЕНИЕ

Горные инженеры должны владеть основами метода расчетов устойчивости бортов карьеров, так как эта проблема имеет огромное экономическое значение помимо безопасности работ. Уменьшение угла погашения борта карьера даже на 1 градус влечет значительное увеличение объемов вскрыши. С другой стороны, увеличение угла может привести к обвалам, оползням, нарушению ритма работы карьера, к экономическому ущербу.

Институт ВНИМИ разработал методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров [1]. Методика предлагает двенадцать типовых расчетных схем, в том числе некоторые схемы включают по два, четыре варианта условий залегания пород. Выбор схемы расчета зависит от формы поверхности скольжения, метода сложения поверхностных и объемных сил, криволинейности бортов в разрезе и плане.

В данной работе используется методика для определения максимально допустимой высоты вертикального откоса и ширины призмы обрушения при благоприятном залегании поверхностей ослабления: пласты падают в сторону массива, горизонтальны, вертикальны или падают в сторону выемки под углом, меньшим угла внутреннего трения по контактам слоев $\rho_к$.

В более сложных условиях следует применять методики, в которых учитываются горнотехнические факторы: например, угол откоса α, глубина H, направления простирания пластов относительно падения β, дополнительные нагрузки от оборудования, дополнительные нагрузки от сейсмических воздействий взрывов, криволинейность бортов.

Проверка устойчивости производится в следующем порядке:

1. Определение средневзвешенных расчетных данных.
2. Построение поверхности скольжения на профиле откоса борта.
3. Построение эпюры удерживающих и сдвигающих сил.
4. Определение расчетного коэффициента запаса устойчивости и сравнение его с нормативным.

Исходные данные

Исходными данными для лабораторной работы являются результаты лабораторной работы «Определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера» [2].

По согласованию с преподавателем или при использовании данного методического пособия в самоподготовке студентов можно использовать данные из «Приложение 1».

1. Средневзвешенные расчетные данные

Расчетные величины при горизонтальном расположении слоев определяются как средневзвешенные.

⚠ *Во всех дальнейших расчетах следует использовать* ***расчетные*** *значения характеристик горных пород.*

1.1. Усредненный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \text{ кН/м}^3, \quad (1.1)$$

где m_1, m_2 и m_3 – мощности слоя покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, м;

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, кН/м^3.

1.2. Средневзвешенный коэффициент сцепления ($k_{ср}$):

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3}, \text{ МПа}, \quad (1.2)$$

где l_1, l_2 и l_3 – длины участков линии скольжения соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, м;

k_1, k_2 и k_3 – коэффициенты сцепления в монолите соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, МПа.

Для того чтобы определить значения l_1, l_2 и l_3 необходимо построить упрощенную схему линии скольжения. Дугу линии скольжения проводят следующим образом (Рис. 1.1):

а) Строим упрощенную схему борта карьера высотой $H_б$ и углом откоса $\varphi_б^к$ (Рис. 1.1, а);

б) От верхней бровки откоса (точка В) по верхней площадке отмеряем расстояние равное $0{,}25 \cdot H_б$ (рис. 1.1, б).

в) Из точки С проводим луч под углом сдвига наиболее прочных пород Θ_0 к вертикали. Из точки А проводим луч под углом Θ_0 к откосу АВ (рис. 1.1, в).

$$\Theta_0 = 45° - \frac{\rho_3}{2}, \quad (1.3)$$

где ρ_3 – угол внутреннего трения пород нижнего слоя, в данном случае - невыветрелых пород.

г) Из точек А и С строим перпендикуляры к лучам. Точку пересечения перпендикуляров обозначим О (рис. 1.1, г).

д). Из точки А до пересечения с верхней площадкой строим дугу с центром в точке О и радиусом ОА (рис. 1.1, д).

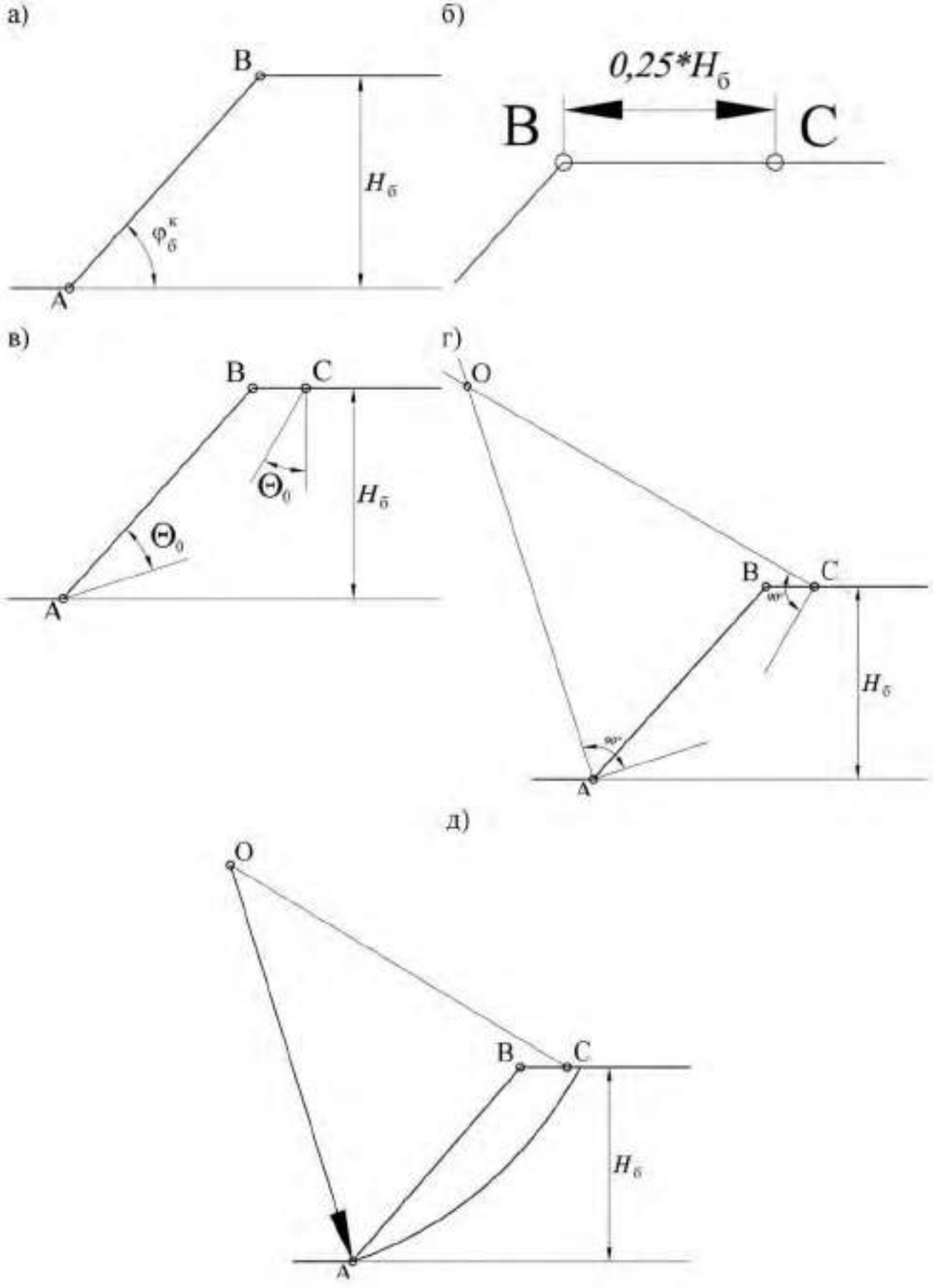


Рис. 1.1. Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

На получившейся схеме измеряем величины l_1, l_2 и l_3 (Рис. 1.2).

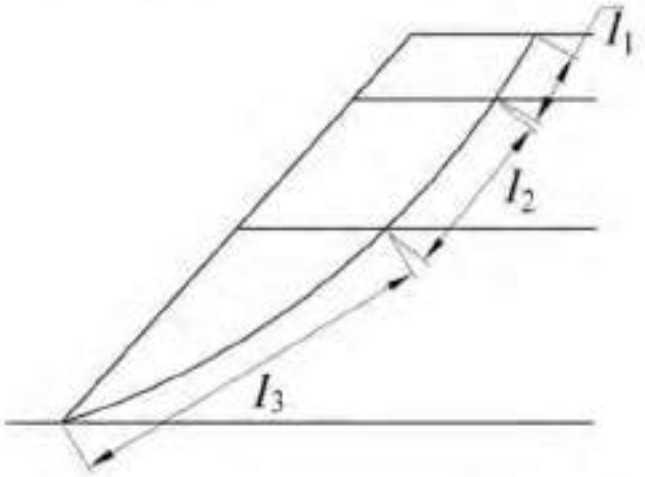


Рис. 1.2. Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

1.3. Усредненный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3}, \qquad (1.4)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – нормальные напряжения, действующие на участках соответственно l_1, l_2 и l_3, Па. Их значения вычисляются по формуле (1.5);

ρ_1, ρ_2 и ρ_3 – углы внутреннего трения соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород.

1.3.1. Для определения величин σ_1, σ_2 и σ_3 производятся дополнительные построения (рис. 1.3):

а) Из концов отрезков l_1, l_2 и l_3 восстанавливаем вертикальные линии, которые делят призму ABD на блоки (рис. 1.3, а).

б) Для каждого блока находим центр тяжести (см. Приложение 2) и проецируем его на линию скольжения (рис. 1.3, б).

в) Проводим лучи из центра дуги (точка О) через полученные точки. Они является направлением действия нормальных сил σ_1, σ_2 и σ_3(рис. 1.3, в).

г) Определим углы β_1, β_2 и β_3соответственно между направлениями σ_1, σ_2 и σ_3 и вертикалью (рис. 1.3, г).

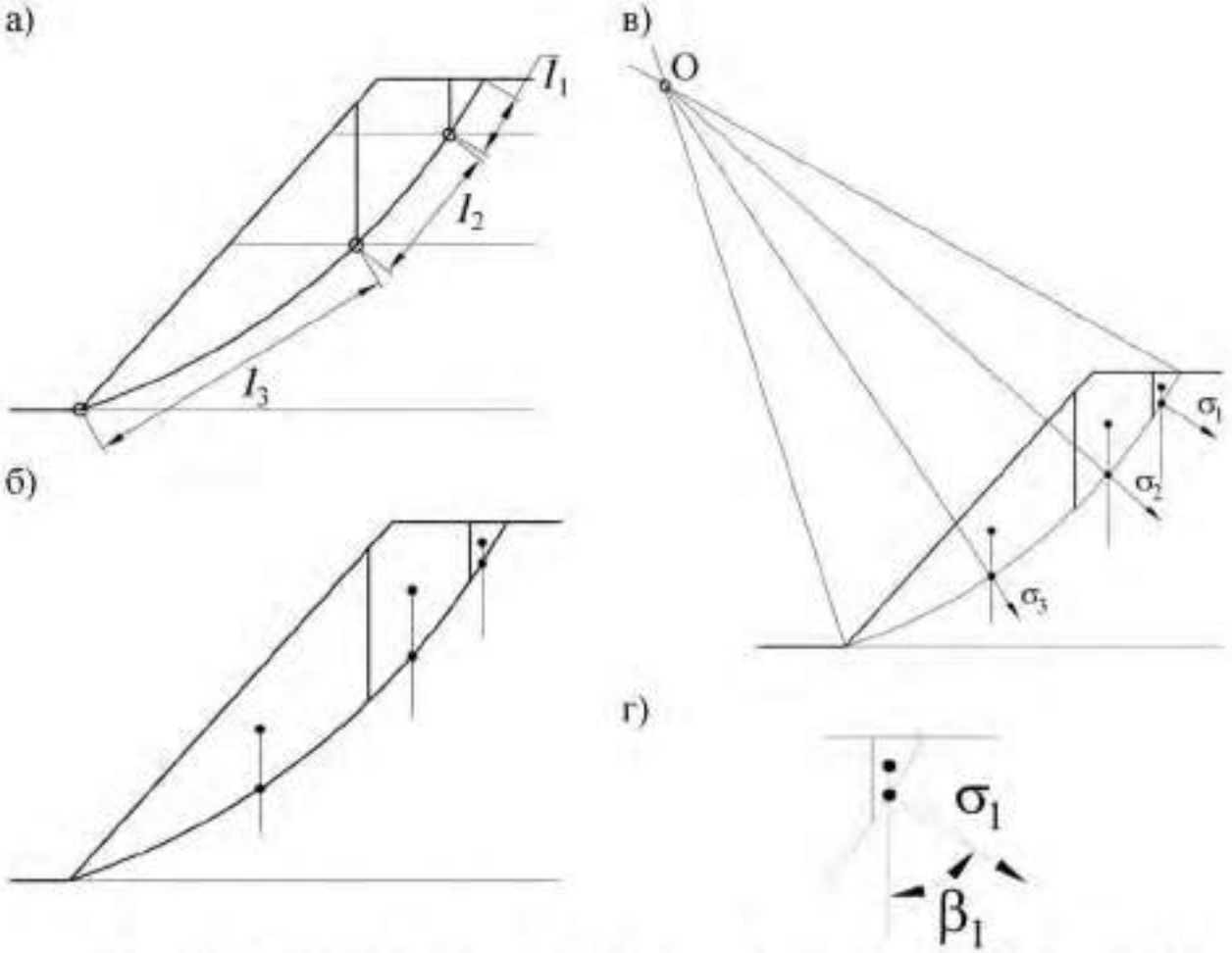


Рис. 1.3. Схема определения нормальных напряжений, действующих на расчетных участках

Величины σ_1, σ_2 и σ_3 определим по формуле:

$$\sigma_i = \psi_i^{\text{блока}} \cdot h_i \cdot \cos^2 \beta_i, \text{ Па}, \quad (1.5)$$

где $\psi_i^{\text{блока}}$ – средняя плотность *i*-го вертикального блока, кг/м^3. Вычисляется по формуле (1.6);

h_i – высота *i* блока, м (см. рис. 1.4).

1.3.2. Средний удельный вес вертикального *i*-го блока ($\psi_i^{\text{блока}}$):

$$\psi_i^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_i^1 + \psi_2 \cdot S_i^2 + \psi_3 \cdot S_i^3}{S_i^1 + S_i^2 + S_i^3}, \quad (1.6)$$

где S_i^1, S_i^2 и S_i^3 – площадь соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород в вертикальном блоке *i*, м^2 (см. рис. 1.5);

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, Н/м^3.

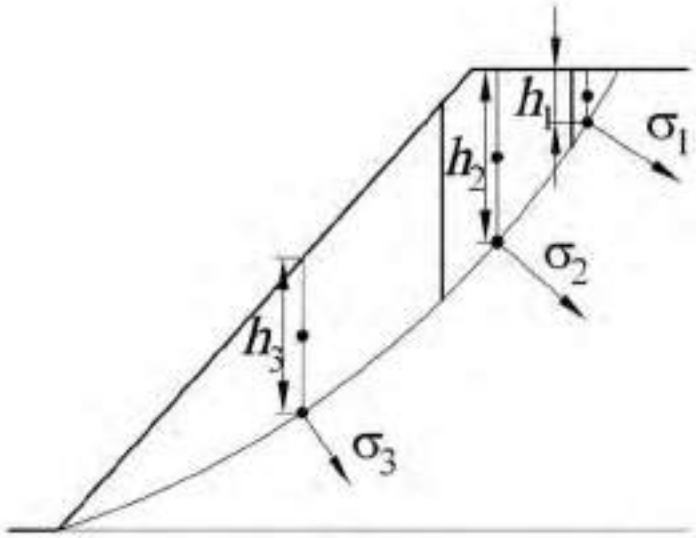
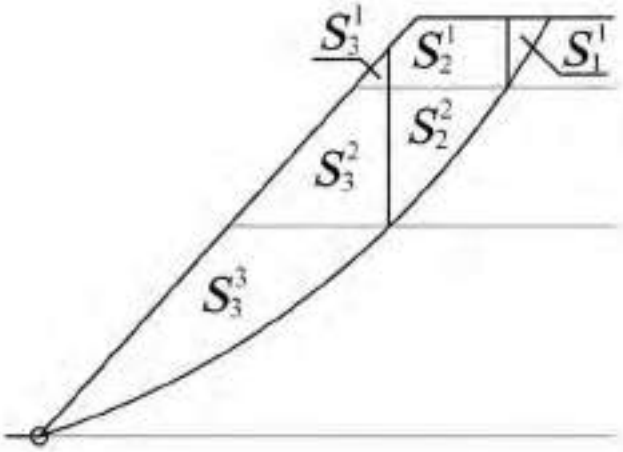


Рис. 1.4. Схема определения значений высоты блоков



Блок 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1}$$

Блок 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2}$$

Блок 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3}$$

Рис. 1.5. Пример определения значений средних удельных весов вертикальных блоков

Определим средневзвешенные величины:

1.1. Средневзвешенный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 16 + 26{,}5 \cdot 24 + 27{,}2 \cdot 32}{16 + 24 + 32} = \frac{399{,}84 + 636{,}00 + 870{,}40}{72} = 26{,}5, \frac{кН}{м^3}.$$

1.2. Средневзвешенный коэффициент сцепления:

Для того, чтобы определить длины участков линии скольжения в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, строим упрощенную схему линии скольжения (Рис. 1.6).

На получившейся схеме измеряем величины l_1 = 14,21, l_2 = 31,4 и l_3 = 70,11.

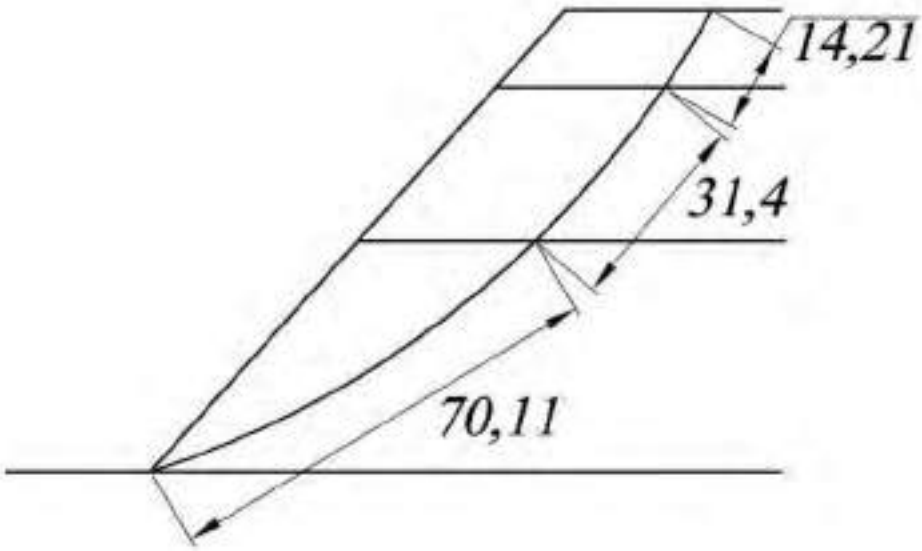


Рис. 1.6. Пример определения длин участков линии скольжения в различных типах пород

Вычисляем средневзвешенный коэффициент сцепления:

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3} =$$

$$= \frac{4{,}17 \cdot 14{,}21 + 58{,}92 \cdot 31{,}4 + 81{,}67 \cdot 70{,}11}{14{,}21 + 31{,}4 + 70{,}11} =$$

$$= \frac{59{,}26 + 1850{,}09 + 5725{,}88}{115{,}72} = \frac{7635{,}23}{115{,}72} = 65{,}9, \text{ кПа}$$

1.3. Средневзвешенный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

Для определения величин нормальных напряжений на участках производим дополнительные построения (Рис. 1.7):

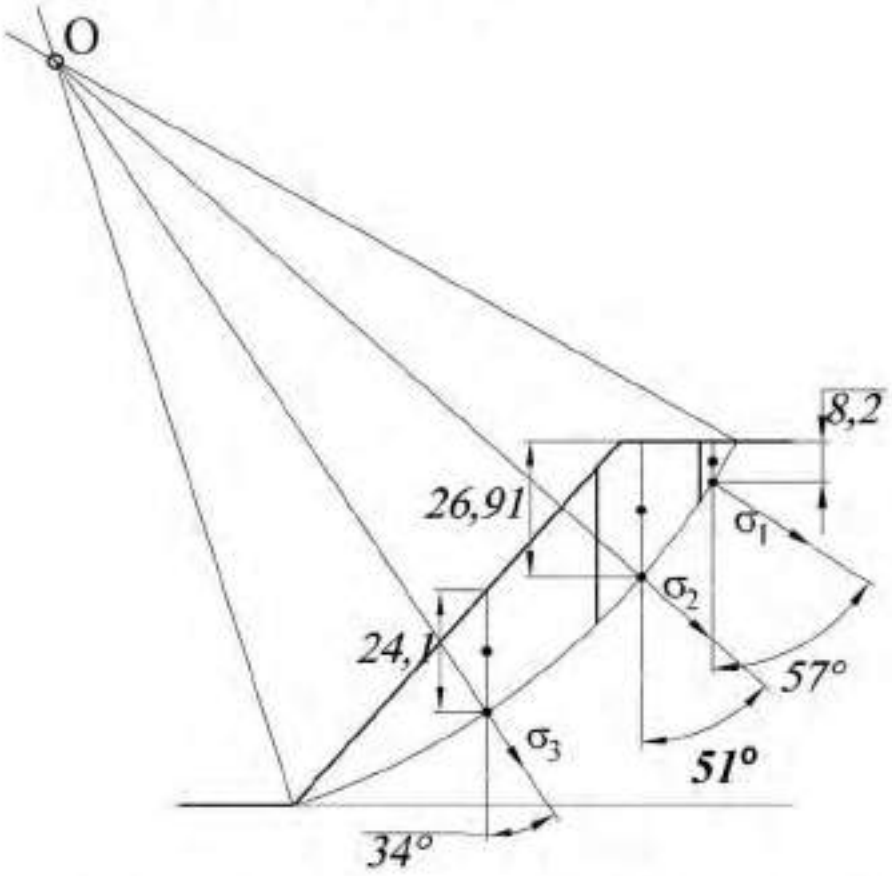


Рис. 1.7. Пример определения величин нормальных напряжений

Площади, занимаемые соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами в первом, втором и третьем вертикальных блоках указаны на рис. 1.8.

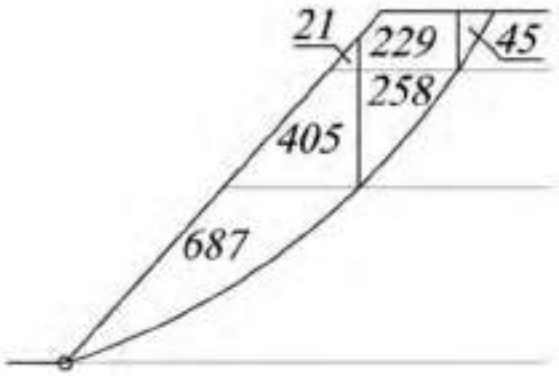


Рис. 1.8. Пример определения площадей, занимаемых соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами, распределенных по вертикальным блокам

Средняя плотность каждого вертикального блока равна:

Блок №1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1} = \frac{25{,}0 \cdot 45}{45} = 25{,}0, \text{ кН.}$$

Блок №2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 229 + 26{,}5 \cdot 258}{229 + 258} = \frac{5725{,}00 + 6837{,}00}{487} = 25{,}8, \text{ кН.}$$

Блок №3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3} =$$

$$= \frac{25{,}0 \cdot 21 + 26{,}5 \cdot 405 + 27{,}2 \cdot 687}{21 + 405 + 687} = \frac{525 + 10732{,}5 + 18686{,}40}{1113} = 26{,}9, \text{ кН.}$$

Углы β_1, β_2 и β_3 равны соответственно 51°, 49° и 34° (см. рис. 1.7).

Высота первого блока – $h_1 = 8{,}2$ м; второго – $h_2 = 26{,}91$ м; третьего – $h_3 = 24{,}1$ м (см. рис. 1.7).

Определим величины σ_1, σ_2 и σ_3:

$$\sigma_1 = \psi_1^{\text{блока}} \cdot h_1 \cdot \cos^2 \beta_1 = 25{,}0 \cdot 8{,}2 \cdot \cos^2 51° = 81{,}19, \text{ кПа;}$$

$$\sigma_2 = \psi_2^{\text{блока}} \cdot h_2 \cdot \cos^2 \beta_2 = 25{,}8 \cdot 26{,}9 \cdot \cos^2 49° = 298{,}72, \text{ кПа;}$$

$$\sigma_3 = \psi_3^{\text{блока}} \cdot h_3 \cdot \cos^2 \beta_3 = 26{,}9 \cdot 24{,}1 \cdot \cos^2 34° = 445{,}57, \text{ кПа.}$$

Средневзвешенный угол внутреннего трения равен:

$$\rho_{\text{ср}} = \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} \rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \operatorname{tg} \rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \operatorname{tg} \rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} =$$

$$= \operatorname{arctg} \frac{\operatorname{tg} 29° \cdot 14{,}1 \cdot 81{,}19 + \operatorname{tg} 33° \cdot 31{,}4 \cdot 298{,}72 + \operatorname{tg} 35° \cdot 70{,}11 \cdot 445{,}57}{14{,}1 \cdot 81{,}19 + 31{,}4 \cdot 298{,}72 + 70{,}11 \cdot 445{,}57} =$$

$$= \operatorname{arctg} \frac{634{,}56 + 6091{,}32 + 21873{,}72}{1144{,}78 + 9379{,}81 + 31238{,}91} = \operatorname{arctg} \frac{2859960{,}21}{4176349{,}97} = \operatorname{arctg} 0{,}685 = 34{,}4°.$$

2. Построение поверхности скольжения

Предварительно рассчитывается высота щели вертикального отрыва (H_{90}) и ширина призмы возможного обрушения (a).

2.1. Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \rho_{ср}/2\right)}{\psi_{ср}}, \text{ м}, \qquad (2.1)$$

где $\psi_{ср}$ – средневзвешенный удельный вес, кН;

$k_{ср}$ – средний расчетный коэффициент сцепления пород, МПа;

$\rho_р$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2. Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)\right) - 2H_{90}}{\operatorname{ctg}\left(45 - \rho_р/2\right) + \operatorname{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)}, \text{ м}, \qquad (2.2)$$

где $H_б$ – высота борта карьера, м;

α – результирующий угол откоса борта;

ρ – угол внутреннего трения пород, градусы;

H_{90} – глубина щели вертикального отрыва, м.

Построение наиболее вероятной линии скольжения производится в следующем порядке:

а) От верхней бровки (точка В) верхнего уступа карьера (рис. 2.1, а) откладывается величина призмы обрушения (a = ВС);

б) Из точек В и С вертикально откладываются высоты (H_{90}) – точки В' и С' (рис. 2.1, б);

в) Из точек В' и С' проводятся линии под углом $\Theta_1 = 45° + \rho_{ср}/2$ к горизонту (рис. 2.1, в); точку на пересечении этих линий обозначим буквой D.

г) Из точки D восстанавливается перпендикуляр к отрезку С'D до взаимного пересечения в точке О с перпендикуляром, восстановленным из точки А к направлению AN составляющему с откосом угол $\Theta_0 = 45° - \rho_{ср}/2$ (рис. 2.1, г);

д) Радиусом R = ОА = ОD проводится дуга окружности AD с центром в точке О, и линия ADC'C является искомой поверхностью скольжения (рис. 2.1, д).

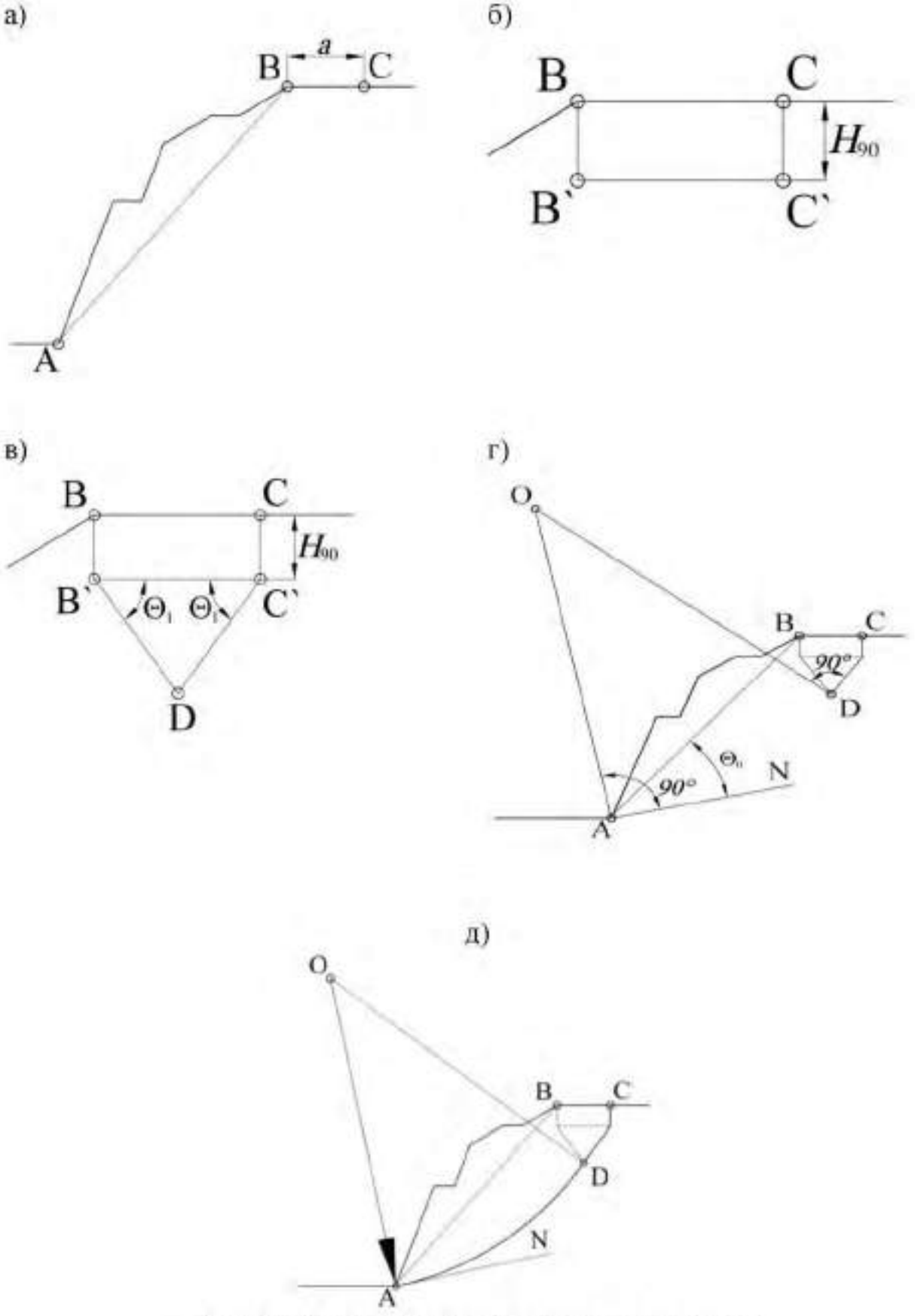


Рис. 2.1. Схема построения линии скольжения

ПРИМЕР 2

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\rho_{ср}}{2}\right)}{\gamma_{ср}} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{34{,}4}{2}\right)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}27{,}8°}{26{,}5} = 9{,}43, \text{ м.}$$

Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)\right) - 2H_{90}}{\operatorname{ctg}\left(45 - \frac{\rho}{2}\right) + \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)} =$$

$$= \frac{2 \cdot 72\left(1 - \operatorname{ctg}48° \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{48° + 34{,}4°}{2}\right)\right) - 2 \cdot 9{,}43}{\operatorname{ctg}\left(45 - \frac{34{,}4°}{2}\right) + \operatorname{tg}\left(\frac{48° + 34{,}4°}{2}\right)} =$$

$$= \frac{144 \cdot (1 - \operatorname{ctg}48° \cdot \operatorname{tg}41{,}2°) - 18{,}86}{\operatorname{ctg}27{,}8° + \operatorname{tg}41{,}2°} = \frac{11{,}61}{2{,}77} = 4{,}19, \text{ м.}$$

Строим наиболее вероятную линию скольжения (Рис. 2.2):

⚠ *Возможны иные варианты построения линии скольжения, которые зависят от геометрических параметров откоса и свойств пород. Например, могут отсутствовать прямолинейный участок и верхняя горизонтальная площадка призмы скольжения [3]*

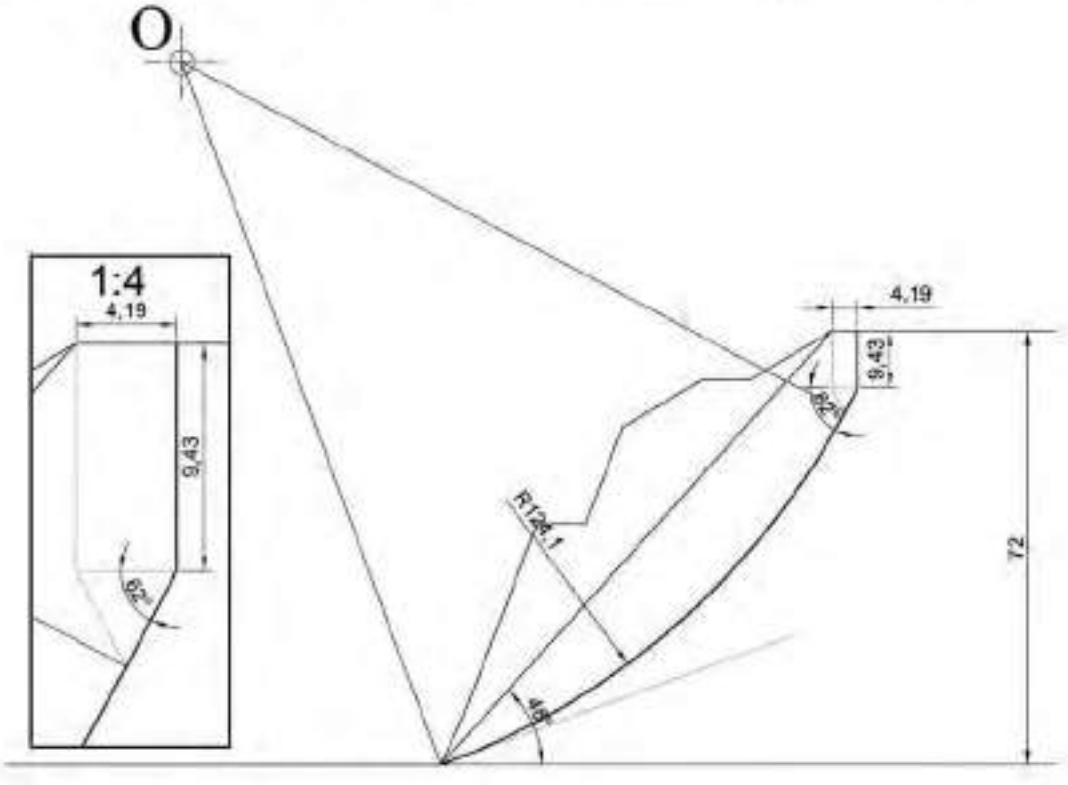


Рис. 2.2. Пример построения линии скольжения

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

3.1. Горная масса выше поверхности скольжения (призма обрушения) разбивается на ряд вертикальных блоков (Рис. 3.1). Причем, чем больше блоков, тем точнее будут расчеты. Для данного учебного расчета достаточно разбить призму скольжения на 6-8 блоков (Рис. 3.2).

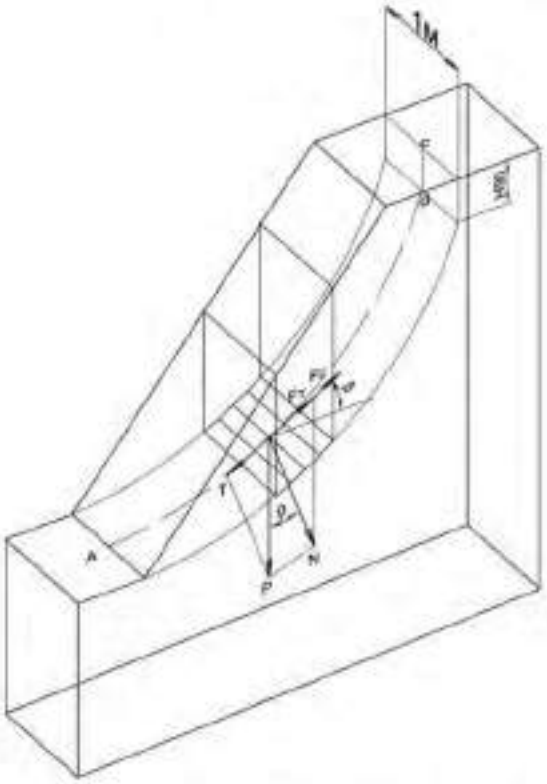


Рис. 3.1. Силы, действующие в блок

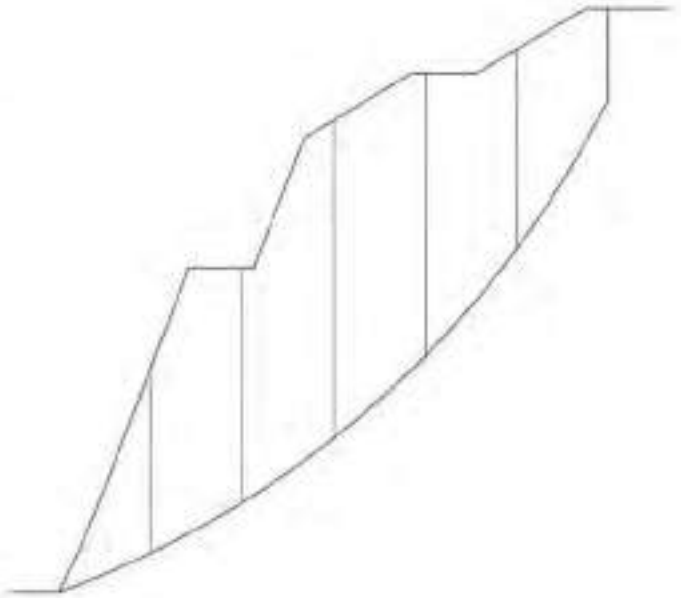


Рис. 3.2. Разбивка массива на блоки

Желательно соблюдать правило: в основании одного блока должна находиться порода одного типа [4].

Необходимые для расчета данные получают замером их на чертеже.

3.2. Вес горной массы в блоке j (P_j), действующий на поверхность скольжения (Рис.3.3), можно представить, как:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН}, \qquad (3.1)$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении (рис. 3.4) м^2;

$\psi_{ср}$ – средневзвешенный удельный вес, кН/м^3.

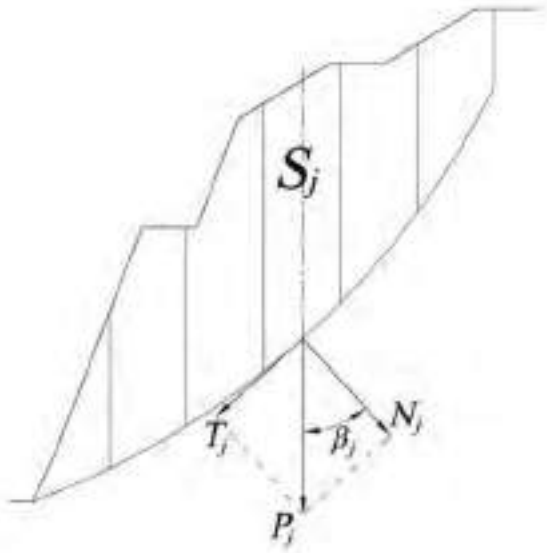


Рис. 3.3

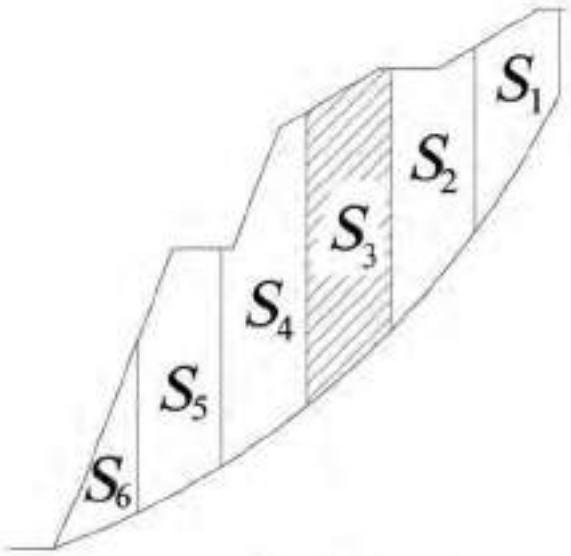


Рис. 3.4

3.3. По каждому блоку j определяется касательная (T_j) и нормальная (N_j), составляющие вектора силы тяжести P_j (Рис.3.4):

Для этого в каждом блоке (j) измеряется угол (β_i) между векторами P и N. Значения сдвигающей и удерживающей сил вычисляются соответственно по формулам (3.2) и (3.3).

$$N_j = P_j \cdot \cos\left(\beta_j\right), \text{ кН}, \tag{3.2}$$

$$T_j = P_j \cdot \sin\left(\beta_j\right), \text{ кН}, \tag{3.3}$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P и N, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.4. Определяем значения удерживающих сил в каждом блоке.

Сила трения ($F_j^{\text{тр}}$):

$$F_j^{\text{тр}} = N_j \cdot \text{tg}\left(\rho_{\text{ср}}\right), \text{ кН}, \tag{3.4}$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{\text{ср}}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

Сила сцепления ($F_j^{\text{сц}}$):

$$F_j^{\text{сц}} = k_j \cdot l_j, \text{ кН}, \tag{3.5}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа (1000 кПа = 1 МПа);

l_j – длина основания блока, м.

⚠ *Сцепление в блоке принимается равным сцеплению в том типе пород, в которых находится основание блока (см. пример 3)*

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.5. По данным таблицы 3.1 вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения.

3.6. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости:

$$\eta_p = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j}, \qquad (3.6)$$

3.7. Делаем вывод:

Еслирассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше или равен единице, то это означает, что борт устойчив.

Если меньше, то возможно обрушение борта. В этом случае необходимо принять меры по выхолаживанию или укреплению борта.

Таблица 3.1 Расчет сил по линии скольжения

№ блока (j)	Площадь блока j,(S_j), м^2	Угол наклона (β_j), град.	Сила тяжести в блоке P_j, кН	Нормальная сила (N_j), кН	Касательная сила (T_j),кН	Сила трения ($F_j^{тр}$), кН	Сцепление в блоке j (k_j), кПа	Длина основания блока(l_j), м	Сила сцепления ($F_j^{сц}$), кН
1									
2									
3									
4									
5									
6									
...									
n									
$\sum_{сил}$					$\sum_{j=1}^{n} T_j$	$\sum_{j=1}^{n} F_j^{тр}$			$\sum_{j=1}^{n} F_j^{сц}$

ПРИМЕР 3

Разбиваем призму обрушения на семь вертикальных блоков. Первый сверху блок опирается на покрывающие породы, второй и третий на выветрелые, а последующие на свежие скальные породы (Рис. 3.5).

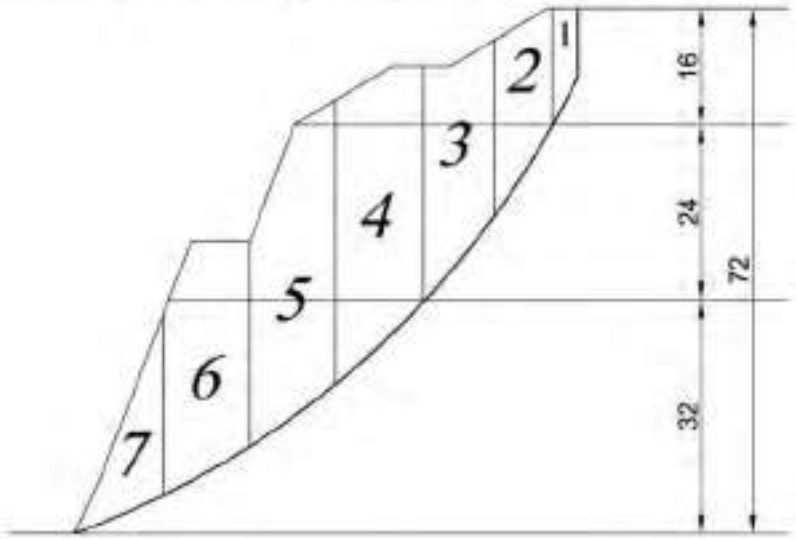


Рис. 3.5. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

По чертежу определяем площадь каждого блока. Результаты измерений записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем вес горной массы в каждом блоке по формуле:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН},$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении, м^2;

$\psi_{ср}$ – усредненный удельный вес, кН/м^3.

Результаты вычислений записываем в таблицу 3.2.

Из точки О (см. п. 1.2.) проводим лучи через середину основания каждого из блоков (Рис. 3.6, а). Направление этих лучей соответствует направлению нормальной составляющий вектора силы тяжести (см. рис. 3.3).

Из середины основания каждого блока проводим вниз вертикальную линию (Рис.3.6, б). Направление этих лучей соответствует направлению вектора силы тяжести (см. рис. 3.4).

Измеряем угол между направлениями нормальной составляющей и вектором силы тяжести (рис. 3.6, в). Результаты измерений заносим в таблицу 3.2.

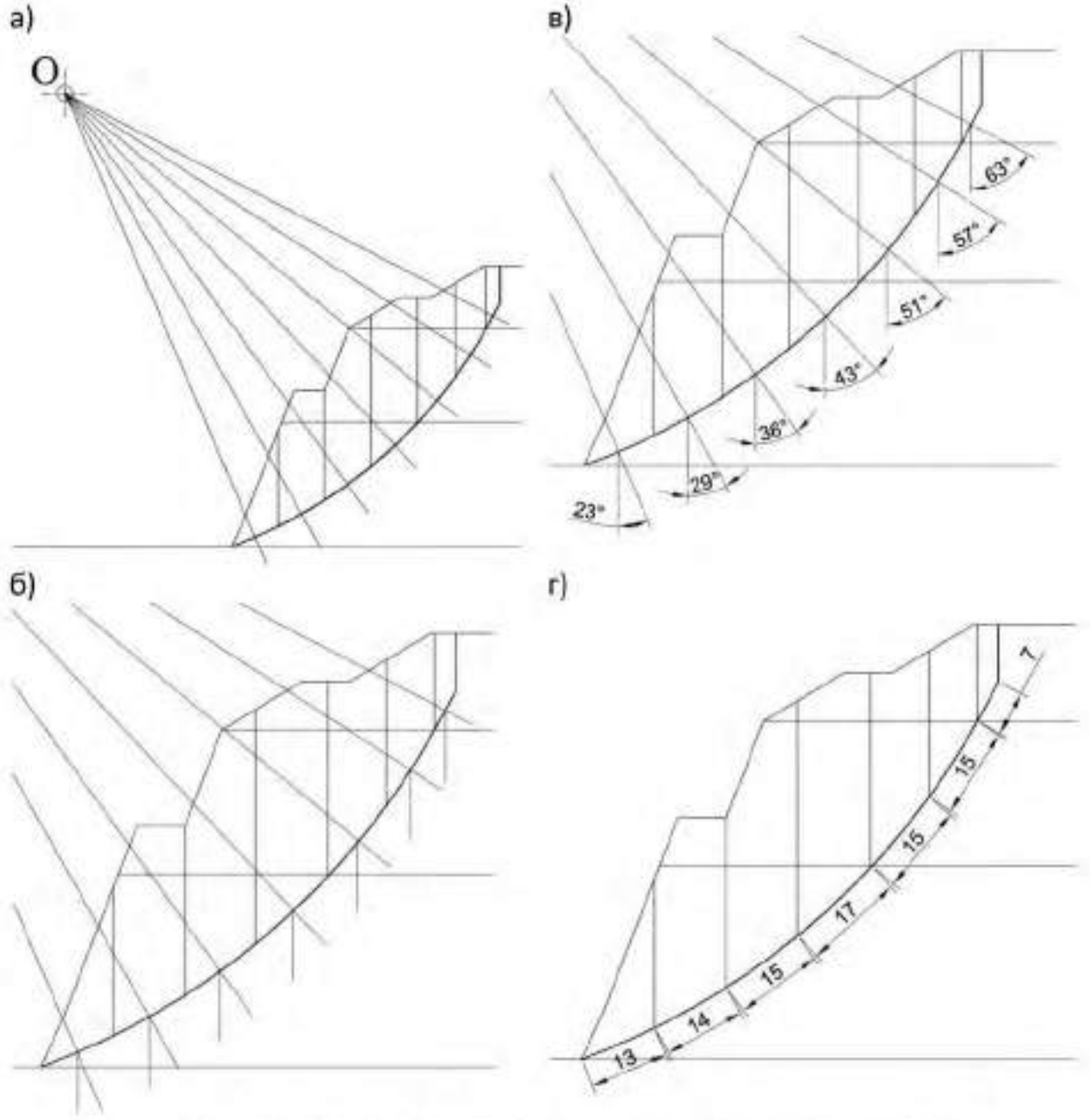


Рис. 3.6. Определение сдвигающих и удерживающих сил

Для каждого блока вычисляем значение нормальной составляющей вектора силы тяжести (N_j) по формуле:

$$N_j = P_j \cdot \cos\left(\beta_j\right), \text{ кН},$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P_j, и N_j, градусы.

Результаты расчетов заносим в таблицу 3.2.

Для каждого блока вычисляем значение касательной составляющей вектора силы тяжести (T_j) по формуле:

$$T_j = P_j \cdot \sin\left(\beta_j\right), \text{ кН.}$$

Результаты расчетов заносим в таблицу 3.2.

Значение силы трения ($F_j^{тр}$) вычисляем по формуле:

$$F_j^{тр} = N_j \cdot \text{tg}\left(\rho_{ср}\right), \text{ кН,}$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Заносим в таблицу 3.2 значение сцепления для каждого блока:

для первого блока (покрывающие породы) – 4,2 кПа;

для блоков 2 и 3 (выветрелые породы) – 58,9 кПа;

для блоков с 4 по 7 (свежие породы) – 81,7 кПа.

На чертеже измеряем длины основания каждого блока (рис.3.6, г). Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем значение силы сцепления ($F_j^{сц}$) по формуле:

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j \text{ , кН,}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа;

l_j – длина основания блока, м.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения (см. таблицу 3.2)

Таблица 3.2. Пример расчета сил по линии скольжения

№ блока (j)	Площадь блока j,(S_j), м^2	Угол наклона (β_j), град.	Сила тяжести в блоке P_j, кН	Нормальная сила (N_j), кН	Касательная сила(T_j),кН	Сила трения ($F_j^{тр}$), кН	Сцепление в блоке j (k_j), кПа	Длина основания блока(l_j), м	Сила сцепления ($F_j^{сц}$), кН
1	45	63	1192,5	541,4	1062,5	370,7	4,2	7,0	29,2
2	162	57	4293,0	2338,1	3600,4	1601,0	58,9	15,0	883,8
3	265	51	7022,5	4419,4	5457,5	3026,0	58,9	15,0	883,8
4	439	43	11633,5	8508,2	7934,0	5825,7	81,7	17,0	1388,4
5	427	36	11315,5	9154,4	6651,1	6268,2	81,7	15,0	1225,1
6	354	29	9381,0	8204,8	4548,0	5617,9	81,7	14,0	1143,4
7	141	23	3736,5	3439,5	1460,0	2355,1	81,7	13,0	1061,7
$\sum$сил					30713,5	25064,6			6615,4

Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости.

$$\eta_p = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j} = \frac{25064,6 + 6615,4}{30713,5} = \frac{31680,0}{30713,5} = 1,03.$$

ВЫВОД:

Так как, в данном случае, рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше единицы, можно утверждать, что борт устойчив.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
2. С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев. Методические указания по определению оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера. г. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2014 г.–27 с.

3.б.

4. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. - М: Недра, 1975, -279 с.
5. Черчинцева Т.С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004,-43с.
6. Шелест А.Т., Беляев В.Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001,-186 с.
7. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: МГТУ, 2003 г.
9. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12с.
10. Фисенко Г.Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. -1962.
11. Зотеев О. В., Осинцев В.А. Геомеханика. Учеб. пособие. -Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, г/см^3	Удельный вес, г/см^3	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
I. Крепкие породы						
Изверженные (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,62		–	425	36,5	–
Кварцевые порфиры	2,56	2,64	0,36	395	37,0	0,40
Сиениты	2,76		0,39	560	32,0	0,50
Гранодиориты	2,63	2,78	0,39	560	32,0	0,50
Порфириты	3,02		0,50	365	33,0	0,45
Габбро-диориты	2,70			373	35,5	
Габбро	3,11			300	36,0	
Габбро-диабазы	2,86			353	32,0	0,80
Диабазы	2,95			460	30,0	
Перидотиты	2,80			323	36,0	0,70
Пироксениты	3,23			350	35,5	
Метаморфические и осадочные (K > 200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,64	2,84	0,50	350-700	36,0	0,5-0,7
Джеспилиты	3,43			360	36,0	0,40
Роговики	2,58			305	35,0	0,40
Роговики гидрогематитовые	3,17			300	32,0	0,40
Сланцы кремнисто-глинистые	2,82		0,24	380	33,5	0,30
Сланцы кварцево-хлорито-серицитовые	2,73			210	33,0	0,30
Филлиты, туффиты	2,87			300	28,0	0,40
Серпентиниты	2,7-3,1		0,40	230-300	35,0	0,6-1,0
Скарны	2,75		0,28	587	31,0	0,4-0,5
Кварцевые песчаники	2,50	2,65	2,50	250	35,0	0,5-1,5
Известняки	2,70	2,77	0,14	220	33	0,3-1,0

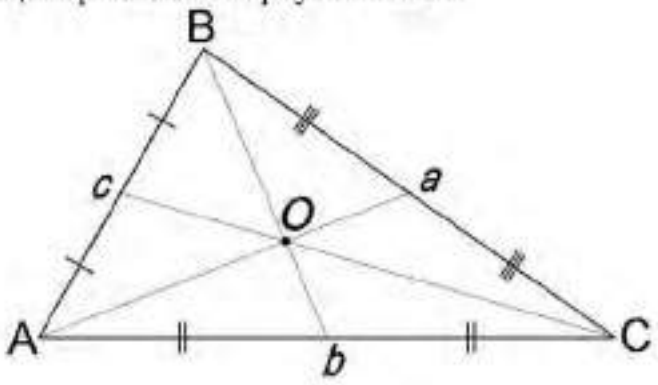
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, г/см^3	Удельный вес, г/см^3	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
II. Породы средней прочности						
Изверженные слабовыветрелые (K > 300 кГ/см^2)						
Граниты	2,56			220	36,5	0,3-0,5
Кварцевые порфиры	2,50	2,64	0,20	227	34	0,3-0,5
Сиениты, сиенито-диориты, диориты	2,50	2,66	1,00	205	32	0,3-0,5
Гранодиориты, гранодиорит-порфиры	2,57	2,75	1,05	285	36,5	0,50
Порфириты	3,00			260	37,0	
Габбро-диориты	3,00			210	36,0	
Габбро	2,83			275	35,0	
Габбро-диабазы	2,98			260	36,5	
Диабазы	2,75			200-260	36-37	
Спилиты				240	36	0,70
Изверженные выветрелые (K = 20-200 кГ/см^2)						
Сиенито-диориты				120	32	
Кератофиры				165	33	
Гранодиорит-порфиры	2,40	2,74	0,90	180	36	,03-0,5
Порфириты				170	31	
Габбро-диориты	2,66			180	36	
Диабазы				70	34	
Метаморфические (K = 20-200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,61	2,78	0,40	156	34	0,5-0,7
Кварциты каолинизированные	2,24	2,59	0,94	48	30	0,2-0,3
Сланцы песчано-глинистые	2,78			180	37	0,40
Сланцы хлорито-кварцевые и хлоритовые	2,86			140	35	0,30
Филлиты				152	27	0,30

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, г/см³	Удельный вес, г/см³	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см²	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Тальково-карбонатная порода	2,89			115	30	
Магнетиты	4,32			190	34	0,2-0,3
Серпентиниты выветрелые	2,50			84	34	0,2-0,3
Серпентиниты рассланцованные, сильновыветрелые	2,50			23	33	0,05-0,3
Осадочные (K = 20-200 кГ/см²)						
Известняки	2,44-2,67	2,83	0,1-4,0	140-165	27-32	0,3-0,8
Известняки выветрелые	2,37			73	32	
Песчаники аркозовые	2,46			175	38	
Песчаники глинистые	2,67			170	37	
Песчаники с карбонатным цементом	2,57	2,68	2,27	170	36	0,40
Песчаники с глинистожелезистым цементом	2,31	2,70	2,70	87	36	0,30
Песчаники	2,53	2,75		50-90	35	0,3-0,8
Алевролиты	2,51	2,72	4,00	35-70	33	0,35-0,7
Аргиллиты	2,45	2,80	8,00	40	29	0,2-0,45
Уголь	1,26-1,58		5,00	28	36	0,03-0,6
III. Слабые породы (K < 20 кГ/см²)						
Сильновыветрелые						
Габбро-диориты	2,40			14,3	36	
Сланцы	2,12		18,0	1,2-13,6	26-30	
Песчаники				7,5	36	
Диабазы	2,07		19,6	3,2	34	
Доломиты, сидериты	2,00		31,6	1,39	32	
Осадочные						
Песчаники	2,11	2,65	11,0	11,0	35	
Алевролиты	2,13	2,48	20,0	3-17	31	
Аргиллиты	2,02	2,67	18,0	3-10	29	

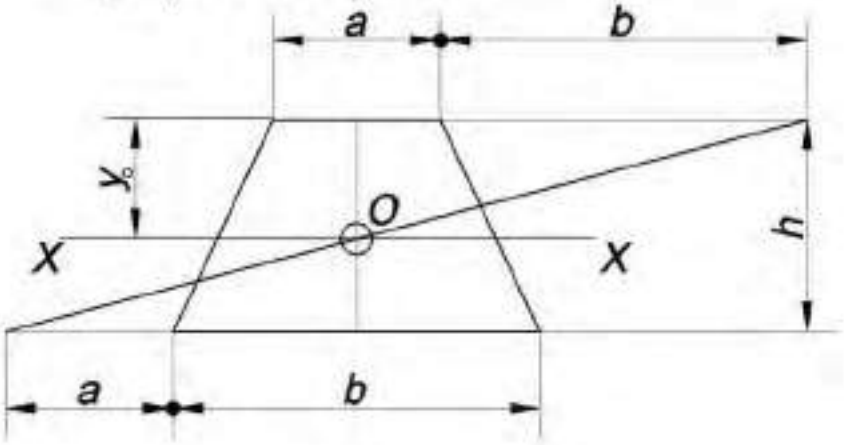
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, г/см^3	Удельный вес, г/см^3	Влажность, %	Сцепление в образце, кг/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Песок разнозернистый	2,04	2,65	16,5	0,0-0,24	35	
Песок среднезернистый	1,75	2,64	17,0	0,14-0,15	33-34	
Песок мелкозернистый	1,96	2,68	23,0	01-0,35	31-32	
Песок тонкозернистый	1,80	2,66	17,0	0,28	30	
Песок глинистый уплотненный	2,08	2,65	18,0	0,45-0,8	26-32	
Песок глинистый мелкозернистый	1,80		40,0	0,4-0,70	28-30	
Песок глинистый тонкозернистый	1,99	2,67	25,0	0,35-0,6	26-28	
Супесь	1,80	2,66	13,0	0,17	30-34	
Суглинок пылеватый лёссовидный	1,76	2,68	16,0	0,35-0,65	27-32	
Суглинок пылеватый	1,90	2,69	21,0	0,23-0,4	22-27	
Лёссы	1,76			1,05	29	
Мел трещиноватый	1,90	2,64	31	1,40	35	
Мел переотложенный	1,92	2,70	26	0,5	35	
Глина брекчиевидная	2,19		15	1,6-7,6	28	
Глина бокситовая	2,20		13	1,25-4,1	27	
Глина опоковидная	1,64	2,55	46	1,55	23	
Глина песчаная	2,02	2,70	22	0,5-1,25	18-28	
Глина плотная	1,98	2,69	25	1,3-3,5	16-25	
Глина пестроцветная	1,96	2,70	27	0,8-1,5	14-18	
Глина коры выветривания	1,94	2,78	26	1,00	15-17	
Глина плотная пылеватая	1,96	2,7	25	0,6-1,75	9-15	
Глина плотная лигнитовая	1,96	2,43-2,98	30	1,75	13	
Глина жирная	1,91	2,64	26	0,50	90	

Приложение 2 –Определение центра тяжести

Центр тяжести треугольника



Центр тяжести трапеции



$$y_0 = \frac{h}{3} \cdot \frac{2b + a}{a + b}$$

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости (η)

Характеристика бортов	Коэффициент η в зависимости от срока	
	до 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт из-за глины или трещины породы	1,2	1,3
Нерабочий борт из-за песчаника или гравелистых пород	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	–
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	–
Откосы уступов нерабочего борта: глинистые, трещиноватые породы	1,5	2,0
Откосы уступов нерабочего борта: песчаник и гравелистые породы	1,15	1,2

Учебное издание

Сергей Владимирович Исаков
Ольга Владимировна Мусихина
Александр Львович Костин

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ
по дисциплине «Геомеханика»
для студентов специальности
21.05.04 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Редактор *А. Л. Костин*
Корректура, компьютерная верстка *Р. С. Ганиев*

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. _____. Тираж 150. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Б1.В.01 ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА 3

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК 3

1.1. Данные инженерно-геологического районирования 3

1.2 Физико-механические свойства пород 5

1.3 Определение расчетных характеристик 10

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА 12

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА 16

4. ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА 21

4.1. Средневзвешенные расчетные данные 21

4.2. Построение поверхности скольжения 29

4.2.1 Высота щели вертикального отрыва 29

4.2.2 Ширина призмы возможного обрушения 29

4.4. Расчет удерживающих и сдвигающих сил 31

ЛИТЕРАТУРА: 38

ПРИЛОЖЕНИЯ 39

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород 40

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости 44

Приложение 3 –Определение центра тяжести 44

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Оценку устойчивости бортов карьера проведем в четыре этапа:

1. Подготовим исходные данные и определим расчетные значения характеристик.
2. Рассчитаем устойчивые углы откосов уступов для каждого из трех участков борта, выделенных при горно-геологическом районировании.
3. Разработаем конструкцию погашенного борта. При этом учитываем рассчитанные ранее для участков борта значения устойчивых углов, а так же горнотехнические факторы: высота уступа, угол уступа при погашении, ширина бермы очистки.
4. Проверим устойчивость получившегося борта, оценив отношение суммы удерживающих сил к сумме сдвигающих.

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Подготовка исходных данных выполняется в три этапа:

1. Инженерно-геологическое районирование.
2. Физико-механические свойства пород по каждому участку.
3. Определение расчетных характеристик.

1.1. Данные инженерно-геологического районирования

Массив горных пород, как в плане, так и в разрезе, как правило, не однороден. Поэтому после детального изучения горно-геологических факторов в области карьерного поля выделяют участки массива (в плане и в разрезе) со сходными инженерно-геологическими характеристиками. Это позволяет иметь единый подход к решению вопросов устойчивости борта карьера. Такая процедура носит название ***инженерно-геологическое районирование***[1].

В ходе инженерно-геологического районирования борта проектируемого карьера установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород (рис. 1.1), которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности (m_1, m_2 и m_3).Таким образом, погашенный борт карьера включает в себя три участка (таблица 1.1). В пределах каждого участка породный массив считается изотропным[2].

---

[1] В более широком смысле, под **инженерно-геологическим районированием** понимают последовательное деление территории на соподчинённые части, характеризующиеся всё более высокой степенью однородности по инженерно-геологическим условиям.

[2] **Изотропная среда** — такая область пространства (в данном случае, массива горных пород), физические свойства которой не зависят от направления.



Рис.1.1. Схема инженерно-геологического районирования борта карьера

Таблица 1.1 Геологическое строение погашенного борта карьера

№	Породы	Мощность, м
1	Покрывающие (песчано-глинистые отложения)	m_1
2	Выветрелые (сильнотрещиноватые скальные породы)	m_2
3	Свежие (средне или малотрещиноватые скальные породы)	m_3

Расчетная высота погашенного борта ($H_б$, м) равняется конечной глубине открытых горных работ (глубине карьера). В нашем случае:

$$H_б = m_1 + m_2 + m_3, \text{ м}. \quad (1.1)$$

Высота рабочего уступа ($h_у$, м) и высота погашенного борта связаны следующим соотношением:

$$H_б = h_у \cdot n_{гор.}, \text{ м}, \quad (1.2)$$

где $n_{гор.}$ – число горизонтов в карьере, шт.

Данные инженерно-геологического районирования приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 Данные инженерно-геологического районирования по вариантам

№ вариантa	Глубина карьера (H), м	Высота рабочего уступа ($H_у$), м	Мощность слоя пород, м			Коэффициент запаса устойчивости (H)
			Покрывающие, M_1	Выветрелые, M_2	Свежие, M_3	
1	55	5	10	15	30	1,25
2	72	9	27	18	27	1,25
3	120	10	10	10	100	1,30
4	80	10	20	30	30	1,20
5	130	13	13	26	91	1,30
6	65	5	20	20	25	1,35
7	90	10	20	20	50	1,35
8	90	15	30	15	45	1,30
9	77	7	21	28	28	1,40
10	66	6	18	24	24	1,25
11	96	12	24	24	48	1,35
12	91	13	26	26	39	1,35
13	135	15	15	30	90	1,30
14	126	14	14	28	84	1,40
15	108	12	12	36	60	1,20
16	144	12	12	36	96	1,35
17	66	6	24	24	18	1,40
18	65	5	20	25	20	1,30
19	91	13	26	26	39	1,30
20	72	9	18	18	36	1,25
21	90	10	20	20	50	1,35
22	117	13	13	26	78	1,25
23	78	13	26	26	26	1,30
24	108	12	24	36	48	1,35
25	90	15	15	30	45	1,30
26	112	14	28	28	56	1,30
27	132	11	11	22	99	1,25
28	64	8	24	16	24	1,15
29	99	11	22	33	44	1,40
30	98	14	14	28	56	1,30

1.2 Физико-механические свойства пород

Состояние окружающего породного массива характеризуют определенными физико-механическими свойствами.

Достоверные сведения о физико-механических свойствах горных пород позволяют заблаговременно составить представление о характере возможных деформаций и степени устойчивости обнажений массива, а также служат основанием для разработки и внедрения наиболее эффективных методов разрушения горных пород при ведении горных работ, креплении и поддержании горных выработок.

Под механическими свойствами горных пород понимают характеристики, определяющие способность пород противодействовать деформированию и разрушению в сочетании со способностью упруго или пластически деформироваться под действием внешних механических сил

При оценке устойчивости откосов ключевым вопросом является выбор

расчетных показателей. К расчетным показателям физико-механических свойств относятся:

- **удельный вес** (ψ) – отношение веса вещества к занимаемому им объёму, Н/м^3;
- **угол внутреннего трения** (ρ) – показатель сил трения возникающих в горных породах при явлениях сдвига (градусы);
- **коэффициент структурного ослабления** (λ) – параметр, характеризующий степень отличия прочности породного массива от прочности образца горной породы;
- **коэффициент сцепления** (k) – величина, характеризующая сопротивление горных пород сдвигу, обусловленное силами сцепления[3] частиц горных пород между собой, Па.

Физико-механические свойства пород для каждого из участков борта приведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 Физико-механические свойства пород по вариантам

варианты с 1 по 10-й

Тип породы и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1 Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	2,13	1,76	1,96	1,80	1,80	2,00	1,94	2,04	2,02	1,96
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	100	4	13	2	3	7	10	1	12	13
– угол внутреннего трения ρ, град	31,0	27,0	14,0	30,0	30,0	26,0	15,0	35,0	18,0	9,0
2 Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,64	2,38	3,20	2,56	2,75	2,57	2,56	2,50	2,40	3,00
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	1000	1200	1400	2200	2400	2850	1800	2050	3200	2750
– угол внутреннего трения ρ, град	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,10	0,03	0,07	0,04	0,07	0,06	0,08	0,02	0,10	0,09
3 Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	3,00	2,58	3,43	2,62	2,80	2,63	2,60	2,76	2,64	3,11
– коэффициент сцепления пород в образце k, кПа	2500	3050	3600	4250	3230	5600	2850	3630	6200	3000
– угол внутреннего трения ρ, град	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,20	0,06	0,11	0,07	0,12	0,13	0,16	0,03	0,17	0,14

[3] Сцепление в массиве в скальных породах обуславливается силами связей между частицами породы, а в рыхлых обусловлено капиллярным натяжением воды, находящейся в породе. Основной характеристикой сцепления является коэффициент сцепления.

Продолжение 1таблицы 1.3

варианты с 11 по 20-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,90	1,64	1,80	1,76	1,90	1,75	1,96	1,99	1,96	1,92
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	14	16	6	11	3	2	2	5	18	5
– угол внутреннего трения ρ, град.	35	23	28	29	22	33	31	26	13	35
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,31	2,83	3,00	2,56	2,50	3,00	2,61	2,85	2,91	2,60
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	1600	2600	2600	1200	2270	2300	2100	2000	1800	2100
– угол внутреннего трения ρ, град.	32,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,50	2,86	3,02	2,73	2,56	3,23	2,82	2,95	3,17	2,70
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2500	3530	3650	2100	3950	3500	3800	4600	3000	3730
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17

Окончание таблицы 1.3

варианты с 21 по 30-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,91	2,02	2,19	2,11	2,20	1,98	1,96	1,99	2,00	1,94
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5	60	43	110	31	22	2	5	7	10
– угол внутреннего трения ρ, град.	9,0	29,0	28,0	35,0	27,0	16,0	31,0	26,0	26,0	15,0
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,63	2,50	2,83	3,00	2,64	2,83	3,00	2,56	2,83	2,63
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2300	700	2600	2300	1000	2600	2600	1200	2600	2300
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	30,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,75	2,70	2,86	3,23	3,00	2,86	3,02	2,73	2,86	2,75
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5820	2200	3530	3500	2500	3530	3650	2100	3530	5820
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	37,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17

Для реальных инженерных расчетов исходные данные принимаются по результатам испытаний проб в процессе геологоразведочных работ, либо по справочным данным (приложение 1).

1.2.1 Удельный вес связан с плотностью породы (γ, т/м^3) формулой:

$$\psi = \gamma \cdot g, \text{ кН} \qquad (1.3)$$

где γ – плотность горной породы (принимаем по таблице 1.3), т/м^3;

g – ускорение свободного падения, g =9,8 м/с^2.

Так как в различных методиках и справочниках используются различные единицы измерения, всегда внимательно смотрите, какие единицы измерения использованы в каждом конкретном случае.
Например, в формуле (1.3), плотность горной породы дана в т/м^3 в то время, как единицей СИ для плотности является кг/м^3 (1 т/м^3 = 1 000 кг/м^3), в результате рассчитанный удельный вес измеряется в **кило**ньютонах (1 кН = 1 000 Н).

1.2.2 Угол внутреннего трения (ρ), коэффициент структурного ослабления (λ), а так же коэффициент сцепления породы в образце (k) принимаем по таблице 1.3:

1.2.3 Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) всегда значительно меньше сцепления пород в образце.

Причиной этого является разупрочнение пород за счет трещин. Степень снижения характеризуется коэффициентом структурного ослабления (λ).

Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) определяется по формуле:

$$k_м = k \cdot \lambda, \text{ кПа} \qquad (1.5)$$

Так как в рыхлых и мягких породах разупрочнение пород за счет трещин не происходит, то для покрывающих пород принимаем λ = 1.
Соответственно $k_м = k$.

ПРИМЕР 1.1

По результатам инженерно-геологического районирования установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород, которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности:

1. Покрывающие породы – $m_1 = 16$:
   - плотность $\gamma = 2{,}55$ т/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 5$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 29°$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}55 \cdot 9{,}8 = 25{,}0$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k = 5$ кПа.
2. Выветрелые породы – $m_2 = 24$:
   - плотность $\gamma = 2{,}7$ т/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 883{,}75$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 33°$;
   - коэффициент структурного ослабления $\lambda = 0{,}08$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}7 \cdot 9{,}8 = 26{,}5$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k \cdot \lambda = 883{,}75 \cdot 0{,}08 = 70{,}7$ кПа.
3. Свежие породы – $m_3 = 32$:
   - плотность $\gamma = 2{,}86$ кг/м^3;
   - коэффициент сцепления пород в образце $k = 980$ кПа;
   - угол внутреннего трения $\rho_м = 35°$;
   - коэффициент структурного ослабления $\lambda = 0{,}1$;
   - удельный вес $\psi = \gamma \cdot g = 2{,}86 \cdot 9{,}8 = 28{,}03$ кН;
   - коэффициент сцепления пород в массиве $k_м = k \cdot \lambda = 980 \cdot 0{,}1 = 98{,}0$ кПа.

Высота борта: $H_б = m_1 + m_2 + m_3 = 16 + 24 + 32 = 72$ м.

1.3 Определение расчетных характеристик

Переход от исходных прочностных характеристик к расчетным необходим по следующим причинам:

- Исходные характеристики прочности образцов определяются с погрешностью (обычно ±7 %).
- Породы при выветривании изменяют свойства; то же при действии воды. Сопротивление уменьшается до 20-30 %.
- Неточность учета трещин (λ).
- Неточность учета динамических нагрузок от взрыва ±15÷20 %.
- Ошибки при расчетах ±5÷6 %.
- Детальность разведки (пробы, образцы) не превышает 5-6 % от всего массива.

Коэффициент запаса устойчивости – отношение суммы всех сил, удерживающих откос в равновесии, к сумме всех сдвигающих сил, стремящихся вывести его из равновесия; действие этих сил во всех инженерных методах переносится на потенциальную (наиболее напряженную) поверхность скольжения. Для откосов эта величина принимается в пределах от 1,0 до 1,5; зависит от достоверности исходных данных при расчете, ответственности откоса и срока службы [1].

В данной работе коэффициент запаса устойчивости (η) принимаем по заданию (таблица 1.2).



В нормах технологического проектирования для отдельных участков бортов карьера в зависимости от физико-механических свойств пород и срока службы значение коэффициента запаса устойчивости рекомендуется в пределах 1,2÷2,0 (Приложение 2).

Для учета коэффициента запаса устойчивости его значение вводят в прочностные характеристики.

1.3.1 Расчетный коэффициент сцепления пород ($k_р$):

$$k_р = \frac{k_м}{\eta}, \tag{1.6}$$

где η – коэффициент запаса устойчивости (берем из таблицы 1.2).

1.3.2 Расчетное значение угла внутреннего трения:

$$\rho_р = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}\rho}{\eta}\right). \tag{1.7}$$

ПРИМЕР 1.2

Коэффициент запаса устойчивости (η) принят 1,20 (для откоса одиночного уступа).

Расчетные показатели

1. Покрывающие породы:

$$k_р = \frac{k_м}{\eta} = \frac{5}{1{,}2} = 4{,}17 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_р = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}\rho}{\eta}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}29^\circ}{1{,}2}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{0{,}55}{1{,}2}\right) = 24{,}8^\circ.$$

2. Выветрелые породы:

$$k_р = \frac{k_м}{\eta} = \frac{70{,}7}{1{,}2} = 58{,}92 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_р = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}\rho}{\eta}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}33^\circ}{1{,}2}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{0{,}65}{1{,}2}\right) = 28{,}4^\circ.$$

3. Невыветрелые породы:

$$k_р = \frac{k_м}{\eta} = \frac{98{,}0}{1{,}2} = 81{,}67 \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_р = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}\rho}{\eta}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{\operatorname{tg}35^\circ}{1{,}2}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{0{,}70}{1{,}2}\right) = 30{,}3^\circ.$$

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА

Расчет устойчивых углов производится для **каждого** участка борта.

2.1 Определяем высоту щели вертикального отрыва (H_{90})

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}} \cdot \text{ctg}(45° - \rho_{\text{р}}/2)}{\psi}, \text{м} \qquad (2.1)$$

где ψ– удельный вес горной породы, кН;

$k_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент сцепления пород, кПа;

$\rho_{\text{р}}$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2 Определяем условную высоту откоса (H')

$$H' = \frac{H_{\text{у}}}{H_{90}} \qquad (2.2)$$

где H_y – высота участка борта или уступа, м.

2.3. Используя справочные данные (таблица 2.1) или графические зависимости (рис. 2.1) устойчивого угла борта (α) от расчетного угла внутреннего трения ($\rho_{\text{р}}$) и полученной условной высоты откоса (H'), определяем устойчивый угол борта карьера.

2.4. Рассчитанную по условию устойчивости форму погашенного борта карьера отобразить графически (рис. 2.2).

Таблица 2.1 – Значения устойчивых углов откоса плоского борта карьера

Условная высота откоса (H')	Углы откоса борта при расчете			
	20	25	30	35
1,0	90,0	90,0	90,0	90,0
1,5	83,0	84,0	84,5	85,0
2,0	75,8	77,3	78,1	79,6
2,5	68,2	71,0	72,5	74,4
3,0	61,8	65,2	68,0	70,2
3,5	56,3	60,2	64,0	66,5
4,0	51,3	56,0	60,1	63,6
5,0	44,0	49,6	53,6	58,5
6,0	39,1	45,0	50,0	54,8
7,0	36,8	41,9	47,1	52,2
8,0	33,6	39,6	45,2	50,2
9,0	31,7	38,0	43,9	48,6
10,0	30,3	36,8	42,6	47,4
11,0	29,7	36,7	41,6	46,4
12,0	29,0	36,0	40,7	45,6
18,0	26,2	32,3	37,7	42,7
20,0	25,5	31,7	37,1	42,1
24,0	24,7	30,3	36,5	40,9
28,0	–	29,7	35,7	40,3

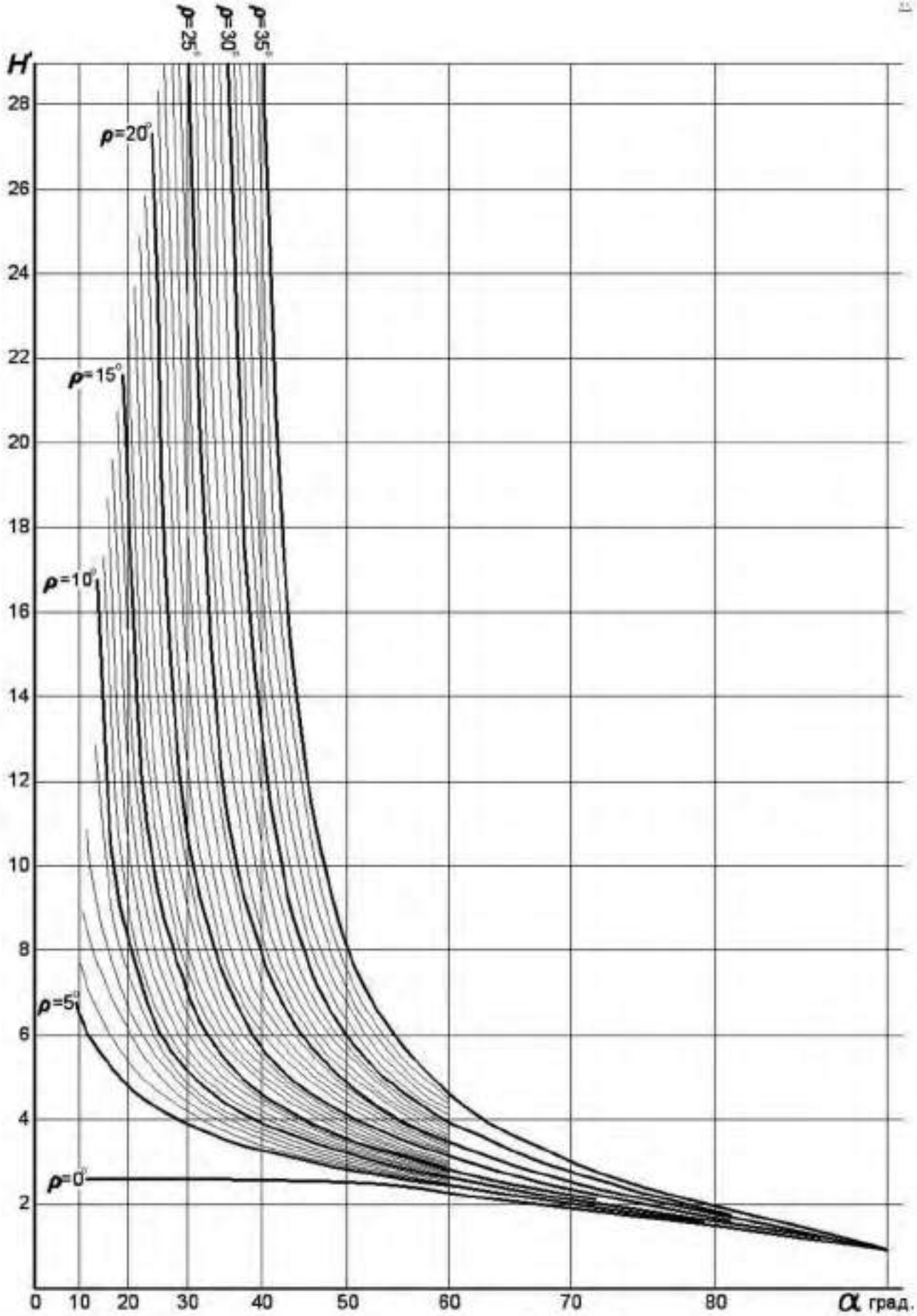


Рис.2.1 График зависимости между условной высотой плоского откоса (H') и его углом (α) для различных значений угла внутреннего трения (ρ_p)

Высота щели вертикального отрыва:

1. Покрывающие породы:

$$H_{90} = \frac{2k_p \cdot \mathrm{ctg}(45° - \rho_p/2)}{\psi} = \frac{2 \cdot 4{,}17 \cdot \mathrm{ctg}(45° - 24{,}8°/2)}{25{,}0} = \frac{2 \cdot 4{,}17 \cdot 1{,}56}{25{,}0} = 0{,}51, \text{м}.$$

2. Выветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot \mathrm{ctg}(45° - 28{,}4°/2)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 58{,}92 \cdot 1{,}68}{26{,}5} = 7{,}47, \text{м}.$$

3. Невыветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 81{,}67 \cdot \mathrm{ctg}(45° - 30{,}3°/2)}{27{,}2} = \frac{2 \cdot 81{,}67 \cdot 1{,}74}{27{,}2} = 10{,}45, \text{м}.$$

Условная высота откоса:

1. Покрывающие породы:

$$H' = H_y/H_{90} = 16/0{,}51 = 31{,}4.$$

2. Выветрелые породы:

$$H' = 24/7{,}47 = 3{,}2.$$

3. Невыветрелые породы:

$$H' = 32/10{,}45 = 3{,}1.$$

Устойчивый угол борта карьера определяем, используя графические зависимости:

1. Покрывающие породы:

при $\rho_p = 24{,}8°$ и $H' = 31{,}4$ м $\quad \alpha = 27°$.

2. Выветрелые породы:

при $\rho_p = 28{,}4°$ и $H' = 3{,}2$ м $\quad \alpha = 66°$.

3. Невыветрелые породы:

при $\rho_p = 30{,}3°$ и $H' = 3{,}1$ м $\quad \alpha = 69°$.

Рассчитанная по условию устойчивости форма погашенного борта карьера изображена на рис. 2.2.

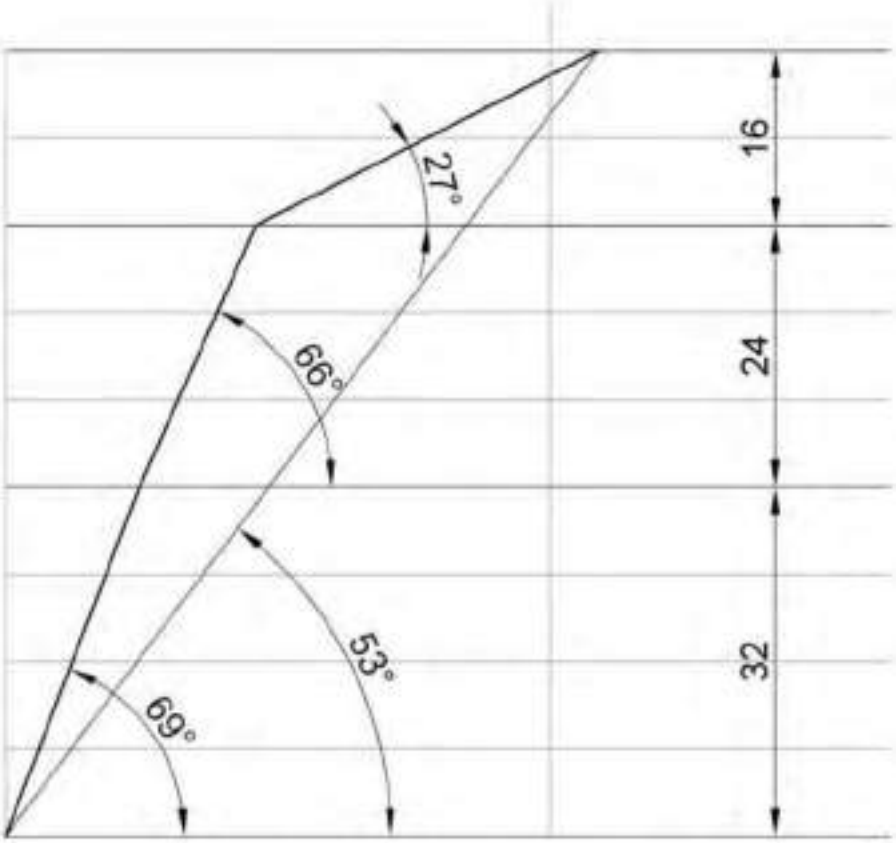


Рис. 2.2. Форма погашенного борта карьера, рассчитанная по условию устойчивости

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА

Одним из основных мероприятий, обеспечивающих безопасную работу на нижних горизонтах глубоких карьеров, является организация берм и очистка их от осыпей. Расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение, ширина, конструкция и порядок обслуживания предохранительных берм определяются проектом.

3.1. Разместим на борту карьера бермы очистки, руководствуясь следующими соображениями:

– Ширина бермы очистки должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка[4], т. е. не менее 8 м.

⚠ Бермы шириной 8 м рекомендуется оставлять на нижних горизонтах, срок существования которых составляет не более 4-5 лет. На средних и верхних горизонтах ширину берм следует увеличивать до 10-12 м, учитывая, что с течением времени часть бермы осыпается.

– Вертикальное расстояние между бермами (учитывая транспортные) не должна быть более чем 45-50 м[5].

Из-за организации берм очистки происходит выполаживание борта в целом, что не желательно по экономическим соображениям. Противодействовать этому можно размещая бермы на самых пологих участках борта с одновременным увеличением углов откосов уступов (конечно не выше устойчивых значений) на этих участках. Так как устойчивый угол откоса одиночного уступа круче, чем сдвоенного, такой подход, зачастую, позволяет разместить берму очистки без значительного выполаживания борта. Пример такого размещения бермы показан на рисунке 3.1.

Как видно из рисунка 3.1, после размещения бермы шириной 8 м, угол откоса борта изменился всего на 2°.

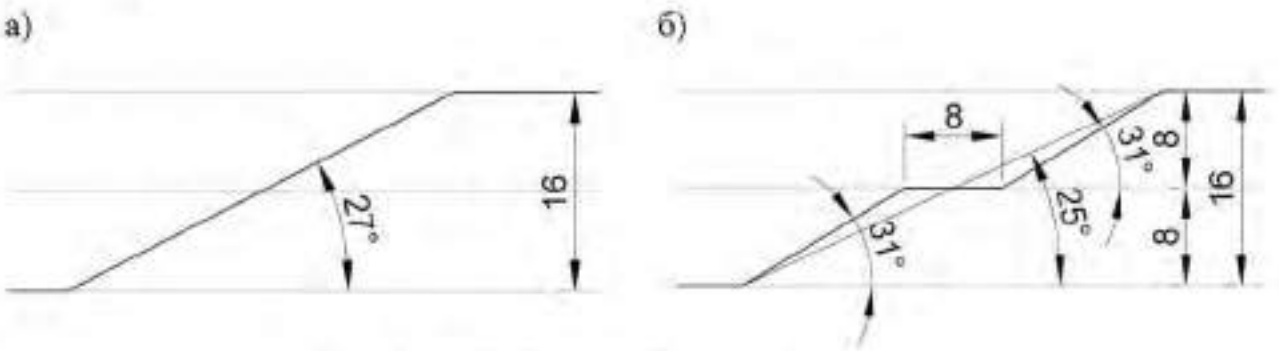


Рис.3.1. Профили бортов карьеров:
а – без бермы очистки; б – размещение бермы очистки

[4]Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

[5]Фисенко Г. Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. – 1962.

⚠ При погашении уступов, постановке их в предельное положение необходимо соблюдать общий угол откоса бортов, установленный проектом. Во всех случаях ширина предохранительной бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка.

Поперечный профиль предохранительных берм должен быть горизонтальным или иметь уклон в сторону борта разреза (карьера). Бермы, по которым происходит систематическое передвижение рабочих, должны иметь ограждение и регулярно очищаться от осыпей, кусков породы и посторонних предметов. Допускается в соответствии с проектом применение берм с продольным уклоном, в том числе совмещенных с транспортными.

⚠ При выборе углов погашения уступов в скальных породах следует помнить, что если угол погашенного уступа меньше 60-65°, то для его постановки в предельное положение необходимы специальные мероприятия. С точки зрения практики оптимальным является угол откоса погашенного уступа в диапазоне 60÷80°.

3.2. Для участков борта, а так же отдельных уступов, угол откоса или высота которых увеличились, следует произвести расчеты устойчивости согласно главе 2.

Если расчеты выявили неустойчивые участки борта, следует их выположить до устойчивых значений.

3.3. Выполняем чертеж конструкции борта карьера в масштабе (рис. 3.2).

3.4. После разработки конструкции борта, определяем угол его откоса – конструктивный угол.

Угол откоса борта – угол между горизонталью и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего уступа и верхнюю бровку верхнего уступа (рис. 3.3).

Угол откоса борта определяется по чертежу одним из двух способов:

1 – измеряется транспортиром;

2 – вычисляется как арктангенс отношения высоты борта (глубины карьера) к его горизонтальному проложению:

$$\alpha = \operatorname{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) \qquad (6)$$

где $H_б$ – высота борта, м;

$L_б$ – длина горизонтального проложения борта, м.

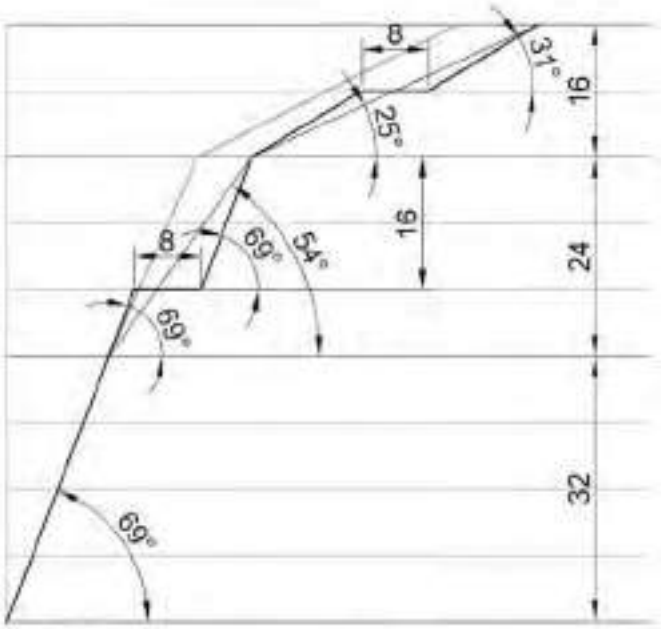


Рис. 3.2 Конструкция погашенного борта карьера

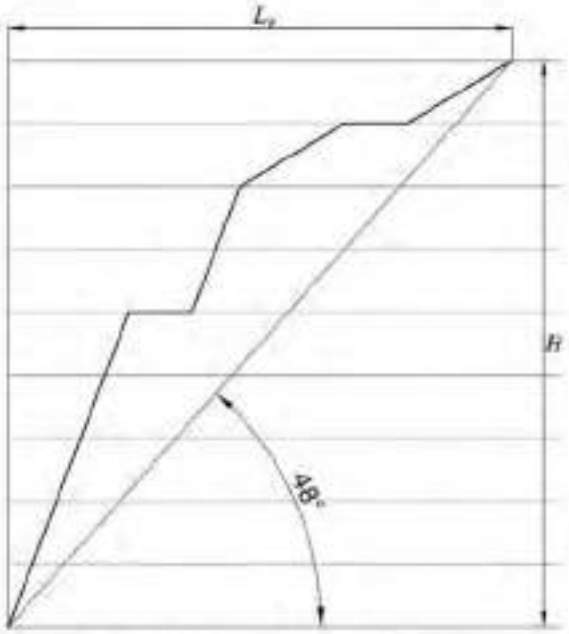


Рис. 3.3 Угол откоса борта

ПРИМЕР 3

Принимаем ширину бермы очистки равной 8 м.

Разместим бермы очистки на наиболее пологих участках борта с таким расчетом, чтобы вертикальное расстояние между ними, а так же дном карьера не превышало 45-50 м.

В нашем случае, рационально разместить бермы на горизонтах -8 м, и -32 м (рис. 3.4).

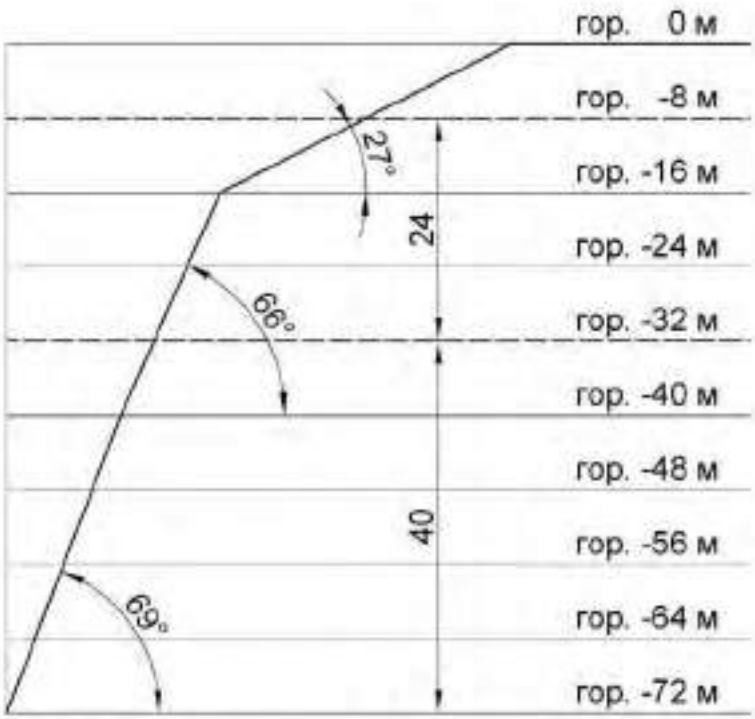


Рис. 3.4. Выбор горизонтов для размещения берм очистки

Берма нагор. -8 м размещается на участке борта находящимся в покрывающих породах высотой 16 м и устойчивым углом откоса равным 27° (рис. 3.1 а). При этом высота уступа в карьере равна 8 м, т. е. участок борта фактически представляет собой два объединенных уступа.

Устанавливаем расчетом, что для уступа высотой 8 м в данных породах устойчивый угол равняется 31°.

Размещаем берму шириной 8 м между восьми метровыми уступами с углами откосов равными 31° (рис. 3.1.б). Результирующий угол на участке борта составит 25°, что не превышает расчетного значения для данного участка (27°). Так как и углы откосов отдельных уступов (31°), и участка в целом (25°), не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Берма нагор. -32 м разделяет участок выветрелых пород на два уступа: одинарный – h_y = 8 м и сдвоенный – h_y = 16 м. Расчетный устойчивый угол в выветрелых породах для высоты уступа 16 м равен 77°.

Так как угол погашения уступов нижнего участка (свежие породы) не может быть более 69°, то и для участка выветрелых пород примем такой же угол погашения – 69°. Результирующий угол на участке борта составит 54°, что меньше устойчивого значения – 66°.

На участке невыветрелых пород берм очистки размещать не будем. Угол погашения уступа – 69°, результирующий угол откоса участка – 69°.

Так как и углы откосов отдельных уступов, и участков, не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Окончательная конструкция погашенного борта карьера показана на рис. 3.5.

Измеряем на чертеже значения длину горизонтального проложения – $L_б$ = 64,1 м (рис. 3.6).

Вычисляем значения конструктивного угла откоса борта:

$$\alpha = \text{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) = \text{arctg}\left(\frac{72}{64{,}1}\right) = 48{,}3° \approx 48°$$

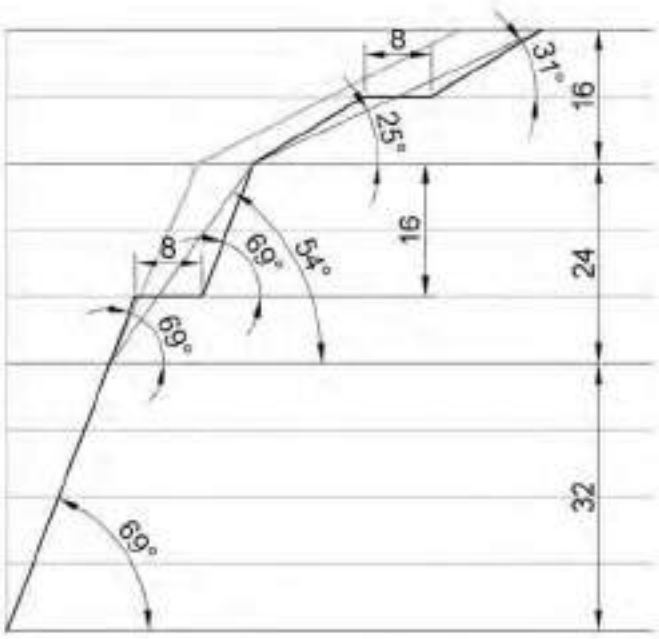


Рис. 3.5 Рассчитанная конструкция погашенного борта карьера

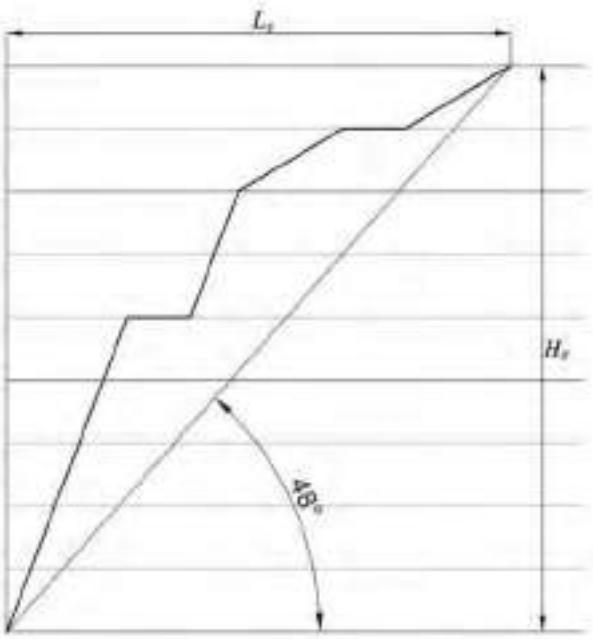


Рис. 3.6. Определение конструктивного угла откоса борта

4. ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Расчет устойчивости производится в следующем порядке:

1. Определение средневзвешенных расчетных данных.
2. Построение поверхности скольжения на профиле откоса борта.
3. Построение эпюры удерживающих и сдвигающих сил.
4. Определение расчетного коэффициента запаса устойчивости и сравнение его с нормативным.

4.1. Средневзвешенные расчетные данные

Расчетные величины при горизонтальном расположении слоев определяются как средневзвешенные.

⚠ Во всех дальнейших расчетах следует использовать расчетные значения характеристик горных пород.

4.1.1 Усредненный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \text{кН/м}^3 \qquad (4.1)$$

где m_1, m_2 и m_3 – мощности слоя покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, м;

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, кН/м^3.

4.1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления ($k_{ср}$):

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3}, \text{МПа} \qquad (4.2)$$

где l_1, l_2 и l_3 – длины участков линии скольжения соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, м;

k_1, k_2 и k_3 – коэффициенты сцепления в монолите соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, МПа.

Для того, что бы определить значения l_1, l_2 и l_3 необходимо построить упрощенную схему линии скольжения. Дугу линии скольжения проводят следующим образом (рис. 4.1):

А. Строим упрощенную схему борта карьера высотой $H_б$ и углом откоса $\varphi_б^к$ (рис. 4.1 А).

Б. От верхней бровки откоса (точка В)по верхней площадке отмеряем расстояние равное $0{,}25 \cdot H_б$ (рис. 4.1 Б).

В. Из точки С проводим луч под углом сдвига наиболее прочных пород Θ_0 к вертикали. Из точки А проводим луч под углом Θ_0 к откосу АВ. (рис. 4.1 В).

$$\Theta_0 = 45° - \frac{\rho_з}{2} \qquad (4.3)$$

Г. Из точек А и С строим перпендикуляры к лучам. Точку пересечения перпендикуляров обозначим О. (рис. 4.1 Г).

Д. Из точки А до пересечения с верхней площадкой строим дугу с центром в точке О и радиусом ОА (рис. 4.1 Д).

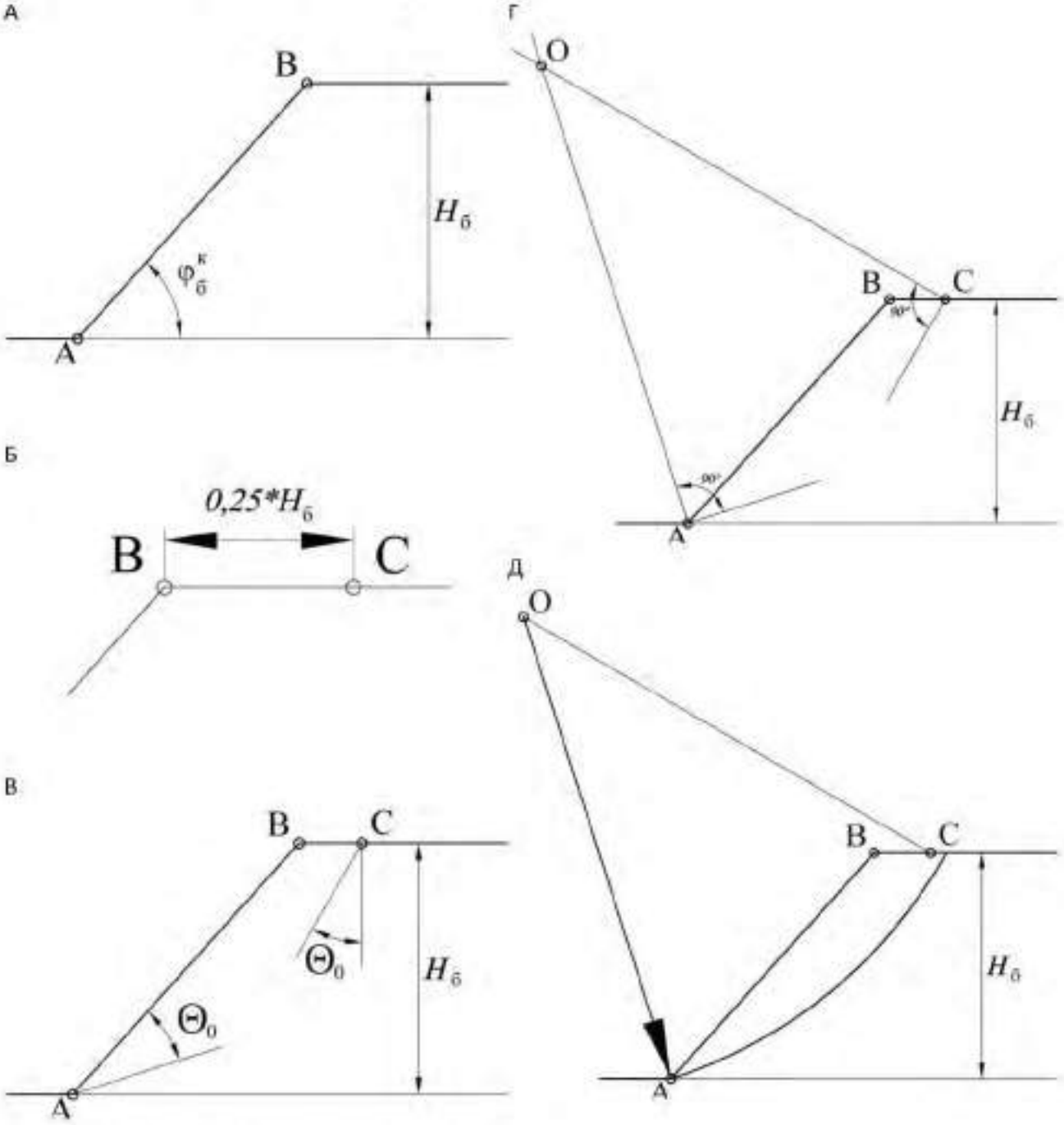


Рис. 4.1 Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

На получившейся схеме измеряем величины l_1, l_2 и l_3 (рис. 4.2)

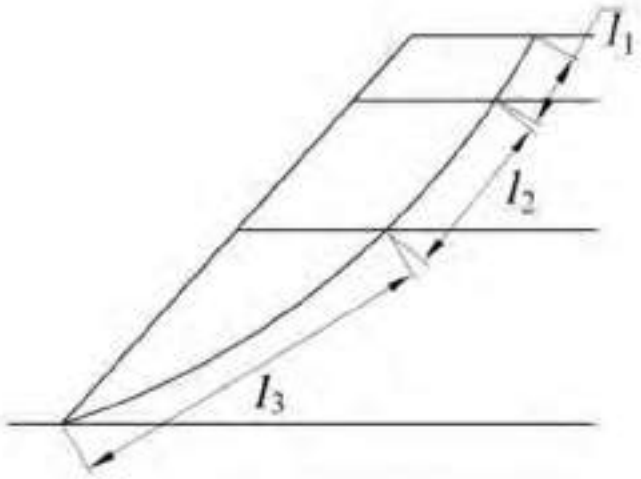


Рис. 4.2 Определение длин участков линии скольжения

4.1.3 Усредненный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} \qquad (4.4)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – нормальные напряжения действующие на участках соответственно l_1, l_2 и l_3, Па. Вычисляется по формуле (4.5);

ρ_1, ρ_2 и ρ_3 – углы внутреннего трения соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород.

Для определения величин σ_1, σ_2 и σ_3 производятся дополнительные построения (рис. 4.3):

А. Из концов отрезков l_1, l_2 и l_3восстанавливаем вертикальные линии, которые делят призму ABD на блоки (рис. 4.3 А).

Б. Для каждого блока находим центр тяжести (см. приложение 3) и проецируем его на линию скольжения (рис. 4.3 Б).

В. Проводим лучи из центра дуги (точка О) через полученные точки. Они является направлением действия нормальных сил σ_1, σ_2 и σ_3 (рис. 4.3 В).

Г. Определим углы β_1, β_2 и β_3 соответственно между направлениями σ_1, σ_2 и σ_3 и вертикалью (рис. 4.3 Г).

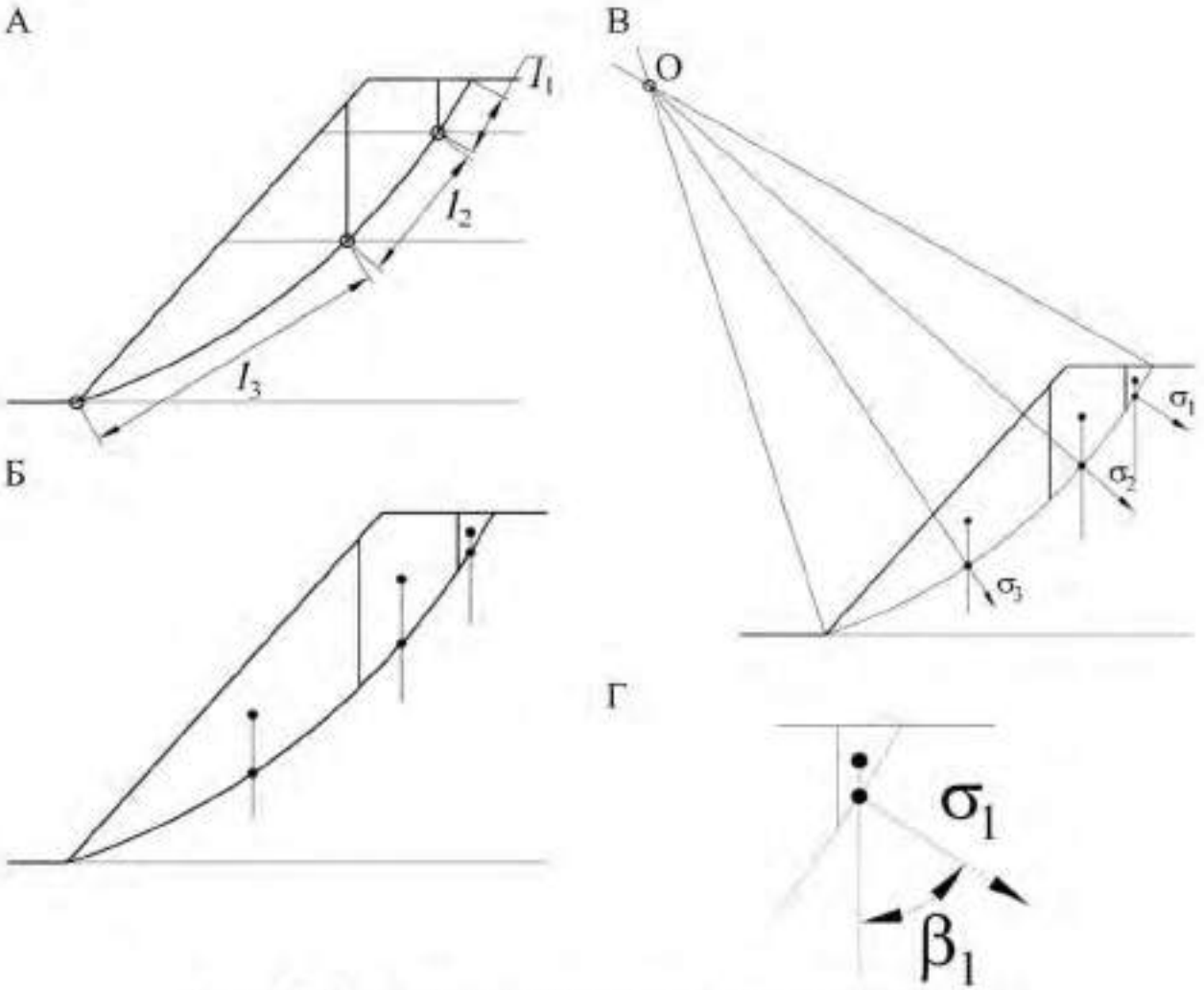


Рис. 4.3.Схема определения нормальных напряжений, действующих на расчетных участках

Величины σ_1, σ_2 и σ_3 определим по формуле:

$$\sigma_i = \psi_i^{\text{блока}} \cdot h_i \cdot \cos^2 \beta_i, \text{ Па} \qquad (4.5)$$

где $\psi_i^{\text{блока}}$ – средняя плотность *i*-го вертикального блока, кг/м^3. Вычисляется по формуле (4.6);

h_i – высота *i* блока, м (см. рис. 4.4).

Средний удельный вес вертикального *i*-го блока ($\psi_i^{\text{блока}}$)

$$\psi_i^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_i^1 + \psi_2 \cdot S_i^2 + \psi_3 \cdot S_i^3}{S_i^1 + S_i^2 + S_i^3} \qquad (4.6)$$

где S_i^1, S_i^2 и S_i^3– площадь соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород в вертикальном блоке *i*, м^2 (см. рис. 4.5);

ψ_1, $\psi 2$ и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, Н/м^3.

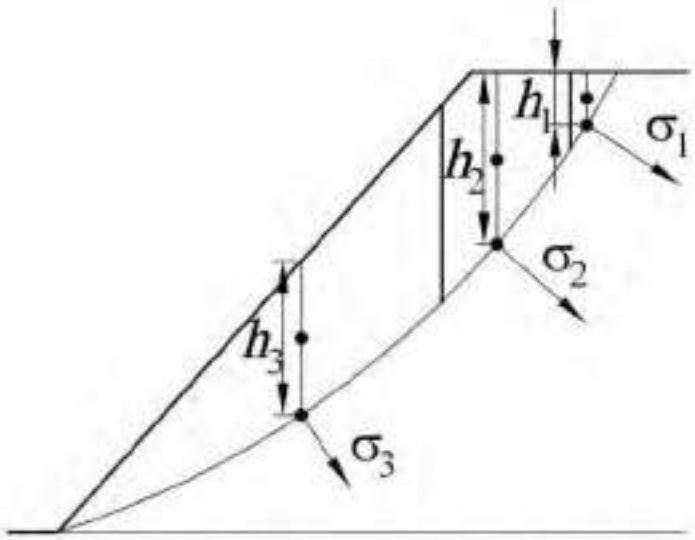


Рис. 4.4.Схема определения значений высоты блоков

ПРИМЕР 4.1

Определим средневзвешенные величины:

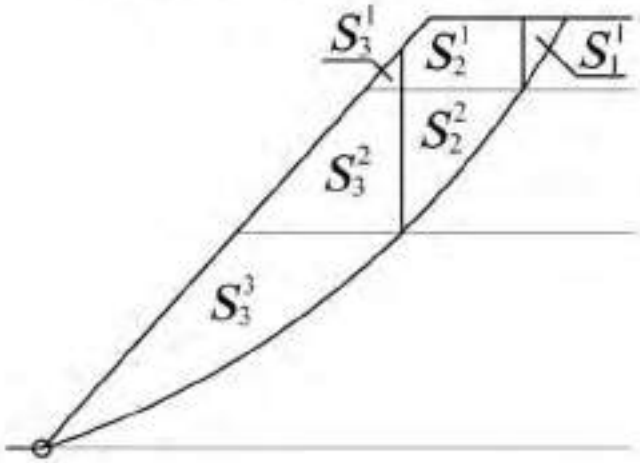
4.1.1 Средневзвешенный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3} = \frac{25{,}0 \cdot 16 + 26{,}5 \cdot 24 + 27{,}2 \cdot 32}{16 + 24 + 32} =$$
$$= \frac{399{,}84 + 636{,}00 + 870{,}40}{72} = 26{,}5, \frac{кН}{м^3}.$$

4.1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления:

Для того, что бы определить длины участков линии скольжения в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, строим упрощенную схему линии скольжения (рис. 4.1).

На получившейся схеме измеряем величины $l_1 = 14{,}21$, $l_2 = 31{,}4$ и $l_3 = 70{,}11$.



Блок 1

$$\psi_1^{блока} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1}$$

Блок 2

$$\psi_2^{блока} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2}$$

Блок 3

$$\psi_3^{блока} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3}$$

Рис. 4.5 Пример определения значений средних удельных весов вертикальных блоков

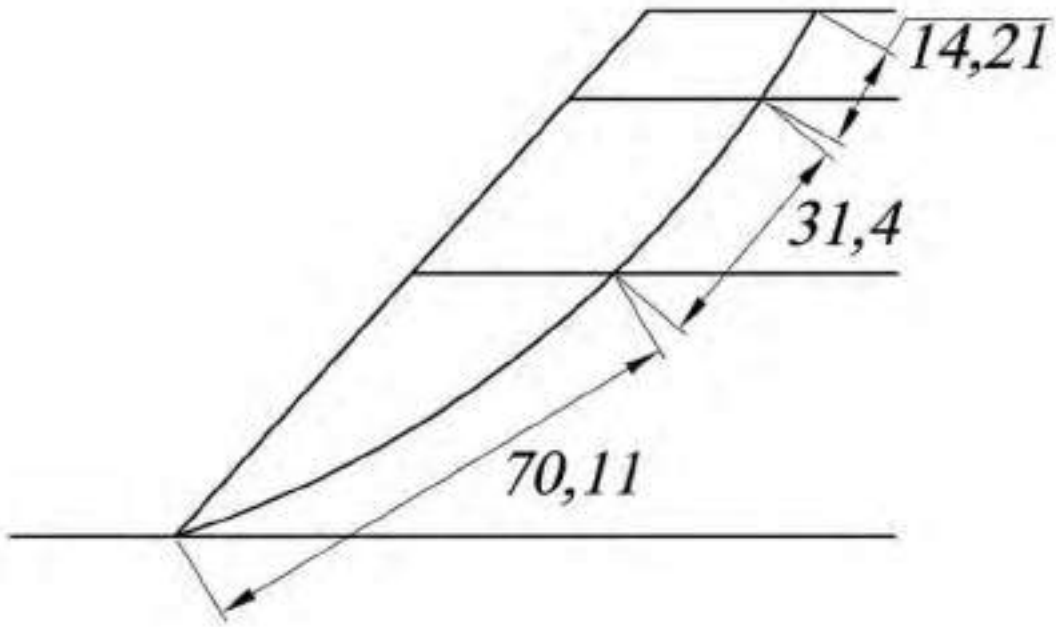


Рис. 4.6 Пример определения длин участков линии скольжения в различных типах пород

Вычисляем средневзвешенный коэффициент сцепления:

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3} = \frac{4{,}17 \cdot 14{,}21 + 58{,}92 \cdot 31{,}4 + 81{,}67 \cdot 70{,}11}{14{,}21 + 31{,}4 + 70{,}11} =$$

$$= \frac{59{,}26 + 1850{,}09 + 5725{,}88}{115{,}72} = \frac{7635.23}{115{,}72} = 65{,}9, \text{кПа}.$$

4.1.3 Средневзвешенный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

Для определения величин нормальных напряжений на участках производим дополнительные построения (рис. 4.7):

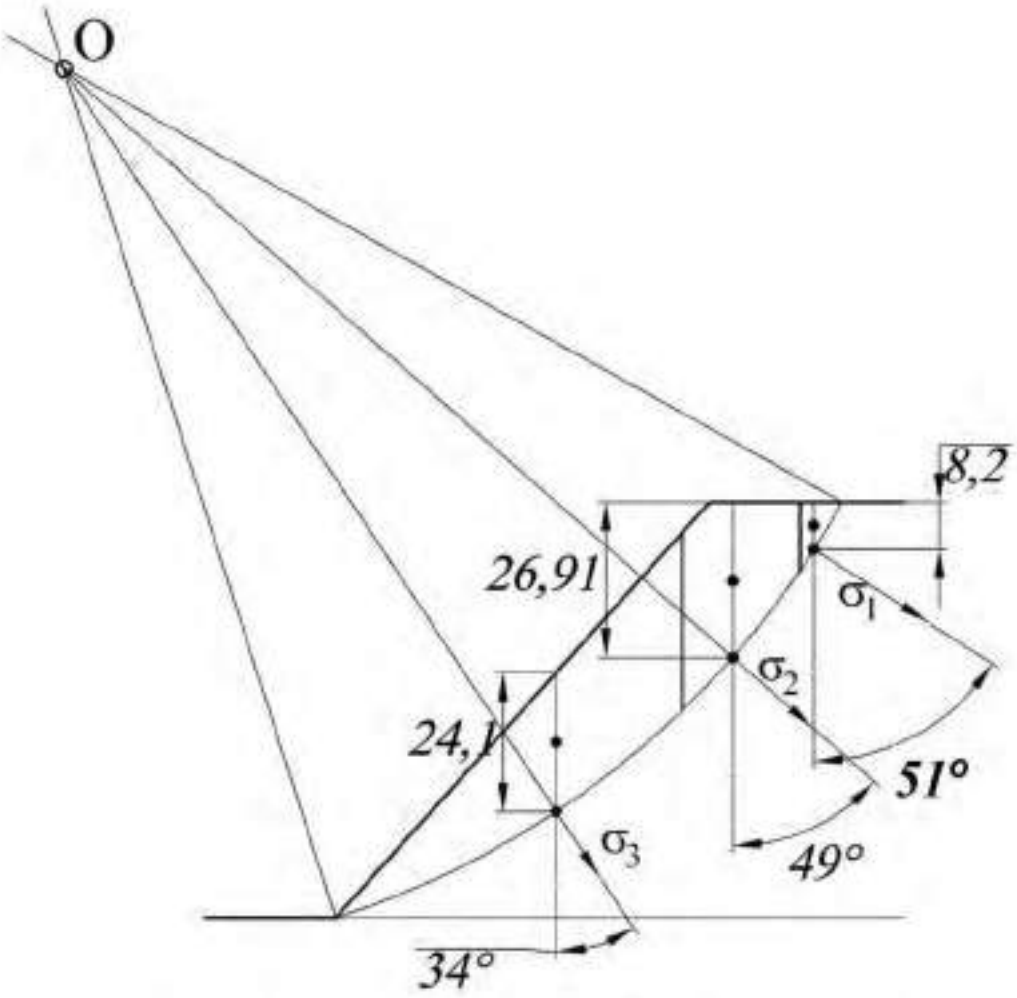


Рис. 4.7 Пример определения величин нормальных напряжений

Площади, занимаемые соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами в первом, втором и третьем вертикальных блоках указаны на рис. 4.8.

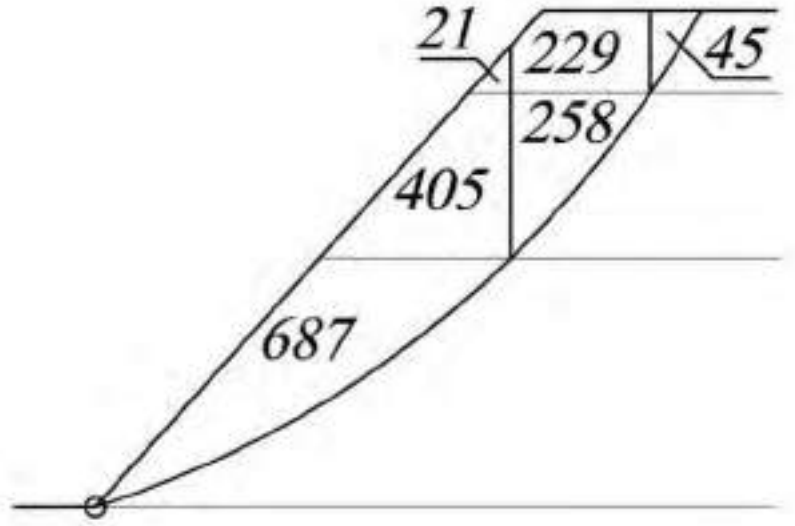


Рис. 4.8 Пример определения площадей, занимаемых соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами, распределенных по вертикальным блокам

Средняя плотность каждого вертикального блока равна:

Блок № 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1} = \frac{25{,}0 \cdot 45}{45} = 25{,}0 \text{ кН.}$$

Блок № 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2} = \frac{25{,}0 \cdot 229 + 26{,}5 \cdot 258}{229 + 258} = \frac{5725{,}00 + 6837{,}00}{487} = 25{,}8, \text{ кН.}$$

Блок № 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3} = \frac{25{,}0 \cdot 21 + 26{,}5 \cdot 405 + 27{,}2 \cdot 687}{21 + 405 + 687} = \frac{525 + 10732{,}5 + 18686{,}40}{1113} = 26{,}9 \text{ кН.}$$

Углы β_1, β_2 и β_3 равны соответственно 51°, 49° и 34° (см. рис. 4.7).

Высота первого блока – $h_1 = 8{,}2$, второго – $h_2 = 26{,}91$, третьего – $h_3 = 24{,}1$ (см. рис. 4.7).

Определим величины σ_1, σ_2 и σ_3:

$$\sigma_1 = \psi_1^{\text{блока}} \cdot h_1 \cdot \cos^2 \beta_1 = 25{,}0 \cdot 8{,}2 \cdot \cos^2 51° = 81{,}19, \text{кПа;}$$

$$\sigma_2 = \psi_2^{\text{блока}} \cdot h_2 \cdot \cos^2 \beta_2 = 25{,}8 \cdot 26{,}9 \cdot \cos^2 49° = 298{,}72, \text{кПа;}$$

$$\sigma_3 = \psi_3^{\text{блока}} \cdot h_3 \cdot \cos^2 \beta_3 = 26{,}9 \cdot 24{,}1 \cdot \cos^2 34° = 445{,}57, \text{кПа.}$$

Средневзвешенный угол внутреннего трения равен:

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} =$$

$$= \text{arctg}\frac{\text{tg}\,29° \cdot 14{,}1 \cdot 81{,}19 + \text{tg}\,33° \cdot 31{,}4 \cdot 298{,}72 + \text{tg}\,35° \cdot 70{,}11 \cdot 445{,}57}{14{,}1 \cdot 81{,}19 + 31{,}4 \cdot 298{,}72 + 70{,}11 \cdot 445{,}57} =$$

$$= \text{arctg}\frac{634{,}56 + 6091{,}32 + 21873{,}72}{1144{,}78 + 9379{,}81 + 31238{,}91} = \text{arctg}\frac{2859960{,}21}{417634{,}97}$$

$$= \text{arctg}\,0{,}685 = 34{,}4°$$

4.2. Построение поверхности скольжения

Предварительно рассчитывается высота щели вертикального отрыва (H_{90}) и ширина призмы возможного обрушения (a).

4.2.1 Высота щели вертикального отрыва

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}(45° - \rho_{ср}/2)}{\psi_{ср}}, \text{м} \qquad (4.6)$$

где $\psi_{ср}$ – средний удельный вес, кН;

$k_{ср}$ – средний расчетный коэффициент сцепления пород, МПА;

$\rho_р$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

4.2.2 Ширина призмы возможного обрушения

$$a = \frac{2H_б\left(1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left((\alpha + \rho_р)/2\right)\right) - 2H_{90}}{\operatorname{ctg}(45 - \rho_р/2) + \operatorname{tg}\left((\alpha + \rho_р)/2\right)}, \text{м} \qquad (4.7)$$

где $H_б$ – высота борта карьера, м;

α –результирующий угол откоса борта;

ρ – угол внутреннего трения пород, градусы;

H_{90} – глубина щели вертикального отрыва, м.

ПРИМЕР 4.2

4.2.3. Следующим этапом работы является построение наиболее вероятной линии скольжения (рис. 4.9):

А. От верхней бровки (точка В*) верхнего уступа карьера (рис. 4.9* А*) откладывается величина призмы обрушения (a =* BC*);*

Б. Из точек B *и* C *вертикально откладываются высоты (H_{90}) – точки* B' *и* C' *(рис. 4.9* Б*);*

В. Из точек B' *и* C' *проводятся линии под углом $\theta_1 = 45° + \rho_{ср}/2$ к горизонту (рис. 4.9* В*); Точку на пересечении этих линий обозначим буквой* D.

Г. Из точки D *восстанавливается перпендикуляр к отрезку* C'D *до взаимного пересечения в точке* O *с перпендикуляром, восстановленным из точки* A *к направлению* AN *составляющему с откосом угол $\theta_0 = 45° - \rho_{ср}/2$ (рис. 4.9* Г*);*

Д. Радиусом R = OA = OD *проводится дуга окружности* AD *с центром в точке* O*, и линия* ADC'C *является искомой поверхностью скольжения (рис. 4.9* Д*).*

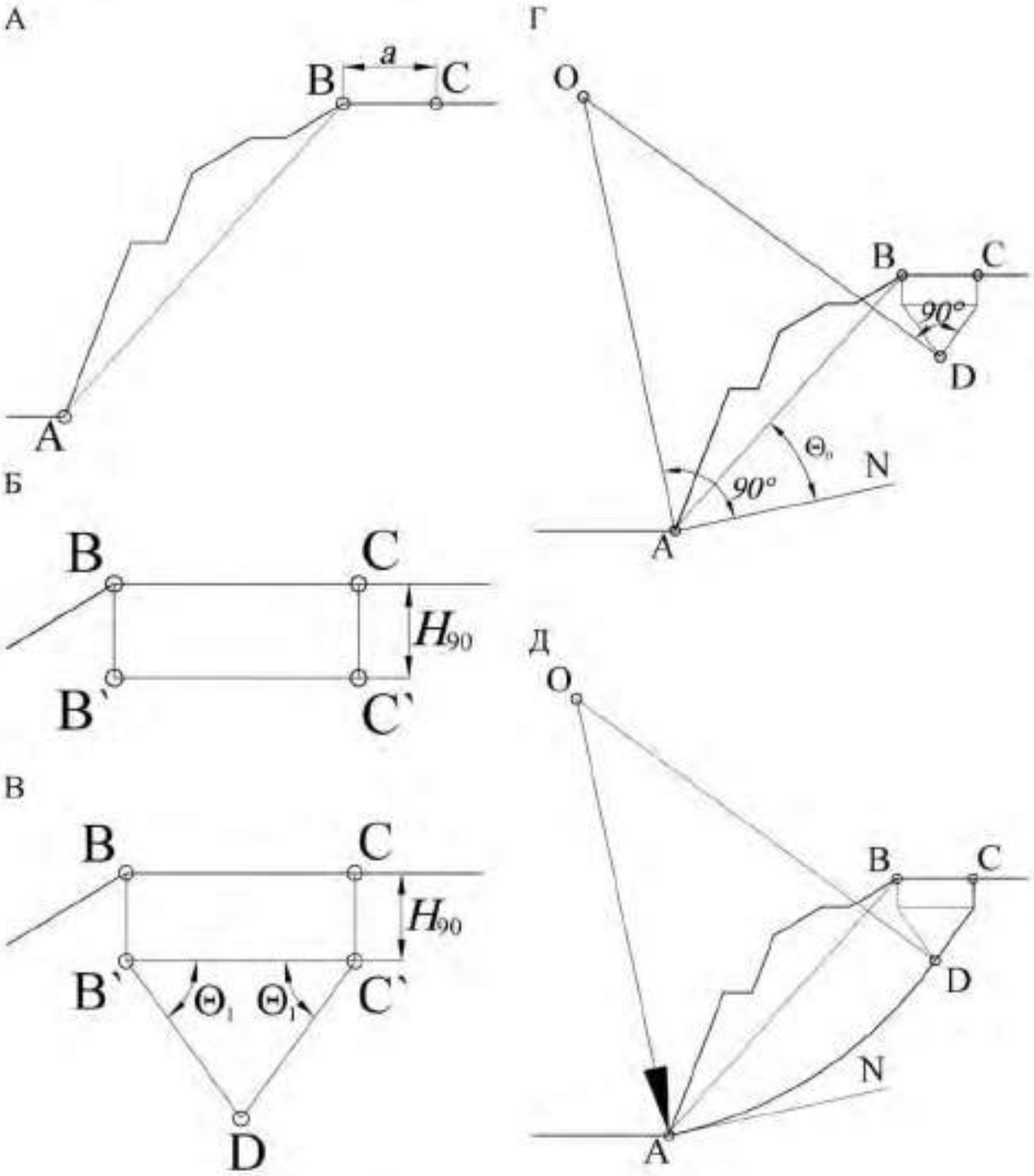


Рис.4.9 Схема построения линии скольжения

ПРИМЕР 4.2.1

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\rho_{ср}}{2}\right)}{\gamma_{ср}} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{34{,}4}{2}\right)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \operatorname{ctg}27{,}8°}{26{,}5} = 9{,}43 \text{ , м.}$$

Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_б\left(1-\text{ctg}\alpha\cdot\text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)\right)-2H_{90}}{\text{ctg}\left(45-\frac{\rho}{2}\right)+\text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)} = \frac{2\cdot72\left(1-\text{ctg}48^\circ\cdot\text{tg}\left(\frac{48^\circ+34{,}4^\circ}{2}\right)\right)-2\cdot9{,}43}{\text{ctg}\left(45-\frac{34{,}4^\circ}{2}\right)+\text{tg}\left(\frac{48^\circ+34{,}4^\circ}{2}\right)} =$$

$$\frac{144\cdot(1-\text{ctg}48^\circ\cdot\text{tg}41{,}2^\circ)-18{,}86}{\text{ctg}\,27{,}8^\circ+\text{tg}\,41{,}2^\circ} = \frac{11{,}61}{2{,}77} = 4{,}19\ \text{, м.}$$

Строим наиболее вероятную линию скольжения (рис. 4.11):

⚠ Возможны иные варианты построения линии скольжения, которые зависят от геометрических параметров откоса и свойств пород. Например, могут отсутствовать прямолинейный участок и верхняя горизонтальная площадка призмы скольжения (рис.4.10) [3]

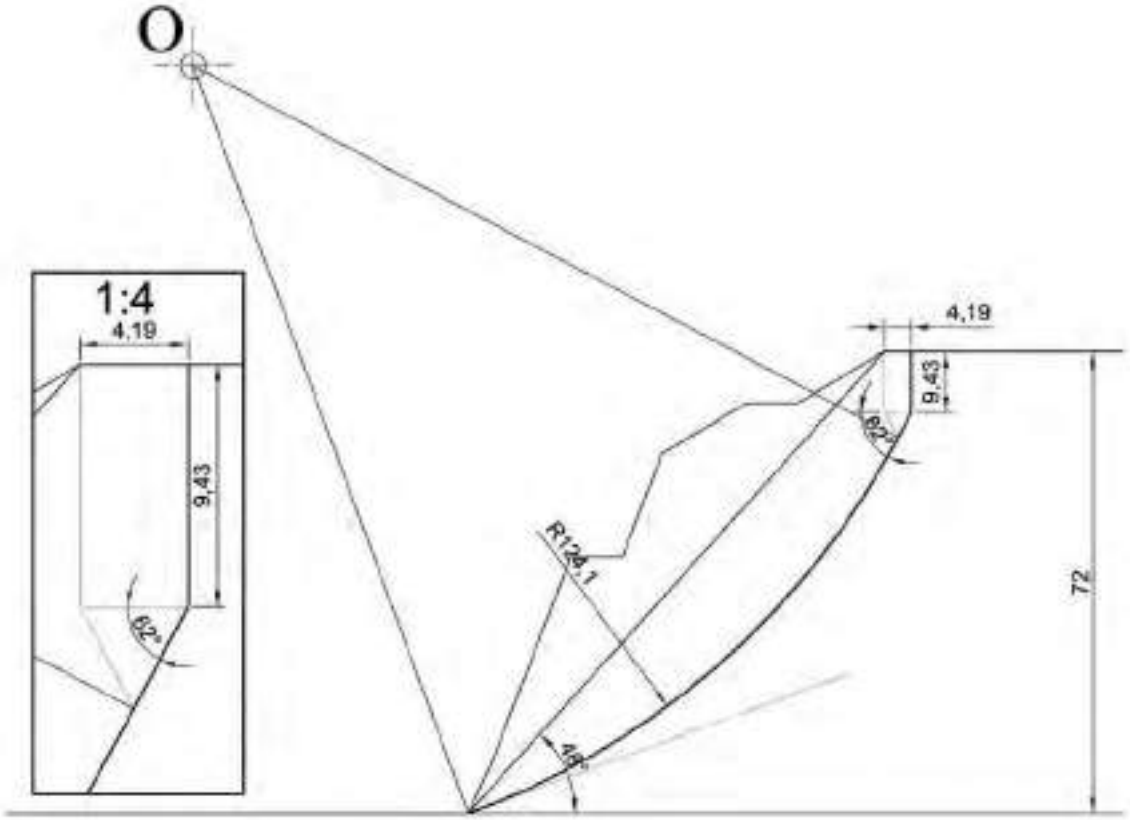


Рис.4.11 Пример построения линии скольжения

4.4. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

4.4.1. Горная масса выше поверхности скольжения (призма обрушения) разбивается на ряд вертикальных блоков (рис. 4.12). Причем, чем больше блоков, тем точнее будут расчеты. Для данного учебного расчета достаточно разбить призму скольжения на 6-8 блоков.

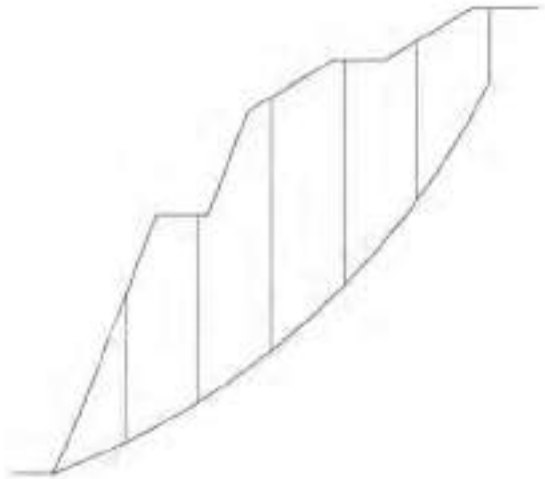


Рис.4.12. Разбивка массива на блоки

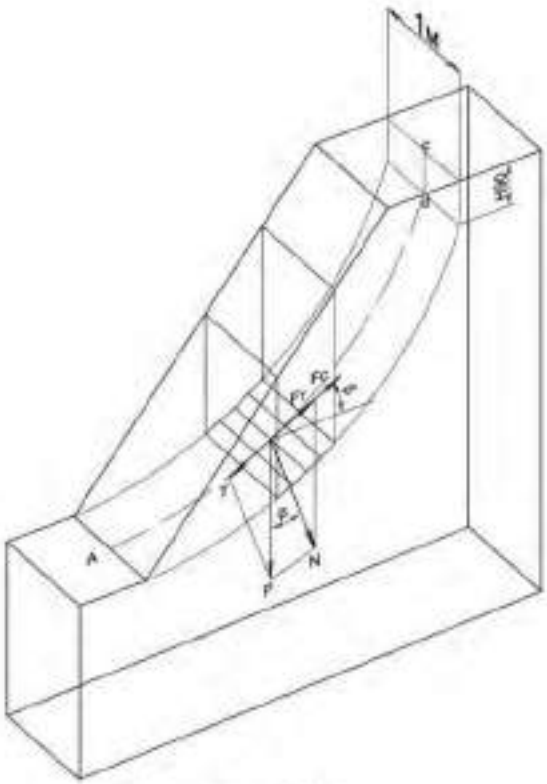


Рис.4.13

Желательно соблюдать правило: в основании одного блока должна находиться порода одного типа [4].

Необходимые для расчета данные получают замером их на чертеже.

4.4.2. Вес горной массы в блоке j (P_j), действующий на поверхность скольжения (рис. 4.13), можно представить как:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{кН} \qquad (4.8)$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении (рис. 4.14) м^2;

$\psi_{ср}$ – усредненный удельный вес, кН/м^3.

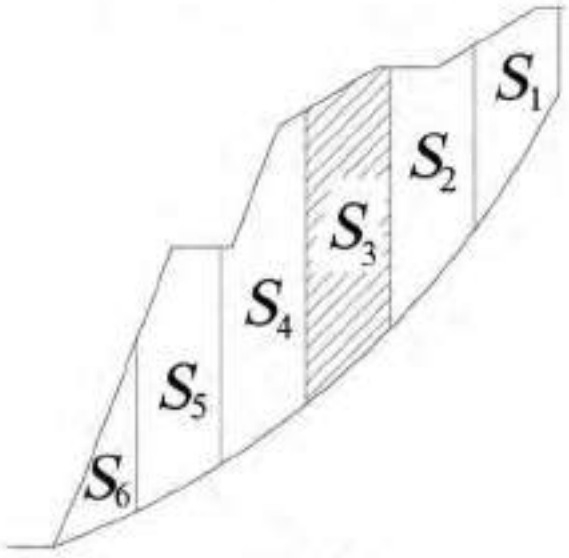
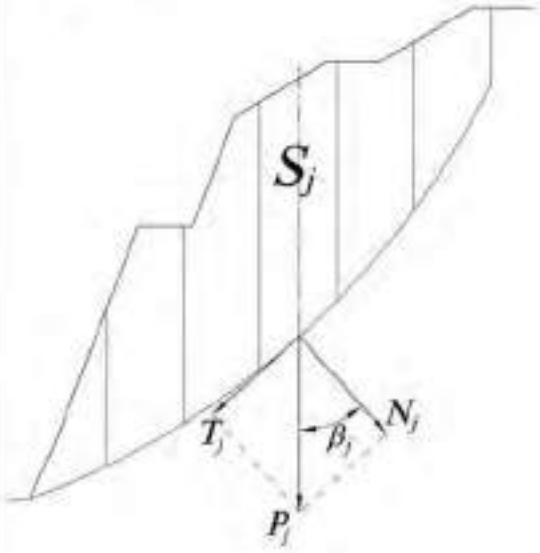


Рис. 4.14



4.15

4.4.3. По каждому блоку j определяется касательная (T_j) и нормальная (N_j), составляющие вектора силы тяжести P_j (рис. 4.15):

Для этого в каждом блоке (j) измеряется угол (β_j) между векторами P и N. Значения сдвигающей и удерживающей сил вычисляются соответственно по формулам (4.9) и (4.10).

$$N_j = P_j \cdot cos(\beta_j), \text{кН} \quad (4.9)$$

$$T_j = P_j \cdot sin(\beta_j), \text{кН} \quad (4.10)$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j –угол между векторами P и N, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

4.4.4. Определяем значения удерживающих сил в каждом блоке.

Сила трения ($F_j^{тр}$):

$$F_j^{тр} = N_j \cdot tg(\rho_{ср}), \text{кН} \quad (4.11)$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$–усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

Сила сцепления ($F_j^{сц}$):

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j, \quad \text{кН} \quad (4.12)$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа (1 000 кПа = 1 МПа);

l_j – длина основания блока, м.

⚠ Сцепление в блоке принимается равным сцеплению в том типе пород, в которых находится основание блока (см. пример 4.2.2)

Полученные значения записываем в таблицу 4.1.

4.4.5. По данным таблицы 4.1 вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения.

4.4.6. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости:

$$\eta_р = \frac{\sum F_j^{тр} + \sum F_j^{сц}}{\sum T_j} \quad (4.13)$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

4.4.7. Делаем вывод:

Если рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше или равен единице, то это означает, что борт устойчив.

Если меньше, то возможно обрушение борта. В этом случае необходимо принять меры по выполаживанию или укреплению борта.

Таблица 4.1 Расчет сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_A, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила (T_J), кН	Сила трения ($F_J^{тр}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{сц}$), кН
1									
2									
3									
4									
5									
6									
…									
n									
$\sum_{сил}$					$\sum_{J=1}^{n} T_J$	$\sum_{J=1}^{n} F_J^{тр}$			$\sum_{J=1}^{n} F_J^{сц}$

ПРИМЕР 4.2.2:

Разбиваем призму обрушения на семь вертикальных блоков. Первый сверху блок опирается на покрывающие породы, второй и третий на выветрелые, а последующие на свежие скальные породы (рис. 4.16).

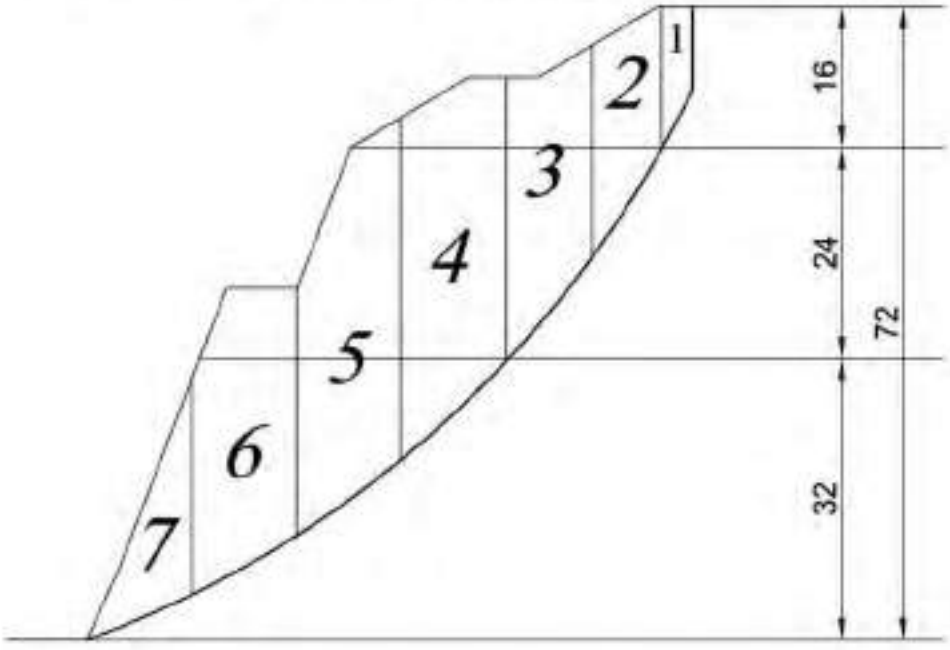


Рис. 4.16 Расчет удерживающих и сдвигающих сил.

Шаг 1 – разбиение призмы обрушения на вертикальные блоки

По чертежу определяем площадь каждого блока. Результаты измерений записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем вес горной массы в каждом блоке по формуле:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{ кН},$$

где S_j – площадь вертикального блока на сечении, м^2;

$\psi_{ср}$ –усредненный удельный вес, кН/м^3.

Результаты вычислений записываем в таблицу 4.2.

Из точки О (см. п. 4.3.2.) проводим лучи через середину основания каждого из блоков (рис. 4.17 А). Направление этих лучей соответствует направлению нормальной составляющий вектора силы тяжести (см. рис. 4.15).

Из середины основания каждого блока проводим вниз вертикальную линию (рис. 4.17 Б). Направление этих лучей соответствует направлению вектора силы тяжести (см. рис. 4.15).

Измеряем угол между направлениями нормальной составляющей и вектором силы тяжести (рис. 4.17 В). Результаты измерений заносим в таблицу 4.2.

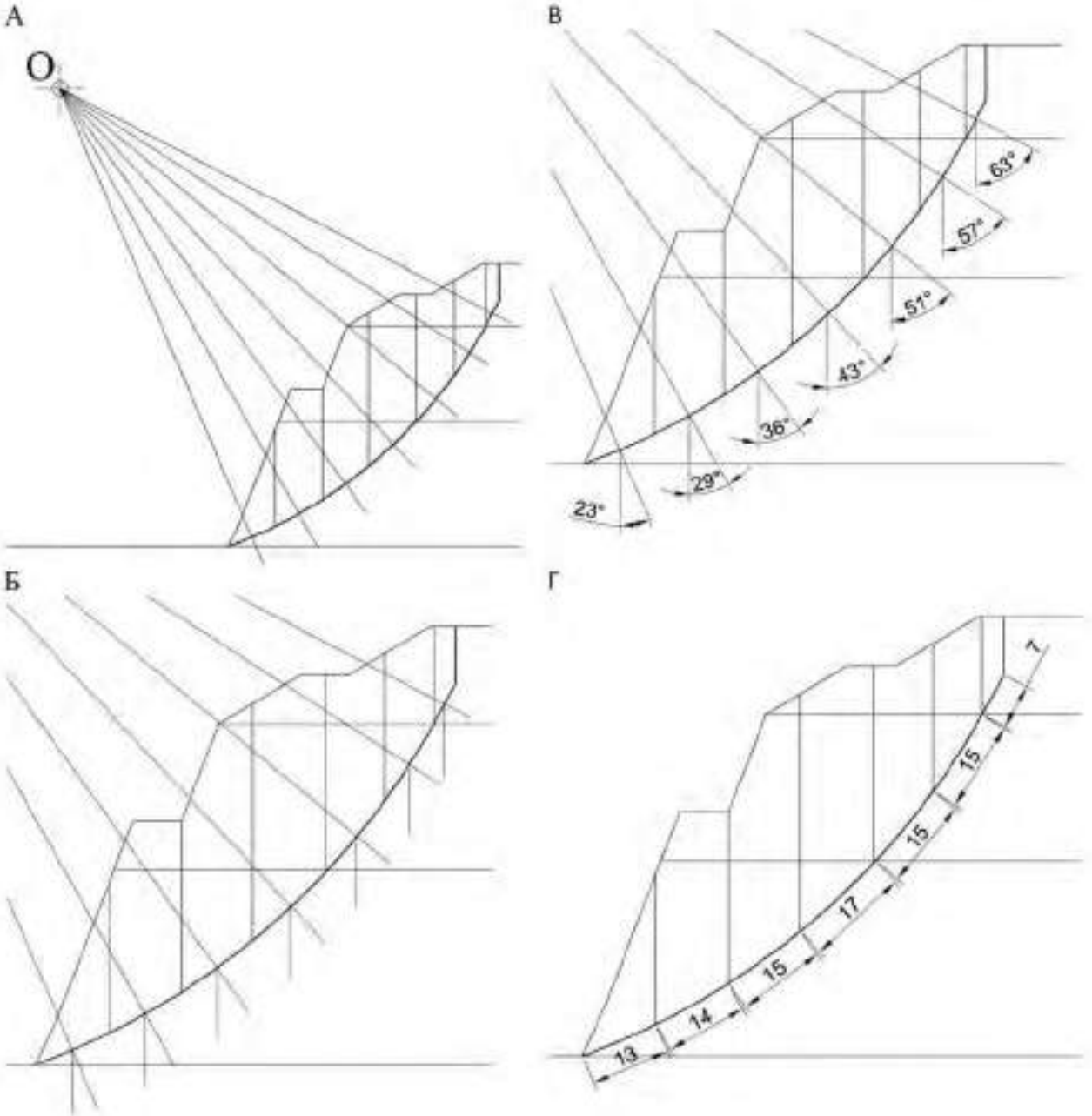


Рис. 4.17 Определение сдвигающих и удерживающих сил

Для каждого блока вычисляем значение нормальной составляющей вектора силы тяжести (N_i) по формуле:

$$N_j = P_j \cdot cos(\beta_j), \text{кН},$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P_j, и N_j, градусы.

Результаты расчетов заносим в таблицу 4.2.

Для каждого блока вычисляем значение касательной составляющей вектора силы тяжести (T_j) по формуле:

$$T_j = P_j \cdot \sin(\beta_j), \text{кН}.$$

Результаты расчетов заносим в таблицу 4.2.

Значение силы трения ($F_j^{тр}$) вычисляем по формуле:

$$F_j^{тр} = N_j \cdot \text{tg}(\rho_{ср}), \text{кН},$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{ср}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Заносим в таблицу 4.2. значение сцепления для каждого блока:

- для первого блока (покрывающие породы) – 4,2 кПа;
- для блоков 2 и 3 (выветрелые породы) – 58,9 кПа;
- для блоков с 4 по 7 (свежие породы) – 81,7 кПа.

На чертеже измеряем длины основания каждого блока (рис. 4.17 г). Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем значение силы сцепления ($F_j^{сц}$) по формуле:

$$F_j^{сц} = k_j \cdot l_j, \quad \text{кН}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа;

l_j – длина основания блока, м.

Полученные значения записываем в таблицу 4.2.

Вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения (см. таблицу 4.2)

Таблица 4.2 Пример расчета сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_J, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила (T_J),кН	Сила трения ($F_J^{тр}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{сц}$), кН
1	45	63	1192,5	541,4	1062,5	370,7	4,2	7,0	29,2
2	162	57	4293,0	2338,1	3600,4	1601,0	58,9	15,0	883,8
3	265	51	7022,5	4419,4	5457,5	3026,0	58,9	15,0	883,8
4	439	43	11633,5	8508,2	7934,0	5825,7	81,7	17,0	1388,4
5	427	36	11315,5	9154,4	6651,1	6268,2	81,7	15,0	1225,1
6	354	29	9381,0	8204,8	4548,0	5617,9	81,7	14,0	1143,4
7	141	23	3736,5	3439,5	1460,0	2355,1	81,7	13,0	1061,7
$\sum$сил					30713,5	25064,6			6615,4

4.4.5. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости.

$$\eta_{\text{р}} = \frac{\sum F_j^{\text{тр}} + \sum F_j^{\text{сц}}}{\sum T_j} = \frac{25064.6 + 6615.4}{30713,5} = \frac{31680,0}{30713,5} = 1,03$$

ВЫВОД:

Так как, в данном случае, рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше единицы, можно утверждать, что борт устойчив.

ЛИТЕРАТУРА:

1. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости (утв. Госгортехнадзором СССР 21.07.1970).
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
3. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. - М: Недра, 1975, -279 с.
4. Черчинцева Т. С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004, -43 с.
5. Шелест А. Т., Беляев В. Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001, -186 с.
6. Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: МГТУ, 2003 г.
7. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12с.
8. Фисенко Г. Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. -1962.
9. Зотеев О. В., Осинцев В. А. Геомеханика. Учеб. пособие. - Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, т/см^3	Удельный вес, т/см^3	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
I. Крепкие породы						
Изверженные (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,62		-	425	36,5	-
Кварцевые порфиры	2,56	2,64	0,36	395	37,0	0,40
Сиениты	2,76		0,39	560	32,0	0,50
Гранодиориты	2,63	2,78	0,39	560	32,0	0,50
Порфириты	3,02		0,50	365	33,0	0,45
Габбро-диориты	2,70			373	35,5	
Габбро	3,11			300	36,0	
Габбро-диабазы	2,86			353	32,0	0,80
Диабазы	2,95			460	30,0	
Перидотиты	2,80			323	36,0	0,70
Пироксениты	3,23			350	35,5	
Метаморфические и осадочные (K > 200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,64	2,84	0,50	350-700	36,0	0,5-0,7
Джеспилиты	3,43			360	36,0	0,40
Роговики	2,58			305	35,0	0,40
Роговики гидрогематитовые	3,17			300	32,0	0,40
Сланцы кремнисто-глинистые	2,82		0,24	380	33,5	0,30
Сланцы кварцево-хлорито-серицитовые	2,73			210	33,0	0,30
Филлиты, туффиты	2,87			300	28,0	0,40
Серпентиниты	2,7-3,1		0,40	230-300	35,0	0,6-1,0
Скарны	2,75		0,28	587	31,0	0,4-0,5
Кварцевые песчаники	2,50	2,65	2,50	250	35,0	0,5-1,5
Известняки	2,70	2,77	0,14	220	33	0,3-1,0

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объемный вес, г/см³	Удельный вес, г/см³	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см²	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
II. Породы средней прочности						
Изверженные слабовыветрелые (K > 300 кГ/см²)						
Гранитоиды	2,56			220	36,5	0,3-0,5
Кварцевые порфиры	2,50	2,64	0,20	227	34	0,3-0,5
Сиениты, сиенито-диориты, диориты	2,50	2,66	1,00	205	32	0,3-0,5
Гранодиориты, гранодиорит-порфиры	2,57	2,75	1,05	285	36,5	0,50
Порфириты	3,00			260	37,0	
Габбро-диориты	3,00			210	36,0	
Габбро	2,83			275	35,0	
Габбро-диабазы	2,98			260	36,5	
Диабазы	2,75			200-260	36-37	
Спилиты				240	36	0,70
Изверженные выветрелые (K = 20-200 кГ/см²)						
Сиенито-диориты				120	32	
Кератофиры				165	33	
Гранодиорит-порфиры	2,40	2,74	0,90	180	36	,03-0,5
Порфириты				170	31	
Габбро-диориты	2,66			180	36	
Диабазы				70	34	
Метаморфические (K = 20-200 кГ/см²)						
Кварциты	2,61	2,78	0,40	156	34	0,5-0,7
Кварциты каолинизированные	2,24	2,59	0,94	48	30	0,2-0,3
Сланцы песчано-глинистые	2,78			180	37	0,40
Сланцы хлорито-кварцевые и хлоритовые	2,86			140	35	0,30
Филлиты				152	27	0,30

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^3	Удельный вес, г/см^3	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Тальково-карбонатная порода	2,89			115	30	
Магнетиты	4,32			190	34	0,2-0,3
Серпентиниты выветрелые	2,50			84	34	0,2-0,3
Серпентиниты рассланцованные, сильновыветрелые	2,50			23	33	0,05-0,3
Осадочные (K = 20-200 кГ/см^2)						
Известняки	2.44-2.67	2.83	0.1-4.0	140-165	27-32	0,3-0,8
Известняки выветрелые	2,37			73	32	
Песчаники аркозовые	2,46			175	38	
Песчаники глинистые	2,67			170	37	
Песчаники с карбонатным цементом	2,57	2,68	2,27	170	36	0,40
Песчаники с глинистожелезистым цементом	2,31	2,70	2,70	87	36	0,30
Песчаники	2,53	2,75		50-90	35	0,3-0,8
Алевролиты	2,51	2,72	4,00	35-70	33	0,35-0,7
Аргиллиты	2,45	2,80	8,00	40	29	0,2-0,45
Уголь	1.26-1.58		5,00	28	36	0,03-0,6
III. Слабые породы (K < 20 кГ/см^2)						
Сильновыветрелые						
Габбро-диориты	2,40			14,3	36	
Сланцы	2,12		18,0	1,2-13,6	26-30	
Песчаники				7,5	36	
Диабазы	2,07		19,6	3,2	34	
Доломиты, сидериты	2,00		31,6	1,39	32	
Осадочные						
Песчаники	2,11	2,65	11,0	11,0	35	
Алевролиты	2,13	2,48	20,0	3-17	31	
Аргиллиты	2,02	2,67	18,0	3-10	29	

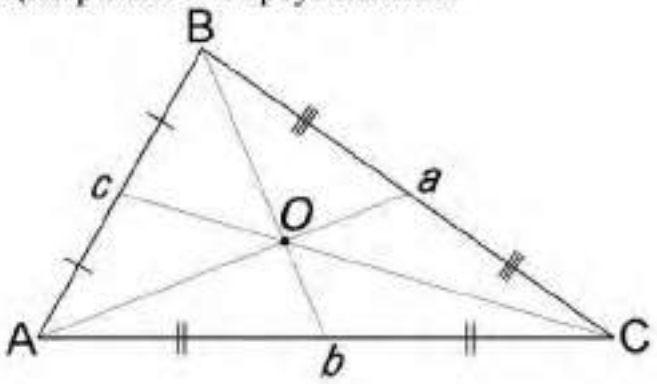
Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кг/см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Песок разнозернистый	2,04	2,65	16,5	0,0-0,24	35	
Песок среднезернистый	1,75	2,64	17,0	0,1-0.15	33-34	
Песок мелкозернистый	1,96	2,68	23,0	01-0,35	31-32	
Песок тонкозернистый	1,80	2,66	17,0	0,28	30	
Песок глинистый уплотненный	2,08	2,65	18,0	0,45-0.8	26-32	
Песок глинистый мелкозернистый	1,80		40,0	0,4-0.70	28-30	
Песок глинистый тонкозернистый	1,99	2,67	25,0	0,35-0,6	26-28	
Супесь	1,80	2,66	13,0	0.17	30-34	
Суглинок пылеватый лессовидный	1,76	2,68	16,0	0,35-0.65	27-32	
Суглинок пылеватый	1,90	2,69	21,0	0,23-0,4	22-27	
Лёссы	1,76			1.05	29	
Мел трещиноватый	1,90	2,64	31	1.40	35	
Мел переотложенный	1,92	2,70	26	0,5	35	
Глина брекчиевидная	2,19		15	1,6-7,6	28	
Глина бокситовая	2,20		13	1,25-4,1	27	
Глина оловковидная	1,64	2,55	46	1.55	23	
Глина песчаная	2,02	2,70	22	0,5-1,25	18-28	
Глина плотная	1,98	2,69	25	1,3-3,5	16-25	
Глина пестроцветная	1,96	2,70	27	0,8-1,5	14-18	
Глина коры выветривания	1,94	2,78	26	1.00	15-17	
Глина плотная пылеватая	1,96	2,7	25	0,6-1,75	9-15	
Глина плотная лигнитовая	1,96	2,43–2,98	30	1,75	13	
Глина жирная	1,91	2,64	26	0.50	90	

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости

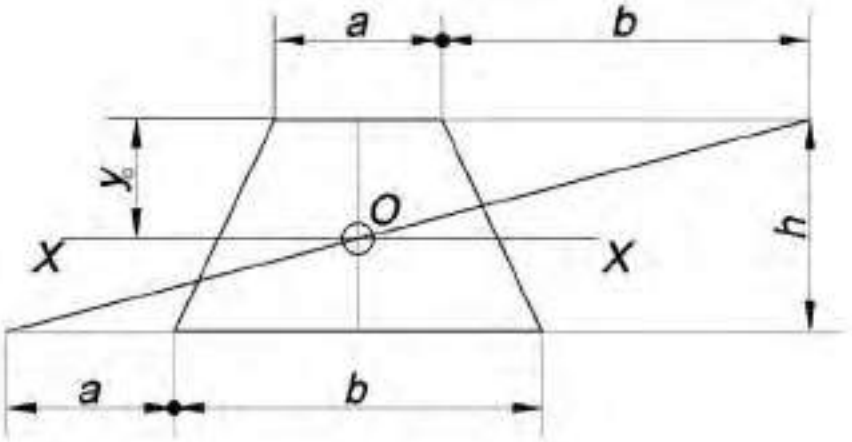
Характеристика бортов	Коэффициент η в зависимости от срока	
	до 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт из-за глины или трещины породы	1,2	1,3
Нерабочий борт из-за песчаника или гравелистых пород	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	–
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	–
Откосы уступов нерабочего борта: глинистые, трещиноватые породы	1,5	2,0
Откосы уступов нерабочего борта: песчаник и гравелистые породы	1,15	1,2

Приложение 3 –Определение центра тяжести

Центр тяжести треугольника



Центр тяжести трапеции



$$y_0 = \frac{h}{3} \cdot \frac{2b + a}{a + b}$$

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.01 ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Общие сведения о физико-механических свойствах пород.
2. Основные дренажные выработки и устройства.
3. Графический метод определения призмы обрушения.
4. Понятие о барражной защите карьера от подземных вод
5. Схемы осушения, условия применения
6. Приток воды к совершенному грунтовому колодцу
7. Приток воды к грунтовому несовершенному колодцу.
8. Основное условие устойчивости массива и два подхода при его проверке.
9. Приток воды к дренажной траншее.
10. Укрепление откосов анкерами, пригрузками.
11. Характеристика подземного способа осушения.
12. Коэффициент запаса устойчивости.
13. Схемы осушения.
14. Расчет углов откосов по криволинейной поверхности скольжения.

15. Основы динамики подземных вод.

16. Почему возникает необходимость осушения карьеров?

17. Определение водопритока к совершенному артезианскому колодцу.

18. Водоотлив и водоотвод на карьерах.

19. Характеристика подземного способа осушения.

20. Основные способы осушения отвалов.

21. Описание потока подземных вод.

22. Принципы расчета водопритока методом «большого колодца».

23. Основные методы прогноза общих водопритоков к карьеру.

24. Особенности технологии горных работ в приконтурной зоне карьера.

25. Приток воды к грунтовому несовершенному колодцу.

26. Основные поверхности (профили) деформации.

27. Основы динамики подземных вод.

28. Основные задачи осушения и требования к нему.

29. Основные задачи фильтрационных расчетов.

30. Краткая характеристика поверхностного способа осушения.

31. Водоотлив и водоотвод на карьерах.

32. Выбор конструктивного угла погашения.

33. Глубина карьера и устойчивость бортов.

34. Расчет углов откосов с оценкой равновесия по плоской линии скольжения.

35.Специальные технологии горных работ в приконтурной зоне.

36. Метод водного баланса.

37.Укрепление откосов сваями.

38. Понятие о барражной защите карьера от подземных вод.

39. Защита карьера от поверхностных вод.

40. Горные работы на оползневых участках.

41. Порядок фильтрационных расчетов.

42. Способы регулирования стока и удаления вод (карьерных).

43. Определение общих водопритоков к карьеру.

44.Основные направления технологии горных работ по обеспечению устойчивости.

45. Характеристика поверхностного способа осушения.

46. Характеристика осыпей, обрушений.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Практический курс геомеханики подземной и комбинированной разработки руд : учебное пособие / Д. М. Казикаев, Г. В. Савич. - 2-е изд., стер. - Москва : Горная книга, 2013. - 224 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 213. - ISBN 978-5-98672-342-6 : 426.36 р.	3
2.	Геомеханика подземной разработки руд : учебник для вузов / Д. М. Казикаев. - 2-е изд., стер. - Москва : Изд-во МГГУ, 2009. - 542 с. : ил. - (Горное образование). - Библиогр.: с. 532-535. - ISBN 978-5-7418-0543-5 : 1077.00 р., 1168.50 р.	25
2.	Геомеханика определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера) [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работдля студентов специальности 130400 / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев. - Екатеринбург : УГГУ, 2014. - 25 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 19	14
3.	Проверка устойчивости борта карьера [Текст] : учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине "Геомеханика" для студентов специальности 21.05.04 - "Горное дело" специализации "Открытые горные работы" всех форм обучения / С. В. Исаков, О. В. Мусихина, А. Л. Костин ; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2018. - 27 с. : рис., табл. - Библиогр.: с. 21.	40

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Геомеханика : учеб. пособие / Марина Владимировна Рыльникова М. В., Олег Вадимович Зотеев О. В. - Москва : Руда и Металлы, 2003. - 240 с. - Библиогр.: с. 239. - ISBN 5-98191-004-6	10
2.	Практическая геомеханика = Practical rock mechanics : пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров. - Москва : Горная книга, 2006. - 391 с. : цв. ил., рис., фото, цв. - Библиогр.: с. 380-382. - ISBN 5-98672-038-5	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

Scopus: https://www.scopus.com/customer/profile/display.uri

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Тема 1: Общие сведения

Основные условия устойчивости откосов горных пород. Факторы, влияющие на устойчивость уступов и бортов карьеров факторы.

Тема 2: Комплексы горных пород

Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условиям устойчивости бортов карьеров. Изучение инженерно-геологических условий месторождений, подлежащих разработке открытым способом.

Тема 3: Деформации бортов карьеров и отвалов

Классификация деформаций бортов карьеров и отвалов. Маркшейдерские наблюдения за деформацией бортов карьеров. Мероприятия по предотвращению деформаций откосов уступов и отвалов. Горные работы на оползневых участках.

Тема 4: Расчеты устойчивости бортов карьеров и отвалов

Методы расчета устойчивости. Понятие предельного равновесия. Схемы расчета устойчивости бортов карьеров в различных геологических условиях

Тема 5: Конструкция бортов карьеров

Обоснование конструкции бортов карьеров. Конструктивные элементы борта карьера. Экспериментальная проверка методов расчета устойчивости откосов и ориентировочные углы наклона бортов карьеров.

Тема 6: Осушение карьерных полей

Расчет водопритоков в открытые горные выработки. Виды карьерного водоотлива. Дренаж основания и поверхности отвалов Способы дренажа Основные расчетные формулы

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.

Екатеринбург

Задания контрольной работы, направленные на оценку уровня умений и навыков, формирующих компетенцию ПК-1 (уметь: методы численного анализа данных в решении горных инженерных задач; владеть: современными технологиями моделирования.)

1. Решить задачу линейного программирования графическим методом

Задача: Пусть имеется три забоя, дающих руду с различным содержанием полезного компонента: содержание в первом забое α_1, во втором - α_2 и в третьем - α_3. Максимальная производительность, которую могут выдать забои соответственно D_1, D_2 и D_3. При этом по возможностям откатки с первого и второго участков можно вывезти не более $M_{1\text{-}2}$ т/сут. **Требуется**: составить каждому из участков суточные задания на добычу таким образом, чтобы среднее содержание полезного компонента было равно $\alpha_{пл}$, а общая производительность предприятия была максимальной. Задачу решить графическим методом.

Варианты заданий:

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
D_1	110	95	55	220	200	135	155	145	215	205
D_2	115	70	195	160	180	200	245	235	210	205
D_3	120	230	70	130	80	195	155	230	75	170
$M_{1\text{-}2}$	220	280	235	270	250	385	355	440	265	325
α_1	38	21	28	30	17	35	45	45	18	18
α_2	40	31	21	27	13	20	43	21	45	44
α_3	22	48	51	43	70	45	12	34	37	38
$\alpha_{пл}$	34	39	37	35	36	42	35	38	42	38

Вариант	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
D_1	70	195	245	75	100	175	115	140	175	195
D_2	250	105	70	110	160	160	200	75	115	115
D_3	185	130	120	95	165	60	125	245	180	130
$M_{1\text{-}2}$	390	185	175	200	290	170	290	280	285	225
α_1	24	41	17	15	20	46	24	25	23	29
α_2	27	42	37	44	28	32	22	45	38	33
α_3	49	17	46	41	52	22	54	30	39	38
$\alpha_{пл}$	36	34	41	46	38	47	34	35	36	36

2. Решить транспортную задачу

Задача: Существует некоторое число производителей (карьеров) с заданными производительностями и несколько потребителей (отвалов) с заданными потребностями. Затраты на перевозку от каждого производителя каждому потребителю приведены в таблице.

Требуется: Составить такой план перевозок, что бы затраты были минимальные, а потребности были максимально удовлетворены.

Варианты заданий:

Вариант 1

	E	F	G	H	
A	50	60	35	65	110
B	25	30	30	50	90
C	40	45	60	70	190
D	30	60	70	55	100
	180	120	170	200	

Вариант 2

	E	F	G	H	
A	70	70	70	30	90
B	30	20	40	55	120
C	45	25	35	50	130
D	25	20	30	50	120
	120	100	110	140	

Вариант 3

	E	F	G	H	
A	20	35	50	50	120
B	25	25	40	40	180
C	25	50	25	50	90
D	30	45	55	55	190
	90	110	130	200	

Вариант 4

	E	F	G	H	
A	25	40	20	35	90
B	55	20	20	70	130
C	55	35	30	65	140
D	40	30	45	40	80
	120	160	100	90	

Вариант 5

	E	F	G	H	
A	55	65	70	60	80
B	25	65	40	60	110
C	20	25	45	25	100
D	65	40	45	65	90
	80	200	150	130	

Вариант 6

	E	F	G	H	
A	40	65	20	45	90
B	65	35	70	35	160
C	35	30	65	70	130
D	70	60	25	55	80
	180	150	170	130	

Вариант 7

	E	F	G	H	
A	40	50	60	70	90
B	65	70	60	20	100
C	50	60	60	60	90
D	65	60	65	65	180
	110	150	160	70	

Вариант 8

	E	F	G	H	
A	35	25	40	70	90
B	65	70	40	25	120
C	20	70	20	30	160
D	25	25	55	70	140
	140	110	70	140	

Вариант 9

	E	F	G	H	
A	40	25	50	35	120
B	55	60	55	65	130

Вариант 10

	E	F	G	H	
A	50	35	20	50	170
B	45	40	60	60	100

C	50	50	45	70	160
D	25	50	30	65	140
	130	130	120	140	

C	30	70	45	20	130
D	55	55	25	25	130
	180	110	110	170	

Вариант 11

	E	F	G	H	
A	20	40	20	70	90
B	45	60	35	20	190
C	30	30	25	20	190
D	45	20	60	20	100
	110	110	150	180	

Вариант 12

	E	F	G	H	
A	65	60	40	55	150
B	20	55	25	25	200
C	40	20	50	50	150
D	65	65	65	50	70
	180	90	140	100	

Вариант 13

	E	F	G	H	
A	55	45	50	70	110
B	55	35	45	35	100
C	30	55	55	20	130
D	45	20	40	45	140
	130	200	120	80	

Вариант 14

	E	F	G	H	
A	25	25	70	50	190
B	55	20	45	40	110
C	65	60	30	40	120
D	35	70	25	65	110
	180	80	110	120	

Вариант 15

	E	F	G	H	
A	60	45	45	55	80
B	45	35	55	45	90
C	35	30	30	25	170
D	55	55	20	40	160
	80	170	100	190	

Вариант 16

	E	F	G	H	
A	55	45	40	40	70
B	55	70	50	25	180
C	40	65	45	25	90
D	45	25	40	65	120
	120	90	190	140	

Вариант 17

	E	F	G	H	
A	35	35	40	30	190
B	35	45	40	60	150
C	50	60	45	45	170
D	45	65	60	20	100
	140	190	100	150	

Вариант 18

	E	F	G	H	
A	55	70	65	45	90
B	40	25	65	55	200
C	35	40	60	55	200
D	45	70	45	40	90
	100	200	150	90	

Вариант 19

	E	F	G	H	
A	60	50	45	60	190
B	45	35	55	25	180
C	35	45	45	50	70
D	35	25	60	40	190
	150	70	80	100	

Вариант 20

	E	F	G	H	
A	70	20	50	40	190
B	25	20	45	55	200
C	25	25	65	30	100
D	55	70	30	55	150
	180	130	160	110	

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исков С В , к т н., Старников А Д , к т н , доцент: Мусихина О В , к.т н., доцент

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Практическая работа №1	Моделирование карьерного пространствап рабочей зоны карьера	3
Практическая работа №2	Моделирование рельефа местности	7
Практическая работа №3	Графический метод решение задач линейного программирования	15
Практическая работа №4	Транспортная задача	18
Практическая работа №5	Теория стратегических игр	22

Практическая работа №1
МОДЕЛИРОВАНИЕ КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВАИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Цель выполнения работы

Изучение компьютерной технологии моделирования карьерного пространства и рабочей зоны карьера в ПП AutoCAD2000 с использованием возможностей твердотельного моделирования возможностей и моделей подобия.

1.2. Используемое аппаратно-программное обеспечение:

ПП AutoCAD2000

2. ОСНОВЫ РАБОТЫ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ В AUTOCAD

2.1. Краткая теория моделирования

1 этап: двумерное моделирование рабочей зоны с использованием моделей подобия. Модели основаны на подобии конфигурации контуров горных работ в пределах этапа отработки.

Полное подобие (рис.1.) - линия, отстоящая от исходной на фиксированное расстояние по всей ее длине.

Неполное подобие (рис. 2.) - линия, отстоящая от исходной на различное расстояние по нескольким зонам: зоны постоянного подобия и зоны



Рис.1.

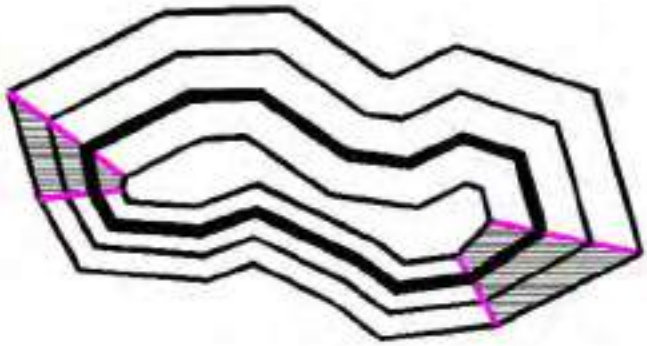


Рис.2.

интерполяции.

2 этап: обьемное моделирование карьерного пространства с использованием твердотельных технологий.

Трехмерные объекты в моделях различают: каркасного типа (моделирование «проволочным каркасом»); сплошного типа (моделирование «из твердого материала»).

Взаимодействие каркасных объектов невозможно из-за их «пустой» структуры.

Сплошные объекты («твердые тела») успешно могут взаимодействовать, при этом результирующее тело может быть получено путем: объединения исходных тел; пересечения исходных тел; вычитания из группы тел №1 группы тел №2; рассечения исходных тел плоскостью.

Создание исходных тел (горизонтов) при моделировании карьерного пространства и рабочей зоны карьера производится с использованием образующей процедуры – **выдавливания (Extrude)**. Для получения тела необходимы следующие исходные данные: плоский контур (создается на 1-м этапе), высота выдавливания (высота уступа), конусность выдавливания (связана с углом откоса уступа).

Модели карьерного пространства и рабочей зоны обеспечивают возможности определения:

- координат узловых точек для контуров уступов (x,y,z);
- площадей отрабатываемых горизонтов (по верхней и нижней бровке);
- объемов карьерного пространства, в том числе по горизонтам.

2.2. Общие сведения о работе в ПП AutoCAD необходимые при моделировании

При создании плоской модели рабочей зоны с использованием подобия в AutoCAD будут необходимы следующие возможности (команды, кнопки на панели инструментов):


1. Построение ломаной (полилинии) по координатам узловых точек (**ВМ*** **– ЧЕРЧЕНИЕ - ЛОМАНАЯ**) – указание в Командной Строке (КС) координат узловых точек (X,Y), завершение ввода - ПКМ**


2. Построение подобных линий, смещенных на фиксированное расстояние (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ - ОТСТУП**) – указание в КС смещения, ЛКМ*** – сходный объект, ЛКМ - сторона смещения, завершение подобия – ПКМ.


3. Построение оконтуривающих дуг. Кнопка + БМ – St.E.Ang (Start End. Angle) или (**ВМ – ЧЕРЧЕНИЕ – ДУГА – НАЧАЛО, КОНЕЦ, УГОЛ**). Угол=180^0, указание начала и конца дуги производится ЛКМ против часовой стрелки


4. Соедининение ломаных и дуг в замкнутые контуры (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ - ЛОМАНАЯ**) ЛКМ – выбор линии, БМ-Join, ЛКМ – выбор подключаемых дуг и ломаных, Завершение – ПКМ.


5. Определить координаты узловых точек контура разрезной траншеи и контуров рабочей зоны (**ВМ – ИНСТРУМЕНТЫ – ЗАПРОС – КООРДИНАТЫ**), точка ЛКМ


6. Определение площадей горизонтов, как замкнутых контуров (**ВМ – НСТРУМЕНТЫ – ЗАПРОС - ПЛОЩАДЬ**), БМ – Object, указание ЛКМ на измеряемый контур

---

* ВМ – верхнее меню

** ПКМ – нажатие правой кнопки мыши (правый клик мыши)

*** ЛКМ – нажатие левой кнопки мыши (левый клик мыши)

При создании объемной модели карьерного пространства с использованием твердотельных технологий в AutoCAD будут необходимы следующие возможности (команды, кнопки на панели инструментов):



1.Перенос плоских контуров в пространстве на свою высотную отметку (**ВМ – ИЗМЕНИТЬ – ПЕРЕМЕСТИТЬ**; КС: (с клавиатуры) координаты базовой точки вектора 0,0,0; координаты второй точки вектора 0,0,<отм_гор>



2.Выдавливание из плоских контуров тел горизонтов (или горного отвода) с высотой и конусностью α (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ- ВЫДАВЛИВАНИЕ**), ЛКМ выбрать плоский контур, КС: высота выдавливания, угол конусности



3.Отсечение верхней части горного отвода по данным понижения рельефа (**ВМ – ЧЕРЧЕНИЕ – СПЛОШНЫЕ – НОЖ**), ЛКМ указываются 3 точки секущей плоскости и 4-я точка на оставляемой части рассекаемого объекта



4.Вычитание из горного отвода горизонтов карьера, т.е. получение карьерной выемки (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ- ВЫЧИТАНИЕ**), ЛКМ указываются объекты, из которых вычитают - ПКМ, далее ЛКМ указываются вычитаемые объекты – ПКМ.



5.Пересечение горизонтов карьера с горным отводом, т .е. получение объема карьера с учетом рельефа (**ВМ–ИЗМЕНИТЬ–ПРАВКА ОБЪЕКТОВ - ПЕРЕСЕЧЕНИЕ**), ЛКМ указываются пересекаемые объекты - ПКМ.



6. Получение плоских сечений (**ВМ– ЧЕРЧЕНИЕ – СПЛОШНЫЕ – СЕЧЕНИЕ**), ЛКМ указываются 3 точки секущей плоскости - ПКМ.

Кроме того, для прорисовки модели (тонированной заливки) и возможности просмотра модели в трехмерном пространстве используются пункты Верхнего Меню «**ВМ – ВИД –3D ВИДЫ» и «ВМ – ВИД – ТЕНИ»**, и соответствующие им кнопки панелей инструментов.

2.3. Технология моделирования рабочей зоны

1. По координатам узловых точек оси траншеи построить ломаную (полилинию) – рис. 3.
2. Зная ширину разрезной траншеи ($B_т$) построить подобие оси траншей на $\pm B_т/2$ – рис.4.
3. Зная ширину рабочей площадки ($B_{пл}$) и ширину бермы погашения ($B_б$) построить модель рабочей зоны путем подобия контура траншеи для нерабочего и рабочего борта – рис.5.

4. Оконтурить траншею и рабочую зону с торцов дугами – рис.6.
5. Определить координаты узловых точек дна траншеи.
6. Соединить ломаные и дуги в замкнутые контуры для определения площадей горизонтов в рабочей зоне (зная H_i определить объем горизонта $V=S*H_i$ расчет представить в табличной форме).



Рис. 3.



Рис. 4.



Рис. 5.

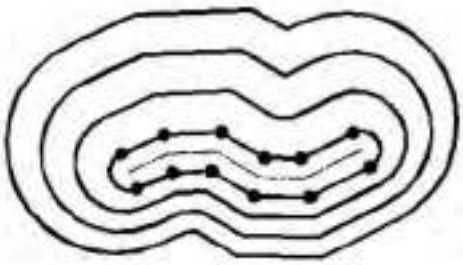


Рис. 6.

2.4. Технология моделирования карьерного пространства

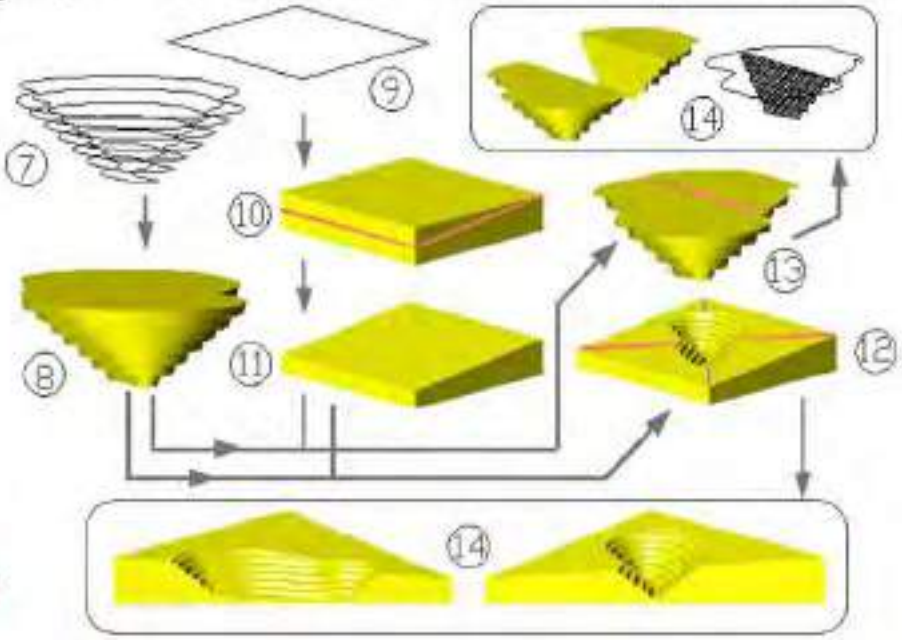
1. Разнесение контуров бровок на свои высотные отметки (определяются по высоте уступа) путем переноса на вектор (0,0,0) → (0,0,<отм>) – рис. 7.
2. Выдавливание из контуров бровок тел горизонтов карьера на высоту уступа H и угол откоса уступа α (рис. 8.):
   а) из нижних бровок: на (H) и на (α-90)
   а) из верхних бровок: на (-H) и на (90-α)
   3.Создание плоского контура участка горного отвода Z=0 – рис. 9.
3. Выдавливание тела горного отвода на высоту, равную максимальной отметке рельефа на участке отработки – рис. 10.
4. Отсечение верхней части тела горного отвода по характеристикам рельефа, т.е. формирование горного отвода с учетом рельефа – рис. 11.
5. Построение карьерного пространства в пределах рельефа и горного отвода. Вычитание : [(результаты п.5) - (результаты п.2)] – рис. 12.
6. Подготовка тел к подсчету объемов : горизонты с постоянной высотой не изменяются (глубинная часть), а горизонты верхней части пересекаются с поверхностью рельефа – рис.13. Объем полученных тел горизонтов подсчитывается системными средствами.
7. Построение вертикальных разрезов и сечений по карьеру – рис. 14.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

По выданному заданию (см.варианты заданий) создать в AutoCAD-2000 плоскую модель рабочей зоны методами подобия, используя последовательность операций, изложенных в п.1.3. В результате работы

получить изображение аналогичное рис. 6. В табличной форме представить определение координат узловых точек дна траншеи, определение площадей и объемов горизонтов.

Модифицировать плоскую модель рабочей зоны в объемную модель карьерного пространства, используя технологию твердотельного моделирования, пользуясь последовательностью операций, изложенных в п.1.4. В результате работы получить изображения аналогичные серии рис. 7-14. В табличной форме представить определение объемов горизонтов с учетом рельефа местности.



4. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ

1. Краткое описание хода выполнения работы.
2. Распечатки изображения 6 и таблицы определения координат, площадей и объемов.
3. Распечатки изображения 12, 13, 14 (выбрать оптимальную точку обзора) и таблицы определения объемов.
4. Вывод о причинах расхождения в результатах подсчета обьемов.

Практическая работа №2
МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЛЬЕФА МЕСТНОСТИ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Цель выполнения работы

Изучение компьютерной технологии моделирования рельефа (и других гипсометрических поверхностей) участка местности в ПП SURFER

1.2. Используемое аппаратно-программное обеспечение:

Сканер, ПП: PhotoSHOP, Surfer

2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАБОТЫ В ПП SURFER

2.1. Краткая теория моделирования поверхностей

Модели поверхностей реализованы с помощью GRID-технологий (моделирование нерегулярных поверхностей при помощи регулярных сетей - GRID). Моделируемые поверхности: рельеф местности; кровля пласта ПИ; почва пласта ПИ; уровень подземных вод; уровень загрязнения; другие карты изолиний. Моделирование таких поверхностей называется геокартированием, т.е.:

-получение топографических планов и карт участка
-карты изомощности вскрыши и полезного ископаемого
-карты изолиний почвы и кровли пласта
-получение соответствующих 3D-изображений

2.2. Общие сведения о работе в ПП SURFER

Общий вид панели инструментов



1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24

Краткое описание пунктов верхнего меню и соответствующие им номера кнопок на панели инструментов (даны в квадратных скобках - [ ])

1. **FILE** – создание[1], открытие[2], запись[3] и закрытие файла, переход в режим Worksheet (электронная таблица – файл .DAT) [4], импорт [20] и экспорт, печать[5], настройки, выход
2. **EDIT** – работа с объектами через буфер обмена (Cut [6] Copy[7] Paste[8]), режимы выбора объектов (Select…), редактирование вершин ломаной (Reshape), цветовая схема (Color Palette)

3. **VIEW** – режимы изображения : окно (Fit to Window), экран (Full Screen), масштабирование изображения – рамка, увеличение, уменьшение (Zoom Rectangle[17] Zoom In[18] Zoom Out[19]), регенерация рисунка (Redraw)
4. **DRAW** – рисование объектов: текст-Text[10], многоугольник-Polygon[11], ломаная-Polyline[12], Точка-Symbol[13], Прямоугольние-Rectangle[14], Скругленный прямоугольник-Rounded Rectangle[15], Эллипс-Ellipse[16], установка атрибутов линии, текста, заливки, символа (…Attributes)
5. **ARRANGE** – порядок показа объектов (Move to Front/Back), группировка и разгруппировка объектов (Combine, Break Appart), Поворот объектов (Rotate)
6. **GRID** – работа с файлами сетей
   - **Data** – построение файла сети .GRD из файла пикетов .DAT
   - **Function** – построение файла сети .GRD по функции вида Z=F(X,Y)
   - **Math** - построение файла сети .GRD(C) из .GRD(A) и .GRD (B) как C=A+B
   - **Calculus** – перевычисление сетей по специальным методам (дифференциальные и интегральные операторы, спектральный анализ Фурье и др.)
   - **Smooth** – сглаживание сетей
   - **Slice,Blank** – очистка части узлов сети (Z=0)
   - **Convert** – конвертирование двоичного файла .GRD в текстовый .GRD (Binary - ASCII) и в файл пикетов .DAT (X,Y,Z)
   - **Extract** – извлечение части сети из исходного файла сети
   - **Transform** – трансформация сетей (подобие, масштаб, поворот, зеркало)
   - **Volume** – подсчет объемов между сетями
   - **Residuals** – вычисление превышений (dZ) между точками в файлах .GRD и .DAT
   - **Grid Node Editor** – редактор узлов сети
7. **MAP** – работа с картами и объемными видами рельефа
   - **Load Base Map** – загрузка растровой карты (файл сканирования) – для оцифровки или обведения
   - **Contour** – построение 2D-карты рельефа в изолиниях из файла .GRD [21]
   - **Post** – построение карты пикетов из файла .DAT [22]
   - **Image** – построение градиентно-тонированного изображения
   - **Shaded Relief** – постр освещенного изображения участка («аэрофотоснимок»)
   - **Surface** – 3D-вид рельефа [23]
   - **Axis** – вкл / выкл осей координат
   - **Scale Bar** – установка шкалы высотного масштаба
   - **Background** – заливка базовой поверхности 3D-вида
   - **Digitize** – встроенный программный дигитайзер: оцифровка растровой карты с занесением координат (X,Y) в файл .DAT, координата Z

заносится вручную, для соответствия координат размер растрового файла (в пикселях) должен быть равен размеру снимаемого участка (м)

- **3Dview** – трехмерное вращение объекта
- **Scale-** масштабирование карт
- **Limits** – изменение габарита карты
- **Stack, Overlay Maps** – сшивка смежных карт
- **Edit Overlays** – редактирование атрибутов карты (линии сети, оси координат)

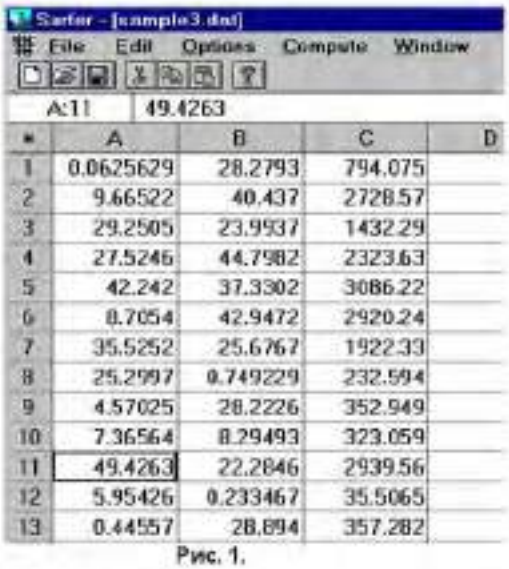
8. **WINDOW**-стандарт. функции режима окон
9. **HELP**-справка

Кроме того, для работы с объектами на поле SURFER используются :
- пометка объекта – ЛКМ; редактирование свойств объекта – 2 х ЛКМ ;
- снятие пометки – ЛКМ вне объекта

2.3. Подготовка файла исходных данных для геокартирования (.DAT)

Исходные данные могут быть в виде:

1. результатов тахеосъемки в виде таблицы пикетов (X,Y,Z)
2. плана пикетов с указанием их высотных отметок (Z)
3. топографического плана с изолиниями рельефа



	A	B	C	D
1	0.0625629	28.2793	794.075	
2	9.66522	40.437	2728.57	
3	29.2505	23.9937	1432.29	
4	27.5246	44.7982	2323.63	
5	42.242	37.3302	3086.22	
6	8.7054	42.9472	2920.24	
7	35.5252	25.6767	1922.33	
8	25.2997	9.749229	232.594	
9	4.57025	28.2226	352.949	
10	7.36564	8.29493	323.059	
11	49.4263	22.2846	2939.56	
12	5.95426	0.233467	35.5065	
13	0.44557	28.894	357.282	

Рис. 1.

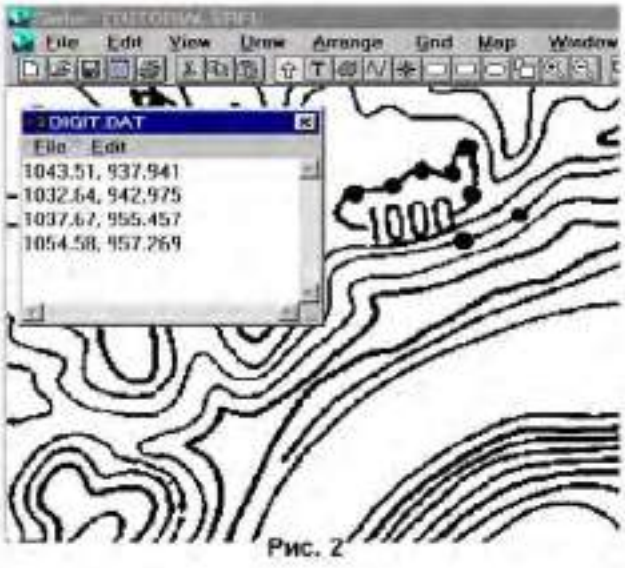


Рис. 2

По варианту №1: исходные данные заносятся в форму электронной таблицы (см. рис.1) и сохраняются в файле .DAT. Возможен импорт данных из форматов .XLS, .DBF и др. В таблице должно быть минимум 3 колонки (например: колонка А –координата X, колонка В – координата Y, колонка С – координата Z)

По вариантам №2 и 3: **используется встроенный дигитайзер (рис.2.)**. Предварительно план сканируется с записью в растровый формат (рекомендуется .JPG), затем файл корректируется в редакторе PhotoSHOP: файл кадрируется (удаляются ненужные внешние поля) и устанавливается его

размер (пкс.) равный размеру участка в (м). Растровый файл считывается в SURFER средством меню MAP-LOAD BASE MAP и помечается курсором. Включается средство MAP-DIGITIZE. Курсором «мыши» (ЛКМ) производится контрольная оцифровка левого нижнего угла плана (д.б. начало координат – 0,0) и правого верхнего угла (д.б.размер плана в метрах=размеру в пкс.). Координаты точек (X,Y) при этом появляются в окне дигитайзера. Аналогично оцифровываются все изолинии или отдельные пикеты. Координата (Z) проставляется в окне дигитайзера вручную (через запятую после X,Y). После оцифровки файл дигитайзера сохраняется как .DAT (Меню дигитайзера – File - Save As) и дигитайзер отключается (MAP-DIGITIZE). Далее с файлом .DAT можно работать как по варианту №1, т.е. редактировать и добавлять в него данные.

2.4.Построение файла регулярной сети (.DAT →.GRD)

Принцип: из набора пикетов, случайно описывающих произвольную поверхность, генерируется файл регулярной сети, т.е. вычисляются координаты (X,Y,Z) в каждом узле сети. Габарит и шаг сети определяется автоматически (возможна ручная корректировка).

Вычисление координат узлов сети происходит по 8 алгоритмам (методам) интерполяции.

1. Метод обратных расстояний (Inverse Distanse).
2. Метод Кригинга (Kriging).
3. Метод минимальных искривлений (Minimum Curvature).
4. Метод ближайших соседей (Nearest Neighbor).
5. Метод радиальных базовых функций (Radial Basis Functions)
6. Метод полиномиальной регрессии (Polynomial Regression).
7. Метод Шепарда (Shepard's Method).
8. Метод триангуляции и линейной интерполяции (Triangulation &…).

Для построения участка ненарушенного рельефа рекомендованы все алгоритмы кроме (4, 6).

Построение файла .GRD

Открыть файл .DAT (GRID-DATA), при открытии появляется окно (рис.3). В окне необходимо указать:

1. в каких колонках таблицы (A,B,C…) находятся координаты (X,Y,Z) – Data Columns
2. проверить и скорректировать настройку параметров сети (Grid Line Geometry): MIN д.б. (0,0) MAX – соответствовать размерам плана в (м). Шаг ячейки (Spacing) и количество ячеек (# of Lines) подбираются автоматически.
3. Выбрать алгоритм интерполяции
4. При необходимости изменить имя файла .GRD
5. Нажать <OK> - файл .GRD будет готов.

2.5. Построение карт и 3D-изображений

Из .GRD-файлов (а в случае рис. 6 и 7 – из файлов .DAT) генерируются следующие построения (в рисунках указано окно настройки и получаемое изображение):

- 2D-карта рельефа в изолиниях (**MAP- Contour**) – рис.4 и 5
- построение карты пикетов из файла .DAT (**MAP- Post**) – рис.6 и 7
- градиентно-тонированное изображения (**MAP- Image**) – рис.8 и 9
- освещенное изображение - «аэрофотоснимок» (**MAP- Shaded Relief**) – рис.10 и 11
- 3D-вид рельефа в виде регулярной сети (**MAP- Surface**) – рис. 12 и 13

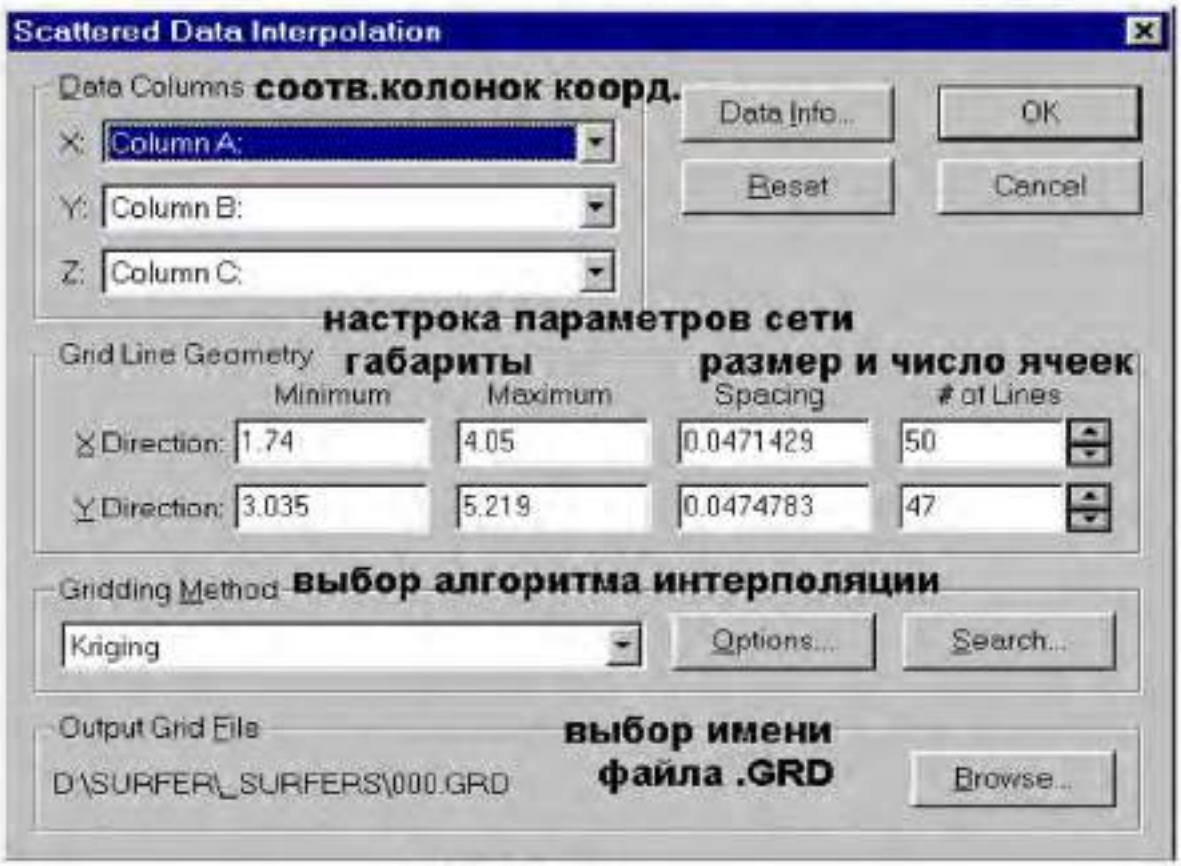


Рис. 3.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ:

По выданному заданию (участок рельефа в изолиниях, в отдельных пикетах с высотными отметками и в виде таблицы тахеосъемки) создать в ПП SURFER объемную модель участка рельефа.

Для получения модели:

1. отсканировать план с заданием
2. перевести полученный растр в соответствующие размеры (1пкс = 1м), обрезать лишние поля в изображении (использовать PhotoSHOP)
3. считать подготовленный растр в SURFER, оцифровать изолинии и пикеты, используя встроенный дигитайзер, сформировать файл .DAT. Добавить а этот файл данные из таблицы тахеосъемки (X,Y,Z). Таким образом, будет сформирован файл .DAT с полной исходной информацией по заданию.
4. Создать файлы (.GRD) по двум алгоритмам : KRIGING и SHEPARD's method.
5. Получить изображения участка, как на рис. 5, 7, 9, 11, 13 по обоим алгоритмам
6. Определить объем, заключенный между сетью и плоскостью Z=0 (VOLUME).
7. Определить наименьшее среднее отклонение по Z при моделировании по 2 алгоритмам (RESIDUALS, занесение отклонений в колонку D и оценка ее среднего значения – COMPUTE-STATISTICS).

4. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ

5. Краткое описание хода выполнения работы.
6. Распечатки изображений 5 и 7 (совмещенное) и изображения 13 по двум алгоритмам.
7. Результаты подсчета объемов и погрешностей моделирования (отклонения по Z)



Рис. 4.

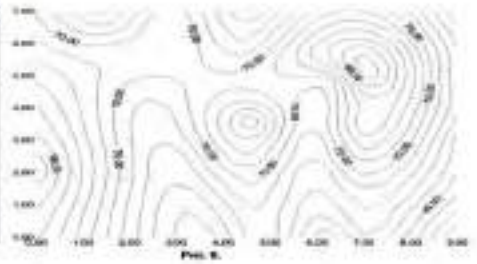


Рис. 5.



Рис. 6.

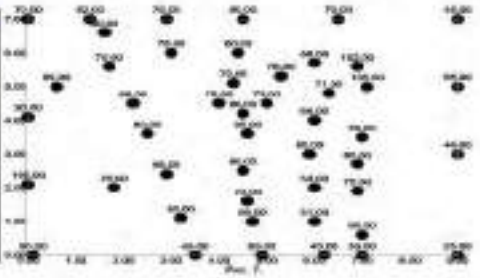




Рис. 8.

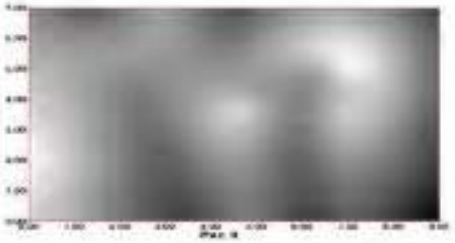


Рис. 9



Рис. 10.

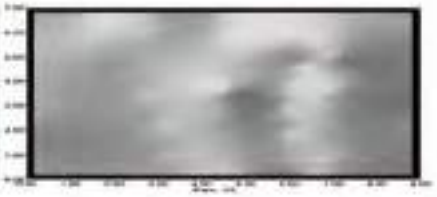




Рис. 12.

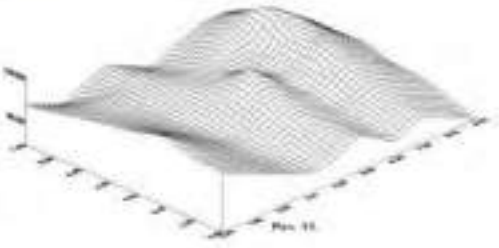


Рис. 13.

Практическая работа №3
ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ ЛИНЕЙНОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ

Цель работы: освоить графический метод решения задач линейного программирования.

Краткая теория:

Линейное программирование - техника поиска максимального значения функционала, являющегося предметом известных линейных ограничений.

Под линейным программированием понимают раздел прикладной математики, имеющий дело с теорией и численными методами минимизации линейных функций при наличии ограничений, описываемых конечными системами линейных неравенств.

Первые постановки задач линейного программирования были сформулированы известным советским математиком Л.В.Канторовичем, которому за эти пионерские работы была присуждена Нобелевская премия по экономике.

Значительное развитие теория и алгоритмический аппарат линейного программирования получили с изобретением и распространением ЭВМ и формулировкой американским математиком Дж. Данцингом симплекс-метода.

В настоящее время линейное программирование является одним из наиболее употребительных аппаратов математической теории оптимального принятия решения. Для решения задач линейного программирования разработано сложное программное обеспечение, дающее возможность эффективно и надежно решать практические задачи больших объемов. Эти программы и системы снабжены развитыми системами подготовки исходных данных, средствами их анализа и представления полученных результатов.

Пример:

Задача: Пусть имеется три забоя, дающих руду с различным содержанием полезного компонента: содержание в первом забое α_1=35%, во втором - α_2=40% и в третьем - α_3=42%. Обозначим максимальную производительность, которую могут выдать забои через D_1=900 т/сут, D_2=850 т/сут и D_3=950 т/сут. При этом по возможностям откатки с первого и второго участков можно вывезти не более $M_1 + M_2$ = 1700 т/сут, а с третьего - не более M_3 = 900 т/сут.

Требуется: составить каждому из участков суточные задания на добычу таким образом, чтобы среднее содержание полезного компонента было равно $\alpha_{пл}$=38%, а общая производительность предприятия была максимальной

Решение:

Математическая формулировка задачи выглядит следующим образом (производительность каждого из забоев обозначим через xi):

$$D = x_1 + x_2 + x_3 \rightarrow \max$$

$$A_1x_1 + A_2x_2 + A_3x_3 = A_{пл}(x_1 + x_2 + x_3)$$

$$0 \le x_1 \le 900$$

$$0 \le x_2 \le 850$$

$$0 \le x_3 \le 950$$

$$x_1 + x_2 \le 1700$$

$$x_1 \le 900$$

Второе равенство, являющееся ограничением по качеству, можно преобразовать, перенеся правую часть в левую и подставив числовые значения содержаний полезного компонента:

$$-3x_1 + 2x_2 + 4x_3 = 0.$$

Выразив x_1 через x_2 и x_3 и подставив это выражение, получаем формулировку задачи, удобную для графического решения:

$$D = \frac{5x_2 + 7x_3}{3} \rightarrow \max$$

$$x_2 + 2x_3 \le 1350$$

$$x_2 \le 850$$

$$x_3 \le 950$$

$$5x_2 + 4x_3 \le 5100$$

$$x_1 \le 900$$

$$x_2 \ge 0$$

$$x_3 \ge 0$$

Построим на плоскости в осях x_2 и x_3 систему ограничений в виде прямых линий (рис. 1). Также построим прямую $D=(5x_2+7x_3)/3=0$, т.е. прямую, соответствующую нулевому значению целевой функции. В результате получим область существования функции D (так называемый многоугольник ограничений). Для того, чтобы найти максимально возможное значение целевой функции, проведем несколько прямых, параллельных прямой D=0. Очевидно, что прямая, показывающее искомое значение целевой функции $D=D_{max}$ будет проходить через одну из вершин многоугольника ограничений.

Величина D_{max} численно будет равна расстоянию между прямой, параллельной линии целевой функции, и началом координат. Из графических построений имеем: $x_2=800$, $x_3=275$, $x_1=(2x_2+4x_3)=900$, $D=1975$.

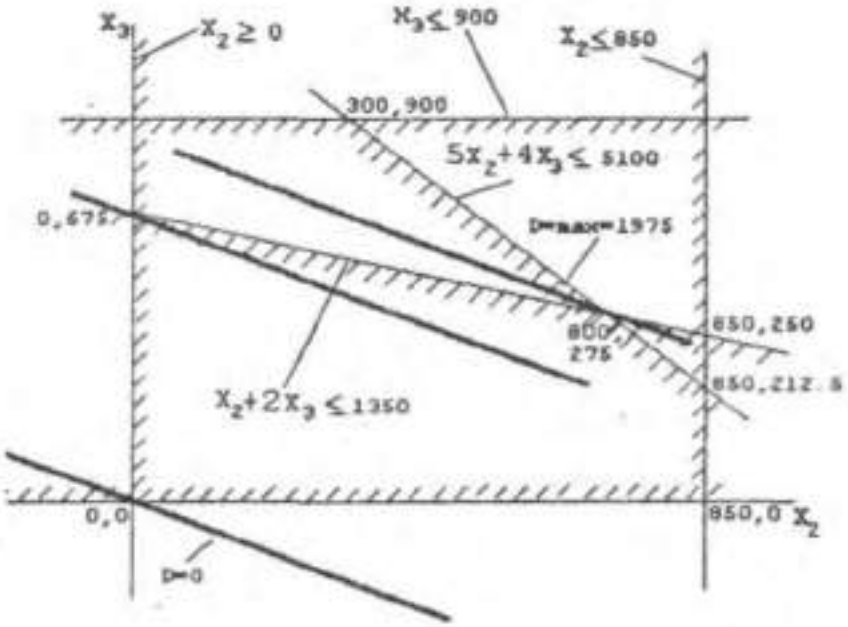


Рис.1. Многоугольник ограничений и целевая функция

Практическая работа №4
ТРАНСПОРТНАЯ ЗАДАЧА

Задача:

Существует некоторое число производителей (карьеров) с заданными производительностями и несколько потребителей (отвалов) с заданными потребностями.

Цель работы:

Составить такой план перевозок, что бы затраты были минимальные, а потребности были максимально удовлетворены.

Затраты на перевозку от каждого производителя каждому потребителю приведены в таблице 1.

	1	**2**	**3**	**4**	**Произв.**
1	1	3	6	2	**142**
2	5	3	6	4	**115**
3	4	4	1	1	**128**
Потреб.	**88**	**62**	**115**	**142**	

Табл.1

Краткая теория:

Основные задачи оптимизационных моделей:

1. Выбор наиболее выгодных решений в предлагаемых условиях.
2. Проведение сравнительной оценки различных вариантов решения, а также анализ факторов, влияющих на результат.

$f(x_1, x_2, x_3, \ldots, a_1, a_2, a_3) \rightarrow \min/\max$ - целевая функция (функционал)
x_1, x_2, x_3 - управляемые параметры
a_1, a_2, a_3 – неуправляемые параметры

На множестве задан функционал, если известно правило, которое каждому элементу множества ставит в соответствие, определенное действительное число.

Структура задач оптимизации:

1. функционал
2. управляемые параметры
3. неуправляемые параметры
4. ограничения (дисциплинирующие условия)

Оптимизационная задача является решенной, если найдены такие значения управляемых параметров x при которых целевая функция достигает максимума или минимума.

Выполнение работы:

1.Проверяем условие $\sum_{потр.} = \sum_{произв.}$

$$142+115+128 = 385$$

$$88+62+115+142 = 407$$

$$385 \neq 407$$

т.к. возникла разница, то мы добавляем фиктивного производителя или потребителя с затратами на перевозку равными 0.

Матрица примет вид:

	1	2	3	4	Произв.
1	1	3	6	2	142
2	5	3	6	4	115
3	4	4	1	1	128
4	0	0	0	0	22
Потреб.	88	62	115	142	

Табл.2

2.По методу северо-западного угла получаем опорное решение т.е. составим такой план, который удовлетворяет системе значений.

	1	2	3	4	Произв.	
1	88	54	0_6	0_4	142	0
2	0_4	8	107	0_2	115	0
3	0_8	0_9	8	120	128	5
4	0_5	0_3	0_0	22	22	6
Потреб.	88	62	115	142		
	1	3	6	6		

Табл.3

Затраты на перевозку:

$Z = 88*1+54*3+8*3+107*6+8*1+120*1+22*0 = 1044$

Приравняем вторую строку 0. $U_2=0$

$V_2 - U_2 = 3$ $V_2 = 3 + 0$ $V_2 = 3$

$V_2 - U_1 = 3$ $U_1 = 3 - 3$ $U_1 = 0$

$V_1 - U_1 = 1$ $V_1 = 1 + 0$ $V_1 = 1$

$V_3 - U_2 = 6$ $V_3 = 6 + 0$ $V_3 = 6$

$V_3 \quad U_3 = 1$ $U_3 = 6 \quad 1$ $U_3 = 5$

$V_4 - U_3 = 1$ $V_4 = 1 + 5$ $V_4 = 6$

$V_4 - U_4 = 0$ $U_4 = 6 - 0$ $U_4 = 6$

Проверим невязки

$S_{13} = 6 - 0 - 6 = 0$

$S_{14} = 6 - 0 - 2 = 4$

$S_{21} = 1 - 0 - 5 = -4$
$S_{24} = 6 - 0 - 4 = 2$
$S_{31} = 1 - 5 - 4 = -8$
$S_{32} = 3 - 5 - 4 = -6$
$S_{41} = 1 - 6 - 0 = -5$
$S_{42} = 3 - 6 - 0 = -3$
$S_{43} = 6 - 6 - 0 = 0$

Т.к. мы получили невязки большие нуля(S_{14}= 4; S_{24}= 2), то производим перерасчет плана распределения.

	1	2	3	4	Произв.	
1	88	54	0_0	0_4	142	0
2	0_4	8	107↓	←0_2	115	0
3	0_8	0_6	8→	↑120	128	5
4	0_5	0_3	0_0	22	22	6
Потреб.	88	62	115	142		
	1	3	6	6		

Табл.4

	1	2	3	4	Произв.	
1	88	54	0_2	0_2	142	0
2	0_4	8	0_2	107	115	0
3	0_6	0_4	115	13	128	3
4	0_3	0_1	0_0	22	22	4
Потреб.	88	62	115	142		
	1	3	4	4		

Табл.5

Приравняем вторую строку 0. U_2=0

$V_2 - U_2 = 3$	$V_2 = 3 + 0$	$V_2 = 3$
$V_2 - U_1 = 3$	$U_1 = 3 - 3$	$U_1 = 0$
$V_1 - U_1 = 1$	$V_1 = 1 + 0$	$V_1 = 1$
$V_4 - U_2 = 4$	$V_4 = 4 + 0$	$V_4 = 4$
$V_4 \quad U_3 = 1$	$U_3 = 4 \quad 1$	$U_3 = 3$
$V_3 - U_3 = 1$	$V_3 = 1 + 3$	$V_3 = 4$
$V_4 - U_1 = 0$	$U_4 = 4 - 0$	$U_4 = 4$

Проверим невязки

$S_{13} = 4 - 0 - 6 = -2$
$S_{14} = 4 - 0 - 2 = 2$
$S_{21} = 1 - 0 - 5 = -4$
$S_{23} = 4 - 0 - 6 = -2$
$S_{31} = 1 - 3 - 4 = -6$
$S_{32} = 3 - 3 - 4 = -4$
$S_{41} = 1 - 4 - 0 = -3$
$S_{42} = 3 - 4 - 0 = -1$

$S_{43} = 4 - 4 - 0 = 0$

Т.к. мы получили невязки большие нуля($S_{14} = 2$), то производим перерасчет плана распределения.

	1	2	3	4	Произв.	
1	88	54 ↓	0_{-2}	← 0_2	142	0
2	0_{-4}	8 →	0_{-2}	↑ 107	115	0
3	0_{-5}	0_{-4}	115	13	128	3
4	0_{-3}	0_{-1}	0_0	22	22	4
Потреб.	88	62	115	142		
	1	3	4	4		

Табл.6

	1	2	3	4	Произв.	
1	88	0_{-2}	0_{-4}	54	142	2
2	0_{-2}	62	0_{-2}	53	115	0
3	0_{-4}	0_{-4}	115	13	128	3
4	0_{-1}	0_{-1}	0_0	22	22	4
Потреб.	88	62	115	142		
	3	3	4	4		

Табл.7

Приравняем вторую строку 0. $U_2=0$

$V_2 - U_2 = 3$ $V_2 = 3 + 0$ $V_2 = 3$

$V_4 \quad U_2 = 4$ $V_4 = 4 \quad 0$ $V_4 = 4$

$V_4 - U_1 = 2$ $U_1 = 4 - 2$ $U_1 = 2$

$V_1 - U_1 = 1$ $V_1 = 1 + 2$ $V_4 = 3$

$V_4 - U_3 = 1$ $U_3 = 4 - 1$ $U_3 = 3$

$V_3 - U_3 = 1$ $V_3 = 1 + 3$ $V_3 = 4$

$V_4 - U_4 = 0$ $U_4 = 4 - 0$ $U_4 = 4$

Проверим невязки

$S_{13} = 4 - 2 - 6 = -4$

$S_{12} = 3 - 2 - 3 = -2$

$S_{21} = 3 \quad 0 \quad 5 = -2$

$S_{23} = 4 - 0 - 6 = -2$

$S_{31} = 3 - 3 - 4 = -4$

$S_{32} = 3 - 3 - 4 = -4$

$S_{41} = 3 - 4 - 0 = -1$

$S_{42} = 3 - 4 - 0 = -1$

$S_{43} = 4 - 4 - 0 = 0$

Затраты на перевозку:

$Z = 88*1+62*3+115*1+54*2+53*4-13*1+22*0 = 722$

Вывод: мной найден оптимальный план перевозок, который приведен в таблице №7 и соответствует затратам в 722

Практическая работа №5
ТЕОРИЯ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ИГР

Матрица игры:

	y_1	y_2
x_1	0,2	0,3
x_2	0,6	0,5
x_3	0,5	0,7

Требуется: найти стратегию, дающую максимальный выигрыш игроку X.

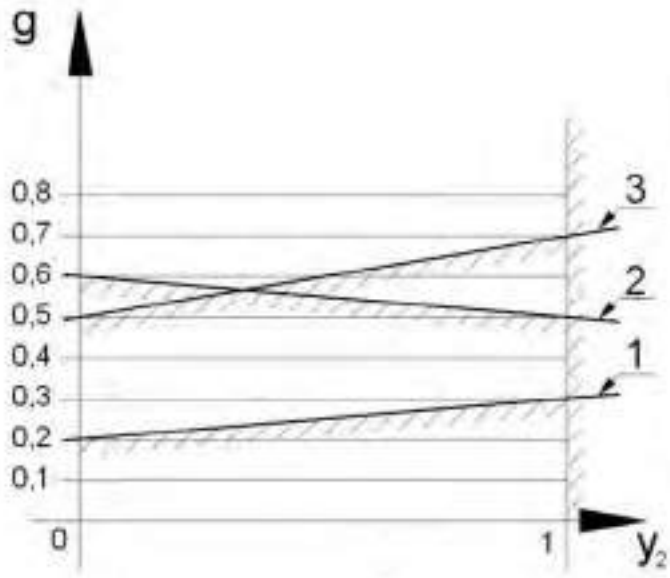
Решение:

$$g \to max$$

$$\begin{cases} 0{,}2x_1 + 0.6x_2 + 0{,}5x_3 \ge g \\ 0{,}3x_1 + 0{,}5x_2 + 0{,}7x_3 \ge g \\ x_1 + x_2 + x_3 = 1 \\ x_1, x_2, x_3 \ge 0 \end{cases}$$

$$g \to min$$

$$\begin{cases} 0{,}2y_1 + 0.3y_2 \le g \\ 0{,}6y_1 + 0{,}5y_2 \le g \\ 0{,}5y_1 + 0{,}7y_2 \le g \\ y_1 + y_2 = 1 \\ y_1, y_2 \ge 1 \end{cases}$$



$$y_1 = 1 - y_2$$

$$\begin{cases} 0{,}2 + 0.1y_2 \le g \\ 0{,}6 + 0{,}1y_2 \le g \\ 0{,}5 + 0{,}2y_2 \le g \end{cases}$$

$$0{,}1 - 0{,}3y_2 = 0 \to y_2 = \frac{1}{3} \approx 0{,}33, \quad y_1 = \frac{2}{3} \approx 0{,}67.$$

$$g = 0{,}6 - 0{,}1y_2 = 0{,}6 - 0{,}1 \cdot 0{,}33 \approx 0{,}567$$

$$\begin{cases} 0{,}6x_2 + 0{,}5x_3 = 0{,}567 \\ 0{,}5x_2 + 0{,}7x_3 = 0{,}567 \end{cases}$$

$$x_2 = \frac{(0{,}567 - 0{,}5x_3)}{0{,}6}$$

$$\frac{0,5(0,567-0,5x_3)}{0,6}+0,7x_3=0,567$$

$$0,5(0,567-0,5x_3)+0,42x_3=0,34$$

$$0,28-0,25x_3+0,42x_3=0,34$$

$$0,17x_3=0,06$$

$$x_3=\frac{0,06}{0,17}=0,35$$

$$x_2=0,65$$

$$g=0,567$$

$$0,1-0,3y_2=0\rightarrow y_2=\frac{1}{3}\approx 0,33,\ \ y_1=\frac{2}{3}\approx 0,67.$$

$$g=0,6-0,1y_2=0,6-\frac{0,1}{3}=\frac{1,8-0,1}{3}=\frac{1,7}{3}$$

$$\begin{cases}0,6x_2+0,5x_3=\frac{1,7}{3}\\0,5x_2+0,7x_3=\frac{1,7}{3}\end{cases}$$

$$x_2=\frac{\left(\frac{1,7}{3}-0,5x_3\right)}{0,6}$$

$$\frac{0,5\left(\frac{1,7}{3}-0,5x_3\right)}{0,6}+0,7x_3=\frac{1,7}{3}$$

$$\frac{0,5\cdot 1,7}{3}-0,25x_3+0,7\cdot 0,6x_3=\frac{1,7\cdot 0,6}{3}$$

$$\frac{0,85}{3}-0,25x_3+0,42x_3=\frac{1,02}{3}$$

$$0,17x_3=\frac{0,17}{3}$$

$$x_3=\frac{1}{3}$$

$$x_2=\frac{2}{3}$$

$$g=\frac{1,7}{3}\approx 0,567$$

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.02 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.; Стариков А.Д., к.т.н., доцент;

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ **3**

ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ **3**

1. Сбор случайных данных 3
2. Первичная обработка одномерной информации 4
3. Построение гистограммы распределения 5
4. Определение эмпирических моментов 7
5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону 10

ПРИЛОЖЕНИЯ **15**

ВВЕДЕНИЕ

Цель выполнения работы

Освоение методов сбора и обработки случайных данных.

Краткая теория

Проблема статической обработки информации многогранна. Задачи, связанные с ней, имеются и в области управления технологическими процессами, и в области управления производством в целом, они актуальны также в экономике, социологии при проведении научно-экспериментальных исследований и т.д.

Сама обработка информации необходима для того, чтобы иметь возможность управлять ходом процессов и явлений. На управляемые процессы воздействует бесчисленное множество случайных факторов, которые невозможно учесть, поэтому обработка информации должна иметь статистический характер. Задачей этой статистической обработки является выявление тенденций в развитии тех или иных процессов и явлений и повышении достоверности получаемых сведений.

Задача статистической обработки информации является весьма сложной, многоплановой и требующей больших временных и материальных затрат. Поэтому важна обоснованность требований, предъявляемых к качеству статистической обработки информации-достоверности и оперативности.

ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

1. Сбор случайных данных

Случайные величины - величины, способные принимать в результате опыта то или иное неизвестное заранее значение.

С вероятностной точки зрения случайная величина полностью описана в том случае, если для каждого конкретного значения *(x)*, случайной величины *(X)* указана вероятность его появления *(p)*.

Различают два типа случайных величин:

- непрерывная величина может быть описана только функцией распределения вероятностей

- дискретная величина - таблицей, связывающей конкретное значение случайной величины с вероятностью появления этого значения. Графически дискретная величина наиболее часто изображается с помощью полигона частот или гистограммы.

Сбор случайных данных осуществить в зависимости от указаний преподавателя одним из двух способов:

а) Получить заранее подготовленные исходные данные в соответствии с вариантом;

б) Выбрать явление, характеризующееся случайной величиной предположительно подчиняющееся нормальному закону распределения (например, антропологические данные – рост, вес и т.п.). Согласовать свой выбор с преподавателем. Провести не менее 20 опытов (измерений), результаты записать в виде таблицы.

2. Первичная обработка одномерной информации

2.1. Построить график реализации случайной величины x (рис.1)

2.2. По графику определяют максимальное и минимальное значение случайной величины x_{min} и x_{max}.

2.3. Вычислить разброс ряда по формуле:

$$R = x_{max} - x_{min}$$

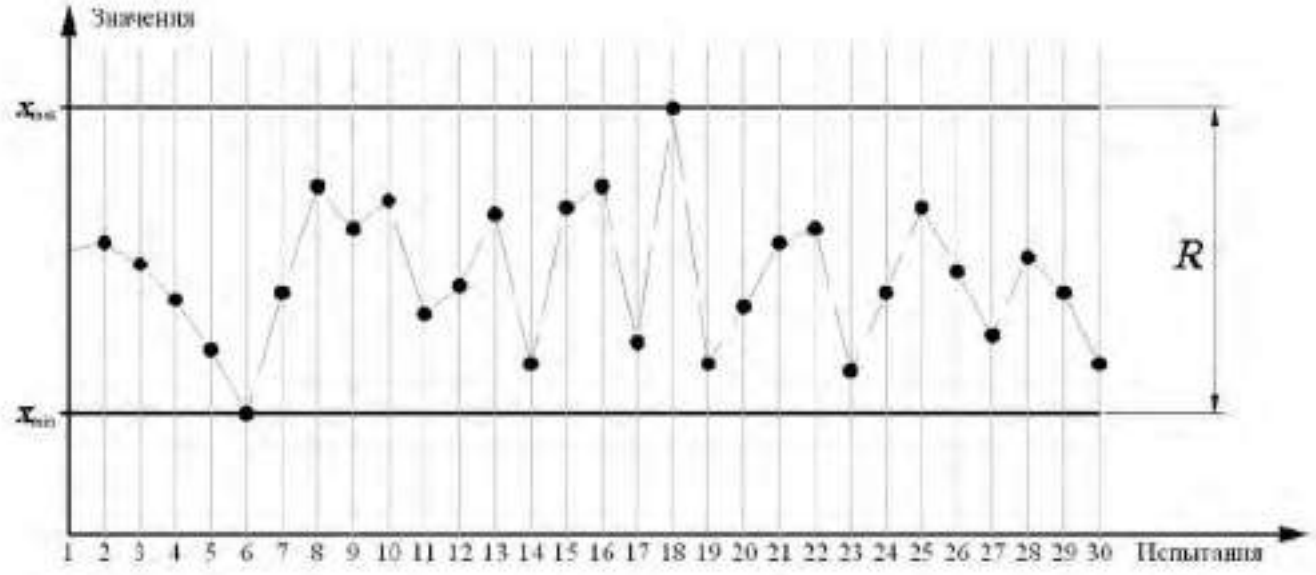


Рис.1. Пример графика реализации случайной величины

3. Построение гистограммы распределения

Гистограммой называется полигон частот для случайных величин, сгруппированных по интервалам возможных значений

3.1. Определить количество интервалов:

Величины интервалов определяются эмпирическими правилами:

- в каждый интервал должно попасть не менее 5 наблюдений,
- общее количество интервалов должно быть не менее 5-7.

Ориентировочное значение числа интервалов может быть определено по формуле Г.А. Стерджесса:

$$n = 1 + 3.322 * lg\,(N) \qquad (3.1)$$

где N - количество измерений (объем выборки).

Полученное значение округляется до ближайшего целого числа и проверяется на вхождение в пределы от 5 до 7 (рис.2).

3.2. Вычислить размер интервала:

$$h = R / n \qquad (3.2)$$

3.3. Определить границы интервалов и вписать соответствующие значения в табл.1. столбец I.

3.4. Определить значения середин интервалов и вписать в табл.1. столбец II.

3.5. На график реализации случайной величины нанести горизонтали соответствующие границам интервалов (рис.2.). Частоту попадания случайной величины в каждый интервал ($x_э$) подсчитать и зафиксировать в табл.1. столбец III. Пример заполнения табл. 1. приведен в табл.2.

3.6. По данным столбца III, табл.1. построить гистограмму распределения случайной величины (рис.3.).

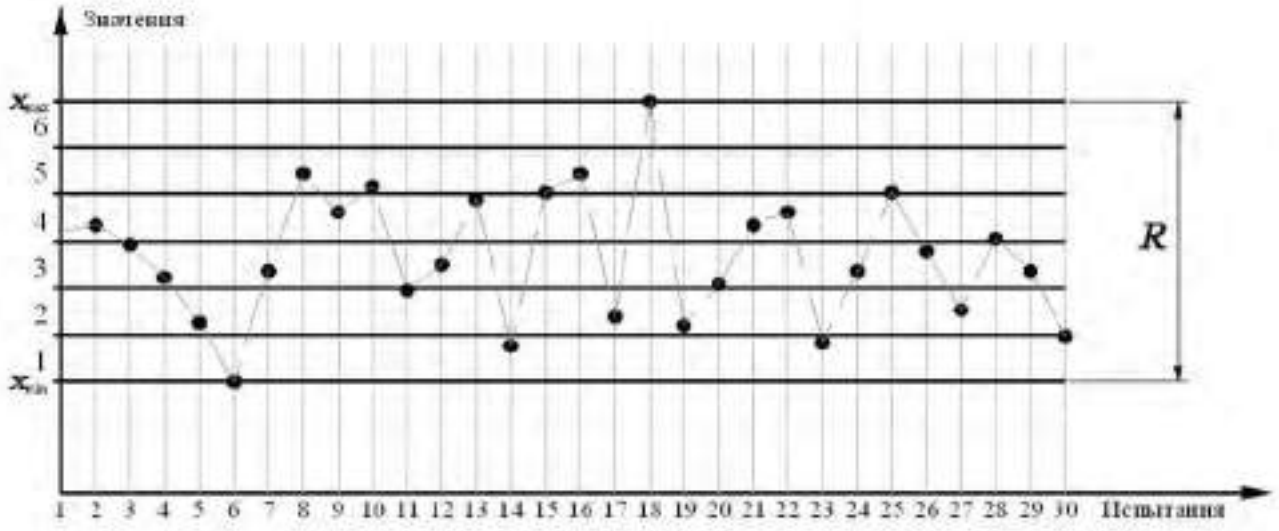


Рис.2. Пример графика реализации случайной величины
с нанесенными границами интервалов ($n' = 6$)

Пример 1:

В результате серии из 5 опытов получен следующий ряд реализации случайной величины:

1;2;3;4;5

В этом случае:

Xmin=1

Xmax=5

R= $x_{max} - x_{min} = 5 - 1 = 4$

$n' = 1+3{,}322 \cdot lg\ 5 = 3{,}000043 \approx 3$

$h = 4/3 = 1{,}333(3) \approx 1{,}34$

Таким образом, получаем три интервала:*

[1.00;2.34) или (-∞; 2.34)

[2.34;3.68)

[3.68;5.02) или [3.68; +∞)

Середины интервалов:

1 интервал – (1.00+2.34)/2 = 1.67

2 – (2.34+3.68)/2 = 3.01

3 – (3.68+5.02)/2 = 4.35

---

* [- число входит в интервал;
) - число не входит в интервал.

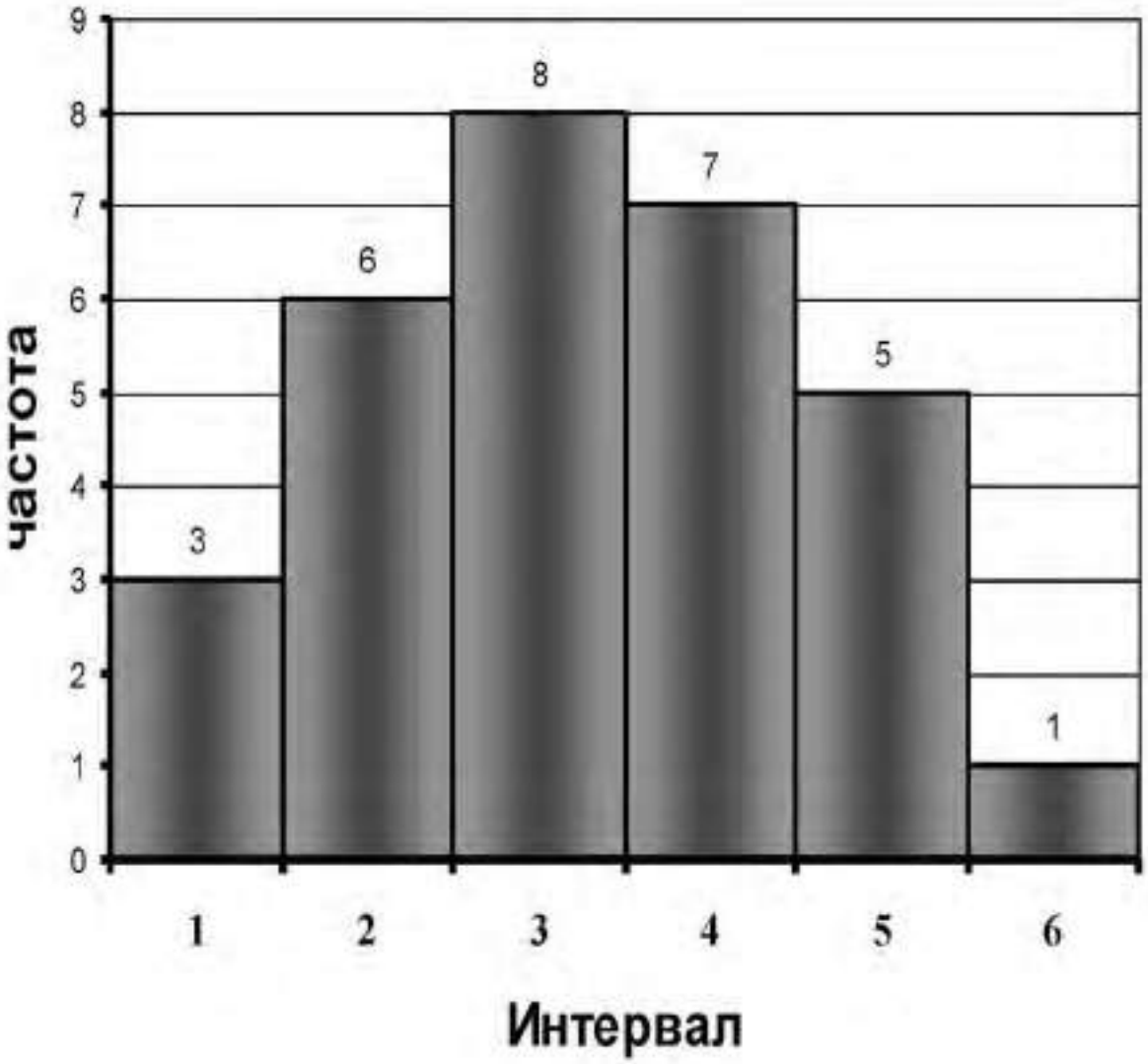


Рис.3. Гистограмма распределения случайной величины

4. Определение эмпирических моментов

Эмпирическим моментом *k*-го порядка называется математическое ожидание *k*-х степеней разностей случайной величины и какой-либо константы:

$$\mu_k = M\left[(x_i - c)^k\right] \qquad (4.1)$$

Если константа с совпадает с началом отсчета значений случайной величины, то момент распределения называют начальным, если константа с равна математическому ожиданию случайной величины, то такой момент называется центральным. В

случае условного выбора значения константы говорят об условном моменте распределения.

4.1. Математическим ожиданием случайной величины называется сумма произведений всех значений случайной величины на их вероятности. Математической ожидание является начальным моментом первого порядка:

$$M(x) = \mu_1 = M\left[(x_i - 0)^1\right] = \Sigma x_i \cdot p(x_i) \approx \frac{\Sigma x_i}{N} \qquad (4.2)$$

4.2. Центральный момент второго порядка является дисперсией. Под дисперсией случайной величины понимается математическое ожидание квадрата разности между случайной величиной и ее математическим ожиданием:

$$D(x) = \mu_2 = M\left[(x_i - M(x))^2\right] \approx \frac{\Sigma(x_i - M(x))^2}{N} \qquad (4.3)$$

4.3. Для практических целей также широко используются среднеквадратическое (стандартное) отклонение σ:

$$\sigma = \sqrt{D(x)} \qquad (4.4)$$

4.4. Асимметрия характеризует меру скошенности кривой плотности распределения относительно от ее максимума (моды*)

- Если асимметрия равна нулю, то кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.
- Положительная асимметрия говорит о том, что распределение случайной величины характеризуются повышенной частотой появления значений больших, чем значение, соответствующее наиболее вероятному (максимуму кривой плотности распределения вероятностей).
- Отрицательная асимметрия, напротив, свидетельствует о большем количестве отрицательных отклонений.

---

* ***Мода*** - наиболее вероятное значение случайной величины. В тех случаях, когда кривая плотности распределения, построенная по результатам проведенных измерений, имеет несколько локальных максимумов, то говорят о полимодальном распределении случайной величины. Это может быть обусловлено как неверно выбранным интервалом группирования при построении гистограммы или малым количеством измерений, не отражающим генеральную совокупность, так и грубыми ошибками измерений или регистрацией в одной выборке значений, обусловленных различными факторами.

Ассиметрия – центральный момент третьего порядка:

$$A(x) = \mu_3 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^3\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} \qquad (4.5)$$

4.5. Эксцесс используется для характеристики островершинности кривой плотности распределения. Эксцесс – центральный момент четвертого порядка:

$$Э(x) = \mu_4 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^4\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} \qquad (4.6)$$

Пример 2:

*Для упрощения процесса вычислений эмпирических моментов удобно воспользоваться таблицей (см. табл.3.). В этом случае значения в столбцах начиная с III определяется путем умножения предыдущего столбца на столбец II (III = II * II, IV = III * II, V = IV * II).*

При проведении вычислений можно воспользоваться электронными таблицами. Пример организации вычислений в среде MS Excel приведен на рис.4.

Полученные таким образом значения сумм Σx, $\Sigma(x\text{-}xcp)^2$, $\Sigma(x\text{-}xcp)^3$ и $\Sigma(x\text{-}xcp)^4$ подставляются в соответствующие формулы для определения эмпирических моментов.

В данном случае:

$$M(x) = \mu_1 \approx \frac{\Sigma x_i}{N} = \frac{15}{5} = 3$$

$$D(x) = \mu_2 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^2}{N} = \frac{10}{5} = 2$$

$$\sigma = \sqrt{D(x)} = \sqrt{2} \approx 1{,}41$$

$$A(x) = \mu_3 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} = \frac{0}{5} = 0$$

То что A = 0, означает, что кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.

$$Э(x) = \mu_4 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} = \frac{34}{5} = 6{,}8$$

Таблица 3.

Результаты вычисления эмпирических моментов

Измерение	x	(x-M(x))	$(x- M(x))^2$	$(x- M(x))^3$	$(x- M(x))^4$
	I	II	III	IV	V
1.	1	-2	4	-8	16
2.	2	-1	1	-1	1
3.	3	0	0	0	0
4.	4	1	1	1	1
5.	5	2	4	8	16
∑	15	0	10	0	34
∑ / N	3	0	2	0	6,8

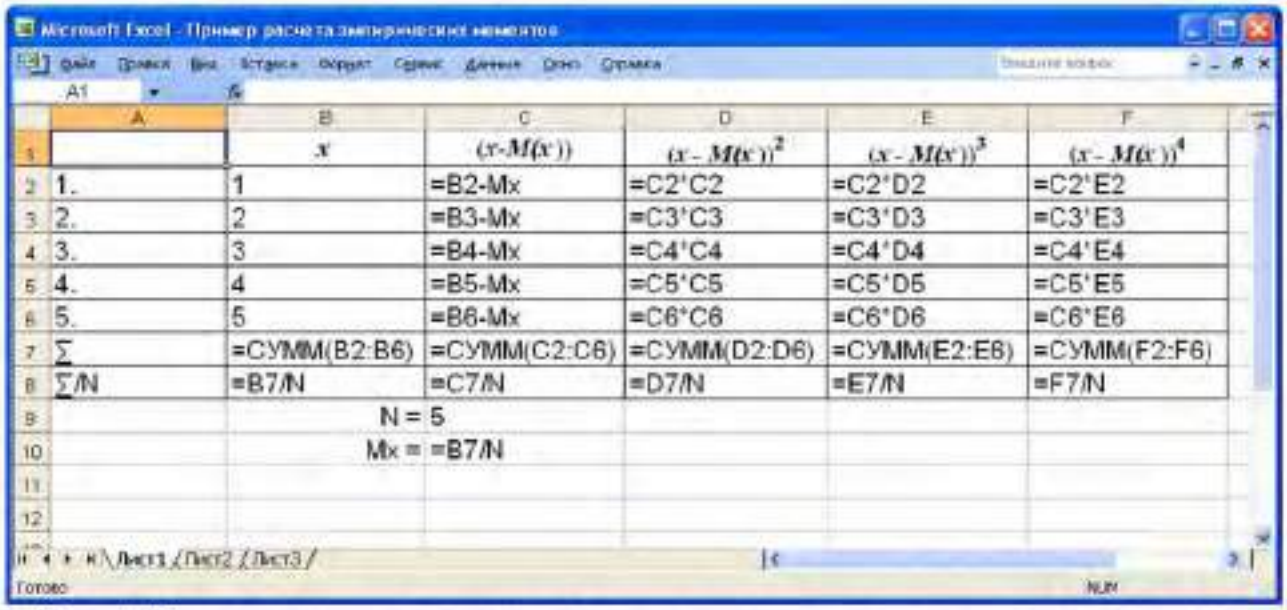


Рис. 4. Пример расчета данных для определения эмпирических моментов с использованием среды MS Excel

5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону

Закон распределения - любое соотношение, устанавливающее связь между значением случайной величины и вероятностью ее появления.

Нормальным называется распределение вероятностей непрерывной случайной величины, которое описывается плотностью вероятности:

$$f(x)=\frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}}e^{\frac{(x-a)^2}{2\sigma^2}} \qquad (5.1)$$

где a – математическое ожидание случайной величины.

Нормальный закон распределения также называется законом Гаусса.

График плотности нормального распределения называется нормальной кривой или кривой Гаусса (рис.5.).

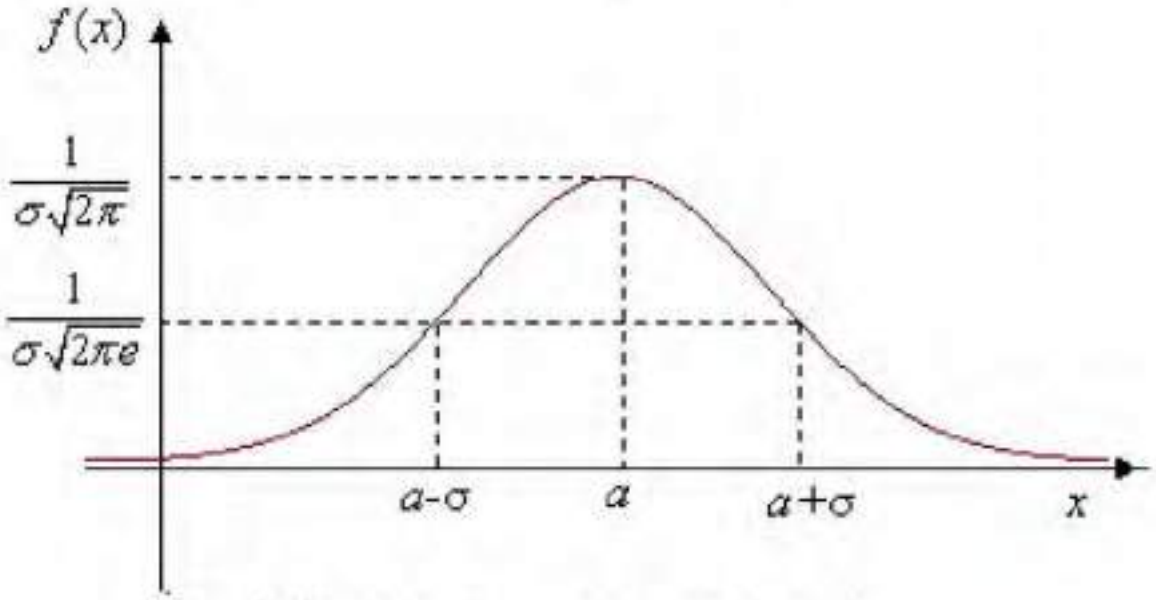


Рис. 5. Кривая нормального распределения

Часто необходимо знать закон распределения генеральной совокупности. Если он неизвестен, но есть основания предположить, что он имеет определенный вид (назовем его «З»), выдвигают гипотезу: генеральная совокупность распределена по закону «З». Таким образом, в этой гипотезе речь вдет о виде предполагаемого распределения.

Статистической называют гипотезу о виде неизвестного распределения или о параметрах известных распределений.

В качестве количественной оценки согласия выбранного теоретического закона распределения с полученной кривой обычно используется критерий А.Н. Колмогорова.

5.1. На основании формы гистограммы распределения случайной величины принимается или отвергается статистическая гипотеза

о соответствии распределения случайной величины нормальному закону. Для этого:

- производится визуальное сравнение формы полученной гистограммы с формой кривой нормального распределения (рис.5.).
- если форма гистограммы близка к форме нормального распределения, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.



В учебных расчетах проверка гипотезы должна быть продолжена независимо от результатов полученных при выполнении пунктов 5.1. и 5.2., а в описании хода работы после этих пунктов должны быть сделаны соответствующие выводы.

5.2. Вычисляются относительные значения ассиметрии (*A'*) и эксцесса (*Э'*):

$$A' = \frac{A}{\sigma^3}, \quad Э' = \frac{Э}{\sigma^4} - 3. \qquad (5.2)$$

Если значения *A'* и *Э'* близки к нулю, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.

5.3. Производится проверка статистической гипотезы с использованием критерия А.Н. Колмогорова.

В столбец IV табл.1. заносятся значения параметра *t*, рассчитанные для каждого интервала по формуле:

$$t = \frac{c - A}{\sigma}, \qquad (5.3)$$

где c – середина интервала.

Используя функцию Лапласа (5.4), вычисляются теоретические значения функции распределения для каждого интервала и фиксируются в табл.1. столбец V:

$$F(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} \qquad (5.4)$$

где e – основание натурального логарифма, $e \approx 2{,}718$;

π - число «пи», $\pi \approx 3{,}14$.

Рассчитываются значения теоретических частот попадания случайной величины в интервал (x_m):

$$x_m = F(t) \cdot N \qquad (5.5)$$

Полученные значения округляются до меньшего целого и фиксируются в столбце VI табл.1.

Вычисляются накопленные эмпирические (полученные в результате опыта) и теоретические частоты (столбцы VII, VIII табл.1).

В столбце IX табл.1. приводятся разности накопленных теоретических и эмпирических частот.

Вычисляется величина λ:

$$\lambda = \frac{D}{\sqrt{N}} . \qquad (5.6)$$

где $D = \max|x_э - x_m|$ - максимум модуля разности между эмпирической и теоретической накопленными частотами (максимальное из значений столбца IX, табл. 1).

Вычисляется критерий Колмогорова:

$$P(\lambda) = 1 - \sum_{k=-\infty}^{\infty} (-1)^k e^{-k^2\lambda^2} \qquad (5.7)$$

Значения функции P(λ) приведены в табл. 4.

Таблица 4.

λ	P(λ)	λ	P(λ)	λ	P(λ)	λ	P(λ)
0,37	1,000	0,47	0,980	0,57	0,901	1,30	0,068
0,38	0,999	0,48	0,975	0,58	0,890	1,40	0,040
0,39	0,998	0,49	0,970	0,59	0,877	1,50	0,022
0,40	0,997	0,50	0,964	0,60	0,864	1,60	0,012
0,41	0,996	0,51	0,957	0,70	0,711	1,70	0,006
0,42	0,995	0,52	0,950	0,80	0,544	1,80	0,003
0,43	0,993	0,53	0,941	0,90	0,393	1,90	0,001
0,44	0,990	0,54	0,933	1,00	0,270	2,00	0,001
0,45	0,987	0,55	0,923	1,10	0,178	2,10	0,000
0,46	0,984	0,56	0,912	1,20	0,120		

Если полученное значение критерия Колмогорова больше чем 0.5, то делается вывод о правильности статистической гипотезы – распределение случайной величины соответствует нормальному закону.

Если значение $P(\lambda)$ меньше 0,5 – гипотеза ошибочна. В этом случае в качестве гипотезы принимается предположение о соответствии распределение случайной величины другому закону распределения и проводится процедура проверки соответствующая этому закону.

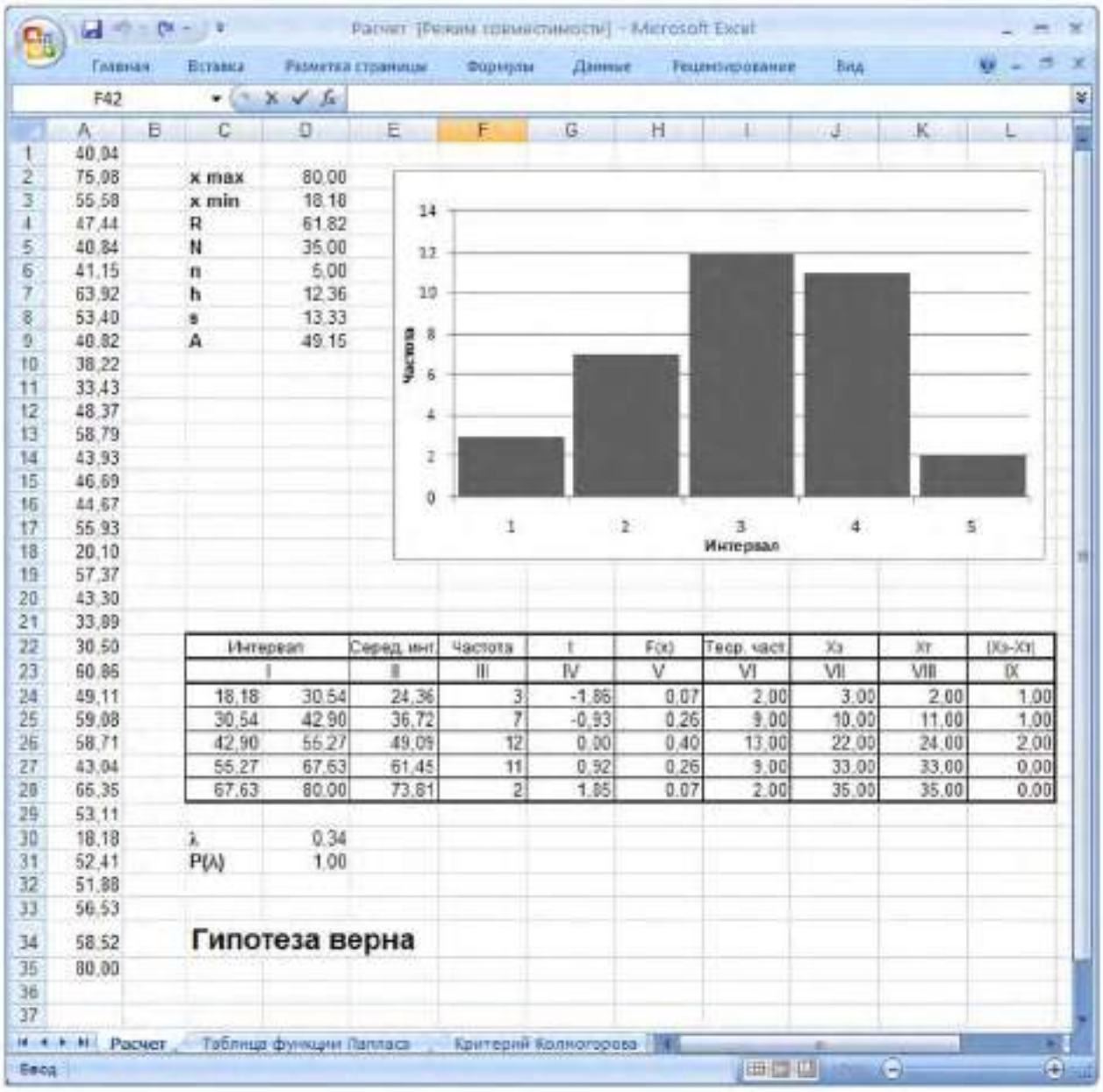


В учебных расчетах при не подтверждении гипотезы работа прекращается, в отчете по расчетно-графической работе делается соответствующий вывод.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Пример проверки статистической гипотезы с использованием среды MS Excel



x max	80,00		
x min	18,18		
R	61,82		
N	35,00		
n	5,00		
h	12,36		
s	13,33		
A	49,15		
λ	0,34		
P(λ)	1,00		

Интервал		Серед. инт	Частота	t	F(x)	Теор. част	Xз	Xт	|Xз-Xт|
I		II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
18,18	30,54	24,36	3	-1,86	0,07	2,00	3,00	2,00	1,00
30,54	42,90	36,72	7	-0,93	0,26	9,00	10,00	11,00	1,00
42,90	55,27	49,09	12	0,00	0,40	13,00	22,00	24,00	2,00
55,27	67,63	61,45	11	0,92	0,26	9,00	33,00	33,00	0,00
67,63	80,00	73,81	2	1,85	0,07	2,00	35,00	35,00	0,00

Гипотеза верна

Приложение 2

Набор случайных величин для самостоятельных занятий

5	52	37	63	53	49	44	69	64	60	36	66	58	51	42	17	30	45	34	35
35	56	48	44	26	54	62	63	51	42	67	59	76	72	51	34	49	39	66	38
45	30	57	26	14	71	41	41	53	57	65	59	49	38	60	49	48	75	60	31
51	85	60	44	36	56	50	27	58	50	34	75	34	70	58	42	47	28	77	57
59	46	41	53	57	60	59	49	33	45	65	23	51	56	47	31	75	71	52	44
37	61	65	46	50	68	21	88	53	25	51	37	65	55	56	37	65	33	32	60
40	34	6	27	63	66	38	32	52	17	32	48	60	57	52	28	48	37	58	42
37	44	36	89	48	93	31	55	30	48	72	25	69	42	39	61	47	37	55	54
37	60	52	70	40	37	54	58	53	44	50	29	60	54	55	57	63	34	53	67
31	67	66	60	35	43	29	29	55	64	52	48	47	42	49	50	35	43	60	43
54	76	28	67	56	43	31	50	39	42	71	52	56	32	50	45	50	62	50	46
60	50	45	62	52	45	76	55	36	45	33	60	75	54	21	43	26	55	33	65
36	55	44	43	45	56	63	63	51	54	63	69	34	55	46	40	34	66	27	47
69	62	60	54	45	66	39	66	39	40	52	82	26	29	51	47	30	40	69	39
74	65	51	65	58	46	40	11	51	75	46	39	53	40	57	74	48	68	13	73
66	27	63	56	58	63	51	57	34	57	59	61	22	67	56	58	29	52	74	27
39	51	69	31	69	48	29	62	36	79	61	67	38	48	10	60	32	46	43	87
56	56	70	48	71	56	35	55	53	47	74	52	53	51	40	46	44	23	62	37
48	57	46	65	53	37	75	67	46	84	37	69	53	48	55	58	25	42	40	46
44	59	60	59	60	34	37	41	57	70	45	51	32	70	38	51	56	48	57	30
59	37	58	54	56	52	31	52	25	79	49	78	59	51	57	58	45	46	25	63
54	61	46	44	65	74	55	92	26	52	66	46	42	41	21	54	46	19	22	48
62	49	53	53	53	64	57	44	15	41	44	39	61	45	67	32	59	55	69	36
55	37	54	41	40	59	62	36	58	49	29	63	66	33	42	53	49	61	37	59
45	62	39	55	39	38	78	41	20	61	35	25	15	44	56	44	47	47	30	52
66	49	30	52	58	62	66	66	42	67	56	60	64	61	67	70	70	51	48	31
57	63	35	34	25	44	19	80	56	26	71	55	47	20	40	46	56	62	20	64
54	31	82	60	35	48	58	95	61	55	55	74	57	42	53	42	52	58	40	52
55	70	53	71	50	50	48	68	73	36	40	38	59	73	55	24	55	23	52	52
56	47	47	38	57	35	50	50	63	48	11	44	45	33	64	59	68	56	56	51
67	61	24	47	73	28	35	38	32	53	32	55	53	57	59	71	57	42	63	45
45	42	32	37	25	61	61	68	6	48	47	63	49	50	60	39	52	30	71	69
52	26	51	62	58	20	59	52	71	67	62	42	46	49	26	56	3	61	60	38
42	49	67	29	31	34	34	71	43	45	63	25	63	39	69	40	41	38	39	65
69	55	52	70	51	59	98	78	67	65	34	45	41	36	79	60	59	22	56	63
48	14	39	47	35	71	50	40	60	70	38	22	61	39	52	63	66	43	51	86
43	69	37	73	33	66	69	48	39	55	52	55	47	18	66	34	41	42	57	52
60	44	69	49	61	25	55	20	57	78	50	58	41	64	56	54	41	65	48	60
47	72	46	51	15	79	67	48	58	44	54	50	52	24	45	39	73	66	77	54
53	38	41	52	67	40	42	59	67	39	37	48	68	53	22	89	27	55	40	36
47	72	54	42	49	46	75	52	65	62	63	54	67	43	73	41	74	59	33	61
62	62	56	42	62	71	65	40	50	20	28	22	44	59	47	36	42	36	60	33
40	53	44	52	56	67	72	74	31	35	52	63	69	28	67	64	46	52	57	48
44	39	49	58	74	57	82	39	51	39	69	49	43	51	53	44	44	36	42	38
44	24	49	19	65	55	52	54	53	61	55	58	61	67	35	47	62	20	48	24
66	44	39	42	25	87	36	28	38	42	62	56	29	40	34	38	52	36	55	31
62	10	55	55	54	54	37	80	39	24	39	40	46	62	41	69	45	59	38	26
37	41	44	51	42	38	31	31	58	65	57	64	12	50	54	73	42	54	60	67
31	47	21	57	40	36	39	37	66	61	25	49	26	76	29	52	77	53	68	47
47	75	54	37	47	44	55	63	11	31	46	41	43	64	66	43	37	52	49	89
47	54	61	29	35	38	30	43	49	55	44	29	54	34	41	64	48	88	38	31
39	42	49	43	47	61	65	46	47	59	59	30	29	60	65	55	45	49	30	47

Сергей Владимирович Исаков
Андрей Дмитриевич Стариков

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ОДНОМЕРНОЙ ИНФОРМАЦИИ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Специальность *21.05.04 Горное дело*

Специализация № 3 – *Открытые горные работы*

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Беляев В. Л., старший преподаватель

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2
Методические указания по организации самостоятельной работы студента 2
Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 3
Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере» 5
Рекомендуемая литература 9

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление качеством минерального сырья» объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 112 часа, заочной – 128 часов.

По курсу «Управление качеством минерального сырья» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Управление качеством минерального сырья». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Тема 1: Основные понятия, формирующие термин «Качество минерального сырья»

Актуальность проблемы. Понятия о квалиметрии. Общие понятия, формирующие термин «качество продукции карьеров» при эксплуатации горного предприятия.

Сведения о качестве продукции горного предприятия. Промышленные требования к качеству продукции карьеров. Оценка уровня качества. Качество полезных ископаемых в недрах. Качество добытого полезного ископаемого. Качество горных работ.

Технико-экономическая сущность качества (ценность) полезного ископаемого. [1, 2]

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Актуальность проблемы качества.
2. Понятие о квалиметрии.
3. Назовите основные факторы формирующие «качество минерального сырья» при эксплуатации горного предприятия.
4. Назовите показатели качества минерального сырья.
5. Какие промышленные требования предъявляются к качеству минерального сырья?
6. Основные понятия и категории, формирующие термин «качество минерального сырья».
7. Какая категория ценности минерального сырья предопределяет комплексное использование недр?
8. Как оптимизируют требования к качеству минерального сырья?

Тема 2: Планирование качества полезного ископаемого

Информация о качестве. Критерии и показатели, качества минерального сырья. Порядок установления кондиций на полезное ископаемое - временных, постоянных, эксплуатационных. Порядок разработки и | утверждения стандарта качества. Показатель комплексной оценки качества полезного ископаемого. Опробование.

Промышленно-экономическая оценка месторождений. Геопотенциал месторождения. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьерах.

Количественные и качественные потери полезного ископаемого. Методы расчёта потерь. Нормирование потерь. [1, 2]

Дополнительная литература **[3-6].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите критерии и показатели качества минерального сырья.
2. Общая схема формирования качества.
3. Элементы системы управления качеством минерального сырья.
4. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьере.
5. Схема получения информации о качестве минерального сырья.
6. Дайте характеристику количественных и качественных потерь полезного ископаемого при добыче.
7. Назовите методы расчета потерь. Нормирование потерь в черной и цветной металлургии.

Тема 3: Способы формирования качества карьерных рудопотоков

Основные методы стабилизации качества продукции на карьерах. Обеспечение качества в процессе подготовки полезных ископаемых к выемке. Обеспечение качества в процессах добычи. Селекция руд. Усреднение качества полезного ископаемого

Технология и организация внутрикарьерного усреднения. Усреднение руд на промежуточных (прикарьерных) складах. Усреднение руд на складах и в приемных бункерах обогатительных фабрик. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3-6**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные методы стабилизации качества минерального сырья на карьерах.
2. Какие дополнительные требования должны соблюдаться к буровзрывным работам в сложных забоях?
3. Назовите способы раздельного взрывания, дайте их краткую характеристику.
4. Чем определяется эффективность того или иного способа раздельного взрывания.
5. Назовите виды селективной разработки горной массы во взорванных сложных забоях.
6. Дайте определение термину «усреднение минерального сырья».
7. Характеризуйте способы усреднения по месту его проведения.

Тема 4: Технология обеспечения заданного качества полезного ископаемого

Управление протяженностью фронта работ при стабилизации качества полезного ископаемого. Управление протяженностью фронта работ при изменении интенсивности отработки и регулировании готовых и подготовленных запасов полезного ископаемого

Технологическая связь карьера и обогатительной фабрики. Взаимосвязь качества полезного ископаемого с технологией открытых горных работ. Контроль качества полезных ископаемых. **[**1, 2**]**

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Дайте характеристику систем управления качеством минерального сырья.
2. Технологическая связь взрыва и обогатительной фабрики.
3. Управление горными работами при стабилизации качества.
4. Контроль качества горных работ.
5. Оперативное управление качеством минерального сырья на карьере.
6. Проблемы оперативного обеспечения стабильности минерального сырья при открытой добыче.

Контрольная работа «Расчёт нормативных потерь и разубоживания при разработке горизонтальных залежей»

Цель работы: освоить принципы подсчёта нормативных потерь и разубоживания для рудных месторождений на примере горизонтальной залежи.

Задачи работы:

1. Ознакомиться с технологическими и экономическими показателями, характеризующими процесс добычи и переработки сырой руды в концентрат.
2. Выполнить расчёты потерь и разубоживания по заданным вариантам.
3. Сделать оценку влияния технологии и ценовых факторов на величину потерь и разубоживания.

Условные обозначения:

$V_б$ – утверждённые балансовые запасы сырой руды, млн. т;

$\alpha_б$ – среднее содержание полезного компонента (железа) в балансовых запасах, %

m – мощность залежи, м;

$\gamma_р$ – плотность полезного ископаемого, т/м^3;

$\gamma_п$ – плотность вмещающих пород, т/м^3;

β – среднее содержание железа в концентрате, %;

θ – среднее содержание полезного компонента (железа) в хвостах обогащения, %;

Ц – отпускная цена концентрата, руб./т;

С – себестоимость концентрата, руб./т.

Порядок выполнения работы:

1. Для установления нормативных потерь и разубоживания производится технико-экономическая оценка вариантов ведения горных работ в приконтакных зонах:

вариант 1 – разработка залежи с разубоживанием без потерь;

вариант 2 – разработка залежи полезного ископаемого без разубоживания;

вариант 3 – разработка залежи с потерями (в почве пласта) и разубоживанием (примешивается слой породы в кровле залежи);

Примечание: во всех случаях высота примешиваемого и теряемого слоя принимается равной 0,5 м.

вариант 4 – разработка залежи с разубоживанием без потерь (как вариант 1). Высота примешиваемого слоя в кровле и почве залежи принимается равной 1,0 м.

2. Потери полезного ископаемого ($k_п$) в долях единицы определяются по формуле:

$$k_п = \frac{h_П + h_К}{m}, \text{ ед}$$

где $h_П$, $h_К$ – высота теряемого слоя полезного ископаемого в почве и кровле пласта, соответственно, м;

3. Коэффициент разубоживания ($k_р$) в долях единицы определяется по формуле:

$$k_р = \frac{(h_{ПП} + h_{КП}) \cdot \gamma_П}{m \cdot \gamma_Р}, \text{ ед.}$$

где $h_{ПП}$, $h_{КП}$ – высота примешиваемого слоя породы, соответственно в почве и кровле пласта, м.

4. Объём извлекаемого полезного ископаемого ($V_д$) с учётом потерь и разубоживания:

$$V_д = V_б(1 - k_П + k_Р), \text{ тыс. т.}$$

5. Содержание железа в добытом (с учётом потерь и разубоживания) объёме руды ($\alpha_д$) определяется по формуле:

$$a_o = \frac{V_б \cdot a_б (1 - k_{0\,1})}{V_o}, \%$$

6 Выход концентрата ($\gamma_к$) определяется по формуле

$$\gamma_к = \frac{\alpha_o - \theta}{\beta - \theta}, \text{ ед}$$

Примечание: Выход концентрата ($\gamma_к$) представляет собой отношение массы концентрата ($V_к$ с содержанием железа β) к массе сырой руды ($V_б$ с содержанием железа α_o), т.е. значение $\gamma_к$ можно так же определить исходя из уравнений баланса металлов, т.е. равенства железа в исходной (сырой) руде количеству железа в концентрате и в хвостах после обогащения

7 Определяется объём концентрата по вариантам по формуле

$$V_к = V_б \cdot \gamma_к, \text{ тыс. т}$$

8 Определяем экономические показатели по вариантам

8.1. Стоимость произведённого концентрата ($C_к$)

$$C_к = Ц_к \cdot V_к, \text{ руб}$$

8.2. Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение ($C_д$)

$$C_д = C \cdot V_д, \text{ руб}$$

8.3. Прибыль по вариантам

$$П = C_к - C_д$$

Пример расчёта нормативов потерь и разубоживания

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Вариант			
			1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7
1	Утвержденные запасы, $V_б$	тыс. т	100	100	100	100
2	Содержание полезного компонента (Fe) в руде, $\alpha_б$	м	40	40	40	40
3	Мощность слоя полезного ископаемого	м	15	15	15	15
4	Мощность теряемого слоя • в почве, $h_п$ • в кровле, $h_к$	 м м	 - -	 0,5 0,5	 0,5 -	 - -
5	Мощность примешиваемого слоя • в почве, $h_{пп}$ • в кровле, $h_{кп}$	 м м	 0,5 0,5	 - -	 - 0,5	 1,0 1,0
6	Коэффициент потерь $k_п = \frac{h_п + h_к}{m}$		0	0,067	0,033	0
7	Коэффициент разубоживания $k_р = \frac{(h_{пп} + h_{кп}) \cdot \gamma_п}{m \cdot \gamma_р}$		0,051	0	0,026	0,103
8	Плотность руды, $\gamma_р$	т/м^3	3,5	3,5	3,5	3,5
9	Плотность породы, $\gamma_п$	т/м^3	2,7	2,7	2,7	2,7

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7
10	Объем извлекаемого полезного ископаемого, V_o $V_o = V_б(1-k_п+k_р)$	тыс т	105.1	93,3	99,3	110,3
11	Содержание полезного компонента (Fe) в добытом объёме руды, $\alpha_д$ $\alpha_д = \frac{V_б \cdot \alpha_б(1-k_п)}{V_д}$	%	38,06	40,0	38.95	36,26
12	Содержание полезного компонента (Fe) в концентрате, $\beta_к$	%	64	64	64	64
13	Содержание полезного компонента (Fe) в хвостах обогащения, θ	%	6	6	6	6
14	Выход концентрата $\gamma_к = \frac{\alpha_д - \theta}{\beta - \theta}$	ед.	0,553	0,586	0,586	0.522
15	Объем концентрата $V_к = V_д \cdot \gamma_к$	тт	58,1	54,7	56,4	57,6
16	Стоимость концентрата $C_к = Ц_к \cdot V_к$ (принято Цк=3000 руб/т)	млн. руб.	174,3	164,1	169,2	172,6
17	Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение $C_д = C \cdot V_д$	млн руб.	157,7	140,0	149,0	165,5
18	Прибыль $П = C_к - C_д$	млн. руб.	16,6	24,1	20,2	7,1

Выводы: по величине прибыли делается вывод об эффективности вариантов при заданной цене концентрата.

Приложение 1

Исходные данные для контрольной работы

№ Вар.	$V_б$, тыс. т	$\alpha_б$, %	m, м	$\gamma_р$, т/м^3	$\gamma_п$, т/м^3	β, %	θ, %	Цк, руб./т	С, руб./т
1	70	47	15	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1500
2	80	46	14	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1500
3	90	45	13	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1500
4	100	44	12	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1500
5	110	43	11	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
6	120	42	10	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
7	130	41	9	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
8	140	40	15	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
9	150	39	14	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
10	160	38	13	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1200
11	170	37	12	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
12	180	36	11	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
13	190	35	10	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
14	200	34	9	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
15	100	33	15	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
16	110	32	14	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1400
17	120	31	13	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
18	130	30	12	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
19	140	29	11	3,5	3,3	61,0	9,0	2800	1200
20	150	28	10	3,6	3,4	62,0	9,0	3300	1200

Рекомендуемая литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю., Щалов М.И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. – 700 с.	32
2	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. - М.: ООО «НТЦ Горное дело». 2008. - 472 с., илл.	38
3.	Шестаков В. А. Рациональное использование недр. - М: Недра, 1990 – 223 с.	13
4.	Грачёв Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях – М: Недра, 1997. - 208 с.	5
5.	Ломоносов Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче – М : Недра, 1975 – 224 с	4
6.	Бызов В. Ф. Управление качеством продукции карьеров: Учеб. для вузов. - М.: Недра. 1991. - 239 с. илл.	2

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Управление качеством минерального сырья»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Управление качеством минерального сырья»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление качеством минерального сырья» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА» 6

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО ПОРЯДКА РАЗВИТИЯ ФРОНТА ДОБЫЧНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ» 9

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО УГЛЮ С УЧЁТОМ ВЫХОДА ШТЫБА» 12

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 «РАСЧЁТ ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ НА ДОБЫЧЕ ПРИ УСРЕДНЕНИИ КАЧЕСТВА РУД» 15

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 «РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМОВ ДОБЫЧИ РУДЫ МЕЖДУ ЭКСКАВАТОРАМИ ПРИ ТРЕБУЕМОМ СОДЕРЖАНИИ МЕТАЛЛА В РУДЕ» 18

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6 «РАСЧЁТ КОЭФФИЦИЕНТА УСРЕДНЕНИЯ НА ВНУТРИКАРЬЕРНЫХ СКЛАДАХ» 22

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7 «ОПЕРАТИВНОЕ (ДИСПЕТЧЕРСКОЕ) УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОГО СЫРЬЯ (ДЕЛОВАЯ ИГРА)» 26

Приложение №1 30

Приложение №2 31

Приложение №3 32

Приложение №4 33

Приложение №5 34

Рекомендуемая литература 35

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Управление качеством минерального сырья» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Управление качеством минерального сырья» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации горных работ в конкретных условиях.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА»

Цель работы: Определить элементы залегания пласта

Задачи работы: Построить гипсометрический график поверхности пласта, определить углы простирания пласта.

Порядок выполнения работы:

На участке месторождения пробурено три скважины, известны их координаты в ортогональных проекциях "X" и "Y" и абсолютная отметка "Z" поверхности пласта.

Таблица 1.1

№ скважины	Координаты устья скважин (м)		
	X	Y	Z
1	195	5	+50
2	180	122	−100
3	20	120	+30

Исходные данные: Для выбора исходных данных, студент должен изменить табличные данные (см. таблицу 1.1) в соответствии со своим номером варианта.

$\begin{cases} X_3 - 2N \\ Z_1 + 2N \end{cases}$, где N – номер варианта

Графический метод: Угол падения пласта определяется следующим образом: по направлению наибольшего ската между изогипсами под прямым углом берется отрезок АВ (рис. 1.1). От точки А откладывается величина Δh - превышение между двумя изогипсами. Отмечается точка С, угол СВА и будет углом падения пласта ($\delta_{об}$).

Масштаб плана поверхности пласта принять 1 : 1000, сечение изолиний через 10 м.

1.1. По координатам X, Y нанести скважины (№№ 1, 2, 3) на план, написать номер скважины, её координаты и абсолютную отметку поверхности пласта (рис 1.1).

1.2. Соединить скважины пунктирной линией и каждую сторону получившегося треугольника проградуировать палеткой по отметке Z с шагом 10 м. Точки с отметками, кратными 10 м, соединить между собой прямыми сплошными линиями. Это будут изогипсы поверхности пласта.

1.3. Определить угол простирания плоскости пласта (α_1). Он измеряется транспортиром между положительным направлением оси X и положительным направлением изогипс. За положительное принимается направление, при расположении лицом по которому падение пласта будет наблюдаться вправо.

1.4. Определить угол падения пласта (δ_0) графическим (см. рисунок 1.1) и аналитическим способами.

Аналитический метод: Угол падения пласта определяется по формуле:

$$tg\delta_0 = \frac{\Delta h}{l}$$

где Δh – разница высотных отметок между изогипсами, м;

l – кратчайшее расстояние между изогипсами, м.

Форма отчётности: По результатам занятия представляется отчет, содержащий краткую теорию существа вопроса, таблицу исходных данных, результат работы в виде чертежа и расчетов.

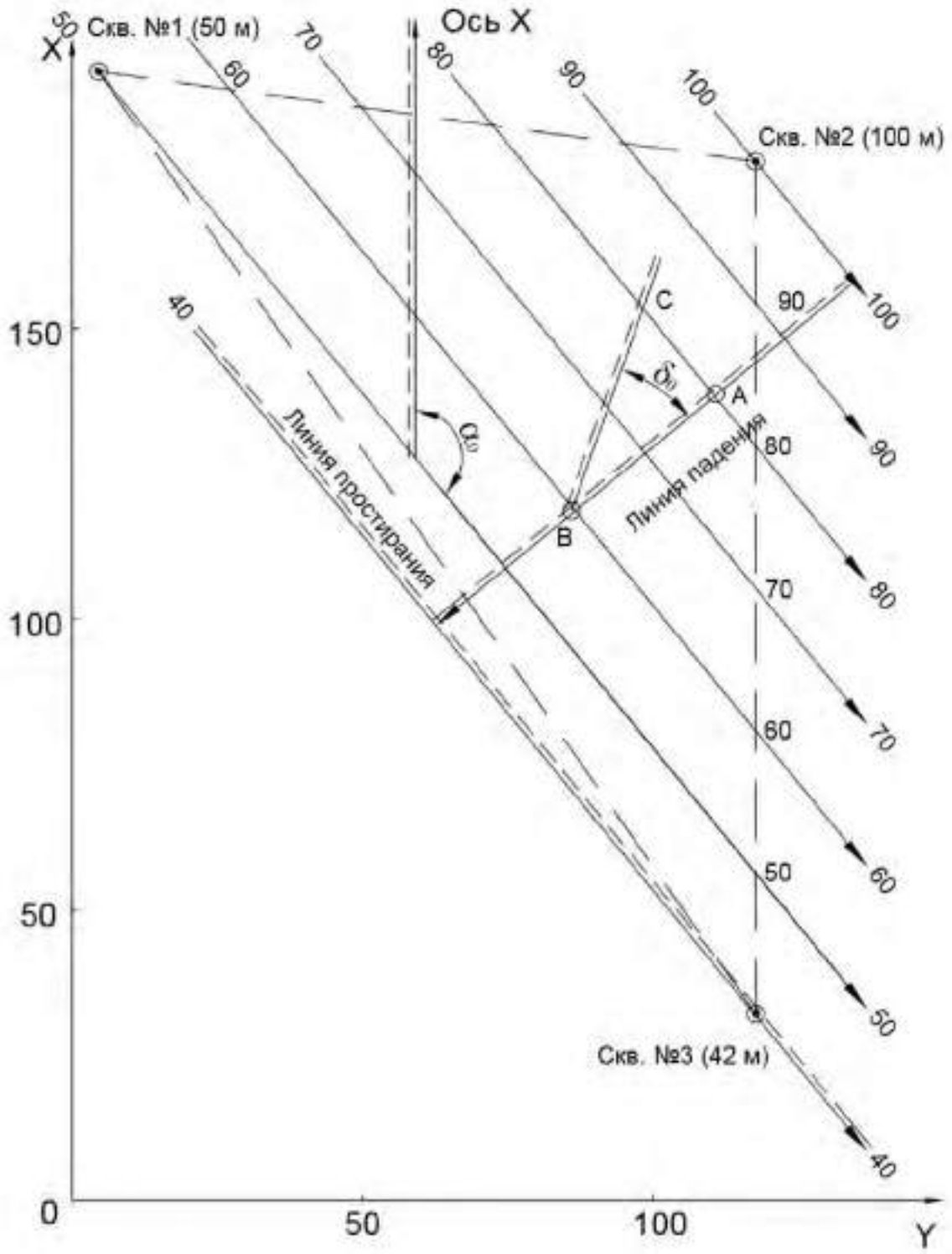


Рис. 1.1 План изогипс поверхности пласта 1:1000

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО ПОРЯДКА РАЗВИТИЯ ФРОНТА ДОБЫЧНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ»

Цель работы: Выбрать направление развития фронта добычных работ и положение экскаваторных заходок относительно рудной залежи, при которой потери (***П***) полезного ископаемого не будут превышать нормативные значения потерь (***П***) при заданных значениях засорения (***R***).

На рисунке показано произвольное положение откосов заходки ***АВ*** при отработке залежи ***СД***. Положение АВ определяется значением (***a_0***) высотой треугольника пустых пород, включаемых в руду в процессе отбойки, которое в свою очередь определяет ***ΔP*** и ***ΔV*** - объёмы, соответственно, теряемых руд и засоряющих руду пород.

Порядок выполнения работы:

1. В соответствии с исходными данными по варианту (см. приложение 1) выбирается расчётная схема развития фронта работ, (рис. 3.1.).

Примечание: Расчёты производятся по двум направлениям развития фронта: при работе от висячего бока залежи к лежачему и от лежачего бока к висячему в зависимости от варианта задания. Все расчёты приводятся на 1 м длины фронта.

2. Определяется высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки (a_0):

$$a_0 = R \cdot H_y + \sqrt{(R \cdot H_y)^2 + \frac{R \cdot H_y \cdot m}{\mp ctg\beta \pm ctg\alpha} - R \cdot H_y^2}\ , \text{м}$$

где H_y – высота уступа, м;

R – разубоживание (засорение) руды, доли ед.;

m – мощность залежи, м;

□ – угол откоса забоя, град.;

□ – угол падения контакта руды, град.

Примечание: Знаки «+» и «+» ставят при направлении работ от лежачего бока к висячему; «–» и «+» - при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta > \alpha$, «+» и «–» - при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta < \alpha$ (см. рисунок 3.1).

По установленному значению a_0 находятся объемы ΔP и ΔV:

$$\Delta P = \frac{(H_y - a_0)^2}{2} \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha), \text{ м}^3$$

$$\Delta V = \frac{a_0^3}{2} \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha), \text{ м}^3$$

3. По коэффициенту μ_0 проводится сравнение вариантов и выбирается направление развития фронта работ:

$$\mu_0 = \frac{\Delta V}{\Delta P} \rightarrow \min.$$

4. Для принятого направления развития фронта определяется допустимое значение потерь (***П***):

$$П = \frac{(H_y - a_0)^2 \cdot (\mp ctg\beta \pm ctg\alpha)}{m \cdot H_y} \cdot 100, \%$$

5. Полученные потери сравнить с нормативными.

Примечание: Нормативные значения потерь (***П***) приняты в работе 3-4%.

6. Сделать вывод по работе. Например: для принятого направления развития фронта работ потери соответствуют нормативным.

Форма отчётности: Для выбранного направления развития фронта вычертить схему и показать положение экскаваторной заходки (рис. 2.1).

Исходные данные к работе приведены в приложении 1.

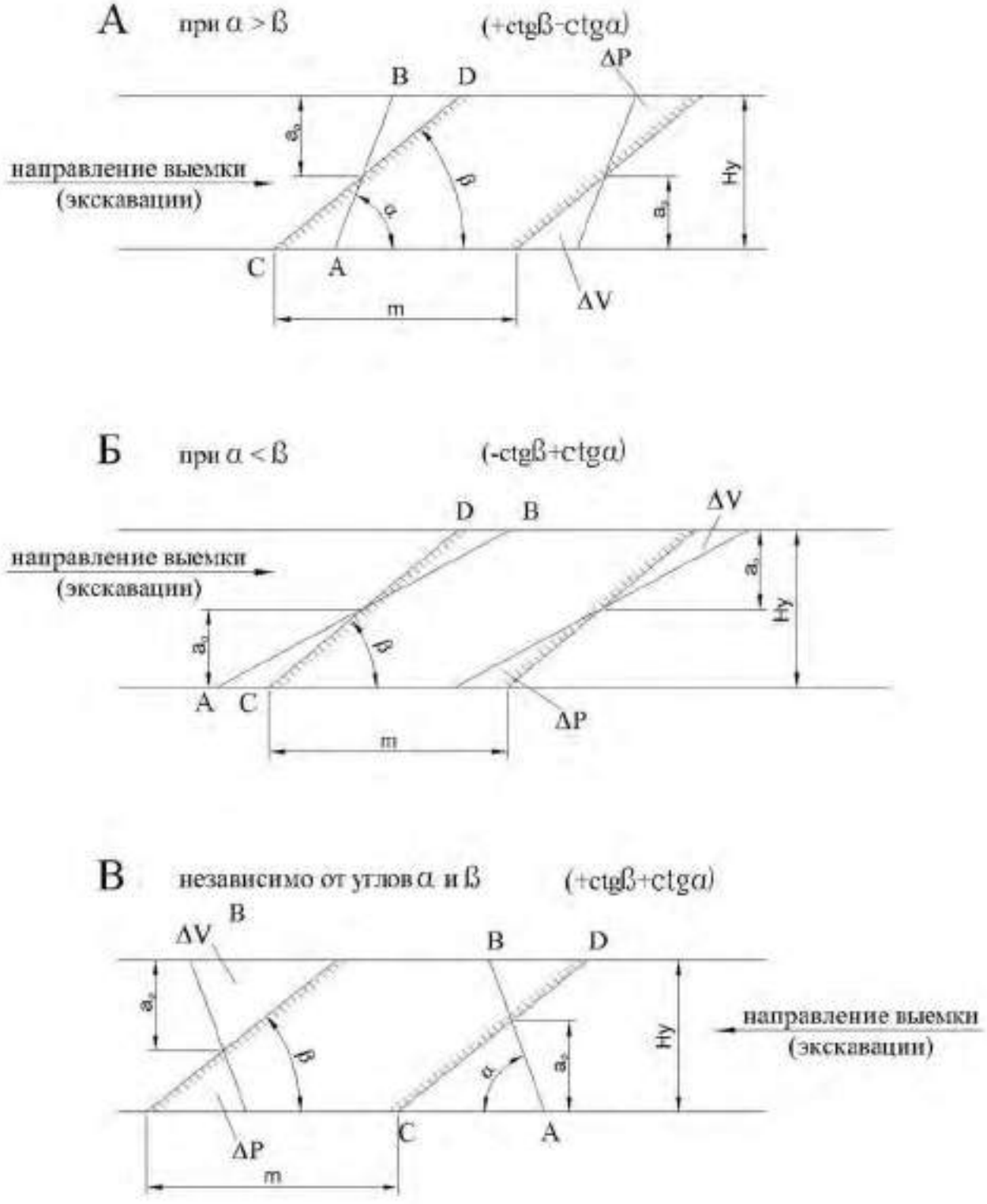


Рис.2.1. Направление развития фронта работ в зависимости от угла откоса заходки (α) и угла падения залежи (β).

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 «ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО УГЛЮ С УЧЁТОМ ВЫХОДА ШТЫБА»

Цель работы:

1. Найти такие годовые объёмы добычи угля по пластам, при которых годовой объём добычи всего карьера был бы максимальным.
2. Найти выход штыба с первого и второго пластов. Исходя из имеющегося круга потребителей годовой объём выхода штыба на карьере не должен превышать 121 тыс. тонн.

Примечание: Штыб – это уголь (антрацитовая мелочь) с размером фракции менее 3 мм, служит как топливо для ТЭЦ, ГРЭС и др.

Исходные данные к работе приведены в приложении 2.

Пример выполнения работы: Карьер разрабатывает два угольных пласта. Первый пласт даёт выход штыба 20%, второй 30%. При разработке только первого пласта объём годовой добычи карьера составил бы 500 тыс. тонн угля; при разработке только второго пласта – 200 тыс. тонн угля. По условию опережения горных работ добыча со второго пласта не может опережать добычу с первого пласта.

Порядок выполнения работы:

1. Пусть X и Y – годовая добыча (тыс.тонн) соответственно по первому и по второму пласту. Тогда годовая добыча по карьеру составит:

$$Z = X + Y$$

Кроме того, согласно условию:

$$X \leq 500$$

$$Y \leq 200$$

$$Y \leq X$$

2. Так как годовой объём выхода штыба с первого пласта равен $0{,}2X$, а со второго $0{,}3Y$, то их суммарный выход $0{,}2X + 0{,}3Y$ не должен превышать 121 тыс. тонн, т.е. $0{,}2X + 0{,}3Y \leq 121$.

Таким образом необходимо найти максимум величины $Z = X + Y$ при ограничениях:

$$0 \leq X \leq 500$$

$$0 \leq Y \leq 200$$

$$Y \leq X$$

$$0{,}2X + 0{,}3Y \leq 121$$

3. Решаем эту задачу графически (рисунок 3.1).

Область допустимых значений, определяемая системой неравенств-ограничений, есть многоугольник ***OPQRS*** вместе со своей границей (на рисунке он заштрихован). Заметим, что для построения этого многоугольника все неравенства следует заменить равенствами и построить соответствующие прямые.

$$x = 500$$

$$y=200$$

$$y=x$$

$$2x+3y=1210$$

Рассмотрим выражение $Z = X + Y$. Придавая Z различные значения получим семейство параллельных прямых.

Заметим, что все эти прямые проходят через вершины многоугольника ***OPQRS***. Наибольшее значение величин Z принимает в вершине R.

Таким образом, Z_{max} = 570 тыс. тонн, X_{max} = 500 тыс. тонн, Y_{max} = 70 тыс. тонн.

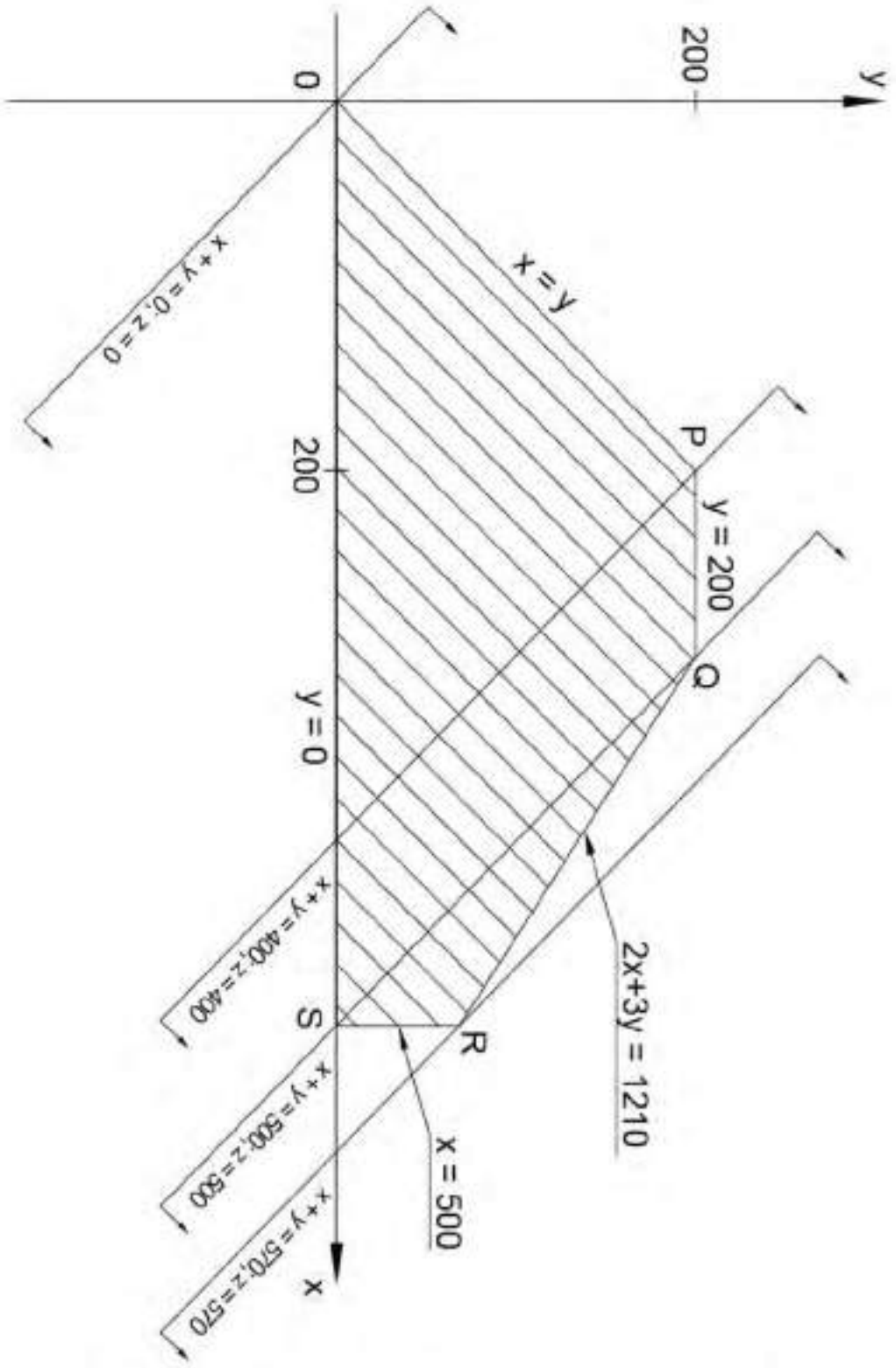


Рисунок 3.1. Область допустимых значений, определяемая системой неравенств - ограничений

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 «РАСЧЁТ ПАРКА ЭКСКАВАТОРОВ НА ДОБЫЧЕ ПРИ УСРЕДНЕНИИ КАЧЕСТВА РУД»

Цель работы: Рассчитать резерв производительности экскаваторов на добыче и в случае необходимости организацию подшихтовочно-усреднительного склада.

Необходимое количество экскаваторов (***n***) на добыче, с учётом выполнения требований к усреднению качества определяется по графику (рис. 4.1) в зависимости коэффициента однородности качества от коэффициента резерва производительности экскаваторов на добыче:

$$k_0 = f(k_p)$$

Под коэффициентом неоднородности качества (k_0) понимается отношение максимального допустимого значения среднеквадратичного отклонения усредняемого компонента в сменных объёмах добычи к среднеквадратичному отклонению содержания усредняемого компонента в экскаваторных забоях.

Под коэффициентом резерва производительности экскаваторов (k_p) понимается отношение суммарной производительности работающих на добыче в течении смены экскаваторов к сменной производительности карьера по полезному ископаемому.

Исходные данные: Принимаются согласно приложению №3.

1. Производительность карьера по руде (***Qк***), т/смену.
2. Производительность экскаватора по руде (***Qэ***), т/смену.
3. среднеквадратичное отклонение содержания усредненного компонента в экскаваторном забое (***σk***), %.
4. Максимально допустимое значение среднеквадратичного отклонения содержания усредняемого компонента (***σдоп***), %.

Примечание: Расчёт выполняется для железорудных карьеров.

Порядок выполнения работы:

1. Определяется допустимое значение коэффициента неоднородности качества руды:

$$k_o = \frac{\sigma_{доп}}{\sigma_к}$$

2. Определяется минимально необходимое число экскаваторов на добыче:

$$n = \frac{Q_к}{Q_э}$$

Если *n* – дробное число, оно округляется до ближайшего целого в большую сторону.

3. Определяется коэффициент резерва производительности экскаватора на добыче:

$$k_р = \frac{n \cdot Q_э}{Q_к}$$

4. На графике (рис. 5.1) по оси абсцисс откладывается значение $k_р$ и из этой точки восстанавливается перпендикуляр до пересечения с кривой, соответствующей принятому числу экскаваторов n. Ордината точки пересечения k_0 сравнивается с величиной $k_{доп}$ и, если $k_0 \leq k_{доп}$ расчёт закончен, т.к. принятое число экскаваторов n обеспечивает выполнение требований, предъявляемых к качеству руды. В противном случае число экскаваторов увеличивается на единицу и расчёт повторяется.
5. Рассчитывается необходимость организации подшихтовочно-усреднительного склада. Для оценки необходимости организации склада принимается:

Вывод по работе:

Если $n \cdot (k_p - 1) \leq 1$ - организация подшихтовочно-усреднительного склада нецелесообразна.

Если $n \cdot (k_p - 1) \geq 1$ - организация подшихтовочно-усреднительного склада целесообразна.

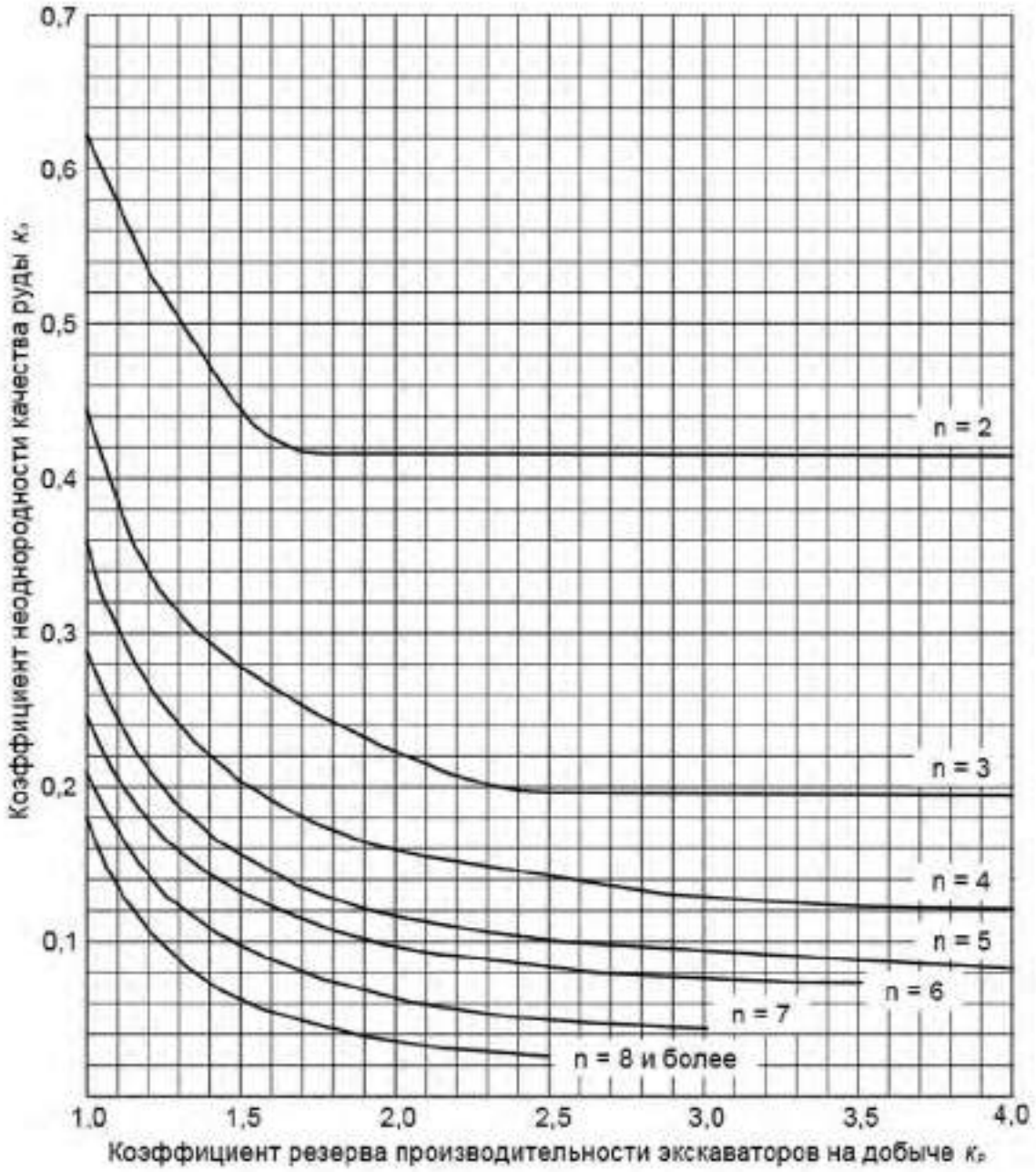


Рисунок 4.1 – График зависимости $k_o = f(k_p)$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 «РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМОВ ДОБЫЧИ РУДЫ МЕЖДУ ЭКСКАВАТОРАМИ ПРИ ТРЕБУЕМОМ СОДЕРЖАНИИ МЕТАЛЛА В РУДЕ»

Цель работы: Распределение объёмов добычи руды между экскаваторами при требуемом содержании металла в руде

Исходные данные: Принимаются согласно приложению №4. В работе находятся 5 экскаваторов, продолжительность смены 8 часов. Планируемый объём добычи в смену ***Q***, тыс. т. Требуемое содержание железа α_i , %. Требуемый объём добычи у каждого забоя q_i, тыс.т. Предполагается, что сумма $\sum q_i \triangleright Q$. Содержание железа в ***i***-ом забое равно α_i, %.

Методика выполнения работы: При решении данного класса задач (оптимизации) требуется найти вектор ***X***, минимизирующий целевую функцию ***L***.

$$L = \min\left|F(x) - \overline{M}\right|$$

где ***F(x)*** – содержание основного усредняемого компонента в запланированном объёме.

M – требуемое содержание основного компонента.

Сущность метода решения представляется в виде линейных комбинаций решения двух вспомогательных задач:

1. Поиск максимальной функции ***F(x)***;
2. Поиск минимальной функции ***F(x)***;

Нахождение набора $\{b_i\} i = 1,\ldots, n$ - решение максимальной задачи.

Нахождение набора $\{c_i\} i = 1,\ldots, n$ - решение минимальной задачи.

$i = 1 \ldots n$ – количество забоев экскаваторов.

B_i и c_i – объёмы добычи, которые необходимо планировать ***i***-му экскаватору, что бы решение основных задач было оптимальным.

Оптимальный план находится по формуле:

$$a_i = b_i \cdot \gamma + c_i \cdot (1 - \gamma)$$

где γ – коэффициент взвешенности, определяется:

$$\gamma = \frac{\overline{M} - M''}{M' - M''}$$

где $M'' = \sum_{i=1}^{n} c_i \cdot \alpha_i$; $M' = \sum_{i=1}^{n} b_i \cdot \alpha_i$; $\overline{M} = Q \cdot \overline{\alpha}_{ср}$, при этом должно выполняться условие:

$$M' \geq \overline{M} \geq M''$$

Пример выполнения работы: Пусть в работе находятся 5 экскаваторов. следовательно, i изменяется от 1 до 5. Q = 9,500 тыс. т/смену, $\alpha_ф$ = 28%.исходная информация и решение приводится в табличной форме.

Таблица 5.1.

Число экска-ватО-ров, №	Исходные данные		Максималь-ная задача		Минимальная задача		Оптимальный вариант
	q_i	α_i	b_i	$b_i \alpha_i$	c_i	$c_i \alpha_i$	$\alpha_i = b_i\gamma + c_i(1-\gamma)$
1	3,2	35	3,2	112	0	0	α_1=0,6
2	3,2	33	3,2	105,6	1,9	62,7	α_2=2,1
3	3,2	30	3,1	93	3,2	96	α_3=3,2
4	2,2	24	0	0	2,2	52,8	α_4=1,8
5	2,2	20	0	0	2,2	44	α_5=1,8
Σ	Σ q_i= 14 тыс.т	$\alpha_ф$= 28,4%	Σ b_i= 9,5 тыс.т	M'= 310	Σ c_i= 9,5 тыс.т	M_0= 255,5	Q= 9,5 тыс.т

1. Экскаваторы в таблице располагаются ***в порядке убывания содержания железа в руде.***

2. Решается максимальная задача, экскаваторы, начиная с первого, загружаются на полную мощность до требуемого объёма добычи, 9,5 тыс. т руды и находим среднее содержание железа

$$b_i \begin{cases} 3,2-1,2 \\ 3,1-3 \\ 0-4,5 \end{cases}$$

$$b_{i-j} = a_i \cdot b_i$$

$$b_{i-1} = 35 \cdot 3,2 = 112$$

$$b_{i-2} = 33 \cdot 3,2 = 105,6$$

$$b_{i-3} = 30 \cdot 3,1 = 93$$

$$b_{i-4} = 0$$

$$b_{i-5} = 0$$

3. Решается минимальная задача, экскаваторы загружаются так же на полную мощность, но в обратном порядке, начиная с 5-го забоя.

$$c_i \begin{cases} 1,9-2 \\ 2,2-4,5 \\ 3,2-3 \\ 0-1 \end{cases}$$

$$c_{i-j} = c_i \cdot a_i$$

$$c_{i-1} = 0$$

$$c_{i-2} = 33 \cdot 1,9 = 62,7$$

$$c_{i-3} = 30 \cdot 3,2 = 93$$

$$c_{i-4} = 24 \cdot 2,2 = 52,8$$

$$c_{i-5} = 20 \cdot 2,2 = 44$$

Примечание: Второй экскаватор загружается на величину, не достающую до требуемого объёма добычи 9,5 тыс. т.

4. устанавливается требуемое содержание железа в руде (M) и определяется коэффициент взвешенности:

$$\overline{M} = Q \cdot \alpha_{ср} = 9{,}5 \cdot 28 = 266$$

$$310 \triangleright 266{,}0 \triangleright 255{,}5$$

$$\gamma = \frac{\overline{M} - M'}{M'' - M'} = \frac{266 - 255{,}5}{310 - 255{,}5} = 0{,}19$$

5. Находим оптимальный вариант загрузки экскаваторных забоев с заданной производительностью с учётом предъявляемых требований по содержанию железа в руде:

$$\alpha_1 = 3{,}2 \cdot 0{,}19 + 0 \cdot (1 - 0{,}19) = 0{,}6 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_2 = 3{,}2 \cdot 0{,}19 + 1{,}9 \cdot (1 - 0{,}19) = 2{,}1 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_3 = 3{,}1 \cdot 0{,}19 + 3{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 3{,}2 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_4 = 0 \cdot 0{,}19 + 2{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 1{,}8 \text{, тыс. т}$$

$$\alpha_5 = 0 \cdot 0{,}19 + 2{,}2 \cdot (1 - 0{,}19) = 1{,}8 \text{, тыс. т}$$

Вывод по работе: приведённые в таблице значения α_i обеспечивают содержание железа в запланированном объёме добычи руды, равное требуемому содержанию 28%.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 6 «РАСЧЁТ КОЭФФИЦИЕНТА УСРЕДНЕНИЯ НА ВНУТРИКАРЬЕРНЫХ СКЛАДАХ»

Цель работы: Ознакомить студентов с оценкой технологической эффективности усреднения руд на складах.

Эффективность организационно технических мероприятий по усреднению руд на карьерных складах оценивается через коэффициент усреднения (η) сравнением стандартов в рудном потоке, поступающем на склад, и выходном потоке со склада:

$$\eta = 1 - \frac{\sigma'}{\sigma}$$

где σ' – среднеквадратичное отклонение в потоке руды со склада, %

σ – среднеквадратичное отклонение в потоке руды, поступающем на склад, %

Примечание: коэффициент усреднения (η) изменяется в пределах 0,0-1,0. Значение $\eta = 0$ означает отсутствие эффекта усреднения, $\eta = 1$ идеальное усреднение.

Для определения усреднительной способности склада необходимо изучить влияние следующих параметров:

- коэффициент разрыхления (K_p),
- среднего диаметра куска рудной массы (d_{cp}),
- высоты забоя (H),
- ёмкости ковша экскаватора (E),
- показателя изменчивости качества в сечении забоя (λ), см. рисунок.

Основные расчётные формулы:

$$\eta = 1 - \frac{\sigma'}{\sigma} = 1 - \sqrt{\frac{\frac{\alpha^2}{\beta^2} \cdot T \cdot \lambda + k}{(1 + \alpha + \frac{\alpha}{\beta}) \cdot (T \cdot \lambda \cdot K + 1)}},$$

$$k = \frac{\alpha}{\beta} \cdot T \cdot \lambda + \frac{\alpha}{\beta} + \alpha + 1$$

где: α – показатель обрушения, ед.;

β – относительный параметр массообмена, ед.;

T – постоянная времени, с.;

k – параметр, учитывающий объём обрушения пород при единичном акте копания.

Условные обозначения:

Физические характеристики рудной массы

Коэффициент разрыхления, ед	k_p
Средний диаметр куска, м	d_{cp}
Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова, ед	f
Плотность пород в целике, т/м^3	γ=2,9-3,2

Технологические параметры склада и горно-выемочного оборудования

Высота склада, м	H
Ширина заходки, м	B
Длина склада, м	L
Ёмкость ковша экскаватора, м^3	E
Глубина внедрения ковша, м	H
Высота копания, м	$h_{коп}$
Ширина ковша, м	$b_к$

Текущая производительность черпания (интенсивность копания), Q м³/с

Удельное сопротивление копанию, кгс/см² k_F

Коэффициент экскавации, ед $k_э$

Коэффициент подвижности рудной массы, ед m

Коэффициент мощности рабочего оборудования мехлопаты (для ЭКГ-5А – 0,8; для ЭКГ-8И(10) – 0,87) A

Коэффициент разрыхления породы в забое, доля ед. (1,2-1,4) k_p

Глубина подработки забоя, достаточная для возникновения обрушения сверху, м α_{cp}

Горнотехнические параметры:

Угол естественного откоса, град. ($35^0 – 36^0$) φ

Угол откоса забоя, град. ($60^0 – 70^0$) μ

Количество технологических слоёв в течении склада, ед. N

Коэффициент внутреннего трения, ед. v

Исходные данные к работе: см. приложение 5.

Порядок выполнения работы:

1. определяется коэффициент подвижности рудной массы в забое экскаватора:

$$m = 1 + 2v^2 - 2v \cdot \sqrt{1 + v^2};$$

$$v = tg\varphi$$

2. Устанавливается глубина внедрения ковша экскаватора (h).

$$h = 2{,}6 \cdot k_p^2 - 4{,}26 \cdot k_p + 1{,}8p$$

3. В зависимости от коэффициента экскавации рудной массы ($K_э$) и рабочих параметров экскаватора (E, $e_п$) находим высоту копания

$$h_{коп} = \frac{E \cdot k_з}{b_c \cdot h}$$

Примечание: Коэффициент экскавации устанавливается на основе зависимости $k_з = f(\alpha_{ср})$ (см. рис. 7.2) при $d_ср = (0{,}15 \div 0{,}3) \cdot \sqrt[3]{E}$

4. Определяется показатель обрушения породы в забое (α), относительный параметр массообмена (β) в зоне непосредственного черпания ковшом экскаватора и текущая производительность черпания (интенсивность копания) (Q):

$$\alpha = (\frac{H - h_{коп}}{Z \cdot h_{заг}} + \frac{h \cdot ctg\varphi}{4b_c}) \cdot k_р,$$

$$Z = \frac{a_{сп}}{h},$$

$$a_{ср} = \frac{0{,}92(k_р - 0{,}3)k_р}{\gamma \cdot \sin 2\mu \cdot (tg\mu - tg\delta)},$$

$$k_р = 3{,}18(\frac{6{,}47}{k_р} - 4{,}14) \cdot (\frac{0{,}108}{h} - 0{,}38) \cdot (0{,}51 + 0{,}11f) \cdot (0{,}41 + 2d_ср),$$

$$\beta = \alpha \cdot m,$$

$$Q = \frac{A}{k_р \cdot k_г},$$

$$\lambda = -\ln\zeta = \ln\left[\cos(\frac{\pi}{2}(1 - \frac{1}{N}))\right].$$

5. По зависимости (7.2) рассчитывается коэффициент усреднения на складе за постоянную времени (T):

$$T = \frac{E \cdot k_з}{Q}.$$

6. Определяется объём склада (V) и вместимость склада ($Q_ск$)

$$V = b \cdot H \cdot L,$$

$$Q_{ск} = \frac{V \cdot \gamma}{k_р}.$$

Отчётность по работе: Даётся оценка эффекта усреднения руды на внутрикарьерном складе.

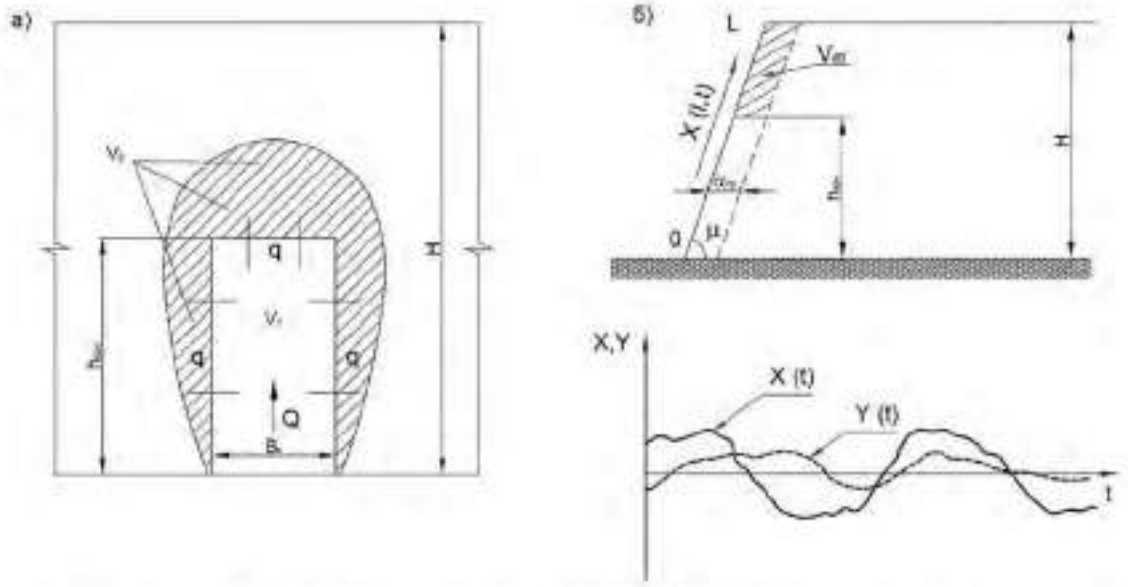


Рисунок 6.1 - Принимаемые схемы массообмена руды (а) и формирования входного потока (б) в забое

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 7 «ОПЕРАТИВНОЕ (ДИСПЕТЧЕРСКОЕ) УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОГО СЫРЬЯ (ДЕЛОВАЯ ИГРА)»

Цель работы: Проведение со студентами профессионального тренинга на тему «Оперативное управление качеством рудного сырья». Тренинг проводится с использованием специализированного программного обеспечения «Горно-обогатительный комбинат», разработанного кафедрой «Прикладной математики и вычислительной техники» Ленинградского горного института. Лабораторная работа направлена на приобретение опыта прогнозирования результатов решения, освоение алгоритма и правил принятия решений, способствующих достижению плановых технико-экономических показателей в условиях существующих ограничений.

Исходные данные: В распоряжении участников имеется20 транспортных средств, обслуживающих три добычных участка, каждому из которых, с помощью генератора случайных чисел определена производственная задача следующего вида:

- расстояние транспортирования - l_i, м;
- скорость движения машин - V_i, км/ч;
- качество рудной массы - α_i, %;
- себестоимость добычи руды - C_i, руб/т(i=1,2,3);

В ходе тренинга с помощью программного обеспечения рассчитываются суммарные плановые показатели:

- по количеству руды - $Q_{пл}$, т;
- по качеству руды - $\alpha_{пл}$, %;
- по себестоимости добычи руды - $C_{пл}$, руб/т.

Теоретические положения: Смысл оперативного (диспечерского) управления качеством рудного сырья заключается в том, что каждый участник, зная систему условий среды (расстояние от участков карьера до обогатительной фабрики, скорость движения транспортных средств по участкам, качество и себестоимость добычи руды на них), должен распределить 20 транспортных средств между 3-мя рудными участками таким образом, что бы обеспечить выполнение плановых показателей по количеству, качеству и себестоимости добычи сырья на 100%.

Сложность управления состоит в том, что при сбалансированной работе значительное перевыполнение, а тем более невыполнение плана даже одного из показателей отрицательно сказывается на работе всего комплекса.

Предусмотрено два режима программы: обучающий и игровой.

Для участников тренинга главное быстро оценить обстановку и выбрать наиболее рациональное решение так, чтобы скорректировать «худший» учитываемый показатель управления, не внося при этом большой ущерб другим показателям.

Каждое решение оценивается по бальной шкале, представленной на рис. 7.1.

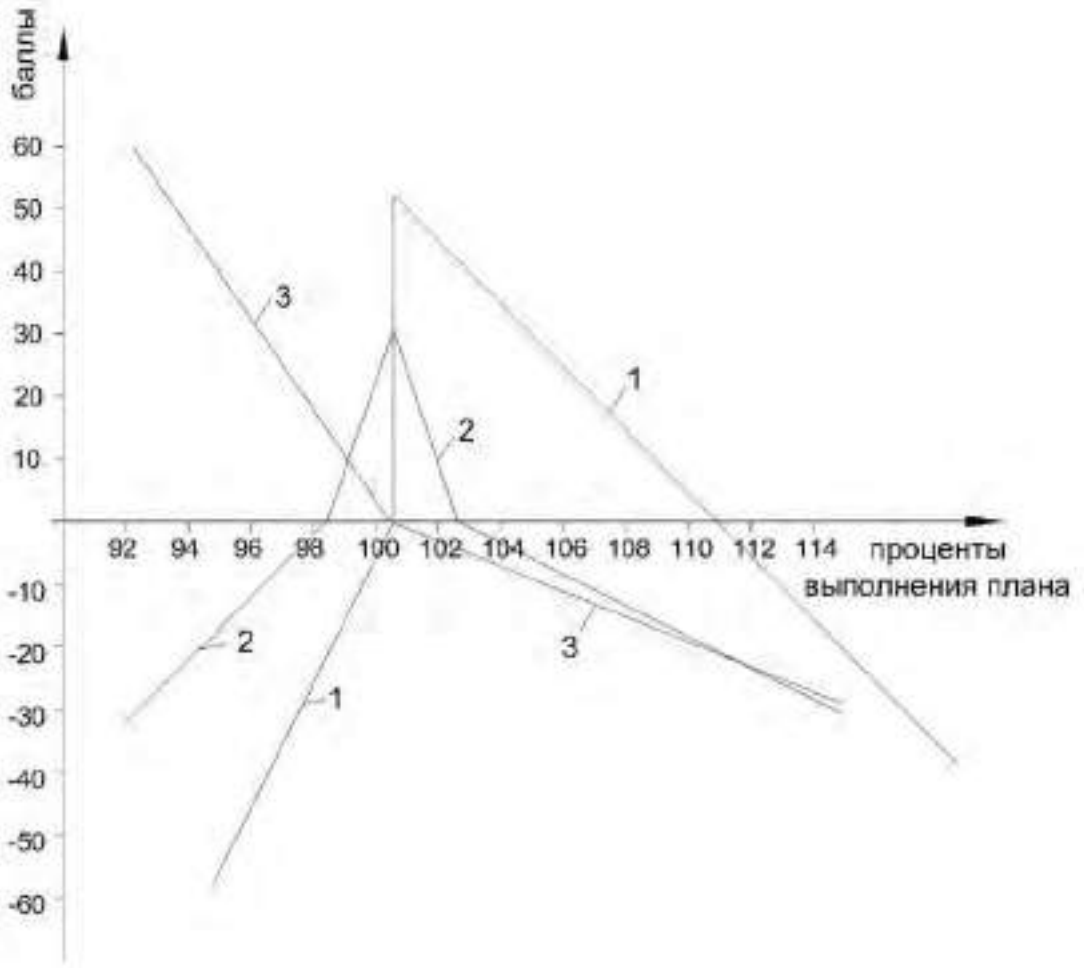


Рис. 7.1. Оценка принятых решений.

Для принятия оптимальных решений следует руководствоваться следующими условиями:

1. Все 20 транспортных средств, имеющихся в наличии у каждого участника, имеют одинаковый типоразмер и одну и туже производительность.
2. Объём сменной добычи рудного сырья с i-го участка (Q_i) пределяется по формуле:

$$Q_i = Pn_i \frac{l_i}{v_i}$$

где n_i – количество транспортных средств, отправляемых на i-й участок;

$\frac{l_i}{v_i}$ - интенсивность движения транспорта;

P - грузоподъёмность

3. Качество добычи сырья в карьере ($\alpha_К$) определяется как:

$$\alpha_К = \sum_{i=1}^{3} \alpha_i \cdot \frac{Q_i}{\sum_{i=1}^{3} Q_i}$$

4. Участки добычи руды в карьере находятся в разных горно-геологических условиях. Это условие учитывается вычислением значений следующей функции:

$$C_i = l_i \frac{\alpha_{max}}{(V_i \cdot \alpha_i)}$$

где α_{max} – максимальное значение качества руды на всех участках.

5. Себестоимость добычи сырья по карьеру ($C_К$) определяется как:

$$C_К = \sum_{i=1}^{3} C_i \cdot \frac{Q_i}{\sum_{i=1}^{3} Q_i}$$

Порядок выполнения работы:

1. Преподаватель задаёт режим работы программы: обучающий или игровой.
2. Участнику необходимо ввести предположительное распределение транспортных средств по участкам добычи руды (три целых числа, разделённых между собой запятой).
3. Провести анализ данных, оценить ситуацию и принять рациональное решение по перераспределению транспортных средств между участками так, чтобы подтянуть «худший» показатель управления, не нанося большой ущерб другим показателям.
4. Игра проводится в течении заданных смен или до победы участника.

ПРИЛОЖЕНИЕ №1

Исходные данные для работы 2

№ п/п	R, %	H_y, м	α, град	β, град	m, м
1	3	10	70	60	9
2		12		50	
3		15		45	
4	4	10	45	50	
5		12		60	
6		15		70	
7	5	10	60	45	12.5
8		12		50	
9		15		70	
10	2	10	70	45	
11		12		50	
12		15		60	
13	3	10	45	50	14
14		12		60	
15		15		70	
16	6	10	60	45	
17		12		50	
18		15		70	
19	7	10	70	50	18.5
20		12		45	

ПРИЛОЖЕНИЕ №2

Исходные данные для работы 3

№ п/п	Пласт 1		Пласт 2	
	выход штаба, %	объём добычи угля, тыс. тонн	выход штаба, %	объём добычи угля, тыс. тонн
1	10	400	20	200
2		500		250
3		550		400
4		600		300
5		650		250
6	15	400	25	200
7		500		250
8		550		400
9		600		300
10		650		250
11	20	550	10	400
12		600		300
13		650		250
14		400		200
15		500		250
16	25	550	30	400
27		600		300
28		650		250
19		400		200
20		500		250

ПРИЛОЖЕНИЕ №3

Исходные данные для работы 4

№ п/п	$Q_к$, тыс. т / смену	$Q_э$, т/смену	σ_k, %	$\sigma_{доп}$, %.
1	10	2500	2,0	0,8
2	12	2600	2,5	0,9
3	14	2700	3,0	1,0
4	16	2800	3,5	1,1
5	18	2900	4,0	1,2
6	20	3000	4,5	0,8
7	22	3100	5,0	0,9
8	24	3200	5,5	1,0
9	26	3300	6,0	1,1
10	10	3400	6,5	1,2
11	12	3500	7,0	0,8
12	13	3600	6,5	0,9
13	14	3700	6,0	1,0
14	15	3800	5,5	1,1
15	16	4000	5,0	1,2
16	17	3900	4,5	0,8
17	18	3700	2,5	0,9
18	19	3500	3,0	1,0
19	20	3300	3,5	1,1
20	21	3100	4,0	1,2

ПРИЛОЖЕНИЕ №4

Исходные данные для работы 5

№ п/п	Q, тыс. т	$\alpha_{ср}$ %	q_i, тыс. т					α_i, %				
			Номера забоев									
			1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
1	7,5	25	2,5	2,5	2,5	1,5	1,5	32	29	17	20	27
2	8	26	2,8	2,8	2,8	1,8	1,8	33	30	18	21	28
3	9	27	3,0	3,0	3,0	2,0	2,0	34	31	29	22	19
4	10	28	3,2	3,2	3,2	2,2	2,2	35	32	23	30	20
5	12	29	3,5	3,5	3,5	2,5	2,5	21	24	31	36	33
6	10	25	3,2	2,5	2,5	1,5	2,5	32	29	17	20	27
7	11	26	3,5	2,8	2,8	1,8	2,2	33	30	18	21	28
8	10	27	3,0	3,0	3,0	2,0	2,0	34	31	29	22	19
9	8	28	2,8	3,2	2,5	2,2	1,8	35	32	23	30	20
10	9	29	2,5	3,5	3,0	2,5	1,5	21	24	31	36	33
1	11	25	2,5	3,5	3,0	2,5	2,5	32	29	17	20	27
12	10,5	26	2,8	3,2	3,2	2,2	2,2	33	30	18	21	28
13	9	27	3,5	3,0	3,5	1,5	1,5	34	31	29	22	19
14	10	28	3,2	2,8	2,5	1,8	1,8	35	32	23	30	20
15	8	29	3,0	2,5	2,8	2,0	2,0	21	24	31	36	33
16	10,5	25	3,0	3,2	3,0	2,2	2,0	32	29	17	20	27
17	11	26	3,2	3,0	2,5	2,5	1,8	33	30	18	21	28
18	9,5	27	2,5	3,5	2,8	1,8	1,5	34	31	29	22	19
19	12	28	3,5	3,2	3,0	2,0	2,2	35	32	23	30	20
20	8,5	29	2,8	2,5	3,2	1,5	2,5	21	24	31	36	33

ПРИЛОЖЕНИЕ №5

Исходные данные для работы 6

№ варианта	Параметры склада, м			Параметры ковша		f	N
	H	b	L	E, $м^3$	$b_к$, $м$		
1	8	15	50	5	2,1	8	15
2							7
3							10
4	8	15	75	5	2,1	7	10
5							3
6							6
7	10	18	75	5	2,1	9	5
8							7
9							2
10	15	18	100	10	2,36	10	10
11							15
12							8
13							3
14	12	20	50	8	2,36	12	10
15							5
16							8
17	12	18	100	10	2,36	14	11
18							3
19							5
20							10

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Анистратов Ю И., Анистратов К Ю , Шадов М И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.	32
2	Анистратов Ю И., Анистратов К Ю Технология открытых горных работ. – М. ООО «НТЦ Горное дело», 2008. - 472 с., илл.	38
3.	Шестаков В А. Рациональное использование недр - М: Недра. 1990 – 223 с.	13
4.	Грачев Ф Г Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. – М: Недра, 1997 - 208 с	5
5	Ломоносов Г. Г Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, 1975. – 224 с	4
6.	Бызов В. Ф Управление качеством продукции карьеров Учеб для вузов. - М. Недра, 1991 – 239 с: илл.	2

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.04 ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 5

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Основные определения: «технология», «планирование». Сущность планирования горных работ.
2. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства
3. Характеристика методов планирования материального производства
4. Классификация задач планирования горных работ
5. Причины отклонений горных работ от планируемых.
6. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ
7. Структура затрат горного производства.
8. Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки.
9. Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки.
10. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.
11. Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки
12. Порядок разработки и согласования планов горных работ

13. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке
14. Сущность квартального и месячного планирования горных работ.
15. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта
16. Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах.
17. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии
18. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Аникратов Ю.И., Аникратов К.Ю., Щадов М.И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2016. – 725 с.	32
2.	Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.	40

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз
1	Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.	112
3	Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Горное дело – информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт, то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Тема 1: Методология планирования горных работ

Основные определения. Сущность планирования горных работ. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства. Характеристика методов планирования материального производства. Классификация задач планирования горных работ. Причины отклонений горных работ от планируемых. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ.

Тема 2: Экономические основы планирования горных работ

Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки. Укрупненные и детальные экономические расчеты. Расчет прямых эксплуатационных издержек, платежей и налогов. Анализ структуры себестоимости. Сущность бюджетного подхода к планированию открытой разработки. Экономическое обоснование главных показателей открытой разработки: текущего коэффициента вскрыши, производительности карьера по полезному ископаемому, качества добываемого полезного ископаемого.

Тема 3: Разработка долгосрочных и перспективных планов развития горных работ

Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки. Способы управления рабочей зоной карьера. Порядок разработки стратегических и долгосрочных планов поддержания (развития) минерально-сырьевой базы предприятия. Горно-геометрические расчеты при долгосрочном и перспективном планировании открытой разработки. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.

Тема 4: Разработка годовых планов горных работ

Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки. Порядок разработки и согласования планов горных работ. Текстовая часть и графическая документация по годовому планированию. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке. Анализ состояния горных работ на карьере. Планирование работ

на участке перемещаемого борта. Способы поддержания фронта горных работ требуемой протяженности.

Тема 5: Разработка текущих и оперативных планов

Сущность квартального и месячного планирования горных работ. Разработка месячного плана-графика отработки экскаваторного блока на участке борта. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта.

Тема 6: Особенности планирования открытой разработки в различных условиях

Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня. Информационные технологии при планировании горных работ на карьерах. Характеристика программных средств планирования горных работ.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.05 РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР

Специальность

21.05.04 Горное дело

*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент. Костин А.Л.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1 ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ.....3

3 ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР».....5

4 ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР».....6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Воздействие горного производства на подсистемы биосферы. Техногенное влияние на окружающую среду.
2. Основы законодательства о недропользовании.
3. Основные источники загрязнения окружающей среды при ведении горных работ.
4. Комплексное извлечение полезных ископаемых.
5. Воздействие горного производства на воздушную среду. Источники загрязнения.
6. Недра. Качественные и количественные потери полезного ископаемого.
7. Предельно-допустимые концентрации вредных примесей и их нормирование.
8. Общая схема борьбы с загрязнением воды на горном производстве.
9. Восстановление нарушенных земель.
10. Способы и средства охраны воздушного бассейна.
11. Ионизирующее загрязнение (источники, мероприятия по защите от ионизирующего воздействия).

12. Основы водного законодательства.
13. Методы электрохимической очистки сточных вод горного предприятия.
14. Шумовое загрязнение. Методы борьбы с шумом.
15. Воздействие горного производства на водную среду.
16. Отходы горных производств и их использование.
17. Принципы выбора типа и параметров очистных сооружений.
18. Электромагнитное излучение и методы защиты от его воздействия.
19. Виды энергетического загрязнения окружающей среды.
20. Качество воды. ПДК и ПДС.
21. Типы физико-химической очистки сточных вод.
22. Нарушение земной поверхности горным производством.
23. Способы химической очистки сточных вод горного предприятия.
24. Виды рекультивации.
25. Организованные и неорганизованные источники загрязнения.
26. Источники пылегазовых выбросов горного предприятия.
27. Физическое, механическое и химическое нарушение земной поверхности.
28. Биохимическая очистка сточных вод.
29. Категории горно-промышленных сточных вод.
30. Разубоживание и количественные потери полезного ископаемого.
31. Источники вибрации на горном предприятии. Методы снижения вибрации.
32. Источники загрязнения атмосферы.
33. Классификация источников загрязнения по геометрическим параметрам.
34. Мероприятия по охране воздушного бассейна.
35. Методы очистки от загрязняющих газообразных веществ.
36. Основные документы, регламентирующее требования и правила недропользования.
37. Классификация уровней загрязнения воздуха по степени опасности для здоровья.
38. Мероприятия по охране воздушной среды при ведении буровзрывных работ.
39. Термическая очистка сточных вод горного предприятия.
40. Оценка антропогенного воздействия на окружающую среду.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Горное дело и окружающая среда : учебник / С. В. Сластунов [и др.]. - Москва : Логос, 2001. - 272 с. : ил. - Библиогр.: с. 279-281. - **ISBN** 5-94010-110-0	104
2	Голик, Владимир Иванович. Горное дело и окружающая среда : учебное пособие : для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых" / В. И. Голик, В. И. Комащенко, И. В. Леонов. - Москва : Академический Проект : Культура, 2011. - 210 с. : ил. - (Gaudeamus). - ISBN 978-5-8291-1303-2	15
3	Боголюбов С.А. Правовые основы природопользования и охраны окружающей среды : учебник для академического бакалавриата / С. А. Боголюбов, Е. А. Позднякова ; Высшая школа экономики, Национальный исследовательский университет. - Москва : Юрайт, 2015. - 396 с. : ил. - (Бакалавр. Академический курс). - Библиогр.: с. 384-385. - ISBN 978-5-9916-4421-1	15
4	Чеснокова, Т.А. Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов/ Т.А. Чеснокова, Н.В. Тукумова, А.П. Куприяновская, О.В. Кашина. Иваново: ИГ - ХТУ, 2014. — 170 с.	Электронный ресурс

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
2	Леонтьев, Александр Терентьевич. Рациональное использование и охрана недр. Планирование развития горных работ [Текст] : учебное пособие / А. Т. Леонтьев ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2018. - 75 с. : табл. - Библиогр.: с. 74	40
3	Кругликов В.Н. Промышленная экология и рациональное природопользование. Нормативно-правовые основы деятельности : справочник / В. Н. Кругликов, Т. А. Мусихина, Ю. А. Нифонтов ; под ред. Т. А. Мусихиной ; Российская экологическая академия. - Санкт-Петербург : Профессионал, 2009. - 364 с. - Библиогр.: с. 356-357. - ISBN 978-5-91259-022-1	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

Scopus: https://www.scopus.com/customer/profile/display.uri

E-library: электронная научная библиотека: https://elibrary.ru

E-library: электронная научная библиотека: https://elibrary.ru

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР»

Тема 1: Виды воздействия горного производства при эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых на подсистемы биосферы

Техногенное влияние на природную среду. Основные виды воздействия горно-добычного производства на окружающую среду. Основные виды управления природопользованием.

Тема 2: Энергетическое воздействие на окружающую среду

Шумовое, ультра- и инфразвуковое, электромагнитное, световое воздействие. Вибрация. Ионизирующее загрязнение. Методы защиты от энергетических воздействий.

Тема 3: Воздействие горного производства на атмосферу: способы оценки, методы защиты

Источники загрязнения атмосферы на горном предприятии. Классификация источников. Средства контроля за состоянием воздушной среды. Мероприятия по защите и снижению загрязнения атмосферы

Тема 4: Воздействие горного производства на гидросферу: способы оценки, методы защиты, использование воды в замкнутом цикле, оптимизация водного баланса

Классификация горно-промышленных сточных вод. Водный баланс. Регулирование водного баланса. Состав сточных вод. Способы и средства очистки сточных вод. Мероприятия по снижению уровня загрязнения сточных вод, повторное использование отработанных вод. Основы водного законодательства.

Тема 5: Воздействие горного производства на земную поверхность: способы оценки, методы защиты, рекультивационные мероприятия

Виды нарушений земной поверхности: химическое, физическое, механическое. Мероприятия по рациональному землепользованию при строительстве объектов горно-добычного производства. Инженерные способы защиты от деформаций земной поверхности вблизи горных выработок. Виды и направления рекультивации. Баланс изымаемых и возвращаемых в оборот земель.

Тема 6: Мало- и безотходные технологии, применяемые при комплексном подходе к освоению месторождений твердых полезных ископаемых

Отходы горных производств, способы утилизации и полезное использование отходов горного-добычного производства. Малоотходные, безотходные и ресурсовоспроизводящие горные технологии.

Тема 7: Охрана недр: законодательство в сфере недропользования. Горный отвод. Комплексный подход к освоению недр

Закон о недрах. Правила охраны недр. Геологическая и маркшейдерская ежегодная отчетность о движении запасов. Горный отвод. Основные принципы комплексного подхода к освоению недр.

Тема 8: Охрана недр: определение видов потерь твердых полезных ископаемых, места их образования. Возможные направления сокращения потерь

Виды потерь твердых полезных ископаемых: общекарьерные, эксплуатационные. Места образования потерь. Методы количественной оценки потерь. Пути сокращения нормативных показателей потерь

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ, ПРАКТИЧЕСКИХ И САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ОХРАНА НЕДР

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ВЫПОЛНЕНИЕ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ 3
2. ВЫПОЛНЕНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 4

1. Выполнение контрольной работы

Задание выполняется по одному из разделов лекционного курса группами по 2-3 человека. Все восемь разделов должны быть охвачены разными группами. В ходе контрольной работы студенты подготавливают по выбранной теме презентацию, которую представляют вместе с докладом для получения оценки. Остальные обучающиеся по завершении каждой презентации задают уточняющие вопросы, участвуют в обсуждении темы и конспектирует основные моменты презентации.

Перечень разделов:

1.	Виды воздействия горного производства при эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых на подсистемы биосферы
2.	Энергетическое воздействие на окружающую среду
3.	Воздействие горного производства на атмосферу: способы оценки, методы защиты
4.	Воздействие горного производства на гидросферу: способы оценки, методы защиты, использование воды в замкнутом цикле, оптимизация водного баланса
5.	Воздействие горного производства на земную поверхность: способы оценки, методы защиты, рекультивационные мероприятия
6.	Мало- и безотходные технологии, применяемые при комплексном подходе к освоению месторождений твердых полезных ископаемых
7.	Охрана недр: законодательство в сфере недропользования. Горный отвод. Комплексный подход к освоению недр
8.	Охрана недр: определение видов потерь твердых полезных ископаемых, места их образования. Возможные направления сокращения потерь

Темы докладов и презентаций:

1. Рекультивация выработанного пространства карьера. Виды рекультивации
2. Технологии утилизации отходов горного производства
3. Способы и методы оценки негативного воздействия горного производства на водную среду
4. Способы и методы очистки сточных вод
5. Способы и методы оценки негативного воздействия горного производства на атмосферу
6. Нарушения земной поверхности, связанные с производством горных работ
7. Виды техногенного влияния горного производства на окружающую среду
8. Защита атмосферы от вредного воздействия работы горного предприятия
9. Влияние газопылеобразных отходов добычи полезных ископаемых на климат планеты
10. Влияние открытых горных работ на геодинамическое состояние горного массива
11. Энергетические виды загрязнения окружающей среды
12. Правила охраны недр, основные принципы при добыче полезных ископаемых
13. Виды потерь полезных ископаемых.
14. Методики расчета потерь твердых полезных ископаемых.

Критерии оценивания: Наглядность представленных материалов – 0-2 балла, Полнота и глубина освоения материала – 0-2 балла, четкая и грамотная речь – 0-1 балл.

Критерии оценки:
5 баллов - оценка «отлично»;

4 балла - оценка «хорошо»;
3 балла - оценка «удовлетворительно»;
0-2 балла - оценка «неудовлетворительно».

2. Выполнение самостоятельной работы

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Рациональное использование природных ресурсов и охрана недр» являются:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение тем курса;
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к тестированию;
- подготовка к практическим занятиям;
- подготовка к зачету.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

В процессе изучения учебной дисциплины следует:

1. Ознакомиться с рабочей учебной программой дисциплины. Рабочая учебная программа содержит перечень тем, которые необходимо изучить, планы лекционных и практических занятий, вопросы к текущей и промежуточной аттестации, перечень основной, дополнительной литературы и ресурсов информационно-коммуникационной сети «Интернет».

2. Ознакомиться с календарно-тематическим планом самостоятельной работы обучающихся.

3. Посещать теоретические (лекционные) и практические занятия.

4. При подготовке к практическим занятиям, а также при выполнении самостоятельной работы следует использовать методические указания для обучающихся.

При подготовке к практическим занятиям требуется:

- изучить теоретический материал, используя основную и дополнительную литературу, электронные ресурсы;
- выполнить расчетно-графические работы;
- ответить на вопросы опросного списка.

Изучение дисциплины производится в тематической последовательности. Самостоятельному изучению материала, как правило, предшествует лекция. На лекции даются указания по организации самостоятельной работы, срокам сдачи заданий, порядке проведения зачета. Информацию о графике выполнения самостоятельных работ и критериях оценки учебной работы обучающегося преподаватель сообщает на первой лекции курса.

Организация самостоятельной работы обучающихся

Самостоятельная работа студентов (СРС) - обязательная и неотъемлемая часть учебной работы обучающегося по данной учебной дисциплине. Общие планируемые затраты времени на выполнение всех видов аудиторных и внеаудиторных заданий соответствуют бюджету времени работы обучающихся, предусмотренному учебными планами по дисциплине в текущем семестре.

Перечни аудиторных и внеаудиторных занятий, вносимых в графики СРС, определяются в соответствии с программой учебной дисциплины.

Работа с книгой

Изучать курс рекомендуется по разделам и темам, предварительно ознакомившись с содержанием каждой из них по программе. При первом чтении следует стремиться к получению общего представления об излагаемых вопросах, а также отмечать трудные или неясные моменты. При повторном изучении темы необходимо освоить все теоретические положения, математические зависимости и их выводы, а также принципы составления уравнений реакций. Рекомендуется вникать в сущность того или иного вопроса, но не пытаться запомнить отдельные факты и явления. Изучение любого вопроса на уровне сущности, а не на уровне отдельных явлений способствует более глубокому и прочному усвоению материала.

Изучая курс, полезно обращаться и к предметному указателю в конце книги. Пока тот или иной раздел не усвоен, переходить к изучению новых разделов не следует. Краткий конспект курса будет полезен при повторении материала в период подготовки к экзамену.

Изучение курса должно обязательно сопровождаться выполнением упражнений и решением задач. Решение задач - один из лучших методов прочного усвоения, проверки и закрепления теоретического материала. Этой же цели служат вопросы для самопроверки и тренировочные тесты, позволяющие контролировать степень успешности изучения учебного материала.

Консультации

Изучение дисциплины проходит под руководством преподавателя на базе делового сотрудничества. В случае затруднений, возникающих при изучении учебной дисциплины, обучающимся следует обращаться за консультацией к преподавателю, реализуя различные коммуникационные возможности: очные консультации (непосредственно в университете в часы приема преподавателя), заочные консультации (посредством электронной почты).

Содержание курса

Тема 1: Виды воздействия горного производства при эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых на подсистемы биосферы

Техногенное влияние на природную среду. Основные виды воздействия горно-добычного производства на окружающую среду. Основные виды управления природопользованием.

Тема 2: Энергетическое воздействие на окружающую среду

Шумовое, ультра- и инфразвуковое, электромагнитное, световое воздействие. Вибрация. Ионизирующее загрязнение. Методы защиты от энергетических воздействий.

Тема 3: Воздействие горного производства на атмосферу: способы оценки, методы защиты

Источники загрязнения атмосферы на горном предприятии. Классификация источников. Средства контроля за состоянием воздушной среды. Мероприятия по защите и снижению загрязнения атмосферы

Тема 4: Воздействие горного производства на гидросферу: способы оценки, методы защиты, использование воды в замкнутом цикле, оптимизация водного баланса

Классификация горно-промышленных сточных вод. Водный баланс. Регулирование водного баланса. Состав сточных вод. Способы и средства очистки сточных вод. Мероприятия по снижению уровня загрязнения сточных вод, повторное использование отработанных вод. Основы водного законодательства.

Тема 5: Воздействие горного производства на земную поверхность: способы оценки, методы защиты, рекультивационные мероприятия

Виды нарушений земной поверхности: химическое, физическое, механическое. Мероприятия по рациональному землепользованию при строительстве объектов горно-добычного производства. Инженерные способы защиты от деформаций земной поверхности вблизи горных выработок. Виды и направления рекультивации. Баланс изымаемых и возвращаемых в оборот земель.

Тема 6: Мало- и безотходные технологии, применяемые при комплексном подходе к освоению месторождений твердых полезных ископаемых

Отходы горных производств, способы утилизации и полезное использование отходов горного-добычного производства. Малоотходные, безотходные и ресурсовоспроизводящие горные технологии.

Тема 7: Охрана недр: законодательство в сфере недропользования. Горный отвод. Комплексный подход к освоению недр

Закон о недрах. Правила охраны недр. Геологическая и маркшейдерская ежегодная отчетность о движении запасов. Горный отвод. Основные принципы комплексного подхода к освоению недр.

Тема 8: Охрана недр: определение видов потерь твердых полезных ископаемых, места их образования. Возможные направления сокращения потерь

Виды потерь твердых полезных ископаемых: общекарьерные, эксплуатационные. Места образования потерь. Методы количественной оценки потерь. Пути сокращения нормативных показателей потерь.

Вопросы для самоконтроля:

1. Воздействие горного производства на подсистемы биосферы. Техногенное влияние на окружающую среду.
2. Основные источники загрязнения окружающей среды при ведении горных работ.
3. Воздействие горного производства на воздушную среду. Источники загрязнения.
4. Предельно-допустимые концентрации вредных примесей и их нормирование.
5. Общая схема борьбы с загрязнением воды на горном производстве.
6. Восстановление нарушенных земель.
7. Способы и средства охраны воздушного бассейна.
8. Ионизирующее загрязнение (источники, мероприятия по защите от ионизирующего воздействия).
9. Основы водного законодательства.
10. Методы электрохимической очистки сточных вод горного предприятия.
11. Шумовое загрязнение. Методы борьбы с шумом.
12. Воздействие горного производства на водную среду.
13. Отходы горных производств и их использование.
14. Принципы выбора типа и параметров очистных сооружений.
15. Электромагнитное излучение и методы защиты от его воздействия.

16. Виды энергетического загрязнения окружающей среды.
17. Качество воды. ПДК и ПДС.
18. Типы физико-химической очистки сточных вод.
19. Нарушение земной поверхности горным производством.
20. Способы химической очистки сточных вод горного предприятия.
21. Виды рекультивации.
22. Организованные и неорганизованные источники загрязнения.
23. Источники пылегазовых выбросов горного предприятия.
24. Физическое, механическое и химическое нарушение земной поверхности.
25. Биохимическая очистка сточных вод.
26. Категории горно-промышленных сточных вод.
27. Источники вибрации на горном предприятии. Методы снижения вибрации.
28. Источники загрязнения атмосферы.
29. Классификация источников загрязнения по геометрическим параметрам.
30. Мероприятия по охране воздушного бассейна.
31. Методы очистки от загрязняющих газообразных веществ.
32. Классификация уровней загрязнения воздуха по степени опасности для здоровья.
33. Мероприятия по охране воздушной среды при ведении буровзрывных работ.
34. Термическая очистка сточных вод горного предприятия.
35. Оценка антропогенного воздействия на окружающую среду.
36. Основы законодательства о недропользовании.
37. Комплексное извлечение полезных ископаемых.
38. Недра. Качественные и количественные потери полезного ископаемого.
39. Разубоживание и количественные потери полезного ископаемого.
40. Основные документы, регламентирующее требования и правила недропользования.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ И КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ИННОВАЦИОННАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ ……3
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА……4
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ……5
3. КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА…… 9
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА……11

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 144 часов, заочной – 164 часов.

По курсу «Инновационная деятельность горных предприятий» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Инновационная деятельность горных предприятий*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.

2. По учебнику [1] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны страницы учебника, содержащие данный материал.

3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.

4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Особенности инновационной деятельности горных предприятий.

Инновационная деятельность и ее регулирование. Особенности инновационной деятельности горных предприятий.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности инновационной деятельности горных предприятий?

2. Перечислите основные факторы влияющие на инновационную деятельность?

3. Назовите основные этапы инновационной деятельности горных предприятий?

Тема 2.Перспективное оборудование для бурения взрывных скважин на ОГР.

Особенности новых моделей, отечественных и импортных буровых станков. Перспективы совершенствования конструкции буровых станков.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных буровых станков?

2. Перечислите основные направления совершенствования буровых станков?

6. Назовите основные направления роботизации бурового оборудования?

Тема 3. Перспективное выемочно-погрузочное оборудование для ОГР.

Особенности новых моделей, отечественных и импортных экскаваторов. Экскаваторы с активным ковшом. Экскаваторы - кранлайны. Компактные роторные экскаваторы. Перспективы совершенствования конструкции экскаваторов. Карьерные комбайны их конструкция и схемы работы.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных экскаваторов?

2. Перечислите основные направления совершенствования канатных экскаваторов?

3. Перечислите основные направления совершенствования гидравлических экскаваторов?

4. Назовите основные особенности экскаваторов-кранлайнов?

5. Назовите основные особенности новых моделей карьерных комбайнов различных производителей?

6. Назовите основные направления роботизации выемочно-погрузочного оборудования?

Тема 4. Перспективные виды транспорта и транспортные машины для ОГР.

Особенности новых моделей , отечественных и импортных карьерных автосамосвалов. Шарнирно-сочлененные автосамосвалы. Дизель-

тролейвозы.. Перспективы совершенствования конструкции автосамосвалов. Перспективные вид карьерного транспорта..

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных автосамосвалов?

2. Перечислите основные направления совершенствования карьерных?

3.Перечислите основные направления совершенствования конвейеров?

4. Назовите основные особенности шарнирно-сочлененных автосамосвалов?

5. Назовите основные особенности новых моделей карьерных дизель-троллейвозов?

6. Назовите основные направления роботизации транспортного оборудования?

Тема 5. Комплексы мобильного оборудования на ОГР.

Виды и типы мобильного оборудования. Особенности и условия применения колесных погрузчиков, скреперов и бульдозеров.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности новых моделей отечественных и импортных колесных погрузчиков бульдозеров и скреперов?

2. Перечислите основные направления совершенствования мобильного оборудования?

3.Перечислите основные преимущества мобильного оборудования?

4. Назовите основные направления роботизации мобильного оборудования?

Тема 6. Эффективность инноваций на открытых горных работах.

Методы оценки эффективности внедрения инноваций на горных предприятиях.

Дополнительная литература: ([2, 3, 4],

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные особенности оценки эффективности инноваций?

2. Перечислите основные методы оценки эффективности внедрения инноваций на горных предприятиях?

3. КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА

Контрольная работа - индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Порядок выполнения и оформления контрольной работы

1. Ознакомиться с заданием на выполнение контрольной работы.
2. Произвести все необходимые вычисления.
3. Оформить и защитить контрольную работу.

Контрольная работа должна состоять из титульного листа с указанием ее названия, автора и руководителя. Должна быть приведена краткая теория вопроса, расчеты их результаты и выводы.

Все расчеты оформляются в виде формул и расчетов с подстановкой цифр.

При выполнении расчетов на компьютере приводятся их распечатки.

Цель работы – овладеть методикой определения эффективности внедрения инновационного оборудования.

Теоретическая основа – приведена в учебнике [1].

Пример задания на выполнение контрольной работы:

Вариант 1

Контрольная работа: Определить эффективность внедрения инновационного оборудования.

Условия: Себестоимость добычи полезного ископаемого до внедрения нового инновационного оборудования составляет 2900 руб./т, а после внедрения 2400 руб./т. Капитальные затраты на покупку оборудования, аналогичного, применяемому в настоящее время составляют - 40 млн. руб., а нового инновационного оборудования - 60 млн. руб.

1. Определите целесообразность внедрения нового инновационного оборудования.

2. Определите эффективность внедрения инновационного оборудования.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Проектирование карьеров: учеб. для вузов: 3-е изд., перераб. / К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко / М.: Высшая школа, 2009. 694 с.

2. Расчет производительности фрезерных комбайнов. Учебно-методическое пособие по выполнению лабораторной работы по дисциплине «Инновационная деятельность горных предприятий» /Сандригайло И.Н..: Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. – 19 с.

3. Анистратов Ю. И.. Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с.

4. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Шадов М. И. Справочник по открытым горным работам. М.: НТЦ «Горное дело», 2010. 700 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

ИННОВАЦИОННАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Екатеринбург

ВВЕДЕНИЕ

Лабораторная работа «Расчет производительности фрезерных комбайнов» выполняется студентами в процессе изучения дисциплины «Инновационная деятельность горных предприятий».

Работа рассчитана на двухчасовое занятие, в течение которого студенты изучают задачу, методику расчетов и исходные данные, выполняют расчеты и графические построения, производят анализ полученных результатов и оформляют отчет по работе.

Задачи преподавателя:

- ознакомить студентов с задачей, стоящей перед ними, а также с порядком и методикой ее решения;
- обеспечить всех студентов исходными данными для расчетов;
- организовать выполнение каждым студентом лабораторной работы в соответствии с индивидуальным заданием;
- контролировать ход выполнения студентами лабораторной работы;
- принять отчет о работе.

Цель работы: закрепление и углубление теоретических знаний студентов, необходимых для выполнения расчета производительности фрезерных комбайнов.

Задачи работы:

- изучить алгоритм и содержание расчетов производительности фрезерных комбайнов, используя данное пособие и литературу, приведенную в списке;
- освоить методику расчетов, связанных с определением производительности фрезерных комбайнов;
- изучить влияние на производительность фрезерных комбайнов основных определяющих факторов.

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР), изучающих дисциплину «Инноваци-

онная деятельность горных предприятий», а также может быть использовано в дипломном проектировании.

1.ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИИ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАБОТЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

1.1.Особенности конструкции фрезерных комбайнов

В настоящее время при разработке скальных и полускальных пород на карьерах подготовка горной массы к выемке осуществляется с использованием буровзрывных работ.

К недостаткам такого способа подготовки горной массы к выемке относятся:

- значительные затраты (до 30-60% себестоимости 1 $м^3$ горной массы);
- повышенная опасность работ;
- увеличение потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- сейсмическое воздействие взрывов на расположенные вблизи карьера здания и сооружения;
- выброс в атмосферу при взрыве больших объемов пыли и газов;
- значительные простои оборудования, связанные с проведением взрывных работ.

В связи с этим целесообразно применять при разработке крепких пород оборудование, позволяющее осуществлять их выемку без предварительной буровзрывной подготовки массива.

Обеспечить выполнение этой задачи позволяет использование при открытой разработке месторождений фрезерных комбайнов (называемых также машинами послойного фрезерования).

При этом за счет отказа от применения буровзрывной подготовки горной массы к выемке, улучшаются экономические показатели горных работ, создаются благоприятные условия для снижения отрицательного воздействия на окружающую

среду, исключается сейсмическое воздействие на расположенные близко к карьеру здания и сооружения.

Повышается безопасность разработки месторождения.

Кроме повышения общих технико-экономических показателей горных работ использование фрезерных комбайнов позволяет существенно снизить потери и разубоживание полезного ископаемого при отработке сложноструктурных месторождений. Относительно небольшая толщина отрабатываемого комбайном слоя и характер этой отработки позволяют извлекать те пласты полезного ископаемого, которые вследствие их малой мощности, поступали бы в отвалы при выемке их карьерными экскаваторами по традиционной технологии. Отсутствие буровзрывной подготовки горной массы исключает перемешивание полезного ископаемого и породы в местах их контакта, что так же способствует снижению потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Отсутствие у фрезерных комбайнов целого ряда традиционных для карьерных и роторных экскаваторов элементов, а так же ряд новых конструктивных решений, позволяют существенно снизить их габариты и массу. Транспортирование горной массы и ее погрузка в транспортные средства осуществляется ленточными конвейерами и совмещаются во времени с процессом экскавации.

Фрезерные комбайны, изготавливаемые различными фирмами-производителями, имеют различные конструктивно-компоновочные схемы и осуществляют разработку месторождения по различным технологическим схемам работы.

Обычно выделяют следующие конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов:

- с передним (машины KSM фирмы «Krupp» и MTS фирмы «MAN TAKRAF») или центральным (машины WSM фирмы «Wirtgen»), расположением рабочего органа на раме;

- с передним расположением рабочего органа на стреле (консоли) отдельно от подающего конвейера (машина VASM фирмы «Voest Alpine») или совместно с ним (машина СМЕ-12 фирмы «RAHCO»).

Основные конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов приведены на рисунке 1.1.

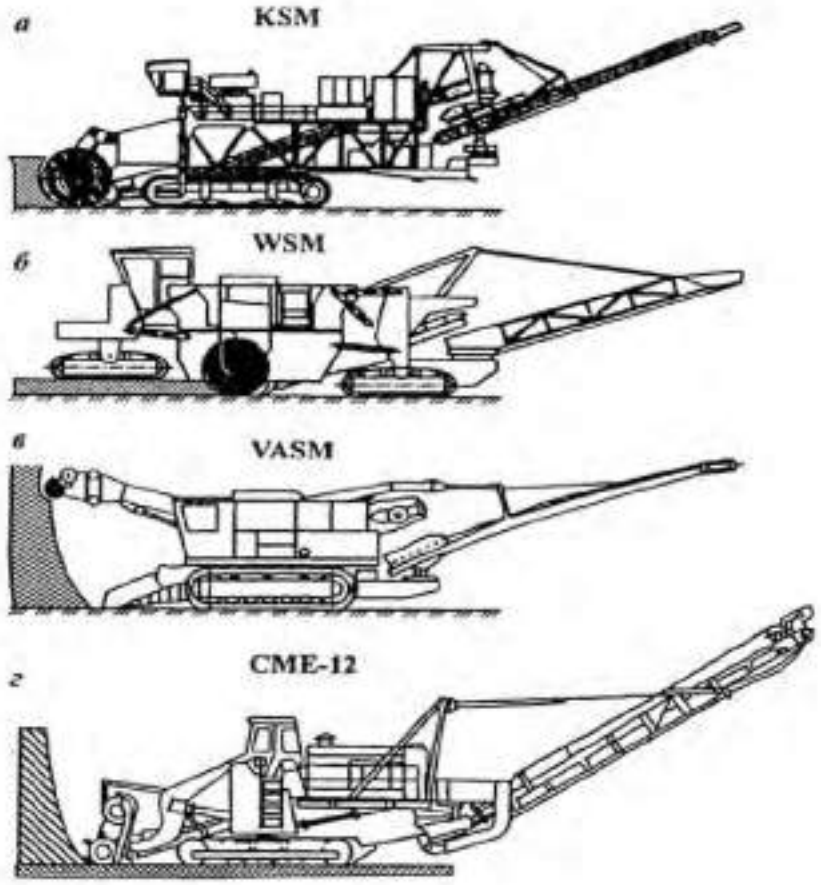


Рис.1.1. Основные конструктивно-компоновочные схемы фрезерных комбайнов: *а*- с передним и *б*- с центральным расположением рабочего органа на раме; *в*- с передним расположением рабочего органа на стреле (консоли) отдельно от подающего конвейера и *г* -совместно с ним.

Комбайны с передним расположением рабочего органа на раме серии KSM (рис. 1.1 *а*), выпускаемые фирмой «Krupp», предназначены для безвзрывной поточной разработки горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства или на забойный перегружатель. Они имеют рабочий орган в виде комплекта роторных колес с ковшами. Экскавация горной массы осуществляется за счет напорного усилия, создаваемого машиной в результате поступательного

движения на забой. Экскавируемый материал разгружается на ленточные питатели, расположенные непосредственно за рабочим органом. Затем горная масса передается на конвейер с которого она попадает на поворотную погрузочную консоль. Комбайны фирмы «Krupp» имеют двухгусеничную тележку, что обеспечивает их высокую маневренность.

Комбайны фирмы «MAN TAKRAF» серии MTS имеют рабочий орган роторного типа, оснащенный дисковыми фрезами с армированными резцами округлой формы, расположенный на раме в ее передней части. Они позволяют осуществлять поточную разработку горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства. Возможна так же работа на забойный перегружатель или бестранспортная отсыпка породы. Разработка горной массы осуществляется при движении комбайна вперед. Ходовой механизм трехгусеничный с задней направляющей гусеницей. За счет этого обеспечивается высокая маневренность и небольшой радиус поворота.

Комбайны с центральным расположением рабочего органа на раме фирмы «Wirtgen» (рис. 1.1 *б*), предназначены для безвзрывной разработки горной массы с одновременной погрузкой ее в транспортные средства. Они имеют рабочий орган в виде фрезерного барабана с резцами, закрепленными в специальных резцедержателях. При поступательном движении комбайна резцы срезают породу в виде стружки. Горная масса перемещается к центру барабана направляющими, имеющими вид встречного шнека, расположенными на барабане. Затем она поступает на первичный конвейер и далее на разгрузочную консоль. Разработка горной массы осуществляется при движении комбайна вперед. Ходовая часть может быть трех- или четырехгусеничной.

Комбайны с передним расположением рабочего органа на стреле отдельно от подающего конвейера серии VASM (рис.1.1 *в*) созданы фирмой «Voest Alpine». Они имеют широкозахватный рабочий орган небольшого диаметра, который вращается вокруг продольной оси так, чтобы разрушаемая им горная масса падала на подошву уступа, откуда она перемещается с помощью специального устройства на пластинчатый питатель, передающий ее на ленточный конвейер, а далее на

разгрузочную консоль. Рабочий орган располагается на подвижной в вертикальной плоскости стреле, которая в ходе отработки уступа перемещается сверху-вниз. После отработки уступа по всей высоте стрела поднимается от уровня его подошвы к кровле холостым ходом. Комбайны этого типа имеют двухгусеничную ходовую часть, обеспечивающую их высокую маневренность.

Комбайн с передним расположением рабочего органа на стреле совместно с подающим конвейером модели СМЕ-12 (рис. 1.1 *г*) фирмы «RAHCO» наиболее целесообразно использовать для выемки пологих угольных пластов средней мощности. Его конструкция позволяет успешно отрабатывать торец уступа. Горная масса, разрушаемая рабочим органом комбайна, конвейером передается на разгрузочную консоль, обеспечивающую погрузку ее в транспортные средства.

В настоящее время наибольшее распространение на карьерах и разрезах мира получили фрезерные комбайны фирмы «Wirtgen». Они эксплуатируются так же на ряде горных предприятий России и стран СНГ. В связи с этим в данной лабораторной работе рассмотрены технологические схемы работы и методика расчета производительности комбайнов этой фирмы.

1.2. Технологические схемы работы и производительность фрезерных комбайнов

Технологической особенностью фрезерных комбайнов, является то, что забоем при их использовании служит не уступ (как это имеет место при традиционной технологии), а поверхность горизонтальной или слабонаклонной площадки, где осуществляется выемка. Месторождение отрабатывается комбайном тонкими слоями. Толщина этих слоев зависит от возможной глубины фрезерования, которая определяется прочностными свойствами горных пород и типоразмером комбайна. По окончании отработки слоя выбранной мощности по всей площади блока, участка или всего карьера, начинается разработка следующего слоя, расположенного ниже. В процессе работы комбайна при отработке каждого последующего слоя формируются бермы и откосы уступов.

Исходя из условий работы возможно применение следующих принципиальных технологических схем отработки слоя (забоя):

-поточных схем с непрерывным фрезерованием;

-цикличных схем, которые в свою очередь подразделяют на:

1. Схему с непрерывным движением по передвигающейся петле;

2. Схему с разворотом в конце рабочего хода ;

3. Челноковую схему с обратным холостым ходом ;

Применение того или иного варианта схем отработки месторождения зависит от горно-геологических условий, типа комбайна и технологических требований.

Параметром, определяющим необходимость перехода с поточных схем на цикличные, является минимальный радиус, при котором производится фрезерование, равный по данным практики примерно 6-8 значениям ширины рабочего органа комбайна.

Исходя из этого, при наличии площадок шириной до 50 метров или при уменьшении ширины рабочей площадки до этих значений, необходимо применение цикличных схем работы. Область применения каждой из них определяется длиной фронта горных работ.

Если при разработке месторождения используется транспортная система разработки с перевозкой вскрышных пород автотранспортом во внешние или внутренние отвалы и горные работы осуществляются крупными блоками (участками) или небольшими карьерами, наиболее целесообразно применение схемы работы комбайна по форме близкой к концентрическому эллипсу с развитием горных работ от флангов к центру.

Слой (горизонт) отрабатывается концентрическими проходами по поточной схеме с последующим переходом на цикличные схемы работы. При цикличных схемах работы отработка слоя должна производиться из предварительно пройденных врубовых выработок, минимальная ширина которых зависит от габаритов и рабочих параметров комбайна.

Производительность комбайна зависит от конструктивных параметров, мощности двигателей, линейных размеров рабочего оборудования, расчетно-конструктивных скоростей движения. Но она также зависит от режима работы и от применяемой на данном месторождении схемы работы фрезерного комбайна. При различных схемах она будет разной.

При схеме работы с непрерывным движением по передвигающейся петле, первые несколько проходов (в нашем примере проходы I-III) осуществляются по периметру блока по поточной схеме. Когда радиусы поворота при движении комбайна с одновременным фрезерованием уменьшаются до минимально возможных значений (6-8 размеров ширины барабана) процесс фрезерования прерывается и начинается создание врубовых выработок.

Минимальная ширина каждой врубовой выработки должна равняться одному радиусу разворота плюс половина базы комбайна. С целью создания врубовых выработок по коротким сторонам блока выполняется по три прохода (в нашем примере проходы IV-VI и VII-IX) с каждой стороны – по челноковой схеме. Параметром, определяющим минимальную ширину блока в данном случае, является расстояние кратное радиусу поворота комбайна.

Исходя из этого в нашем примере на оставшейся после выполнения первых проходов комбайна по периметру блока (проходы по полосам I-III), ширине блока должно размещаться еще 12 проходов, отрабатываемых за шесть циклов.

При этом один рабочий цикл при отработке слоя включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки в центр блока на полосу 1;
- фрезерование полосы;
- поворот в противоположной врубовой выработке;
- заезд на полосу 2 и ее фрезерование в обратном направлении;
- разворот в исходной врубовой выработке и заезд комбайна на полосу 3, после чего циклы и последовательность отработки повторяются.

Производительность комбайна при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле, $м^3/ч$:

$$P = \frac{60hbl_p k_и}{t_o + \frac{l_p}{v_p} + t_{пов} + t_п} \qquad (1.1.)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_р$ – длина рабочего прохода, м;

$v_р$ – скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_и$ – коэффициент использования комбайна;

$t_о$ и $t_п$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

$t_{пов}$ –время на поворот комбайна, мин.

При схеме с разворотом комбайна и фрезерованием в обратном направлении ширина врубовых выработок должна обеспечивать безостановочный разворот комбайна при минимальном радиусе поворота. В связи с этим первые три прохода (минимально) осуществляются по поточной схеме (проходы I-III).

После трех первых проходов начинают создавать врубовые выработки в торцах блока, предназначенные для разворота комбайна. Перпендикулярно длинной оси блока выполняются проходы с IV по IX и с X по XV по челноковой схеме.

После того как пройдены врубовые выработки, проходы с 1 по 12 последовательно осуществляются по схеме с разворотом, и развитием фронта горных работ от одного фланга к другому.

Рабочий цикл при отработке слоя в этом случае включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки на полосу;
- фрезерование полосы;
- поворот в противоположной врубовой выработке;
- заезд на следующую полосу и ее фрезерование в обратном направлении, после чего циклы повторяются.

Производительность комбайна при схеме с разворотом в конце рабочего хода определяется по формуле, м³/ч:

$$P = \frac{60hbl_{\text{р}}k_{\text{и}}}{t_{\text{о}} + \frac{l_{\text{р}}}{v_{\text{р}}} + t_{\text{разв}} + t_{\text{п}}}, \qquad (1.2.)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{\text{р}}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{\text{р}}$– скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{\text{разв}}$ – время на разворот комбайна, мин;

$t_{\text{о}}$ и $t_{\text{п}}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин.

При челноковой схеме работы первоначально осуществляются как минимум три прохода комбайна по периметру блока по поточной схеме (проходы 1,2,3). Затем, при переднем расположении разгрузочного конвейера , рекомендуется следующая организация работ. В одном из торцов блока осуществляется расширение врубовой выработки, ширина которой в результате должна увеличиться примерно на величину, равную длине комбайна и автосамосвала (проходы комбайна 4-14). Затем комбайн устанавливается в противоположном от широкой врубовой выработки торце отрабатываемого блока и начинает дальнейшую его отработку, осуществляя оставшиеся проходы (с 15 по 24) по челноковой схеме работы.

Рабочий цикл при отработке слоя включает:

- заезд комбайна из врубовой выработки на полосу 15;
- фрезерование полосы 15 до въезда в противоположную врубовую выработку;
- возвращение назад на транспортной скорости (40-50 м/мин) в исходное положение, после чего циклы повторяются.

Производительность комбайна при челноковой схеме с обратным холостым ходом, м³/ч:

$$P = \frac{60hbl_{\text{р}}k_{\text{и}}}{t_{\text{о}} + \frac{l_{\text{р}}}{v_{\text{р}}} + t_{\text{п}} + \frac{l_{\text{х}}}{v_{\text{х}}}}, \qquad (1.3)$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{\text{р}}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{\text{р}}$– скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{\text{о}}$ и $t_{\text{п}}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

l_{x} – длина холостого прохода, м;

$v_{\text{х}}$ – скорость комбайна при холостом проходе, м/мин

2.ЗАДАНИЕ НА ВЫПОЛНЕНИЕ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. Ознакомиться с особенностями конструкции фрезерных комбайнов различных фирм-производителей.

2. Ознакомиться с техническими характеристиками фрезерных комбайнов фирмы «Wirtgen».

3. Изучить технологические схемы работы фрезерных комбайнов при различных условиях разработки.

4.Выполнить расчет производительности фрезерного комбайна фирмы «Wirtgen» при различных схемах его работы.

5. Исследовать зависимость технической производительности фрезерного комбайна от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. По учебнику и методическим указаниям ознакомиться с особенностями конструкции , техническими характеристиками и технологическими схемами работы фрезерных комбайнов.

2. Ознакомиться с исходными данными, приведенными в приложении 1 (в соответствии с заданным преподавателем вариантом).

3. С использованием методики, приведенной в разделе 1.2, выполнить расчет производительности фрезерных комбайнов при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле , схеме с разворотом в конце рабочего хода , а так же челноковой схеме с обратным холостым ходом .

4. Исследовать зависимость технической производительности фрезерного комбайна заданной модели от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования. С этой целью произвести расчет P, для четырех значений V_p (V_{p1}, V_{p2}, V_{p3}, V_{p4}) при неизменном h, а затем расчет P, для четырех значений h, (h_1, h_2, h_3, h_4) при неизменном V_p.

Построить график $P=f(V_p)$ по пяти точкам (для V_p , V_{p1}, V_{p2}, V_{p3}, V_{p4}) и график $P = f(h)$ по пяти точкам (для h, h_1, h_2, h_3, h_4) .

5.Сделать вывод о степени влияния на техническую производительность фрезерного комбайна скорости его движения при фрезеровании и глубины фрезерования для различных схем его работы.

7. Выбрать схему и режим работы комбайна (скорость движения при фрезеровании и глубину фрезерования), обеспечивающие наибольшую его производительность.

8. Начертить на листе формата А4 схему работы комбайна, при которой обеспечивается наибольшая его производительность.

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ

1. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Krupp»?
2. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «MAN TAKRAF»?
3. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Wirtgen»?
4. Какую конструктивно-компоновочную схему имеют фрезерные комбайны фирмы «Voest Alpine»?
5. Почему необходимо осуществлять переход с поточной схемы работы фрезерного комбайна на цикличную?
6. Какой параметр определяет необходимость перехода с поточной схемы работы фрезерного комбайна на цикличную?
7. От каких факторов и параметров зависит производительность фрезерного комбайна?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАНЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Проектирование карьеров: Учебник / К.Н.Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С.Коваленко. – 3-е изд., перераб. – 2009.- М.: Высш. шк. - 694 с.: ил.

2. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. – 1994 -М.: Горное бюро.- 590 с.: ил.

3. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Технология и схемы ведения горных работ при использовании комбайнов 2100 и 2200SM фирмы Wirtgen GmbH.// Горная промышленность.- 2001. - № 4. – с.13-16.

4. Пихлер М., Панкевич Ю.Б. Некоторые технологические особенности работы комбайнов Wirtgen Surface Miner на открытых разработках.// Горная промышленность.- 2005.- № 1.

5. Коваленко С.К., Штейнцайг Р.М., Шендеров А.И., Александров А.А. К вопросу оценки эффективности схем горного производства на базе машин типа КСМ //Горная промышленность.- 1997.- № 3.

6. Коваленко С.К. Эффективность применения машин типа КСМ в схемах поточного производства горных работ// Горная промышленность.- 1997.- № 2.

7. Поточная технология горных работ на карьерах (современная карьерная техника фирмы Voest Alpine)// Горная промышленность.-1996.- № 2.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ Б1.В.07
«ОСНОВЫ ПРОФЕССИОНАЛЬНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ»

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Лель Ю. И., профессор, д. т. н.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 2
1 Методические указания по организации самостоятельной работы студентов 2
2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 3
Рекомендуемая литература 6

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Основы профессиональной деятельности» объем учебной нагрузки студента составляет 72 часа или 2 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 40 часов, заочной – 60 часов.

По курсу «Основы профессиональной деятельности» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины, подготовка и решение тестовых заданий. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Основы профессиональной деятельности». Она содержит названия 5 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1-10] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Темы 1-2. Введение в специальность. Основные сведения по истории горного дела.

Государственный образовательный стандарт высшего профессионального образования подготовки дипломированных специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело». Учебный план подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации № 3 «Открытые горные работы», его структура и содержание. Изучаемые дисциплины и их взаимосвязь. Компетентностный подход при освоении основной образовательной программы. Объекты профессиональной деятельности выпускника. Горный инженер на горном предприятии. Функции, задачи, возможности. Место горного инженера на рынке труда.

Возникновение горного дела в первобытном обществе (от древнейших времен до IV тыс. до н.э.). Горно-металлургическое производство в эпоху раннего металла (с III – II тыс. до н.э.).

Развитие горного дела в античном обществе (со II тыс. до н.э. до IX века н.э.).

Горное производство в средние века (IX – XVIII вв.). Горное производство на этапе становление машинного производства (XVIII – XIX вв.). Горное производство в период научно-технической революции XX в. (первая половина XX в.). Горное производство в период автоматизации производственных процессов (вторая половина XX в.). Горное производство в период роботизации производственных процессов (современный период) [1-3].

Дополнительная литература [5-10].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите область профессиональной деятельности горного инженера специализации «Открытые горные работы».
2. Назовите объекты и виды профессиональной деятельности горного инженера-технолога.
3. Что такое компетенции? Какими профессионально-специализированными компетенциями должен обладать горный инженер специализации «Открытые горные работы».
4. Какими общекультурными компетенциями должен обладать горный инженер-технолог?
5. Чем отличается профессиональная деятельность горного инженера-технолога от горного инженера-механика? Горного инженера-маркшейдера?
6. Какие специальные дисциплины изучает горный инженер-технолог?
7. Какие базовые общетехнические дисциплины изучает горный инженер-технолог?
8. Какие практики предусмотрены учебным планом при обучении по специализации «Открытые горные работы»?
9. Какое место в экономике и хозяйственной жизни страны занимают горные отрасли?
10. Перечислите и охарактеризуйте виды горнодобывающих отраслей?
11. Перечислите способы добычи полезных ископаемых. Какой из способов разработки является превалирующим в настоящее время?
12. Назовите основные этапы развития горного дела. Каким этапом характеризуется современный период развития?
13. Какие полезные ископаемые добывают на Урале? Назовите основные месторождения.
14. Назовите основные отличия горнодобывающих отраслей от других отраслей производства.
15. Когда на Урале появились первые горнодобывающие предприятия? Какие полезные ископаемые они добывали?
16. Что включает государственная итоговая аттестация специалиста по специальности «Горное дело»?
17. Чем характеризовалось горное производство на этапе становления машинного производства (XVIII – XIX вв.)?

18. Характерные особенности горного производства в период автоматизации производственных процессов (вторая половина XX в.)?
19. Характерные особенности горного производства в период роботизации производственных процессов (современный период).
20. Основные тенденции в развитии горнодобывающей промышленности России.

Тема 3: Подземная разработка месторождений полезных ископаемых.

Основные понятия и определения. Горные выработки при подземной разработке. Основные технологические процессы. Способы вскрытия месторождений полезных ископаемых. Очистные работы. Системы разработки месторождений. Способы поддержания очистного пространства: возведение крепи, полная закладка. Предотвращение горных ударов и выбросов и методы управления горным давлением. Горнорудные предприятия Уральского регина, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых подземным способом, их производственные мощности, состояние, проблемы, возможные перспективы развития. Горное производство и окружающая среда. Основные факторы, влияющие на экологию в районе горного производства. Основные виды опасности при подземной разработке рудных месторождений и правила, обеспечивающие безопасное ведение горных работ при добыче [10].

Дополнительная литература [5-10].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите достоинства, недостатки и область применения подземного способа разработки полезных ископаемых.
2. Назовите основные горные выработки при подземной разработке. Их конструкция и площадь поперечного сечения?
3. Как проявляется горное давление?
4. Что такое сдвижение горных пород?
5. Основные технологические процессы при подземной разработке полезных ископаемых и их взаимосвязь.
6. Способы вскрытия месторождений при подземной разработке. Основные вскрывающие выработки. Особенности вскрытия рудных и угольных месторождений.
7. Основные способы проведения и крепления подземных горных выработок.
8. Буровзрывные работы при подземной разработке, их характерные особенности.
9. Основные способы крепления горных выработок. Виды и конструкции крепей.
10. Понятие о системах подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Требования к системам разработки.
11. Основные особенности систем разработки угольных и рудных месторождений.
12. Охрана природы и рациональное использование недр при подземной разработке.
13. Состав атмосферного и шахтного воздуха. Основные способы проветривания подземных выработок. Вентиляция шахт.
14. Способы и средства перевозки грузов и людей при подземной разработке.
15. Подземные пожары. Способы тушения подземных пожаров.
16. Шахтная пыль и борьба с нею.
17. Основные предприятия Урала, разрабатывающие месторождения подземным способом.
18. Перспективы развития подземного способа разработки в Уральском регионе.
19. Основные правила, обеспечивающие безопасное ведение горных работ при подземной разработке месторождений.

Тема 4: Открытая разработка месторождений полезных ископаемых.

Основные понятия и термины открытых горных работ. Графическое изображение элементов открытых горных работ. Горные породы как объект разработки. Этапы создания и эксплуатации карьера. Процессы открытых горных работ и их взаимосвязь. Вскрытие месторождений. Системы открытой разработки. Достоинства и недостатки открытых горных работ. Горнорудные предприятия Уральского региона, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых открытым способом, их состояние, проблемы, перспективы развития. Основные факторы, влияющие на экологию при разработке месторождений открытым способом. Основные виды опасности при открытой разработке месторождений и правила, обеспечивающие безопасное ведение горных работ при добыче [4].

Дополнительная литература [6, 7].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Перечислите достоинства и недостатки открытого способа разработки. Назовите область его применения.
2. Назовите основные технологические свойства горных пород.
3. Что такое уступ? Назовите основные элементы уступа.
4. Что такое карьер? Назовите основные элементы карьера.
5. Назовите основные технологические процессы открытой разработки месторождения.
6. Назовите основные методы подготовки горных пород к выемке.
7. Назовите способы бурения взрывных скважин. Какие модели буровых станков применяются на открытых горных работах?
8. Какие взрывчатые вещества и средства инициирования применяются на открытых горных работах?
9. Какое выемочно-погрузочное оборудование применяется на открытых горных работах? Его область применения.
10. Назовите рабочие параметры экскаваторов-мехлопат. Как они влияют на параметры экскаваторных забоев?
11. Назовите область применения машин непрерывного действия на открытых горных работах.
12. Какие основные виды транспорта применяются на открытых горных работах? Назовите их преимущества, недостатки, область применения.
13. Что такое вскрытие? Назовите основные вскрывающие выработки, применяемые на карьерах.
14. Что такое система разработки? Какие системы применяются при разработке горизонтальных и пологих месторождений открытым способом?
15. Системы разработки наклонных и крутых и крутых залежей.
16. Отвалообразование. Факторы, определяющие выбор способа отвалообразования.
17. Горнодобывающие предприятия Урала, разрабатывающие месторождения открытым способом. Их состояние и перспективы.
18. Основные факторы, влияющие на экологию при открытой разработке.
19. Основные правила, обеспечивающие безопасное ведение открытых горных работ.
20. Основные тенденции развития техники и технологии открытых горных работ.

Тема 5: Основные вопросы обогащения полезных ископаемых.

Подготовительные, основные и вспомогательные производственные процессы при обогащении полезных ископаемых. Технологические показатели обогатительных процессов. Уравнения баланса. Технологические схемы процессов обогащения. Обогатительные фабрики горнорудных предприятий Урала, их состояние, проблемы, возможные перспективы развития. Основные факторы, влияющие на экологию при обогащении полезных ископаемых. Основные виды опасности при обогащении полезных ископаемых и правила, обеспечивающие безопасное проведение обогатительных операций [5].

Дополнительная литература [6, 8, 9].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. С какой целью перерабатываются полезные ископаемые на обогатительной фабрике?
2. Что такое выход продуктов обогащения?
3. Зачем применяется грохочение?
4. Что такое эффективность грохочения?
5. В каких аппаратах осуществляется процесс дробления?
6. В каких аппаратах осуществляется процесс измельчения?
7. Что такое степень дробления?
8. Для каких целей используют операцию классификации?
9. По какому свойству осуществляется разделение частиц гравитационным методом?
10. Для каких полезных ископаемых гравитационный метод обогащения является основным?
11. Какие частицы способны закрепляться на поверхности воздушного пузырька при флотации?
12. Для обогащения какой группы минералов применяются магнитные сепараторы?
13. Какое физическое свойство используется при электрической сепарации?
14. Какой метод обогащения является основным при обогащении железных руд?
15. Обогатительные фабрики горнодобывающих предприятий Урала. Методы обогащения, применяемые на них.
16. Основные факторы, влияющие на экологию при обогащении.
17. Способы обеспыливания и пылеудаления при обогащении.
18. Охрана окружающей среды при обогащении.
19. Основные правила, обеспечивающие безопасное проведение обогатительных операций.
20. Основные тенденции развития технологии обогащения полезных ископаемых.

Рекомендуемая литература

1. Пучков Л. А. Система подготовки горных инженеров России. Стратегический подход в определении прогноза развития / Л.А. Пучков, В.Л. Петров. - 1Y1.: Московский государственный горный университет, 2008. - 44 с. - [Электронный ресурс]. - https://e.lanbook.com/book/3209.

2. Профессиональная подготовка кадров на производстве / В. В. Кожевников. В. Ф. Петров, В. А. Козлов, В. С. Квагинидзе. - М.: Московский государственный горный университет. 2003.-263 с. - [Электронный ресурс]. https://e.lanbook.com/book/3531.

3. Аренс В. Ж. Основы методологии горной науки : учебное пособие / В.Ж. Аренс. - М. : Московский государственный горный университет, 2003. - 226 с. - [Электронный ресурс]. - https://e.lanbook.com/book/3220.

4. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: учебник для техникумов. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1991. – 335 с.

5. Основы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / учебное пособие /С. Г. Комлев; УГГУ. 3-е изд. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – 121 с.

6. Арсентьев А. И., Падуков В. А. Беседы о горной науке. – М.: Недра, 1989. – 125 с.

7. Пахомов Е. М., Буянов М. И. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1990. – 250 с.

8. Барский Л. А. Так ископаемые становятся полезными. – М.: Недра, 1988. – 152 с.

9. Васючков В. Ф. Горное дело. – М.: Недра, 1990. – 512 с.

10. Егоров П. В. Основы горного дела: учебник для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 408 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мартынов Н. В., доцент, к. т. н

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 3

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 4

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 6

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 8

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1

Расчёт ширины приконтурной зоны

Цель работы Освоить методику производства БВР при постановке уступов в предельное положение

Задача работы по методу В Г Зотеева рассчитать ширину ПКЗ в заданных условиях:

1. Варианты 1 – 8. Количество рядов взрываемых скважин от 3 (вар № 1) до 10 (вар. № 8). Сетка скважин 6 х 6м, W = 6м, вес заряда в скважине 400 кг.

2. Варианты 9 – 18. Количество рядов взрываемых скважин от 3 (вар. № 9) до 10 (вар. № 18). Сетка скважин 7 х 7м. W = 7м. вес заряда в скважине Q = 560 кг

Во всех случаях сетку скважин принять квадратную, фронт работ согласный, высота погашаемого уступа $h_п$ = 15м. схема коммутации зарядов – диагональная

Порядок выполнения работы:

1 Ширина ПКЗ определяется по формуле:

$R_к = R_l - 0{,}5\,B_{вн}$, м

2. Расстояние контурного ряда от центра последнего технологического блока (R_l) определяется из выражения:

$$Rl = \frac{Кз \cdot Qст \cdot Cos\,в}{tст \cdot hп} - 1, \text{ м}$$

3. Коэффициент зажатости

$K_з = 5{,}7 \cdot П_р^{\,0{,}77}$

где * $Q_{ст}$ – масса ВВ в скважинах одной ступени, $L_{ст}$ – длина ступени, $B_{вн}$ – ширина взрывного технологического блока

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2

Расчёт параметров контурного взрывания скважинами переменной глубины.

Цель работы: освоить методику заоткоски уступов, сложенных некрепкими трещиноватыми породами.

Задачи работы:

- определить количество рядов контурных скважин.
- рассчитать длину контурных скважин каждого ряда;
- принять для заданных условий тип ВВ и определить массу заряда и забойки в скважинах каждого ряда

Исходные условия: задаются в соответствии с вариантом (см. таблицу).

Исходные данные

№ варианта	$h_п$, м	$\alpha_р$	$\alpha_п$	$\sigma_{сж}$, МПа	$K_т$	γ, т/м^3	$d_з$, мм
1	18	75	40	55	II	1,9	190
2	18	75	40	55	II	1,9	190
3	18	75	38	50	II	1,8	210
4	18	70	36	50	II	1,8	210
5	18	70	36	50	II	1,7	190
6	15	75	45	56	III	2,0	210
7	15	75	42	56	III	2,0	210
8	15	70	40	55	II	1,8	190
9	15	70	38	50	II	1,8	170
10	15	70	38	50	I	1,7	160
11	12	68	40	58	II	1,8	190
12	12	68	38	56	II	1,8	190
13	12	68	36	50	I	1,7	170
14	12	65	35	47	I	1,7	200
15	12	65	35	47	I	1,6	160
16	10	75	45	60	II	1,9	170
17	10	75	45	55	II	1,8	170
18	10	70	40	50	II	1,7	160
19	10	70	38	50	I	1,7	190
20	10	65	36	50	I	1,6	160
21	17	75	45	60	III	2,0	210
22	17	75	45	60	III	1,9	210
23	17	70	40	55	II	1,8	190
24	17	70	40	50	II	1,7	160
25	17	65	38	50	I	1,7	160

$h_п$ – высота погашаемого уступа, м;

$\alpha_п$ – угол откоса погашаемого уступа, град.;

$\alpha_р$ – угол откоса рабочего уступа, град.;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие, МПа;

$K_т$ – категория трещиноватости;

γ – плотность пород, т/м^3;

$d_з$ – диаметр контурного заряда, мм.

Порядок выполнения работы

1. По формуле Гидроспецстроя определяется приближенное расстояние между рядами контурных скважин ($b_{кс}$).

$$b'_{кс} = 22\, d_з \cdot K_з \cdot K_у$$

где $d_з$ – диаметр заряда, м;

$K_з$– коэффициент зажима. При контурной отбойке $K_з = 1$.

$K_у$ – коэффициент геологических условий. При отсутствии ярко выраженной системы напластования $K_у = 1$; при угле 20-70 ° $K_у = 0{,}85$.

2. Определяется горизонтальное проложение откоса (A)

$$A = h_п \cdot ctg\sigma_п$$

3. Устанавливается количество рядов контурных скважин ($n_{кс}$)

$$n_{кс} = A/b'_{кс}$$

4. Определяется окончательное расстояние между контурными рядами ($b_{кс}$) с таким расчетом, чтобы скважины последнего контурного ряда были на уровне нижней бровки откоса

$$b_{кс} = A/n_р$$

5. Рассчитывается длина контурных скважин ($b_{кс}$):

– 1-го ряда $l'_{кс} = b_{кс} \cdot tg\sigma_п - \Delta_р$

– 2-го ряда $l''_{кс} = 2b_{кс} \cdot tg\sigma_п - \Delta_р$

– 3-го ряда $l'''_{кс} = 3b_{кс} \cdot tg\sigma_п - \Delta_р$ и т. д.

где $\Delta_р$ – величина недобура до проектной линии откоса

$$\Delta_р = (4–5)\, d_{кс}$$

6. Принимается тип ВВ в зависимости от обводненности скважин и в соответствии с рекомендациями межведомственной комиссии по взрывному делу – удельный расход ВВ ($q_{кс}$) [1].

7. Рассчитывается масса заряда в контурных скважинах 1-го ряда (Q_1)

$$Q_1 = 0{,}5 q_{кс} \cdot b_{кс}^3 \cdot m \cdot tg\alpha_п$$

где m = 0,9 – 1 – коэффициент сближения скважин.

8. Масса заряда второго и последующего рядов ($Q_п$) определяется по формуле

$$Q_п = [2\,(n - 1) + 1]\, Q_1$$

9. Определяется высота колонки заряда в скважинах каждого ряда ($l_{зар}$)

$$l_{зар} = \frac{Q}{p}$$

где $p = \frac{\pi d_з^2}{4}\Delta$ – масса заряда в 1 м скважины;

Δ – плотность ВВ.

10. Определяется плотность забойки скважин контурных рядов ($l_{заб}$).

$$l_{заб} = l_{кс} - l_{зар}$$

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

Расчёт параметров контурного взрывания методом предварительного щелеобразования.

Цель работы: освоить методику расчета прогнозного значения ширины отрезной щели при контурном взрывании скважин

Задачи работы:

- определить для заданных условий удельный линейный расход ВВ
- рассчитать требуемый диаметр оболочки шлангового заряда
- проверить соответствие расчетного диаметра заряда условию декаплинга
- рассчитать проектное расстояние между контурными зарядами
- определить прогнозное значение ширины отрезной щели

Исходные данные

Породы	№№ варианта	Диаметр скважины, мм
Легковзрываемые	1	125
	2	160
	3	214
Средневзрываемые	4	125
	5	160
	6	214
Трудновзрываемые	7	125
	8	160
	9	214

Варианты 1 – 9: высота погашаемого уступа 30м, варианты 10 – 18, соответственно 45 м. Угол погашения во всех случаях 75°.

Порядок выполнения работы

1. Определяется длина контурной скважины ($l_{ск}$)

$$l_{ск} = \frac{h_п + P}{\sin \alpha_п}, \text{ м}$$

где $P = 0{,}3 \div 0{,}5$м – длина перебура.

2. Согласно рекомендациям Б.Н. Кутузова и Л.Ф. Граура (см. таблицу) принимается удельный расход ВВ ($q_л$), кг/м

Породы	Диаметр скважины, мм		
	105 – 125	145 – 165	214 – 243
Легковзрываемые	0,6 – 1,0	1,5 – 2,0	3,5 – 4,6
Средневзрываемые	0,4 – 0,6	1,0 – 1,5	2,5 – 3,5
Трудновзрываемые	0,2 – 0,4	0,6 – 1,0	1,5 – 2,5

3. Рассчитываем требуемый диаметр оболочки шлангового заряда (d_o)

$$d_o = \sqrt{\frac{q_л}{\Delta \cdot 7{,}85}}$$

4. Корректируем d_o с учетом поправок на сгорание ВВ

$$d_p = (1{,}15 \div 1{,}2)\, d_o$$

5. Корректируем удельный линейный расход ВВ

$$q_л = 7{,}85 \quad \Delta \cdot d_p^2$$

6. Проверяется эффект декаплинга

$$\frac{d_{кс}}{d_p} \geq (2 - 3)$$

7. Определяется длина колонки заряда с учетом длины забойки $l_з = 1{,}5 - 2$м

$$l_{зар} = l_{вс} - l_з$$

8. Определяется масса заряда в скважине ($Q_{вс}$)

$$Q_{вс} = l_{зар} \cdot q_л$$

9. Рассчитывается максимально допустимое расстояние между скважинами контурного ряда (A_{max})

$$A_{max} = 2\, d_p \sqrt{\frac{\gamma_{вв} \cdot E_{вв}}{0{,}5 \cdot \sigma_p}},\ м$$

где $\gamma_{вв}$ – плотность ВВ, кг/м³, $E_{вв}$ – энергия взрывания. Дж/кг, σ_p – сопротивление массива на разрыв, ПА

10. Проектное расстояние между скважинами устанавливается из условия

$$A_{вс} = (0{,}6 \div 0{,}7)\, A_{max}$$

11 Определяется прогнозное значение ширины щели ($l_ш$)

$$l_ш = 0{,}96 \quad d_{вс} \left(1 - \frac{A_{вс}}{A_{max}}\right) + 0{,}003,\ м$$

12. Сравнивается: эффективная ширина щели

$$l_ш \geq 60 - 70мм$$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Попов В.Н., Байков Б Н. Технология отстройки бортов карьеров. – М. Недра. 1991 – 184 с

2 Антоненко Л К , Зотеев В Г. Специальная технология погашения скальных откосов глубоких карьеров//Горный журнал, 1983, №5, с. 18 – 19.

3. Антоненко Л.К., Зотеев В Г. Опыт применения специальной технологии заоткоски скальных уступов в СССР и за рубежом/М., 1986 (Обзорная информация)/Ин-т «Черметинформация», сер Горнорудное производство, вып 1 – 27 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Мартынов Н. В., доцент, к. т. н.

Екатеринбург

Оглавление

Введение 3
Содержание курса 3
Повторение и самостоятельное изучение тем курса 5
Подготовка к экзамену 5
Контрольная работа 6
Тестовые задания 7
Рекомендуемая литература 11

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

По курсу «Эксплуатация горных предприятий» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ, подготовка к экзамену.

Содержание курса

Тема 1: Конструкция, типы, устойчивость, углы погашения бортов

Характеристика рабочих, временно нерабочих, погашенных бортов, требования к их отстойке; способы управления углом погашения борта: сдваивание и страхование уступов, изменение схем вскрытия карьерного поля; профили откосов строенных уступов, формы откосов уступов в зависимости от физико-механических свойств горных пород и времени стояния борта. Схема и пример расчёта для получения борта ступенчатого профиля.

Тема 2: Конструкция, типы, устойчивость, углы погашения бортов

Типы, параметры берм на погашенном борту. Принципы их расчёта.

Характеристика массива пород по трещиноватости, блочности, связности, упругости; абсолютная и относительная деформация массива; действие взрыва на массив. Параметры берм. Схема и параметры расчёта ширины берм для принятия осыпи, по падению кусков, с учётом напластования пород.

Тема 3: Понятия, параметры, особенности ведения БВР в приконтурной зоне.

Общая организация и схемы погашения уступов. Согласное и несогласное расположение рабочего и погашаемого бортов.

Приконтурная зона (ПКЗ). Ширина ПКЗ по нормам технологического проектирования, расчёт ПКЗ по Попову В.Н.

Особенности приконтурного взрывания, схема коммутации технологических и контурных скважин. Общая характеристика и экономическая эффективность методов контурного взрывания.

Тема 4: Методы и технологические схемы заоткоски бортов в предельном положении.

Порядок и примеры расчёта заоткоски скважинами переменной глубины, скважинами обратного заложения, методом гладкого откоса к методам предварительного щелеобразования. Составление паспортов контурного взрывания перечисленными способами. Оценка качества контурного взрывания.

Тема 5: Выемочно-погрузочные работы в приконтурной зоне.

Районирование контурного взрывания в пределах карьерного поля. Особенности и схемы ведения выемочно-погрузочных работ в ПКЗ с применением экскаваторов с нормальным и удлинённым оборудованием; с погрузкой в автомобильный и железнодорожный транспорт. Пример составления графика буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в ПКЗ.

Тема 6: Параметры и схемы ведения горных работ в ПКЗ на примере зарубежных карьеров и карьеров РФ.

Рассматривается опыт работ Оленегорского, Ковдорского, Соколовско-Сарбайского ГОКов, карьеров МЦМ СССР, ПАО «АЛРОСА», Чили и др.

Повторение и самостоятельное изучение тем курса.

Основной объем информации по дисциплине излагается: для очной формы обучения - преподавателем на аудиторных (лекционных) занятиях в устной форме; для заочной формы обучения – в учебной литературе. Использование основной литературы считается обязательным для повторения и самостоятельного изучения тем курса, использование дополнительной литературы предусматривается с целью углублённого изучения отдельных разделов дисциплины.

Рекомендуется следующий порядок повторения или самостоятельного изучения тем дисциплины:

1. Ознакомьтесь с содержанием темы;
2. Ознакомьтесь с конспектом лекций по теме;
3. Ознакомьтесь с изложением данной темы в литературных источниках;
4. Ответьте на контрольные вопросы по данной теме, используя при необходимости конспект лекций и литературные источники;
5. Составьте конспект по изученному (повторенному) материалу;
6. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

Подготовка к экзамену

Сдача зачета (экзамена) осуществляется студентами по результату изучения дисциплины.

Экзамен по дисциплине проводится по билетам. Билет на экзамен включает в себя два теоретических вопроса. На экзамене преподаватель может задать обучающемуся дополнительные и уточняющие вопросы. Дополнительные вопросы задаются помимо вопросов билета и связаны, как правило, с плохим ответом. Уточняющие вопросы задаются в рамках билета и направлены на выявление степени понимания студентом изучаемого предмета.

Рекомендуется следующий порядок подготовки к зачету (экзамену):

1. Ознакомьтесь с перечнем экзаменационных вопросов в билетах;
2. Повторите соответствующие разделы теоретической части дисциплины, используя конспект лекций и учебную литературу;
3. С целью закрепления усвоенного материала письменно составьте ответы на представленные вопросы;
4. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

Контрольная работа

Погашается участок борта карьера длиной $L_п$. Погашаемый уступ сдваивается под углом равным углу откоса рабочего уступа $L_р$, на вышележащем горизонте оставляется берма шириной 10 м. Массив сухой. Контурные заряды – шланговые. В качестве ВВ используется гранулотол плотностью 1 кг/дм^3, критический диаметр $d_п$ = 30 мм, удельная энергоёмкость E = 4,19 · 10^6 дж/кг, коэффициент относительной мощности $K_{ВВ}$ = 1,2. Отношение акустической жёсткости массива и пород отрезной щели $А_м$ / $А_щ$ = 30, частота волны взрыва f = 50 Гц.

№ варианта	Погашаемый борт высота $L_п$, м	Рабочий уступ		Предел прочности на сжатие высота $\sigma_{еж}$, мПа	Предел прочности на растяжение высота $\sigma_р$, мПа	Прочность пород γ, т/м	Категория трещиноватости	Акустическая жёсткость $А_м$, т/м^2 · с	Диаметр долота, мм
		высота $h_р$, м	угол откоса $\alpha_р$, град.						
1	100	12	70	140	11,2	2,6	IV	12000	160
2	100	12	70	140	11,2	2,8	V	12000	160
3	100	15	70	145	11,2	2,8	V	12500	190
4	100	15	70	150	11,5	2,7	IV	12500	190
5	100	15	70	150	11,5	2,8	V	12500	160
6	120	12	75	140	11,2	2,7	IV	12500	160
7	120	12	75	145	11,2	2,8	IV	12500	190
8	120	12	75	145	11,2	2,6	V	13000	216
9	120	15	75	150	11,5	2,9	V	13000	216
10	120	15	75	150	11,5	2,9	IV	13000	190
11	150	15	70	160	12,8	2,8	IV	12500	160
12	150	15	70	160	12,8	3,0	V	13000	190
13	150	15	70	165	12,8	2,9	IV	13000	190
14	150	12	70	170	13,1	3,1	V	13000	216
15	150	12	70	170	13,1	3,1	V	13500	216
16	200	12	75	175	13,1	3,0	IV	13000	160
17	200	12	75	180	14,5	3,0	IV	13500	190
18	200	15	75	170	13,0	2,9	V	13000	190
19	200	15	75	180	14,6	3,2	V	13500	216
20	200	15	75	180	14,6	3,2	V	13500	216

Определить удельный линейный расход ВВ, рассчитать диаметр оболочки шлангового заряда, длину колонки и массу заряду, расстояние между контурными скважинами.

Определить прогнозное значение ширины отрезной щели, рассчитать коэффициент амплитудного экранирования щели и сделать вывод о целесообразности контурного взрывания в предложенных условиях. Сделать расчёт ширины приконтурной зоны, определить общее количество скважин и потребный расход ВВ на погашение участка.

Тестовые задания

Тема № 1 – 2

1. Конструкция рабочего борта должна обеспечивать:
а) долговременную устойчивость борта;
б) оптимальный режим горных работ;
в) минимальную ширину рабочих площадок.
2. Конструкция погашения борта должна обеспечивать:
а) долговременную устойчивость борта;
б) оптимальный режим горных работ;
в) размещение вскрывающих выработок нижележащих горизонтов.
3. Какие из факторов не учитываются при расчёте ширины берм очистки?
а) обрушающаяся порода с верхних уступов;
б) возможность механизированной очистки бермы;
в) климатические условия района эксплуатации карьера.
4. Ширина бермы, при которой верхний уступ не вовлекается в обрушение, рекомендуется в пределах (0,2 – 0,3) высоты уступа (по Г.Л. Фисенко). Для каких условий?
а) падение трещин в сторону массива ;
б) трещины горизонтальные;
в) падение трещин параллельно откосу уступа.
5. За счёт каких факторов управляют углом погашения борта карьера?
а) сдваиванием и страиванием погашаемых уступов;
б) изменением способа и схемы вскрытия карьерного поля;
в) уменьшением расчётной ширины берм.
6. Породы характеризуются как устойчивые. Какая форма откосов уступов рекомендуется?
а) плоская;
б) выпуклая;
в) ступенчато вогнутая.
7. Какой из перечисленных факторов не учитывается при расчёте ступенчато вогнутого профиля откоса?
а) угол внутреннего трения пород;
б) предел прочности на сжатие;
в) сцепление в породе;
г) высота погашаемого уступа.
8. Нормативный коэффициент запаса прочности при расчёте ступенчато вогнутого профиля откоса $K_з = 2$. Для каких условий это справедливо?
а) для крепких пород с временем стояния менее 5 лет;
б) для рыхлых пород с временем стояния менее 5 лет;
в) для рыхлых пород с временем стояния более 5 лет.
9. Цель контурного взрывания:
а) минимальный выход негабарита;

б) минимальное нарушение законтурного массива;

в) получение расчётного профиля откоса уступа.

10. При взрыве скважинного заряда дробления выделяют несколько зон действия заряда. К какой из них относится зона шириной 60 – 70 м (до 30 диаметром заряда)?

а) зона регулируемого дробления;

б) зона нерегулируемого дробления (зона заколов);

в) зона остаточных деформаций;

г) зона колебания.

Тема № 3 – 4

1. Снижение неблагоприятного воздействия взрыва на законтурный массив может быть достигнуто:

а) применением контурного взрывания;

б) уменьшением диаметра технологических скважин;

в) ограничением массы одновременно взрываемого заряда.

2. Скорость колебаний грунта (в зоне колебаний) не зависит от:

а) расстояния от места взрыва;

б) схема коммутации зарядов;

в) характера слагающих пород;

г) массы одновременно взрываемого заряда.

3. Как изменяется ширина приконтурной зоны (ПКЗ) с увеличением крепости пород согласно норм технологического проектирования карьеров цветной металлургии?

а) не изменяется;

б) уменьшается;

в) увеличивается.

4. Какой из факторов не учитывается при определении ширины ПКЗ по методу В.Н. Попова?

а) высота погашения уступа;

б) коэффициент сейсмичности;

в) объём взрываемого блока;

г) удельный расход ВВ.

5. Как изменяется величина коэффициента сейсмичности при определении ширины ПКЗ по методу В.Н. Попова при изменении трещиноватости пород?

а) не изменяется;

б) увеличивается с ростом числа трещин (от V к I категории трещиноватости);

в) уменьшается с ростом числа трещин.

6. Какой из факторов не учитывается при определении ширины ПКЗ по методу В.Г. Зотеева при согласном размещении рабочего и погашаемого бортов?

а) количество взрываемых рядов в последней технологической заходке;

б) высота уступа;

в) схема коммутации взрываемого блока;

г) коэффициент сейсмичности.

7. Какой из факторов не учитывается при определении ширины ПКЗ по методу В.Г. Зотеева при несогласном размещении рабочего и погашаемого бортов?

а) количество взрываемых рядов в последней технологической заходке;

б) высота уступа;

в) масса заряда в ступени замедления;

г) диаметр заряда в технологической скважине.

8. Какие из перечисленных условий определяют целесообразность заоткоски уступа скважинами переменной глубины?

а) породы I – III категории трещиноватости;

б) угол погашения уступа не более 50°;

в) падение трещин в сторону выработанного пространства.

9. Какой из факторов является определяющим при заоткоске уступа скважинами обратного заложения?

а) трещиноватость пород;

б) угол погашения уступа;

в) падение трещин параллельно откосу уступа.

10. Выбор при заоткоске уступа метода предварительного щелеобразования (МПЩ) обусловлен факторами:

а) крепость пород;

б) трещиноватостью пород;

в) ориентировкой трещин.

Тема № 5 – 6

1. Какие виды зарядов применяются при контурном взрывании МПЩ?

а) шланговый;

б) колонковый;

в) гирляндный.

2. В каком из методов заоткоски уступа используется линейный удельный расход ВВ (кг/пог. м)?

а) скважинами обратного заложения;

б) гладкого откола.

3. Используется ли забойка в контурных зарядах при МПЩ?

а) не используется;

б) используется любая;

в) рекомендуется пористая сыпучая.

4. При расчёте контурных зарядов при МПЩ коэффициент Декаплинга рекомендуется принимать в размере:

а) максимально возможный;

б) не менее 2 – 2,5;

в) не более 9 – 10.

5. В каком случае при проектировании заоткоски МПЩ используется коэффициент амплитудного экранирования?

а) при расчёте диаметра скважин;

б) при расчёте диаметра заряда;

в) при расчёте ширины приконтурной зоны.

6. При заоткоске уступа МПЩ контурные скважины рекомендуется взрывать:

а) за 1 – 2 недели до технологических;

б) за 80 – 100 мс до взрыва технологических;

в) одновременно;

г) не имеет значения.

7. При заоткоске уступа МПЩ последняя заходка технологических скважин рекомендуется в количестве трёх рядов. С какой целью?

а) улучшения качества дробления;

б) снижения расхода ВВ ;

в) сокращения ширины ПКЗ.

8. Между контурными и технологическими скважинами при МПЩ рекомендуется бурить и взрывать буферный ряд скважин с массой заряда 50 – 60 % от основного. С какой целью?

а) экономия ВВ;

б) снижения сейсмического эффекта;

в) снижения влияния технологического взрыва на законтурный массив.

9. Допустимая масса одновременно взрываемого заряда определяется в зависимости от:

а) допустимой скорости смещения пород при взывании;

б) времени стояния борта в предельном положении;

в) расстояния до места взрыва.

10. Какие факторы определяют целесообразность применения контурного взрывания на нижних горизонтах карьера?

а) стоимость добычных работ;

б) разница между углами откоса без контурного взрывания и с контурным взрыванием;

в) стоимость вскрышных работ.

Рекомендуемая литература

Основная литература

№ п/п	Наименование
1	Аннстратов Ю И., Аннстратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.. ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.
2.	Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л , Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. учебник. - 3-е изд., перераб. - М.. Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.
3.	Попов В.Н.. Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров. - М.: Недра. 1991. – 252 с.
4	Глубокие карьеры: сб. докл Всероос научно-техн конф с международным участием 18 - 22 июня 2012 г. – Апатиты; СПб, 2012. – 488 с.

Дополнительная литература

№ п/п	Наименование
1.	Кутузов Б. Н Методы ведения взрывных робот. Ч. I. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – М : Изд-во «Горная книга», 2007 – 471 с. илл
2	Антоненко Л К.. Зотеев В.Г. Опыт применения специальной технологии заоткоски скальных уступов в СССР и за рубежом. – Черметинформация Горное производство. – М.. 1986. - 28 с.
3	Формирование рабочей зоны глубоких кимберлитовых карьеров /А Н Акишев. И В Зырянов, Б Н Заровняев. Г. В. Шубин и др. - М Новосибирск. 2015 – 204 с
4.	Глаголенков А. И., Горкунов В. И , Завалишин В. С. Взрывная подготовка горной массы на нерудных карьерах – Алма-Ата, 1989 – 120 с
5.	Корнильов С В , Беляев В Л , Валенгина С. П Технологические схемы ведения горных работ на законсервированных, погашенных и крутых рабочих бортах глубоких карьеров. Учебное пособие. – Екатеринбург. Изд-во УГГУ, 2003.
6.	Горный журнал. – М : Недра, 1980 № 10; 1981, № 1, 8; 1986, № 5; 1989, № 1; 1994, № 2; 2007. №9; 2-13. №7.
7.	Эткин М.Б., Азарович А.Б. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2004 – 248 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ..... 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ» 4

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Промышленная характеристика россыпных месторождений как объекта разработки: строение россыпи, физико-механические и технологические характеристики пород россыпей.
2. Технико-экономические требования к качеству, количеству и условиям залегания полезного ископаемого при разработке россыпей (кондиции). Характеристика продукции приисков.
3. Методы подсчета запасов при разработке россыпных месторождений.
4. Способы и комплексная механизация при разработке россыпей. Виды работ при разработке россыпей.
5. Предварительные работы (осушение): состав комплекса работ, их общая характеристика. Расчистка полигона от лесорастительности. Отведение поверхностного стока воды, расчет руслоотводной канавы (канала).
6. Подготовка мерзлых пород к выемке механическим рыхлением: схемы заездов рыхлителей (условия применения и параметры борозды и заезда), расчет производительности рыхления.
7. Подготовка мерзлых пород к выемке буровзрывным способом: применяемое оборудование бурения, виды ВВ, способы взрывания, размещении е шпуров или скважин. расчет зарядов ВВ.

8. Общая характеристика и объемы вскрышных работ. Бульдозерная вскрыша торфов. Вскрыша торфов скреперами. Экскаваторная вскрыша торфов. Комбинированные схемы вскрышных работ.

9. Системы бульдозерно-скреперной выемки песков Системы экскаваторной разработки песков.

10. Порядок отработки россыпи Вскрытие горизонтов добычных работ Выбор базового промывочного прибора

11. Системы экскаваторно-гидравлической разработки песков при очистной выемке.

12. Мощность и режим работы драг.

13. Вскрытие россыпи при дражном способе

14. Забой драги, параметры забоя.

15. Галечные и эфельные отвала при дражной разработке. Параметры отвалов.

16. Обогатительное оборудование на драге

17. Схемы цепи аппаратов обогащения на драге.

18 Схема цепи аппаратов на алмазодобывающих драгах.

19 Гидрологические условия работы драг

20. Сущность негативного влияния сброса воды при дражной разработке.

21. Оборотное водоснабжение дражного разреза

22 Гидротехнические сооружения при открытой и дражной разработке россыпей

23 Плотины. параметры плотин

24. Отстойные пруды, параметры пруда.

25. Устойчивость откосов плотин

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИННЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Багазеев В. К., Валиев П. Г. Разработка россыпных месторождений: учеб. пособ Уральский гос. горный унит – Екатеринбург: Из-дво УГГУ, 2008. – 200 с	27
2	Потемкин С. В. Разработка россыпных месторождений. – Мю. Недра, 1995. – 470 с.	18
3	Разработка россыпных месторождений: учебник / В. Г. Лешков ; Московский государственный горный университет - Москва Горная книга ; Москва : МГГУ, 2007 - 906 с. : ил. - Библиогр. с. 813	20

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Шорохов С. М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений. учебник /С. М. Шорохов. – М.. Недра, 1973. – 765 с.	12

2.	Багазеев В. К. Бульдозерно-экскаваторная разработка россыпных месторождений: учеб. пособ.. – Свердловск, изд. СГИ, 1988. – 64 с.	38
3.	Багазеев В. К. Гидротехника при разработке россыпей: учеб. пособ /В. К. Багазеев, Н. Г. Валиев, В. В. Русанов: Уральская гос. горно-геологическая академия. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1999. – 86 с.	4
4.	Предохранение рек от загрязнения при разработке россыпных месторождений /С. М. Шорохов, А. А. Зуйков, Г. В. Зубченко и др. – М.: Недра, 1980. – 270 с.	23

3.3 Нормативные документы

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-03). Книга 2. [Электронный ресурс]. – М.: НПО ОБТ, 2003 – 15 экземпляров.

2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (05-329-99), утв. Постановлением Госготехнадзора России от 24.11.1999, № 86. [Электронный ресурс]. –Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

3. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче / Роскомдрагмет, Иргиредмет; утв. 21.12.1993. , – Иркутск 1994. – 266 с. [Электронный ресурс]. –Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

4. Инструкция о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СНиП 11-01-95 /Минстрой России. – М., 1995. [Электронный ресурс]. –Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»

Тема 1: Промышленная характеристика и способы разработки россыпей.

Промышленная характеристика россыпных месторождений как объекта разработкиб строение россыпи, физико-механические и технологические характеристики пород россыпей.

Технико-экономические требования к качеству, количеству и условиям залегания полезного ископаемого при разработке россыпей (кондиции). Характеристика продукции приисков.

Методы подсчета запасов при разработке россыпных месторождений.

Способы и комплексная механизация при разработке россыпей. Виды работ при разработке россыпей.

Обоснование способа разработки.

Тема 2: Предварительные работы (осушение). Вскрышные работы.

Предварительные работы (осушение): состав комплекса работ, их общая характеристика. Расчистка полигона от лесорастительности. Отведение поверхностного стока воды, расчет руслоотводной канавы (канала).

Подготовка мерзлых пород к выемке механическим рыхлением: схемы заездов рыхлителей (условия применения и параметры борозды и заезда), расчет производительности рыхления.

Подготовка мерзлых пород к выемке буровзрывным способом: применяемое оборудование бурения, виды ВВ, способы взрывания, размещении е шпуров или скважин. расчет зарядов ВВ.

Общая характеристика и объемы вскрышных работ. Бульдозерная вскрыша торфов. Вскрыша торфов скреперами. Экскаваторная вскрыша торфов. Комбинированные схемы вскрышных работ. Расчет производительности выемочно-транспортной техники на вскрыше торфов.

Тема 3: Скреперно-бульдозерный способ разработки россыпей.

Обоснование оборудования выемки и ориентировочной производительности прииска. Системы бульдозерно-скреперной выемки песков. Системы экскаваторной разработки песков. Порядок отработки россыпи. Вскрытие горизонтов добычных работ. Выбор

базового промывочного прибора. Расчет технологических параметров оборудования промывочной установки.

Тема 4: Экскаваторно-гидравлический способ разработки россыпей.

Системы экскаваторно-гидравлической разработки песков при очистной выемке. Расчет параметров эксплуатационного блока. Обоснование мощности оборудования выемки и производительности прииска. Расчет параметров гидромониторного забоя. Обоснование и выбор системы разработки.

Тема 5: Дражный способ разработки россыпей. Конструктивная схема драги.

Обоснование мощности и режима работы драги. Расчет производительности драги. Проверка соответствия конструктивных размеров драги параметрам россыпи. Расчет параметров забоя драги. Расчет параметров дражных отвалов. Вскрытие россыпи. Система разработки. Промывка и обогащение песков на драге. Обоснование принципиальной схемы обогащения. Схема цепи аппаратов золотосодержащих драг. Схема аппаратов алмазодобывающих драг.

Тема 6: Водоснабжение промывочных установок и драги.

Гидрологические и гидрогеологические условия разработки россыпей. Негативное влияние сброса воды в водоемы, условия сброса технологической воды. Организация оборотного водоснабжения промывочных приборов; установок дражного разреза. Осветление технологической воды в отстойных прудах. Расчет гидротехнических сооружений в системе водоснабжения: каналов, плотин, перемычек.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок

1. Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.
2. Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.
3. Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.
4. Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.
5. Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых (МПИ) открытым способом

6. Гидромониторы.
7. Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

8. Структура и параметры гидромониторной струи.
9. Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.
10. Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.
11. Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.
12. Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения.
13. Трубы, арматура и фасонные части водоводов.
14. Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении.
15. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.
16. Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.
17. Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.
18. Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора пульпы.
19. Технология гидроотвалообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.
20. Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.
21. Водоснабжение сооружения на гидроотвале.
22. Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.
23. Сущность и классификация способов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.
24. Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.
25. Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядамиц

26. Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина черпания, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.
27. Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.
28. Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами.
29. Оборудование перемещения земснаряда.
30. Пульповоды и водоводы земснаряда.
31. Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.
32. Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва, карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4-5: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ. Основные процессы разработки МПИ дражным способом.

33. Классификация и основные части драги. Забой драги.
34. Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.
35. Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

36 Транспортно-отвальное оборудование драги Маневрирование драги в забое
37 Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания).
38 Расчет производительности драги
39 Расчет длины черпаковой драги по условию полноты выемки песков
40 Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз
1	Ялтанец. И.М. Гидромеханизированные и подводные горные работы Кн. 1. - Разработка пород гидромониторами и землесосными снарядами: учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело". - М : МГГУ, 2006. - 546 с	21
2	Баглаев В. К., Волков Н. Г. Гидромеханизация: Разработка песчано-гравийных месторождений землесосными снарядами. Учебное пособие. – Екатеринбург. Изд. УГГУ, 2006. - 152 с	30
3	Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. - М : Недра, 1985. - 472 с	22
4	Лешков В. Г. Современная техника и технология дражных работ. - М : Недра, 1971. -288 с.	24

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
5	Ялтанец. И.М. Справочник по гидромеханизации. -М.:Изд. «Горная книга», 2008. – 673с.	3
6	Бессонов Е. А. Технология и механизация гидромеханизированных. Справочное пособие для инженеров и техников. - М.: Центр. 1999. – 544 с	2
7	Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов. - М.: Наука, 1968. - 220 с.	44

3.3 Нормативные правовые акты

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-03). Книга 2 [Текст]
   - Москва НПО ОБТ, 2003
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (06-329-99), утверждена постановлением Госгортехнадзора России от 24.11.99, №86
3. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче / Роскомдрагмет, Иргоредмет, утв. 21.12.1993.-Иркутск, 1994.-266 с.

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

1. Российская государственная библиотека www.rsl.ru. Leninka.ru
2. Федеральный портал «Российское образование» www.katalog.ru

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок (ОГР)

Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.

Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.

Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.

Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.

Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых

Гидромониторы.

Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

Структура и параметры гидромониторной струи.

Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.

Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.

Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.

Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения. Трубы, арматура и фасонные части водоводов. ,

Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении, j. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.

Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.

Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.

Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора воды.

Технология гидрообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.

Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.

Водосбросные сооружения на гидроотвале.

Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядами

Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина разработки, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.

Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.

Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами. Оборудование перемещения земснаряда.

Пульповоды и водоводы земснаряда.

Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.

Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ

Сущность и классификация спосооов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.

Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.

Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 5: Основные процессы разработки МПИ дражным способом

Классификация и основные части драги. Забой драги.

Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.

Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

Транспортно-отвальное оборудование драги. Маневрирование драги в забое.

Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания)

Расчёт производительности драги.

Расчёт длины черпаковой рамы драги по условию полноты выемки песков.

Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» 4

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ» 5

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Определение ФХГ, область применения, методы и объекты промышленного освоения ФХГ.
2. Гидравлические свойства массива горных пород: пористость, проницаемость, фильтрация - их виды, характеристики и единицы измерения.
3. Гидравлические свойства массива горных пород: влагоемкость, водоотдача, водоустойчивость и другие.
4. Основные тепловые свойства горных пород: плавление, испарение, сублимация и другие.
5. Теплоемкость и теплопроводность пород: основные определения и единицы измерения.
6. Общие сведения о химической структуре вещества и химических реакциях: электрон, атом, молекула, ион, окислительно-восстановительные реакции.
7. Водные растворы, концентраций водных растворов, единицы измерения.
8. Электродный потенциал и электро-химический ряд металлов.
9. Общие сведения о каменной соли как объекте добычи подземным растворением.
10. Технологическая схема рассолопромысла, подача воды, нерастворителя и выдача рассола.
11. Неуправляемые и управляемые методы растворения солей.
12. Скважины для подземного растворения солей.
13. Строительство и эксплуатация подземных резервуаров в каменной соли.

14 Системы разработки ПРС
15. Основные параметры камер ПРС
16. Общие сведения о самородной сере как объекте добычи (ПВС).
17 Принципиальная технологическая схема подземной выплавки серы
18 Конструкция скважин для ПВС.
19. Системы разработки ПВС
20. Общая характеристика подземной газификации угля (ПГУ).
21 Технология ПГУ. схемы зональности.
22 Основные сведения о подземном выщелачивании.
23 Условия применения скважинного выщелачивания
24. Виды скважин при СПВ
25 Бурение и оборудование технологических скважин.
26 Схемы размещения технологических скважин.
27. Противофильтрационные завесы (барраж) при выщелачивании.
28. Общие сведения о выщелачивании урана скважинами.
29 Физико-механическая характеристика золота
30 Шахтное подземное выщелачивание урана
31. Схема размещения технологического оборудования при подземном выщелачивании урана
32 Подземное выщелачивание меди
33 Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи (СГД)
34. Оборудование размыва при СГД, схемы размыва
35. Системы разработки при СГД
36 Оборудование подъема пульпы при СГД

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ. НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз
1	Аренс В. Ж. Физико-химическая геотехнология: учебник / В. Ж. Аренс [и др.] – М.. МГУ, 2010. – 575 с.	20

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз
1	Аренс В. Ж. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых[. учеб. пособ. / В Ж Аренс [и др.] – М : Горная книга, 2011 – 296 с http //biblioclub.ru/index.php?page=book&id=69810&sr=	2
2	Багазеев В К , Валиев Н. Г , Кравченко А П Процессы открытых горных работ Геотехнология добычи золота учеб. пособ – Екатеринбург Изд-во УГГГА, 2001 – 110 с	10

3.3 Нормативные документы

1.Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-03). Книга 2. [Электронный ресурс]. - Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (05-329-99), утв. Постановлением Госгортехнадзора России от 24.11.1999, № 86. [Электронный ресурс]. - Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ»

– Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков [Электронный ресурс]. - URL: http://www.mwork.su/

– Горное дело: информационно-справочный сайт [Электронный ресурс]. - URL: http://www.gornoe-delo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ»

Тема 1: Методы скважин ной физико-химической геотехнологии.

Определение ФХГ, область применения, методы и объекты промышленного освоения ФХГ. Гидравлические свойства массива горных пород: пористость, проницаемость, фильтрация – их виды, характеристики и единицы измерения. Гидравлические свойства массива горных пород: влагоемкость, водоотдача, водоустойчивость и другие. Основные тепловые свойства горных пород: плавление, испарение, сублимация и другие. теплоемкость и теплопроводность пород: основные определения и единицы измерения. Общие сведения о химической структуре вещества и химических реакциях: электрон, атом, молекула, ион, окислительно-0восстановительные реакции. Водные растворы, концентрация водных растворов, единицы измерения. Электродный потенциал и электро-химический ряд металлов.

Тема 2: Подземное растворение солей (ПРС).

Общие сведения о каменной соли как объекте добычи подземным растворением. Технологическая схема рассолопромысла, подача воды, нерастворителя и выдача рассола. Неуправляемые и управляемые методы растворения солей. Скважины для подземного растворения солей. Строительство и эксплуатация подземных резервуаров в каменной соли. Системы разработки ПРС. Основные параметры камер ПРС, расчет устойчивого пролета камеры, ширины междукамерного целика, толщины потолочины, размеров ослабленной зоны.

Тема 3: Подземная выплавка серы (ПВС).

Общие сведения о самородной сере как объекте добычи (ПВС). Принципиальная технологическая схема подземной выплавки серы. Конструкция скважин для ПВС. Системы разработки ПВС.

Тема 4: Подземная газификация угля (ПГУ).

Общая характеристика подземной газификации угля (ПГУ). Технология ПГУ, схемы зональности ПГУ. Расчет наинизшей теплоты сгорания угля, расчет наинизшей теплоты сгорания газа ПГУ.

Тема 5: Скважинное выщелачивание золота, урана.

Общие сведения о скважинном выщелачивании золота, урана, меди. Условия применения скважинного выщелачивания. Виды скважин при СПВ. Бурение и оборудование технологических скважин. Схемы размещения технологических скважин. противофильтрационные завесы (барраж) при выщелачивании. Общие сведения о выщелачивании урана скважинами. Физико-механическая характеристика золота. Скважинное подземное выщелачивание урана. Схема размещения технологического оборудования при подземном выщелачивании урана. Подземное выщелачивание меди. Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи (СГД). Оборудование размыва при СГД, схемы размыва. Системы разработки при СГД. Оборудование подъема пульпы при СГД.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация

№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург
2019

С О Д Е Р Ж А Н И Е

стр.

Введение 4

1. Расчет и построение с помощью ПЭВМ развернутых характеристик технологического оборудования 7

2. Выбор и расчет камнерезных машин и отстроечных буровых установок для добычи блоков прямоугольного камня 8

3. Выбор и расчет подземных транспортных машин, применяемых на карьерах для добычи блоков прямоугольного камня 10

4. Выбор и расчет вспомогательного технологического оборудования для добычи блоков прямоугольного камня 21

5. Расчет параметров механического рыхления горных пород буильдозерно-рыхлительными агрегатами 34

6. Методика расчета и выбора буильдозеров 37

Список литературы 60

Приложения 51

В В Е Д Е Н И Е

Методические указания к практическим занятиям разработаны на основании рабочей программы дисциплины "Добыча строительных горных пород" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений" специальности 09.05 "Открытые горные работы". Практические занятия проводятся на 7 семестре.

Указания составлены по первой части курса - добыче строительных горных пород.

Основная цель практических занятий заключается в освоении студентами практических навыков в расчете технологического оборудования для карьеров по добыче нерудных материалов и облицовочных природных каменных материалов с учетом особенностей разработки месторождений данного типа.

При выполнении практических работ предусмотрено широкое ознакомление студентов со специальной литературой. В связи с этим значительная часть справочных данных не приводится в методических указаниях, а дается ссылки на первоисточник.

В процессе выполнения практических работ студент должен закрепить лекционный материал по основным разделам курса, освоить методы расчета технологического оборудования, применяемого для добычи строительных горных пород, используемых при производстве карьеров и построение календарных планов развития горных работ.

Отдельные специальные вопросы, не достаточно полно освещенные в литературе разработаны более подробно в настоящих методических указаниях. Некоторые сложные расчеты предполагается выполнить на индивидуальных занятиях.

1. РАСЧЕТ И ПОСТРОЕНИЕ С ПОМОЩЬЮ ЭВМ РАЗВЕРНУТЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Цель работы - изучение методики расчета и построения на ЭВМ развернутых технологических характеристик производительности оборудования или конкретного технологического процесса для широкого диапазона горных пород.

1.1. Исходные данные:

а) заданный вид технологического оборудования для добычи и обработки природного камня или технологический процесс (Приложение 1);

б) закономерность изменения производительности оборудования (скорости резания, бурения и т.д) или технологической операции, полученная на основе данных заводских испытаний, справочных и фактических данных для горных пород, различающихся по прочности, коэффициенту крепости или другим технологическим показателям (Приложение 2,3,4).

1.2. Инструменты и принадлежности: персональная ЭВМ ІВМ с операционной системой МS-DOS, прикладная программа Супер-Кали-4, бумага для принтера, тетрадь для лабораторных работ.

1.3. Литература используемая для работы: [1], [2], [3], [5], [6], [8].

1.4. Порядок выполнения работы:

1.4.1. Изучить прикладную программу Супер-Кали-4 в части составления электронных таблиц и построения графических зависимостей типа X-Y.

1.4.2. Составить базу данных для указанного в приложении технологического оборудования или определенной операции, воспользовавшись известными справочными данными. Построить график в координатах X-Y, выполнить поясняющие надписи.

1.4.3. Ввести переменные X и Y, наименование осей координат, основной и вспомогательный заголовки, метки точек, тип линейного графика X-Y, проверить правильность выполненных операций на экране дисплея, на котором должно появляться изображение при нажатии клавиши F10.

1.4.4. Составить аналогичные базы данных для 2х,-3х подобных машин или операций, воспользовавшись полученной ранее зависимостью на основе одного фиксированного значения показателей.

1.4.5. Скорректировать данные для построения совмещенных графиков по всем машинам или технологическим операциям. Переменную X сделать общей для всех графиков так, чтобы она охватывала диапазоны значений каждой машины. Повторно ввести данные в порядке, указанном в п. 1.4.3.

1.4.6. Проверить правильность выполненных операций по изображению графиков на экране дисплея. В случае необходимости внести корректировки.

Распечатать совмещенные графики на принтере.

1.5. Форма отчетности: содержание работы и выполняемых операций занести в тетрадь, приложить графики, выполненные на ПЭВМ.

2. ВЫБОР И РАСЧЕТ КАМНЕРЕЗНЫХ МАШИН И СТРОЧЕЧНЫХ БУРОВЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучение методики выбора и расчета основного камнедобывающего оборудования - камнерезных машин и строчечных буровых установок.

2.1. Исходные данные приведены в Приложении 5.

2.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

2.3. Литература, используемая для работы: [6], [7], [8], [9], [10].

2.4. Порядок выполнения работы

2.4.1. Выбор типа основного технологического оборудования производится на основе анализа геологических данных месторождения и технических характеристик конкретных машин, которые можно применить для данного способа добычи блочного камня. К установке принимается машина с лучшей технической характеристикой [6], [7] и [8].

2.4.2. Расчет производительности основного технологического оборудования на добыче камня.

Следует иметь в виду, что производительность основного оборудования в большинстве случаев не равна производительности добычного способа, т.к. способ суммирует в себе выполнение нескольких операций. Производительность технологического оборудования следует рассчитывать поперационно по своей технологической характеристике (рис. 2.1 - 2.5) в интервале прочности горных пород для каждого вида работ или принимать по справочным данным [5], [8], [12], [13].

Для камнерезных машин с кольцевой фрезой производительность рассчитывается отдельно для продольного и поперечного резания, для канатных пил и баровых машин раздельно рассчитывается производительность для вертикального и горизонтального резания.

Годовая производительность камнерезных машин всех типов рассчитывается по формуле:

$$Q_{м\ год} = Q_{ч\ час} \cdot T_г \cdot K_и \ , м^2/год , \qquad (2.1)$$

где, $Q_{ч\ час}$ - часовая производительность резания камнерезной машины, $м^2$/час; для каждого вида резания раздельно определяется по технической или технологической характеристике машины (Рис. 2.3- 2.5);

$T_г$ - годовой фонд рабочего времени машины, час (Приложение 5);

$K_и$ - коэфф-т использования рабочего времени камнерезной машины (Приложение 5).

Годовая производительность буровых установок или ручного бурения определяется по выражению:

$$Q_{м\ год} = Q_{б\ час} \cdot T_г \cdot K_б \ , м/год , \qquad (2.2)$$

где, $Q_{б\ час}$ - часовая производительность бурения, м; определяется по технологической характеристике в интервале прочности горных пород месторождения (рис. 2.1 -2.2), $K_б$ - коэффициент использования буровой установки (Приложение 5).

Для буровых работ рассчитывается раздельно производительность вертикального и горизонтального бурения.

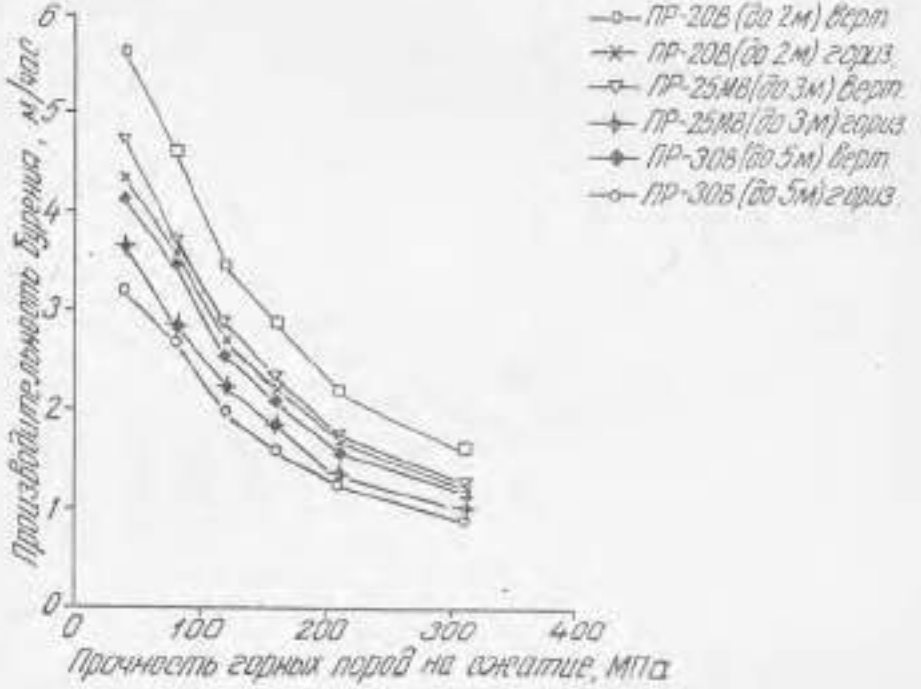


Рис. 2.1 Производительность ручного бурения перфораторами

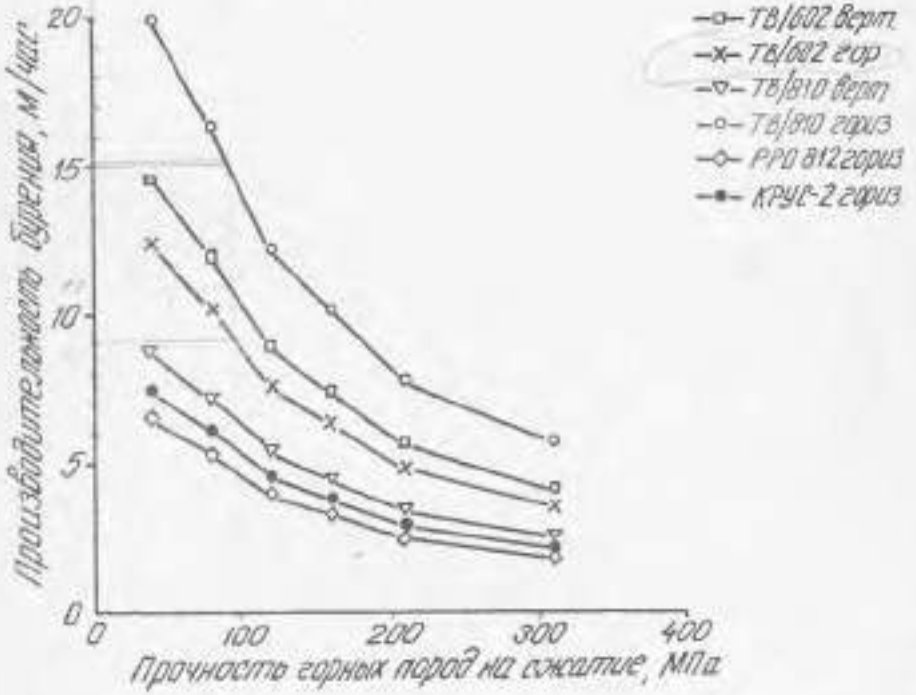


Рис. 2.2 Производительность бурения отечественными установками

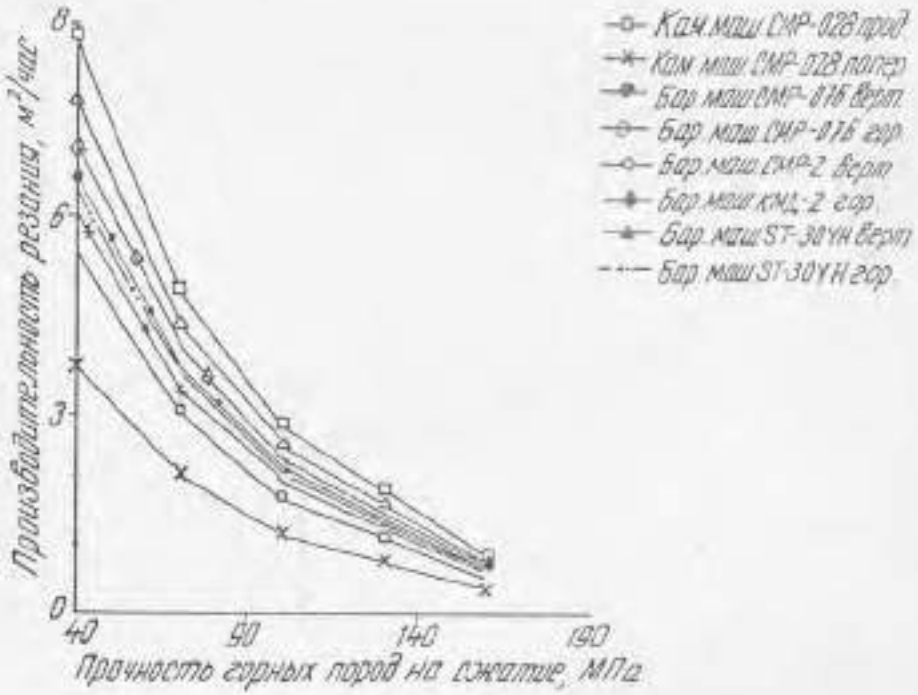


Рис. 2.3 Производительность камнерезных машин с кольцевой фрезой и баровых машин с твердосплавными резцами

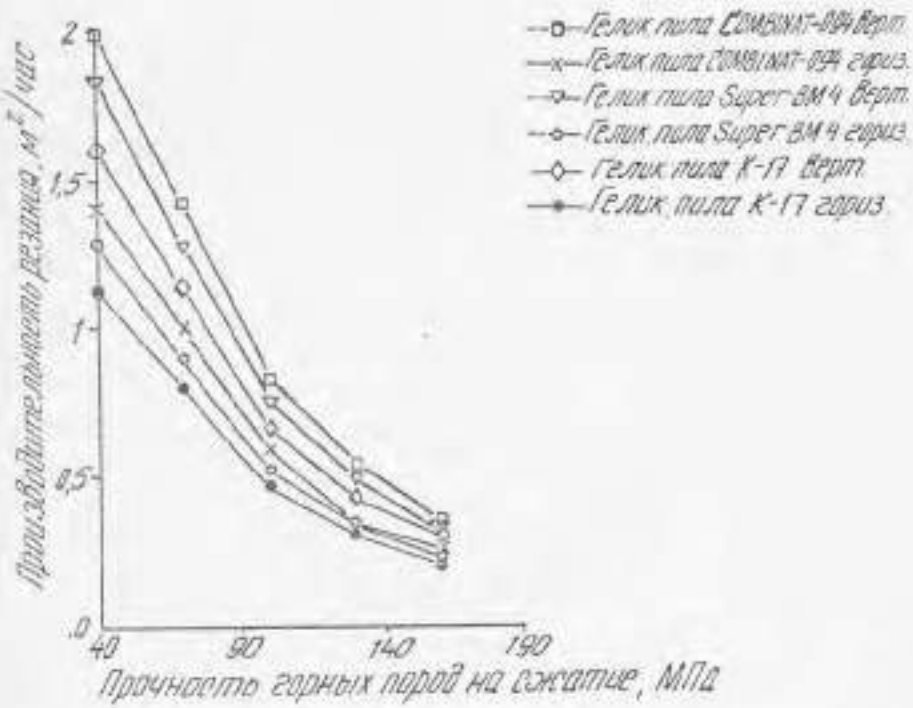


Рис. 2.4 Производительность геликоидальных канатных пил

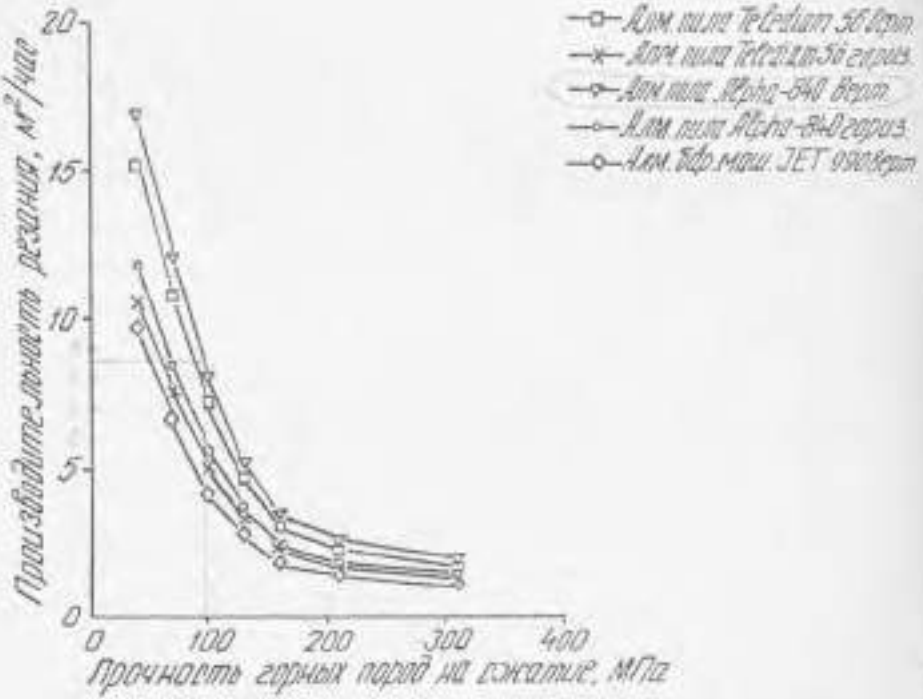


Рис. 2.5. Производительность канатных пил и баровых машин с алмазным режущим органом

2.4.3.Потребность в основном технологическом оборудовании для выполнения отдельных операций определяется по формуле:

$$N_{сс} = \frac{K_р \cdot Q_{км\ год}}{Q_{м\ год}}, \text{ шт.} \qquad (2.3)$$

где, $K_р$ - коэффициент резерва, учитывающий неравномерность работы оборудования в течение года; $K_р = 1,1...1,15$;

$Q_{км\ год}$ - годовая производительность карьера по горной массе, добываемой данным способом, т/год, (куб.м/год, $м^3$);

q - удельный расход реагента или бурения на 1 $м^3$ добытой горной массы, $кг/м^3$ или п.м/$м^3$ (т/куб.м или п.м/$м^3$).

$Q_м$ - производительность карьера по блокам $м^3$/год; (приложение 6)

Кв - коэффициент выхода блоков из горной массы (приложение 6).

2.4.4.Удельный расход реагента или бурения определяется на стадии опыта технологических операций или на опытных отделениях исходя от высоты, так и на операциях разделки массива на блоки по вертикали [6]:

а) для наклонных систем с косыми щелями

- на продольном вертикальном и горизонтальном резании

$$q_{км} = \frac{Б_г + Б_в}{Н_г \cdot Б_в}, \text{ т/куб.м}, \qquad (2.4)$$

- на поперечном резании

$$q_{рез} = 1/Б_в \text{ т/куб.м} \qquad (2.5)$$

б) для наклонных или вертикальных систем

- на вертикальном резании

$$q_{км} = \frac{L_м - Б_в}{L_м \cdot Б_в}, \text{ т/куб.м}, \qquad (2.6)$$

- на горизонтальном резании

$$q_{км} = 1/Ж_г \text{ т/куб.м}; \qquad (2.7)$$

в) для буровых установок и ручного бурения

- в вертикальной плоскости

$$q_{б} = \frac{в \cdot Lв(Lм + Bм)}{b \cdot Ну \cdot Вм \cdot Lм}, \text{ т/м}^2, \qquad (2.8)$$

- в горизонтальной плоскости

$$q_{б} = \frac{г \cdot Lш}{b \cdot Ну \cdot Вм}, \text{ т/м}^2; \qquad (2.9)$$

где, Нб, Вб и Lб - высота, ширина и длина блока, м;

Ну - высота уступа, м;

Вм и Lм - ширина и длина монолита, м;

Lш - длина шпуров или скважин, м;

b - шаг бурения, м; на эксплуатирующихся карьерах определяется экспериментально.

Параметры Нб, Вб, Lб, Ну, Вм и Lм принять самостоятельно исходя из типа оборудования и условий залегания пород и размеров отделяемого монолита (приложение 5).

При отсутствии данных шаг бурения определяется по выражению [9]:

$$b = \frac{Sо}{Кчк \cdot Lш} + dш, \text{ м}, \qquad (2.11)$$

где, Sо - площадь откола, приходящаяся на один шпур, м2; значения Sо для случаев раскола по однотипности и полосам приведены на графике (рис. 2.6);

Кчк - коэффициент, учитывающий частоту установки клиньев; при установке клиньев в соседних шпурах Кчк = 1, через шпур Кчк = 2, через два шпура Кчк = 3;

dш - диаметр шпура (скважины), м.

2.4.5. Полная потребность в оборудовании определяется сложением потребностей по операциям (при использовании для различных целей однотипного оборудования) и округлением до целого большего числа:

$$Nобщ = Nоп_1 + Nоп_2, \text{ шт}. \qquad (2.12)$$

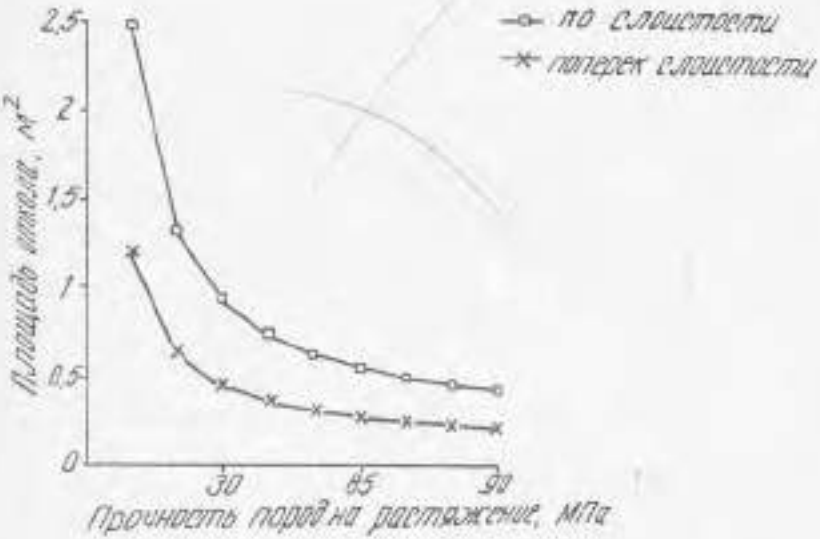


Рис 2.6 Зависимость площади откола от прочности пород на растяжение

2.4.6. Занести в тетрадь все расчеты и графические зависимости (рис. 2.1-2.6) с указанием рабочих точек.

2.5. Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов и графики заносятся в тетрадь и предоставляются преподавателю.

3. ВЫБОР И РАСЧЕТ ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН, ПРИМЕНЯЕМЫХ НА КАРЬЕРАХ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - изучение методики выбора и расчета подъемно-транспортных машин - кранов, погрузчиков, тяговых лебедок, применяемых на карьерах для добычи блоков природного камня.

3.1. Исходные данные приведены в Приложении.

3.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, микрокалькулятор, тетрадь для лабораторных работ.

3.3. Литература, используемая для работы [10], [11].

3.4. Порядок выполнения работы.

3.4.1. Определяется тип подъемно-транспортных машин в зависимости от способа добычи блоков, принимаемого уровня механизации подъемно-транспортных работ и объемов погрузочных работ. При углубочной схеме развития карьера используются стационарные краны. Наибольшее распространение получили жесткоконсольные мачтово-стреловые краны - "деррик-краны". На карьерах с широтной схемой развития целесообразно применение передвижных стреловых кранов, в том числе и экскаваторов с крановым исполнением. При небольших объемах погрузки применяются мелкие погрузочно-транспортные машины. Технические данные по деррик-кранам приведены в Приложении 3, по остальным кранам - в работе [10], по погрузочно-транспортным машинам - в работе [11]. От типа грузоподъемной машины зависит один из технологических параметров карьера - расстояние между соседними транспортными площадками.

Если кран имеет небольшую длину стрелы и грузоподъемность, то каждая рабочая площадка должна быть транспортной. Это в значительной степени усложняет транспортную схему карьера.

3.4.2. Грузоподъемность крана Gкр подбирается по наибольшему весу поднимаемого груза Gгр. Обычно - это вес наибольшего блока, получаемого на карьере. В отдельных случаях за основу принимается вес камеренной или погрузочно-транспортной машины, переставляемой с одного уступа на другой. В любом случае должно соблюдаться соотношение

$$Gкр > Gгр. \qquad (3.1)$$

Для стреловых кранов грузоподъемность принимается при рабочем вылете стрелы, поэтому при выборе крана следует проверять его грузоподъемность не только на максимальном вылете стрелы, но и на данном вылете, используя графики грузоподъемности крана или следующую зависимость:

$$Gкр = \frac{g \cdot L_{max}}{L}, \qquad (3.2)$$

где g - грузоподъемность стрелового крана на наибольшем вылете стрелы, т;

L_{max} - наибольший вылет стрелы, м;

L - заданный вылет стрелы, м, принять в расчетах L=15м.

3.4.3. Эксплуатационная производительность грузоподъемной машины определяется по формуле:

$$Qч.эк = 60\ Gкр \cdot Кг \cdot Ка \cdot (Тц)^{K}, \text{ т/час}, \qquad (3.3)$$

где Кг - коэффициент использования крана по грузоподъемности, Кг = 0,3-0,75. Для определения коэф-та Кг следует весь поднимаемый груз разбить на категории: крупные блоки, мелкие блоки и отсев, штучный груз и т.д. После этого вычисляется средний вес груза, поднимаемого за один подъем. Значение коэф-та определяется делением среднего веса груза на максимальную грузоподъемность крана.

Ка - коэффициент использования крана по времени; Ка=0,25-0,5;

Тц - продолжительность цикла в мин.;

$$Тц = Тмаш + Тпр + Туст + Тотц \text{ ,мин.} \qquad (3.4)$$

где, Тмаш - машинное время цикла, мин; определяется исходя из длины пути и скорости перемещения крана и стрелы при повороте, подъеме и опускании груза:

$$Тмаш = \frac{Sг}{Vг} + \frac{Sв}{Vг} \text{ ,мин.} \qquad (3.5)$$

где, Sг и Sв - пути перемещения груза по горизонтали и вертикали, м: для горизонтального перемещения длина пути считается по пробегу грузовой платформы [10];

Vг и Vв - скорости перемещения груза по горизонтали и вертикали, м/мин, берутся по технической характеристике крана[10];

Тпр, Туст и Тотц - время на прицепку, установку и отцепку груза; для блоков можно приближенно принять: Тпр = 5-7мин, Туст = 2 мин и Тотц = 1 мин.

3.4.4. Расчет и выбор одноковшовых погрузчиков. Основное назначение этих погрузчиков - механизация процесса уборки сильно трещиноватой горной массы, погрузка которой краном невозможна, уборка штыба, получающегося в результате выпиливания блоков из массива. При небольших объемах погрузки блоков так же целесообразно применение погрузчиков. В этом случае ковш погрузчика заменяется на вилочные захваты. Для уборки трещиноватой горной массы применяются мощные погрузчики с ковшом емкостью 4 - 8 м3, а для уборки штыба - 0,85-2 м3. Технические данные советских погрузчиков приведены в работах [10] и [11].

Эксплуатационная производительность одноковшового погрузчика определяется по формуле:

$$Qч эк = 3600 \cdot Ка \cdot Кн \cdot V / Тц \text{ ,м3/час.} \qquad (3.6)$$

где Ка - коэффициент использования погрузчика во времени; Ка=0,3-0,4;

Кн - коэффициент наполнения ковша Кн=0,5-1,25;

V - геометрическая емкость ковша или средний объем транспортируемых блоков, м3;

Тц - время цикла, сек.

Время цикла определяется по формуле

$$T_{ц} = \frac{t_1+t_2+t_3+t_4+t_5+t_6}{60}, \qquad (2.7)$$

где t_1 - время наполнения ковша или захвата блока, сек;

t_2 - время запрокидывания ковша, сек; t_2=3-5 сек.;

t_3 - время перемещения к месту разгрузки, сек, t_3=15-17 сек.;

t_4 - время разгрузки ковша или снятия с захватов блока, сек;

t_5 - время возвращения в исходный пункт с опусканием ковша, сек, t_5=10-12 сек.;

t_6 - время переключения рычагов, t_6=2 сек..

Время захвата блока погрузчиком t_1 =30 сек, время снятия блока с захватов при разгрузке на почве t_4 = 10 сек, а при погрузке в автотранспорт t_4 = 30 сек.

2.4.5. Потребное количество кранов или погрузчиков

$$N_{кр} = \frac{K_н \cdot Q' \text{год}}{Q \text{час} \cdot T'}, \text{шт}, \qquad (2.8)$$

где, $K_н$ - коэффициент неравномерности отгрузки блоков; $K_н$=1,2;

Q'год - объем горной массы, отгружаемой в течение года с использованием кранов или погрузчиков, м3/год;

T' - годовой фонд работы крана, час.

2.5 Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов заносятся в тетрадь и предоставляются преподавателю.

4. ВЫБОР И РАСЧЕТ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Цель работы - получение методики выбора и расчета вспомогательного вертикального оборудования.

4.1. Исходные данные приводятся в задании.

4.2. Инструменты и принадлежности чертежный инструмент, микрокалькулятор, ватман для лабораторных работ.

4.3. Литература, используемая для работы [2], [5], [6], [7], [10], [11], [12].

4.4. Порядок выполнения работы

4.4.1. Определяется набор вспомогательного технологического оборудования, в зависимости от способа добычи блоков и климатических условий выполнения вспомогательных работ. К вспомогательному оборудованию относятся: грузоподъемные буровые установки, гидроэлеваторы, погрузочные установки.

4.4.2. Выбор специальных буровых установок. Специальные буровые установки применяются в комплекте с гидравлическими и канатными навесными системами. В первом случае пробуренные скважины используются для установки в них гидравлических систем, а во второй - для навески в них вспомогательного каната в начале работы.

Годовая производительность буровых установок определяется по формуле:

$$Q_{год} = Q_{час} \cdot T \cdot K_{в} \quad , \text{м/год} \quad (4.1)$$

где $Q_{час}$ - часовая производительность бурения, устанавливается по технологической характеристике в интервале плотности горных пород в соответствии рис. 4.1;

$K_{в}$ - коэффициент использования буровой установки, $K_{в}=0,8$;

Для буровых работ рассчитывается средняя производительность вертикального и горизонтального бурения.

Тип и количество машин определяется исходя из общей потребности в буровых по технологической карте и технической карте буровых установок [5], [6], [12].

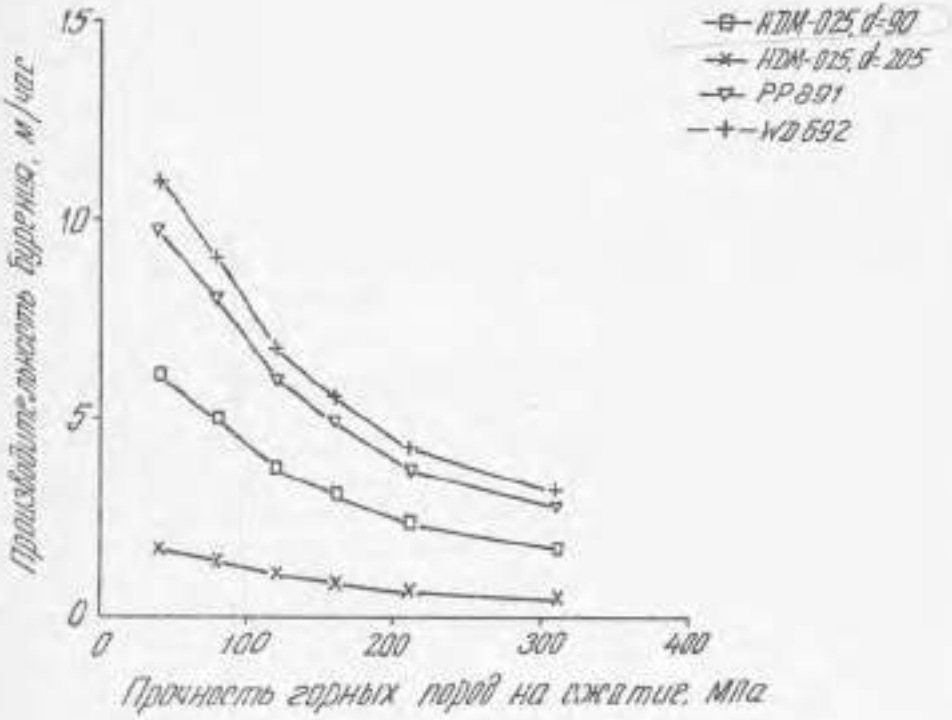


Рис.4.1 Зависимость производительности буровых установок от прочности горных пород

4.4.2. Расчет оборудования для опрокидывания монолита, отделенного от массива.

Опрокидывание монолита может производиться двумя способами: с помощью мотных тягачей или специальными гидравлическими домкратами. Иногда применяются комбинации из этих способов, а также применяются пневматические подушки.

Из предельного условия равновесия системы, находящейся под воздействием внешнего усилия F, приложенного в верхней части монолита высотой Ну, шириной Ум и весом Р получаем величину необходимого опрокидного усилия:

$$F \geq \frac{k \cdot P \cdot B'}{2 \cdot H_y}, \text{ кг}, \qquad (4.2)$$

где k - коэффициент запаса, учитывающий трение монолита о массив; k=1,1 ÷1,2.

Тяговое усилие тягача или грузоподъемность гидравлических домкратов должны быть не ниже расчетного опрокидного усилия [6], [11], [12].

Отечественная промышленность гидродомкратов для этих целей не выпускает. К установке следует принимать гидродомкраты фирмы Беветта Impiando mod.166 модификаций 166/1 и 166/2 грузоподъемностью 147 тонн и 166/3 грузоподъемностью 80 тонн или фирмы Пел-. . . . тип Titano грузоподъемностью 150 тонн.

Расчетное количество гидродомкратов определяется по выражению [37]:

$$N_{гд} = \frac{Q_{к\ год} \cdot Ж_к}{У_м \cdot Т_{гд} \cdot Ж_{оп}}, \text{ шт}, \qquad (4.3)$$

где, $Q_{к\ год}$ - годовой объем горной массы, добываемой с использованием гидродомкратов, м³/год;

$Ж_к$ - коэффициент неравномерности работы гидродомкратов; $Ж_к$ = 1,1 ÷ 1,2;

$У_м$ - средний объем монолита, отделяемого от массива;

$Т_{гд}$ - годовой фонд работы гидродомкратов в днях: $Т_{гд}$ = 250 дней;

Nоп - число опрокидываний в день; ввиду повышенной опасности работ опрокидывания монолитов производится только в светлое время суток, поэтому Nоп = 3 ÷ 4.

4.4.4. Расчет гидроклиновых устройств для раскола горных пород по линии бурения.

Расчетное число гидроклиньев по линии раскола определяется по выражению [8]:

$$n = \frac{100\,\sigma_p\,L_ш\,L_л\,(1 - d/b)}{F_г\,K_{нр}} \qquad (4.4)$$

где, σ_p - прочность горной породы на растяжение, кг/см^2;

$L_ш$ - длина шпура (или высота раскалываемого монолита), м;

$L_л$ - длина линии раскола,м;

D - диаметр шпура,м;

b - шаг бурения.м;

$K_{нр}$- коэффициент, учитывающий текстуру горной породы и направление плоскости раскола к слоистости; для массивных пород $K_{нр}$=1; для слоистых рассчитывается по выражению $K_{нр} = (0{,}75+\cos\alpha)$;

α - угол падения слоистости.

$F_г$ - оптимальное разрывное усилие на один гидроклин гидроустановки, тонн

К установке могут применяться гидроклиновые установки отечественного производства или импортные, данные по которым приведены в работе [8]. Кроме того, можно принять гидроклиновые установки фирмы Бенести мод. Fiscopek 168 с разрывным усилием одного гидроклина 225 т или мод. Fiscopek 168 с усилием 270 т. Каждая установка оснащена шестью гидродомкратами [6].

4.4.5. Занести в тетрадь все расчеты и графические зависимости (рис. 4.1) с указанием рабочих точек.

4.5 Форма отчетности. Текст работы, расчетные формулы, результаты расчетов и графики заносятся в тетрадь и предоставляются преподавателю.

5.РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЧЕСКОГО РЫХЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД БУЛЬДОЗЕРНО-РЫХЛИТЕЛЬНЫМИ АГРЕГАТАМИ

Цель работы - изучение методики расчета и выбора бульдозерно-рыхлительных агрегатов для механического рыхления горных пород.

5.1.Исходные данные приведены в Приложении.

5.2.Инструменты и принадлежности:чертежный инструмент, тетрадь для лабораторных работ.

5.3.Литература,используемая для работы: [10],[11],.

5.4.Порядок выполнения работы:

5.4.1.Определяется необходимое расчетное усилие на крюке бульдозерно-рыхлительного агрегата:

$$Fкр\ р = 10^{-2} \cdot Кн \cdot n \cdot Ксц \cdot hр \cdot bпр\ ,\ кН. \qquad (5.1)$$

где,Кн - коэффициент,учитывающий неравномерность сцепления горных пород.Кн=1.1-1.3;

n - количество зубьев рыхлителя;

Ксц- средняя величина сцепления горных пород.

Принимается с учетом коэффициента структурного ослабления :

$$Ксц = \lambda \cdot Ксцо\ ,кг/см2, \qquad (5.2)$$

где, λ - коэффициент структурного ослабления горной породы в массиве (Приложение 5);

Ксцо - коэффициент сцепления в образце горной породы,МПа (Приложение 5);

hр - глубина рыхления,см.Для рыхлителей класса до 250 кВт глубина рыхления принимается в пределах от 10 до 70 см;

bпр - приведенная ширина зуба рыхлителя,см.Для рыхлителей среднего класса bпр = 11 см.

5.4.2.По полученному значению усилия на крюке выбирается соответствующая модель бульдозерно-рыхлительного агрегата[10], [11].При этом следует иметь в виду,что расчетное усилие на крюке машины должно находится в пределах области эффективного использования мощности машины в режиме рыхления.Модель рыхлителя выбирается по значению тягового усилия по кривым мощности в пологих частях характеристик вблизи ее максимума (Рис.5.1).

5.4.3.Зарисовать в рабочую тетрадь тяговую характеристику бульдозерно-рыхлительного агрегата.Определить по ней техническую скорость агрегата Vр в режиме рыхления.В случае,если расчетное усилие на крюке выходит за пределы области эффективного использования мощности машины,следует изменить глубину рыхления и выполнить расчет усилия заново.

5.4.4.Рассчитать оптимальное расстояние между соседними проходами рыхлителя

$$C = 0{,}95 \cdot hр \cdot ctg\varphi + bн \text{ ,м} , \qquad (5.3)$$

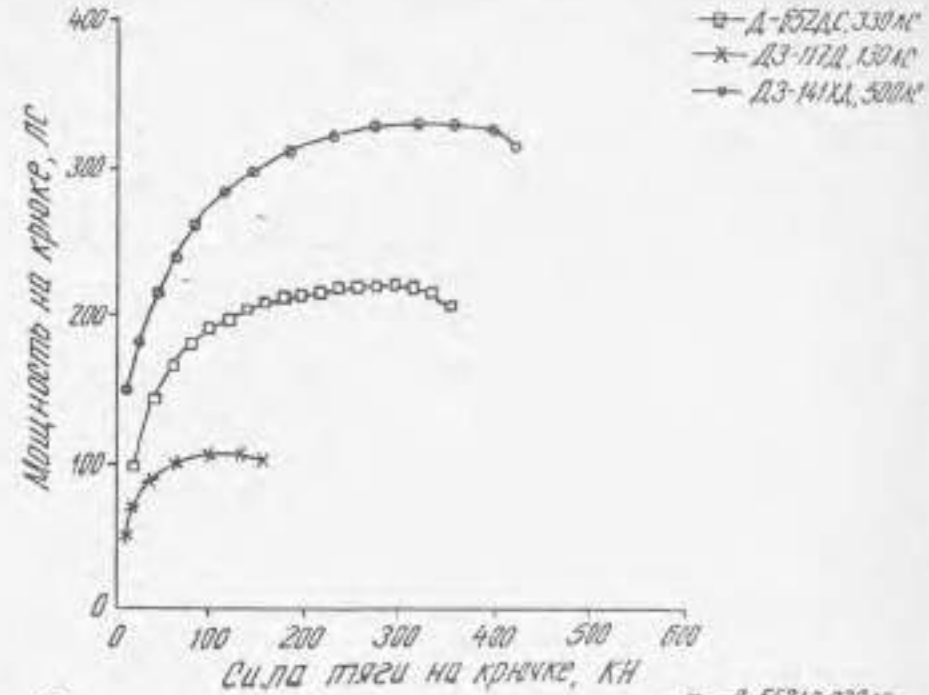
где, φ - угол наклона боковых стенок прорези,для выветрелых,сильно трещиноватых пород он составляет 31-35 град.,для глин и суглинков - 23-25 град.,для почвенно-растительного слоя с глиной - 18-22 градусов;

bн - ширина наконечника в нижней части сечения,м; в расчетах принять bн = 1,5bтр.

5.4.5.Определить производительность бульдозерно-рыхлительного агрегата на операции рыхления

а/при параллельных проходах

$$Qр = \frac{3600 \cdot C \cdot hр \cdot Киг \cdot Кир \cdot n}{1/Vр + 1/Vхх + t1/L_{т}}, \text{ м3/час}, \qquad (5.4)$$



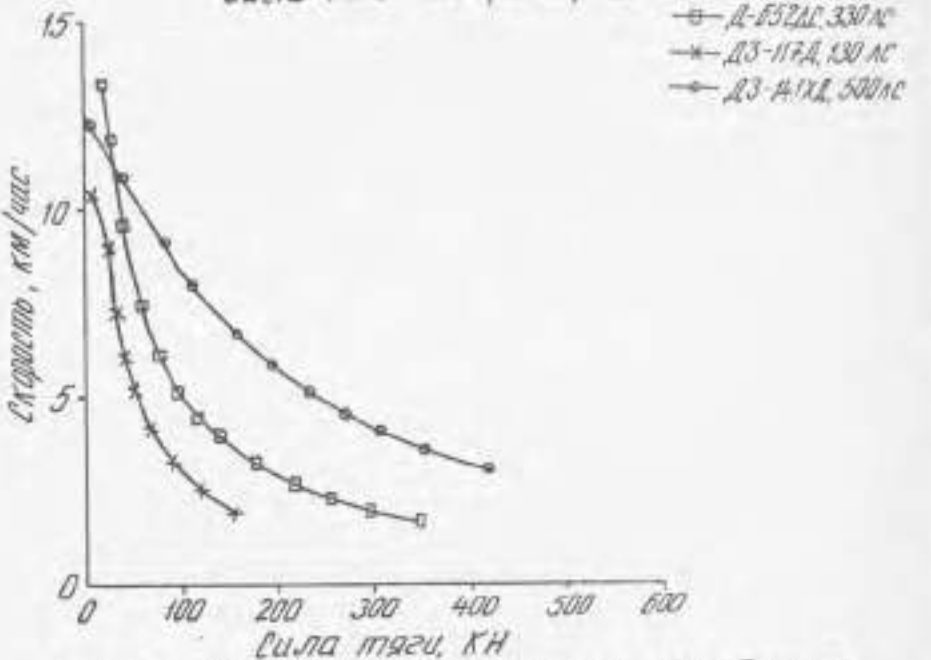


Рис. 5.1 Тяговые характеристики бульдозерно-рыхлительных агрегатов

б)при параллельно-перекрестных проходах

$$Qp' = \frac{3600 \cdot C \cdot hp \cdot Киг \cdot Кир \cdot n}{2(1/Vp+1/Vxx)+t_{р}(1/L_{р}+1/L'_{р})}, м3/час, \quad (5.5)$$

где, Vp - скорость рыхления, м/сек.; принимается по тяговой характеристике бульдозерно-рыхлительного агрегата;

Киг - коэффициент использования глубины рыхления; при параллельных проходах Киг=0,52-0,70, при параллельно-перекрестных проходах Киг=0,65-0,80;

Кир - коэффициент использования рыхлителя; Кир=0,7-0,8;

Vxx - скорость холостого хода агрегата м/с; Vxx- 2,2-2,4 м/с;

$t_{р}$ - время перехода рыхлителя на следующую борозду, сек; $t_{р}$=30-60 с;

$L_{р}$ и $L'_{р}$ - соответственно, длина параллельного и перекрестного реза, м.

При работе агрегата по челночной схеме без холостых переходов выражение 1/Vxx в формулах (5.4) и (5.5) опускается.

5.4.6. Определить фактическую производительность агрегата с учетом времени на бульдозерные работы. Принять в расчете, что агрегат занят на бульдозировании горной породы 30% рабочего времени машины.

5.5. Форма отчетности. Все расчетные формулы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

6. МЕТОДИКА РАСЧЕТА И ВЫБОРА БУЛЬДОЗЕРОВ

Цель работы - изучение методики расчета и выбора бульдозеров при разработке с перемещением пород для последующей погрузки.

6.1. Исходные данные приведены в приложении 5.

6.2. Инструменты и принадлежности: чертежный инструмент, тетрадь для лабораторных работ.

6.3. Литература, используемая для работы: [3].

6.4. Порядок выполнения работы:

6.4.1. Определяется продолжительность одного цикла бульдозирования

$$Tц = L_1/V_1 + L_2/V_2 + (L_1 + L_2):Va + tп + 2tр, \text{ сек.} \quad (6.1)$$

где, L_1 - длина пути резания грунта, м;
V_1 - скорость перемещения бульдозера при резании пород, м/с;
L_2 - расстояние транспортирования породы, м;
V_2 - скорость движения бульдозера с горной породой, м/с;
Va - скорость холостого хода, м/с;
tп - время переключения скоростей, с;
tр - время одного разворота трактора, с; t=10 сек.

6.4.2. Принять необходимые расчетные элементы Tц по нормам технологического проектирования [3] и приложению 5.

6.4.3. Определить часовую производительность бульдозера в плотном теле при разработке грунта с перемещением:

$$Пс = 3600 \cdot V \cdot Ку \cdot Ко \cdot Кп \cdot Ка \;/\; (Кр \cdot Tц), м3. \quad (6.2)$$

где, V - объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом бульдозера:

$$V = Lот \cdot h_{от} \cdot a \;/\; 2, \; м3, \quad (6.3)$$

где, Lот - длина отвала бульдозера, м;
$h_{от}$ - высота отвала бульдозера, м;
a - ширина призмы перемещаемого грунта:

$$a = h \;/\; tg\varphi, м, \quad (6.4)$$

где, φ - угол естественного откоса грунта (30-40 градусов);
Ку - коэфф-т,учитывающий уклон на участке работы бульдозера:

Уклон,i	0	+10	+20	> 20	-10	-20 и >
Значения Ку	1,0	0,95	0,8	0,6	1,1	1,3

где, Ко - коэффициент,учитывающий увеличение производительности при работе бульдозера с отрывками (отвал ящичного типа);Ко=1,15;
Кп - коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения; Кп =1- βL_1; β = 0,005÷0,004;большие значения для рыхлых сухих пород;
Кв - коэффициент, учитывающий использование бульдозера во времени;Кв = 0.8; при перемещении взорванной скальной горной массы Кв = 0,75;
Кр - коэффициент разрыхления грунта принимается по нормам технологического проектирования [3] табл.IV.1.

6.4.4.Определить производительность бульдозера при использовании его только на планировочных работах:

$$Пл = 3600 \cdot Tcм L_1 (Lот \cdot Sin\alpha - c) Кв / [n(L_1 / V + tp)], м2/см, \quad (6.5)$$

где, L_1 - длина планируемого участка,м,(Приложение 5);
α - угол установки отвала бульдозера к направлению его движения, α = 90 град;
c - ширина перекрытия смежных проходов,м;c = 0,3-0,5 м;
n - число проходов бульдозера по одному месту; n = 1÷2;
V - средняя скорость движения бульдозера при планировке,м/с, соответствующая обычно первой или второй передаче трактора, V = 2,2-2,4 м/сек.

6.5.Форма отчетности.Все расчетные формулы и результаты расчетов заносятся в тетрадь по практическим работам и представляются преподавателю.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Добыча и обработка природного камня: Справочник/Под общей ред. А.Г. Смирнова -М.: Недра, 1990.

2. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности по добыче и обработке облицовочных материалов из природного камня. Вторая редакция.-Л.: Союзгипроруд, 1975.

3. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.-Л.: Стройиздат, 1977.

4. Дойл У. Табличный процессор Суперкалк для персонального компьютера: Пер. с англ.-М.: Финансы и статистика, 1987.-320с.

5. Справочник по добыче и переработке нерудных строительных материалов./Под ред. В.Я. Вадзинского.-Л.: Стройиздат, 1975.

6. Технические характеристики технологического оборудования для добычи блоков.: Рекламный каталог.-Италия, Каррара, фирма "Бенеттимакинэ", 1990.- 60 с.

7. Методические указания к практическим занятиям по дисциплине "Добыча строительных горных пород", "Расчет технологических процессов на добыче блочного камня" для студентов специализации "Открытая разработка месторождений"-Екатеринбург, УГИ, каф. РМОС, 1992г.

8. Оборудование для добычи и обработки природного камня: каталог -М.: Объединение "Машмир", 1993.

9. Гидроклиновые устройства для разработки горных пород и пути их усовершенствования: Обзорная информация /Гайдуков З.З.-М.: ЦНИИТЭстроймаш, 1985.

10. Строительные машины и оборудование: Справочник для строительных специальностей вузов и инженерно-технических работников -М.: Высшая школа, 1991.- 456 с.

11. Технологическое оборудование на карьерах: Справочник/Под общей ред. Б.С. Виноградова.-М.: Недра, 1981.

12. Технические характеристики технологического оборудования фирмы "Пеллегрини": Рекламный каталог.-Италия, Верона, фирма "Пеллегрини" 1990.- 80 с.

13. Оборудование для добычи и обработки природного камня: Отраслевой каталог-Вадумян К.Л., Барсегян Э.Е. и Мерян Ф.А.: ЦНИИТЭстроймаш, 1987.

Приложение 1

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ РАЗВЕРНУТЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КАМНЕРЕЗНЫХ И БУРОВЫХ МАШИН

Показатели	Варианты			
	1	2	3	4
Базовый аналог для закономерности изменения производительности	Камнерезная машина с кольцевой фрезой (приложение 2)		Перфораторное бурение шпуров [2] табл.14	Станок БМК-4М [5] табл.37
Типы и марки машин которых строятся характеристики	Баровые камнерезные пилы КМХ-2, ST-30VH, CMP-076, JET BELT 990. (приложение 3)	Канатные пилы CMP-083, Alpha840, TL920, BETA 870. (приложение 4)	Строчечные буровые установки ТБ-602, ТБ-610, ТБ-611. [6]	Буровые станки FP691, HDM025, WD502. [6]

Приложение 2

ЗАВИСИМОСТЬ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАМНЕРЕЗНОЙ МАШИНЫ СМР-028А ОТ ПРОЧНОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Прочность горных пород на сжатие, МПа	400	600	800	1000	1200
Производительность камнерезной машины, м2/час (2 фрезы)	3,85	2,7	1,7	1,1	0,5

На поперечном резании следует применять поправочный коэффициент К = 0,45

Приложение 3

Технические характеристики баровых камнерезных машин

Показатели	Типы машин			
	КМХ-2	ST-30VH	СМР-076	JET BELT 960
Мощность привода, квт	39,2	25,0	25,5	55,0
Производительность, м2/ч				
при прочности 70 МПа			4,6	
100 МПа				4-5,6
160 МПа			1,5	
Тип режущего органа	Цепь с твердосплавными резцами			Алмазная лента
Глубина пропила, м				
-вертик.рез	2-3,0	2-3,0	2,04	1,7-4,8
-горизонт.рез	2,0	2,0	1,5	-
Скорость резания, м/с	0,6-1,25	0,3-1,4	0,33-1,33	15,0
Расход воды, л/мин.		8,0		100,0
Вес, кг	4500	2600		4400
Изготовитель	Болгария	ФРГ	СССР	Италия Ф.Benett machin
Скорость передвижения машины, см/мин.	2-10	2-10		
-твердые породы	0,65-12,6			
-мягкие породы	1,25-23,0	2-15		
Предел прочности на сжатие, кг/см2		5000		
Давление породы				
Габаритные размеры, мм				
ширина	1950		2100	
длина	2090		1900	
высота	1775		1890	

Приложение 4

Техническая характеристика камнерезных машин с алмазным канатом

Показатели		Типы машин			
		СМР-083	TL 920	Alpha 640	BETA870*
Мощность привода, кВт		41	14,7	30-37	37-55
Производительность, м2/ч для камня прочностью	75 МПа	8,87	5,0	8,0	12,0
	120 МПа	6,3	5,0	6,0	7,0
Размеры выпиливаемых блоков, м					
длина		2,6	15,0	15-20	15-20
ширина		1,4	1-1,25	1-2,5	1-2,5
высота		1,4	5-6	5-6	5-10
Длина каната, м		20-25	20-35	25-70	35-70
Диаметр каната, мм		10-12	10	10	10
Осевое усилие, кг		100	-	-	-
Вес, кг		3000	641	1000	1525
Скорость резания, м/с		1,7...26	-	40	40
Расход воды, л/мин.		15	15	25	25-40
Изготовитель		СССР	Италия		фирма Benetti-macchine

* Машина БЕТА 870 применяется для прочных горных пород типа гранита

Приложение 5

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

для расчета технологического оборудования для добычи блочного камня

Показатели	Обозначение	Варианты			
		1	2	3	4
1	2	3	4	5	6
1.Тип горной породы		Мрамор белый	Мраморизов.известняк ракушковый	Гранит серый	Серпентенит антигоритовый
2.Залегание пород пород		Спокойное,горизонтальными слоями. Без явно выражен. слоистости	Крутопадающее <70 гр. Явно выраженная слоистость	Спокойное горизонтальными слоями. Слои разделены трещинами	Линзообразное,слоистость по 3 сист. трещин
3.Тектоническая характеристика месторождения		1 система трещинов. Азимут падения 345 град.,угол падения 0-90 град.,частота трещин редкая	Три системы трещинов. 1-азимут падения 350 град.,угол падения 70град.; 2-азимут падения 240 град.,угол падения 30-75 град.; 3-азимут падения,15-30 град.	Две системы трещинов. 1-гориз.по постельной слоистости через 1,5-3,5 м; 2-азимут падения 350 град.,угол падения 90 град.,расстояние между трещинами 6-7м	Три системы трещин 1-азимут 24 град., угол падения 80 гр 2-азимут падения 11 град.,угол падения 62 град;3-азимут падения,284 град., угол падения 45 град.

Продолжение 1 Приложения 5

1	2	3	4	5	6
			Расстояние между трещинами отдельности: 0,15-2,0 м Преобладают трещины: 1 и 2 систем		Расстояние между щинами отдельност 2,0-3,0 м Раскол по: 3 сист.хорошо, 1 сист. удовлетв., 2 сист. плохо
4.Вскрышные породы		Мрамор эроэированный	Эроэированный известняк	Выветрелый гранит	Выветрелые серпентиниты
5.Мощность вскрыши,м	Нв	8,7	1,0-12,0	1,5	0,5-1.5
6.Прочность пород,кг/см2 - на сжатие,	$\sigma_{сж}$	600	1200	950	1450
-на растяжение,	$\sigma_{р}$	60	40	70	85
7.Сцепление вскрышных пород в обрезце,Кцо,кг/см2		250	220	350	590
8.Коэф-т структурного ослабления		0,15	0,075	0,25	0,3
9.Годовой фонд работы оборудования,час	Тг	4075	4075	4050	4050
10.Коэф-т использования машинного времени камнерезн.машины, бурового станка, бульд.рыхл.агрегата,Кбр		0,7	0,80	0,75	0,7
11.Размеры участка,м: -длина,L1		50	75	150	200
-ширина,L1'		20	35	50	100

Продолжение 2 Приложения 5

1	2	3	4	5	6
12.Расст.транспортировки породы бульдозером м,L2		25	50	50	75
13.Длина отвала бульдозера,м.Lот		4,31	4,31	4,31	4,31
14.Высота отвала,hот		1,37	1,37	1,37	1,37
15.Значения параметров для расчета рыхлителей и бульдозеров					
tп,сек.		6	6	6	6
tр,сек.		10	10	10	10
скорости V1,м/сек.		0,3	0,3	0,3	0,3
V2,м/сек.		0,67	0,67	0,67	0,67
V3,м/сек.		1,0	1,0	1,0	1,0
L1,м		17	17	17	17
16.Годовая производительность карьера по блокам,т.м3.	Qк.год	30	10	15	5
17.Коэф-т выхода блоков из горной массы,	Кв	0,31	0,60	0,30	0,55
18.Размеры отделяемого монолита,м LмхВ мх	Нм	15x1x4,5	20x1,5x3	6x1,5x3	5x1,5x3
19.Объемный вес,кг/см2		2,7	2,45	2,8	2,75
20.Диаметр шпуров строчечной установки,м.		0,040	0,040	0,034	0,040

Приложение 6

Технические характеристики деррик-кранов

Тип крана	ДК 20	ДК 25	ДК 30	ДК 40С	ДК 50С
Грузоподъемность, т:					
- максимальная	20	25	30	40	50
- при макс. вылете стрелы	15	20	25	30	40

Вылет стрелы, м:	Для всех типов кранов:						
-максимальный	20	25	30	35	40	45	50
- при макс. грузоподъемности	18,5	23	27,5	32,5	36,5	41	45,5

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация
№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента	3
2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения	4
3. Рекомендуемая литература	6

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 69 часов, заочной – 119 часов.

По курсу «Технология добычи природного камня» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Технология добычи природного камня*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомиться со структурой темы.

2. По конспекту лекций освоить каждый структурный элемент темы.

3. При необходимости использовать указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы можно получить у преподавателя.

4. Ответить на контрольные вопросы и выполнить рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернуться к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектировать материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решить указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Введение

Цели, задачи дисциплины. История развития, краткое описание направлений развития камнедобывающей отрасли.

Вопросы для самоконтроля:

1. Области применения природного камня.
2. История и направления развития добычи природного камня.

Тема 2. Горные породы как объект разработки и общие сведения о строительных материалах из них

Виды горных пород. Генезис. Горнотехнические условия. Оценка и разведка месторождений облицовочного камня.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие виды горных пород применяются в качестве облицовочного камня.
2. Генезис, условия формирования по видам горных пород, горнотехнические условия, пригодные для разработки месторождений на облицовочный камень.
3. Особенности оценки и разведки месторождений на облицовочный камень.

Тема 3. Основные требования к геологической документации, предъявляемой для подготовки проекта разработки месторождения

Нормативные документы, требования к документации, по геологической оценке, и разведке месторождений облицовочного камня. Работа с документацией по оценке и разведке месторождений облицовочного камня. Выбор исходных данных для проектирования карьеров.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нормативные документы, основные требования к параметрам оценки и разведки облицовочного камня.

2. Основные принципы работы с документацией по оценке и разведке месторождений на облицовочный камень.

3. Основные документы и методика для формирования исходных данных для проектирования карьеров облицовочного камня.

Тема 4. Схемы вскрытия и способы производства вскрышных работ на месторождениях природного облицовочного камня.

Виды вскрытия с применением транспортных и бестраншейных схем вскрытия месторождений облицовочного камня. Безвзрывные способы подготовки вскрышных пород к выемке. Методы предохранительного взрывания на выветрелых горных породах.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Схемы вскрытия, применяемых при разработке месторождений облицовочного камня.

2. Принципы и технология траншейного и бестраншейного вскрытия месторождений облицовочного камня.

3. Способы подготовки вскрышных пород к выемке.

4. Особенности, технологии безвзрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

5. Особенности, технологии взрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

Тема 5. Технология подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня.

Способы, основанные на механическом резании горных пород. Резание горных пород специальными методами: струей воды высокого давления, термогазоструйными и плазменными горелками, лазерными установками. Способы подготовки блоков к выемке методом сплошного бурения. Способы подготовки камня к выемке бурением по контуру с последующим механическим и взрывным откалыванием. Управление действием взрыва на массив. Принципы комбинации способов подготовки камня к выемке.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на механическом резании и области их применения.

2. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на бурении горных пород и области их применения.

3. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на альтернативных методах разрушения горных пород и области их применения.

4. Комбинированные способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня и области их применения.

Тема 6. Технологические процессы на добыче блочного камня. Погрузочно-транспортные операции.

Процессы подготовки к выемке облицовочного камня: подготовка к выемке, пассировка, погрузка, транспортирование, складирование кондиционного сырья. Погрузка, транспортирование и складирование некондиции.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Виды технологических процессов и их особенности на добыче блочного камня.

2. Механизмы, оборудование и техника, применяемая в процессах подготовки к выемке облицовочного камня.

3. Пассировка блочного камня, ее значение, основные требования, учет кондиционных блоков.

4. Некондиционная горная масса, погрузка, транспортирование складирование и учет.

3. РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Бычков Г. В. Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природного камня: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. 82 с.

2. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. – М.: Издательство РАСХН, 2005. – 245 с.

3. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. Учебное пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. – СПб.: Санкт-Петербургский горный ин-т,1997. – 428 с.

4. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 622 с.

5. Бычков Г.В. Нетрадиционные схемы вскрытия месторождений природного камня и их классификация // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. - Магнитогорск: МГТУ, 2003. - С. 41 – 56.

6. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. М.: Изд-во РАСХН, 2005. – 245 с.

7. Першин Г.Д., Гуров М.Ю., Чеботарев Г.И. Канатные пилы. Обоснование конструктивных параметров и режимов работы. Монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им Г.И. Носова», 2006. – 152 с.

8. Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г. Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами. Учебное пособие. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – 103 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

«ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА»

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ..... 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА» 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

2.1. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ (ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ) БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. В химическом отношении золото:
2. Для растворения золота в промышленных условиях выщелачивания используют:
3. Выщелачивание золота в промышленных условиях практически невозможно:
4. Скорость растворения золота химическими реагентами увеличивается:
5. Растворение золота цианидам более эффективно: при pH = 8÷10
6. Осаждение золота из цианистых растворов не производится:
7. Выделение золота из цианидных растворов практически невозможно:

2.2. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

8. Подготовка руды к выщелачиванию (рудоподготовка) исключает:
9. Основание штабеля (кучи) для выщелачивания золото должно обеспечить:
10. Отсыпка и формирование штабеля из окомкованной руды рекомендуется:
11. В практике кучного выщелачивания исключаются следующие способы орошения штабеля:
12. Экстрактор с цинковой стружкой это аппарат:

13. Достоинство активированных углей при сорбционном осаждении золота из цианистых растворов (по сравнению с синтетическими ионидами):
14. Для элюирования (десорбции золота с ионообменной смолы) рекомендуется:

2.3. Чановое выщелачивание золота

15. Для выщелачивания золота в чанах-перколяторах рекомендуется руда крупностью:
16. Удовлетворительной скоростью просачивания рабочего раствора в чанах-перколяторах считается:
17. Для агитационного выщелачивания золота в чанах рекомендуется руда крупностью:
18. Перемешивание пульпы в чанах для выщелачивания золота исключается:
19. Последовательность операций по выделению иловой фракции из сливов при чановом выщелачивании:
20. Выщелачивание золота перемешиванием рабочего раствора и пульпы (агитационное выщелачивание) производится:
21. Ложные днища в чанах перколяторах предназначены:

2.4. Скважинное подземное выщелачивание (СПВ) золота

22. Для промышленного подземного выщелачивания золота величина коэффициента фильтрации рудного пласта должны быть:
23. Конструкция технологической скважины включает: эксплуатационную колонну груб, обсадную трубу, фильтр, отстойник. Отстойник предназначен:
24. Подъём продуктивных растворов из скважины осуществляется гидроэлсваторами, погружными насосами, эрлифтами. Эрлифт - это устройство для вертикальною подъема гидросмеси с помощью:
25. Скорость фильтрационного потока в порах рудного массива регулируется превышением уровня раствора АН в закачной скважине над уровнем грунтовых вод в откачной скважине.
26. Инфильтрационный гидродинамический режим потока обеспечивается при:
27. При скважинной гидродобыче (СГД) полезное ископаемое приводится в текучее состояние (гидросмесь породы и воды) и откачивается на поверхность через скважины. Обязательным условием возможности СГД является:
28. Скважинный гидродобычной агрегат - это устройство, представляющее по назначению комбинацию:
29. Различают способы размыва пород при скважинной гидравлической добыче: встречным, попутным и боковым забоями. При размыве встречным забоем:

2.5. Общие меры безопасности

30. Ядовитые свойства цианистых растворов и хлорной воды
31. Гидрологические условия разработки месторождения.
32. Фильтрационные расчеты.
33. Гидродинамический анализ размещения технологических скважин.
34. Противофильтрационные завесы (барраж) при выщелачивании.
35. Оценка водопроницаемости полиэтиленовой пленки экрана.
36. Определение толщины полиэтиленовой пленки экрана.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Аренс В. Ж., Фазлуллин М. И., Хрулев А. С. [и др.]. Физикохимическая геотехнология: Учебник для вузов/Под общей ред. В.Ж. Аренса. у М.: Изд. Моек. гос. горнего-ун-та, изд-во «Горная книга», 2010. – 575с.	20
2	Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Кравченко А П Процессы открытых горных работ. Геотехнология добычи золота: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001 г. 110 с.	10

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Зеленов В. И. Методики исследования золотосодержащих руд Изд. 2, перераб.. и доп. М., «Недра», 1978. 302 с.	3

3.3 Нормативные правовые акты

ПБ 03-561-03 Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окускования руд и концентратов. V. Требования безопасности при кучном выщелачивании и гидрометаллургических процессах. Минюст РФ 19.06.03, Рег. №4744 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: ИПС «КонсультантПлюс».

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА»

Тема 1: Физико-химические основы выщелачивания благородных металлов

Общие сведения о структуре вещества и химических реакциях.

Водные растворы.

Физико-химическая характеристика золота.

Химические технологии выщелачивания золота.

Общая характеристика химических технологий выщелачивания.

Химия выщелачивания золота цианидами.

Химия тиокарбамидного выщелачивания.

Химия хлоридного выщелачивания.

Другие растворители золота.

Тема 2: Кучное выщелачивание

Технология кучного выщелачивания.

Основные положения и условия применения кучного выщелачивания.

Рудоподготовка.

Основные операции рудоподготовки.

Дробление и грохочение руды.

Окомкование переизмельчённой руды.

Дешламация руды.

Подготовка основания для складирования штабеля руды.

Формирование штабелей, отсыпка куч.

Устройство системы орошения штабеля.

Основание геомеханические параметры штабеля.

Оценка устойчивости откосов штабеля.

Оценка осадки основания штабеля.

Приготовление, подача, сбор и перекачивание крепких и рабочих растворов.

Переработка растворов.

Общая организация работ.

Технология сорбционного осаждения золота на анионообменную смолу.

Технология сорбционного осаждения золота на активированный уголь.

Технология осаждения золота металлическим цинком.

Режим и технологические показатели кучного выщелачивания.

Исходные данные для обоснования технологических показателей КВ, определение технологических показателей КВ

Тема 3: Чановое выщелачивание

Сущность и условия применения чанового выщелачивания.

Выщелачивание в чанах-перколяторах.

Выщелачивание перемешиванием раствора и песков (руды).

Сгущение и обезвоживание цианистых пульп.

Тема 4: Скважинное выщелачивание и гидродобыча

Определение технологических показателей КВ.

Основы скважинного подземного выщелачивания золота.

Общие положения и условия применения скважинной геотехнологии.
Технологическая схема СПВ.
Бурение технологических скважин.
Оборудование бурения.
Оборудование технологических скважин выщелачивания.
Размещение технологических скважин при СПВ.
Обоснование и расчет технологических параметров.
Геотехнологические свойства массива пород.
Расчет основных геотехнологических показателей.
Приготовление технологических растворов для выщелачивания.
Приготовление хлорной воды.
Получение гипохлоритных растворов.
Опытно-промышленные технологии СПВ.
Основы скважинно-гидравлической добычи золота (СГД).
Технологическая схема и условия применения.
Оборудование скважин гидравлической добычи.
Общая компоновка скважинного оборудования.
Гидромониторно-подъемный узел.
Промежуточный корпус.
Верхний оголовок и наземное оборудование.
Гидромониторный размыв.
Основные параметру гидромониторной струи.
Динамика гидромониторных струй.
Обоснование параметров и производительности размыва.
Очистная выемка.
Обоснование конструкции и параметров камер очистной выемки.
Системы разработки при скважинно-гидравлической добыче.
Расчетная геомеханическая модель массива пород россыпи.
Обоснование расчетной модели.
Физико-механическая характеристика пород россыпи.
Оценка соответствия геомеханической модели условиям разработки месторождения.
Гидродобыча золота скважинами направленного бурения (ГД СНБ).

Тема 5: Общие меры безопасности при выщелачивании

Ядовитые свойства цианистых растворов и хлорной воды
Гидрологические условия разработки месторождения.
Фильтрационные расчеты.
Гидродинамический анализ размещения технологических скважин.
Противофильтрационные завесы (барраж) при выщелачивании.
Оценка водопроницаемости полиэтиленовой пленки экрана.
Определение толщины полиэтиленовой пленки экрана.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ». 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Общие определения промывки и обогащения песков. Продукция приисков.
2. Промывистость песков. Простейшие средства промывки.
3. Подъем песков на промывку ленточными конвейерами.
4. Подъем песков на обогащение гидротранспортом.
5. Основные определения дезинтеграции и грохочения песков.
6. Перфорированные дезинтеграторы.
7. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы.
8. Схематическое устройство шлюзов и отсадочных машин.
9. Основные принципы гравитационного обогащения золота, платины, олова.
10. Обогащение на прямолинейных шлюзах.
11. Шлюзы глубокого наполнения.
12. Шлюзы мелкого и среднего наполнения.
13. Шлюзы для извлечения мелкого золота.
14. Обогащение на отсадочных машинах.

15. Доводка гравитационных концентратов.
16. Основные положения центробежного обогащения.
17. Обогащение золотосодержащих песков на винтовых сепараторах.
18. Безнапорные центробежные концентраторы.
19. Напорные центробежные концентраторы.
20. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки.
21. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов.
22. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов.
23. Уборка хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).
24. Агрегатно-комплексное построение промывочных установок.
25. Скрубберные промывочные приборы.
26. Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы.
27. Транспортно-обогатительные комплексы для разработки россыпей.
28. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.
29. Расчетные схемы гравитационного обогащения.
30. Выбор принципиальной схемы обогащения.
31. Порядок расчета качественно-количественной схемы обогащения.
32. Порядок расчета водно-шламовой схемы обогащения.
33. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Багазеев В.К. Промывка песков россыпей: Учебное пособие. - Екатеринбург: Изд. УГГА, 2004. - 177 с.	51
2.	Разработка россыпных месторождений: учебное пособие / В. К. Багазеев, Н. Г. Валиев ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2008. - 196 с. : ил. - Библиогр.: с. 129. - ISBN 978-5-8019-0175-6	27

3.2 Дополнительная литература

1.	Андреева Г.С., Небера В.П., Горюшкина С.В. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. - М.: Недра, 1992. - 337 с.	10
2.	Богданов Е.И. Оборудование для транспорта и промывки песков россыпей. - М.: НЕдра, - 1978. - 240 с.	21
3.	Замятин О.В., Лопатин А.Г., Санникова Н.П., Чугунов А.Д. Обогащение золотосодержжащих песков и конгломератов. - М.: Недра, 1975. – 264 с.	12
4.	Багазеев В.К. Бульдозерно-экскаваторная разработка россыпных месторождений: Учебное пособие. Свердловск: Изд. СПИ, 1988. – 64 с.	38

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

1. Российская государственная библиотека http://www.rsl.ru, Leninka.ru

2. Федеральный портал "Российское образование" http://www.katalog.ru

3.Международный портал обучающегося Education Community http://autodesk.com/education/free-software.all.

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Тема 1: Производственные процессы промывки и обогащения песков

Промышленная характеристика россыпей. Характеристика полезных минералов. Общие сведения о способах разработки россыпных месторождений. Основные определения промывки и обогащения песков. Промывистость и гидравлическая разрушаемость песков. Методы определения промывистости песков. Классификация россыпей по крупности золота.

Тема 2: Дезинтеграция и грохочение песков

Основные узлы и агрегаты промывочных установок. Подача (подъём) песков на промывку. Способы подачи песков, непосредственная загрузка. Подача песков ленточными конвейерами. Подача песков гидротранспортом. Расчёт напорного гидротранспорта при гидравлической подаче песков грунтовыми насосами.

Основные положения подготовки песков к обогащению. Перфорированные дезинтеграторы. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы. Основные технологические параметры барабанных дезинтеграторов.

Тема 3: Обогащение песков и извлечение металла

Основные положения гравитационного обогащения. Основная концентрация на шлюзах промывочных приборов. Параметры работы шлюзов. Шлюзы глубокого наполнения. Шлюзы мелкого и среднего наполнения. Шлюзы для извлечения мелкого золота. Извлечение металла при основной концентрации на шлюзах. Основная концентрация на отсадочных машинах. Параметры работы отсадочных машин. Диафрагмовые отсадочные машины. Отсадочные машины с подвижным решетом. Отсадочные машины для улавливания самородков и крупного золота. Извлечение металла при основной концентрации на отсадочных машинах.

Основные положения центробежного обогащения. Обогащение россыпей на винтовых сепараторах. Безнапорные центробежные концентраторы. Напорные центробежные концентраторы.

Особенности разработки обводнённых россыпей. Оборудование промывки и обогащения песков на драге. Схема цепи аппаратов золотодобывающих драг. Схема цепи аппаратов алмазодобывающих драг.

Тема 4: Обоснование и выбор технологической схемы промывки, обогащения и извлечения металла. Складирование хвостов промывки

Основные определения технологических схем. Критерии эффективности технологической схемы промывочной установки. Расчёт водно-шламовой схемы обогащения. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

Общие условия применения промывочных установок. Уборка хвостов промывки. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов. Уборка обезвоженных хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).

Организация оборотного водоснабжения промывочных установок. Отведение поверхностного стока воды. Каналы. Насосы и насосные станции для подачи технологической воды на промывку.

Тема 5: Практика обогащения золотосодержащих песков на промывочных приборах и установках

Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы. Гидровашгердный промывочный прибор (ГПП). Промывочные приборы типа ПГШ. Комбинированные шлюзовые приборы.

Скрубберные промывочные приборы. Гидроэлеваторные промывочные приборы. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.

Обогащение на концентрационных столах. Фракционирование хвостов промывки при самотёчном складировании. Соосаждение частиц золота на откосе гидроотвала.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОЙ РАБОТЫ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ОБРАБОТКИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация

№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 4
1. Общие положения 5
2. Производительность предприятий 6
3. Сроки существования предприятий 6
4. Режим работы камнеобрабатывающих предприятий 7
5. Принципиальные схемы технологических процессов 7
6. Расчет выхода готовой продукции и оптимальных размеров блока 14
7. Мероприятия по охране труда, промсанитарии и технике безопасности 16
Список литературы 17
Приложение 1. Исходные данные для расчета камнеобрабатывающего оборудования 19
Приложение 2. Рекомендуемый ряд мощностей для проектируемых камнеобрабатывающих заводов 21
Приложение 3. Годовой фонд рабочего времени 21
Приложение 4. Технологические схемы обработки природного камня на базе штрипсовых и канатных камнераспиловочных станков 22
Приложение 5. Технологические схемы обработки природного камня на базе ортогональных камнераспиловочных станков 26
Приложение 6. Объем блоков по группам по ГОСТ 9479-98 30
Приложение 7. Ориентировочные размеры блоков по группам, ГОСТ 9479-98 30
Приложение 8. Расчетные значения коэффициента выхода при обработке изделий из камня 30
Приложение 9. Размеры гладких штрипсовых пил и дроби при распиловке с применением свободного абразива 31
Приложение 10. Элементы алмазные для полосовых штрипсовых пил, ТУ 2.037.0221933.004-90 31
Приложение 11. Сегменты алмазные для отрезных кругов, ТУ 2.037.0221933.006-90 32
Приложение 12. Перечень нормативных документов, используемых при проектировании камнеобрабатывающих производств 32
Приложение 13. Предельно-допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны (ГОСТ 12.1.005 - 89 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». Выписка) 36
Приложение 14. Предельно-допустимые концентрации (ПДК) и ориентировочно допустимые уровни (ОДУ) вредных веществ в водных объектах хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования (СанПиН № 4630 - 88. Выписка) 38
Приложение 15. Освещенность некоторых помещений и производственных участков в зданиях, сооружениях различного назначения и в камнеобрабатывающих цехах 41

ВВЕДЕНИЕ

Разработанные в 1977 году институтом «Союзгипронеруд» «Нормы технологического проектирования камнедобывающих и камнеобрабатывающих предприятий» (НТП) [19] опирались на действующие в то время нормативы, в настоящее время в значительной степени устарели и не соответствуют технологическим, экологическим и санитарным нормам, принятым в последние годы в Российской Федерации.

За это время в значительной степени изменились технологические схемы производства изделий из камня, выпускается новое высокопроизводительное камнеобрабатывающее оборудование и инструмент для обработки камня. Изменилась и номенклатура изделий из природного камня: появились сложные архитектурно-строительные детали и высокохудожественные эксклюзивные и серийные поделки. Изменились государственные стандарты на облицовочные плиты с широким диапазоном по толщине и другим геометрическим размерам.

Основой для подготовки настоящего учебного пособия были приняты:

- опыт применения действующих до настоящего времени НТП, при проектировании камнеобрабатывающих предприятий;
- нормативные материалы, разработанные в 1995 - 2001 г.г. Правительством РФ, Госстроем РФ, Госкомсанэпиднадзором РФ, Министерством природных ресурсов РФ, Государственным комитетом по охране окружающей среды;
- данные научно-исследовательских работ, проведенных проектным и научно-исследовательским институтами ВНИПИстромсырье;
- сведения о работе базовых камнеобрабатывающих предприятий;
- проекты предприятий по камнеобработке, выполненные различными проектными организациями;
- сведения о зарубежном опыте в камнеобработке.

Данная работа включает в себя:

- общие положения, характерные для проектирования камнеобрабатывающих предприятий;
- расчеты основного технологического оборудования для обработки камня;
- компоновку камнеобрабатывающих заводов и малых производств,
- технологический внутризаводской транспорт и противопожарные мероприятия;
- нормативы численности рабочих по обслуживанию камнеобрабатывающего оборудования;
- сведения о ранее установленном и новом камнеобрабатывающем оборудовании.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Принятые в настоящей работе положения распространяются на проектирование заводов и малых индивидуальных предприятий по производству из блоков облицовочных плит и других изделий, а так же полуфабриката для последующей обработки из прочных, средней прочности и низкопрочных горных пород.

1.2. К прочным горным породам относятся: гранит, диорит, сиенит, лабрадорит, габбро, базальт и другие, сходные с ними изверженные породы, а также кварцит. К породам средней прочности относятся: мрамор, мраморизованный известняк, плотный известняк, доломит, травертин и другие, сходные с ними породы аналогичной прочности.

К низкопрочным породам относятся: пористый базальт, фельзитовый и вулканический, гипсовый камень, ангидрит, туф, песчаник, травертин, известняк - ракушечник, плотный неполирующийся доломит.

Породы должны отвечать требованиям действующих стандартов в зависимости от назначения готовой продукции.

1.3. По характеру производства и виду выпускаемой продукции камнеобрабатывающие предприятия именуются:

- камнеобрабатывающий завод по производству облицовочных плит из блоков природного камня;
- комбинат по добыче и обработке природного камня;
- цех по производству изделий из природного камня;
- мастерская по производству изделий из природного камня.

1.4. Готовой продукцией камнеобрабатывающих предприятий являются: плиты облицовочные пиленые из природного камня, удовлетворяющие ГОСТ 9480-89, материалы и изделия облицовочные из горных пород, удовлетворяющие ГОСТ 30629-99, плиты декоративные на основе природного камня, удовлетворяющие ГОСТ 24099-80, архитектурно-строительные изделия по ГОСТ 23342-78, камни бортовые из горных пород по ГОСТ 6666-81, камень брусчатый для дорожных покрытий по ГОСТ 23668-79, предметы народного потребления по техническим условиям предприятий-изготовителей.

1.5. При проектировании предприятий должно предусматриваться комплексное использование полезного ископаемого (пород) месторождения как при обработке блоков, так и при производстве облицовочных изделий.

1.6. Предлагаемые в настоящей работе рекомендации выполнены на основании изучения и обобщения передового опыта проектирования, строительства и эксплуатации отечественных и зарубежных камнеобрабатывающих предприятий, научно-исследовательских работ и должны служить задачам повышения технического уровня этих предприятий.

1.7. Настоящие рекомендации являются рекомендательным материалом при проектировании вновь строящихся и реконструкции (расширении) действующих камнеобрабатывающих предприятий и направлены на повышение технического уровня отрасли.

1.8. В настоящей работе использованы нормативные материалы, специфичные для разработки технологических частей проекта основного производства камнеобрабатывающих предприятий.

1.9. Предлагаемые рекомендации предусматривают соблюдение всех действующих нормативных документов по проектированию и строительству (СНиП, правил безопасности, правил технической эксплуатации, санитарных норм, инструкций и др., утвержденных Госстроем РФ, Госгортехнадзором РФ, Министерствами и другими ведомствами), обязательных для камнеобрабатывающих предприятий.

2. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЙ

2.1. Производительность предприятия следует принимать исходя из потребности в готовой продукции, и в каждом конкретном случае она должна обосновываться проектом.

2.2. Рекомендуемый ряд мощностей для проектируемых камнеобрабатывающих заводов приведён в приложении 2.

2.3. Производительность камнеобрабатывающего завода, работающего на привозном смешанном сырье, рекомендуется принимать как сумму производительностей, указанных в приложении 2 соответственно для прочных пород и пород средней прочности.

2.4. Продолжительность строительства и сроки освоения проектных мощностей заводов по производству облицовочных изделий обосновываются проектом.

2.5. Для учебных расчетов производительность предприятий по готовой продукции принять согласно приложению 1.

3. СРОКИ СУЩЕСТВОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ

3.1. Минимальным сроком существования камнеобрабатывающих предприятий следует считать 25 лет.

3.2. Проектирование предприятий на меньший срок допускается только после соответствующего технико-экономического обоснования, и в основном для камня с высокими декоративными свойствами.

4. РЕЖИМ РАБОТЫ КАМНЕОБРАБАТЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

4.1. Режим работы камнеобрабатывающих заводов следует принимать круглогодовым на пятидневной рабочей неделе с двумя совмещенными выходными днями.

4.2. Суточный режим работы камнеобрабатывающих заводов принимается:

- для оборудования отделения (цеха) распиловки трехсменный;
- для остальных отделений – одно- или двухсменный.

Изменение режима работы завода или его отдельных цехов обосновывается проектом.

Годовой фонд рабочего времени, исчисленный по указанным выше условиям, принимается по приложению 3.

5. ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ СХЕМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

5.1. Исходные данные.

5.1.1. Выбор необходимой технологической схемы производится на основе исходных данных, получаемых проектирующей организацией от заказчика.

5.1.2. Задание на проектирование камнеобрабатывающего предприятия должно содержать следующие основные сведения:

- сведения о местонахождении проектируемого объекта;
- сведения об освоенности территория, на которой предполагается строительство объекта: наличие энергетических ресурсов (электроэнергии, теплоэнергии, сжатого воздуха), технического и питьевого водоснабжения, производственной и хозяйственной канализации, очистных сооружений, отвалов для утилизации отходов;
- акт выбора площадки под строительство камнеобрабатывающего предприятия;
- согласования с органами санитарного и природоохранного надзора о возможности проектирования камнеобрабатывающего производства на выбранной территории;
- данные об исходной сырьевой базе, виды горных пород с названиями месторождений, объемы поставок по каждому виду сырья с указанием основных технологических параметров и физико-механических свойств: разбивка блоков по группам согласно ГОСТ 9479-98; объемная масса (кг/см^3); предел прочности на сжатие (МПа); степень трещиноватости; вид готовой

продукции; производительность по каждому виду готовой продукции; размеры изделий готовой продукции: ширина (мм), длина (мм), толщина (мм); количество полированной продукции в общем объеме выпуска.

При производстве кроме плит других видов готовой продукции должны содержаться подробные технические требования на нее по стандарту или техническим условиям.

5.2. Выбор технологической схемы обработки камня.

5.2.1. Выбор технологической схемы производиться исходя из исходных данных с учетом:

- вида и прочности обрабатываемого сырья;
- габаритных размеров готовых изделий из камня;
- размера сырьевых блоков;
- фактуры обработки готовых изделий;
- максимальной механизации процессов обработки изделий и внутрицехового транспорта.

5.2.2. При выборе схемы следует руководствоваться следующими основными положениями:

5.2.2.1. При массовом серийном производстве изделий из камня рекомендуется применять комплектные технологические линии конвейерного типа.

5.2.2.2. Производство крупноразмерных и толстомерных изделий из природного камня - облицовочных плит, архитектурно-строительных деталей и товаров народного потребления шириной более 600 мм и любой длины, по толщиной не более 50 мм, рекомендуется осуществлять на технологических линиях с первичной распиловкой на камнераспиловочных станках рамного типа с гладкими стальными штрипсами и стальной дробью для пород типа гранитов, и с алмазными штрипсовыми пилами для пород типа мрамора, либо на многоканатных камнераспиловочных станках. Перечень типовых схем приведен в приложения 4.

5.2.2.3. Для массового производства модульных и произвольной длины плит шириной до 600 мм, толщиной 10 - 50 мм целесообразно использовать комплектные технологические линии на базе ортогональных дисковых камнераспиловочных станков. Перечень типовых схем приведен в прилож. 5.

5.2.2.4. Для производства архитектурно-строительных и художественных изделий сложной формы рекомендуются технологические линии с камнераспиловочными станками с канатным режущим органом, диском большого диаметра (2-3 м) с программным или ручным управлением и специальным набором станков для последующей обработки.

5.2.2.5. Для мелкоштучного и малосерийного производства изделий из природного камня могут применяться позиционные камнераспиловочные станки разных типов, установленные по ходу стадий технологической обработки. Технологическая схема подбирается в каждом случае индивидуально.

5.3. Предварительный подбор технологического оборудования для выбранной технологической схемы обработки камня.

5.3.1. По выбранной технологической схеме подбирается ориентировочно комплект технологического оборудования. Обычно расчет ведется по нескольким вариантам и выбирается лучший из них. Для предприятий с обширной номенклатурой выпуска изделий выбирается несколько технологических схем, каждая из которых комплектуется соответствующим набором технологических машин для обработки камня.

5.3.2. При выборе типа камнеобрабатывающего оборудования оцениваются его технические возможности при изготовлении требуемых изделий из камня. Преимущество отдается машинам, обеспечивающим высокое качество продукции с наименьшими затратами ручного труда.

5.3.3. Камнеобрабатывающее оборудование для последующих операций обработки - шлифовки, полировки, профилирования в схемах, перечисленных выше в п. 5.2.2.4 и 5.2.2.5 подбирается индивидуально в зависимости от номенклатуры готовой продукции. Для схем перечисленных выше в п.п. 5.2.2.1-5.2.2.3 для массового производства облицовочных плит обычно подбирается полный комплект оборудования, какой-либо одной фирмы. При этом для пород типа мрамора более предпочтительны линии, имеющие непрерывный технологический цикл и имеющие в своем составе вертикальный или горизонтальный делитель брусков на тонкомерные заготовки.

5.3.4. Технологические схемы обработки природного камня на базе штрипсовых и канатных камнераспиловочных станков, приведенные в приложении 4 (схемы №№ 1 - 14) следует применять для производства следующих видов продукции:

Схема 1. Производство стандартных шлифованных и полированных крупноразмерных плит из пород низкой и средней прочности толщиной 20 - 30 мм с переработкой крупных заготовок на комплектной технологической линии; готовой продукцией могут быть также крупные полированные заготовки при завершении обработки на позиции (г) или нестандартные плиты толщиной до 60 мм.

Схема 2. Производство стандартных шлифованных и полированных плит различных размеров толщиной 20 - 30 мм из пород низкой и средней прочности с мелкокристаллической структурой на позиционном оборудовании.

Схема 3. Производство шлифованных и полированных плит толщиной 20 - 30 мм из пород низкой и средней прочности с крупнокристаллической структурой на позиционном оборудовании.

Схема 4. Производство шлифованных и полированных плит толщиной 20 - 30 мм и нестандартных толщиной до 60 мм из пород низкой и средней прочности на комплектной технологической линии.

Схема 5. Производство стандартных пиленых плит различных размеров, толщиной 20 - 30 мм с обработкой на позиционном оборудовании.

Схема 6. Производство стандартных полированных плит толщиной 20 - 30 мм из прочных горных пород с обработкой на комплектной технологической линии.

Схема 7. Производство стандартных полированных плит толщиной 20 - 30 мм из прочных горных пород с обработкой на позиционном технологическом оборудовании.

Схема 8. Производство стандартных пиленых плит толщиной 20 - 30 мм из прочных горных пород с обработкой на комплектной технологической линии.

Схема 9. Производство стандартных пиленых плит толщиной 20 - 30 мм из прочных горных пород с обработкой на позиционном технологическом оборудовании.

Схема 10. Производство изделий различных размеров толщиной до 450 мм с лицевой поверхностью, обработанной ультразвуком, бучардированием или термическим способом.

Схема 11. Производство нестандартных шлифованных и полированных плит, товаров культбыта и архитектурно-строительных изделий толщиной 40 - 450 мм из пород низкой и средней прочности с использованием позиционного технологического оборудования.

Схема 12. Производство нестандартных шлифованных и полированных плит, товаров культбыта и архитектурно-строительных изделий толщиной 40 - 450 мм из прочных горных пород с использованием позиционного технологического оборудования.

Схема 13. Производство товаров народного потребления из отходов при штрипсовой и ортогональной распиловки камня (горбуши, подошвы).

Схема 14. Производство товаров народного потребления и архитектурно-строительных изделий крупных размеров сложной формы с распиловкой на камнераспиловочных станках с канатным режущим органом.

5.3.5. Технологические схемы обработки природного камня на базе ортогональных дисковых камнераспиловочных станков, приведенные в приложении 5 (схемы №№ 15 - 23) рекомендуется применять для производства следующих видов продукции:

Схема 15. Производство стандартных шлифованных или полированных плит толщиной 8 - 10 мм, шириной до 600 мм из пород средней прочности на комплектной поточной технологической линии с вертикальным делителем.

Схема 16. Производство стандартных шлифованных или полированных плит толщиной 8 - 10 мм, шириной до 600 мм из пород средней прочности на комплектной поточной технологической линии с горизонтальным делителем.

Схема 17. Производство стандартных шлифованных или полированных плит толщиной 20 - 30 мм, шириной до 600 мм из пород средней прочности на комплектной поточной технологической линии без делителя.

Схема 18. Производство стандартных пиленых плит толщиной 10 - 20 мм, шириной до 600 мм из пород низкой и средней прочности типа известняка-ракушечника и травертина на комплектной поточной технологической линии с вертикальным делителем.

Схема 19. Производство стандартных пиленых плит толщиной 10 - 20 мм, шириной до 600 мм из пород низкой и средней прочности типа известняка-ракушечника и травертина на комплектной поточной технологической линии с горизонтальным делителем.

Схема 20. Производство стандартных пиленых плит толщиной 20 - 30 мм, шириной до 600 мм из пород низкой и средней прочности типа известняка-ракушечника и травертина на комплектной поточной технологической линии без делителя.

Схема 21. Производство стандартных шлифованных или полированных плит толщиной 8 - 30 мм, шириной до 450 мм из прочных пород типа гранита на комплектной поточной технологической линии.

Схема 22. Производство стандартных шлифованных или полированных плит толщиной 8 - 30 мм, шириной до 450 мм из прочных пород типа гранита на укороченной технологической линии.

Схема 23. Производство стандартных плит с точечной, ультразвуковой или термической обработкой поверхности из прочных кварцсодержащих пород типа гранита.

5.3.6. Выполнить эскиз по выбранной технологической схеме. Дать краткое обоснование сделанного выбора. Выписать перечень подобранного оборудования с краткой технической характеристикой основных технологических данных.

Пример. На основе исходных данных и заданной программы производства принята технологическая схема № 1 (приложение 4). Принятая технологическая схема обеспечивает комплексную механизацию процессов распиловки и обработки изделий из камня, максимально возможный выход облицовочных плит из сырьевых блоков.

Имеется возможность производства полуфабриката в виде слябов с последующим изготовлением крупноразмерных изделий в пределах геометрических размеров заготовки. В процессе производства обеспечивается качество изделий из камня, соответствующее европейским стандартам. Обрабатывающая часть линии сформирована в непрерывный технологический конвейер с большим запасом производственной мощности.

Технологическая схема производства изделий



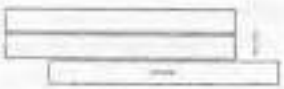
а) Вырезание крупноразмерных заготовок на рамном станке с алмазными штрипсами



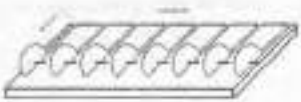
б) Шлифовка-полировка на мостовом станке конвейерного типа



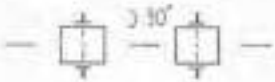
в) Продольная окантовка на многодисковом отрезном станке



г) Выделение полос для поперечной разрезки на многодисковом станке



д) Разрезка полос на поперечном многодисковом отрезном станке



е) Шлифовка торцов изделий и снятие фасок с поворотом заготовок на 90°



ж) Контроль качества и упаковка изделий

Принимается к установке комплектная технологическая линия фирмы «Tena-Frugoli», состоящая из станков:

а) камнераспиловочный станок BLIZZARD-C20:
Станок с подъемной блочной тележкой;
Размеры рабочего пространства 3,3 x 2,0 x 2,0 (L x B x H);
Максимальное количество алмазных ленточных пил – 30;
Рабочая скорость подачи 2 … 56 см/час;
Полная установленная мощность приводов – 130 кВт;
Максимальный расход воды – 72 л/мин;

б) шлифовально-полировальный станок конвейерного типа RIVER M-13:

Максимальная ширина полируемой заготовки – 215 см;
Максимальная толщина заготовки – 10 см;
Скорость полировки – 0,2 … 2,1 м/мин;
Количество полировальных головок – 13 шт.;
Установленная мощность приводов – 160 кВт;
Расход воды – 420 л/мин;

в) продольный окантовочный станок конвейерного типа MULTIFIRE GM:

Максимальная ширина окантовываемой заготовки – 215 см;
Максимальная толщина заготовки – 5 см;
Скорость окантовки – 0,2 … 2,1 м/мин;
Количество окантовочных головок – 8 шт.;
Диаметр отрезного диска – 350 мм;
Установленная мощность приводов – 45 кВт;
Расход воды – 120 л/мин;

г) автоматическое устройство для сдвигания полуфабриката и выделения полос (входит в комплект станка MULTIFIRE GM);

д) автоматический многодисковый станок для поперечной окантовки полосового полуфабриката типа MULTIFLASH 11M:

Максимальная высота окантовываемой заготовки – 3 м;
Максимальная ширина окантовываемой заготовки – 710 мм;
Максимальная толщина заготовки – 5 см;
Количество окантовочных головок – 11 шт.;
Диаметр отрезного диска – 350 мм;
Установленная мощность приводов – 66 кВт;
Расход воды – 160 л/мин;

е) линия финишной обработки, включающая устройства для торцовки плит, снятия фасок, с разворотом плит на 90^0, нарезки полос с тыльной стороны, сушки острым дутьем и инфракрасными излучателями, очистки лицевой поверхности плит щетками типа VALLEY GM:

Максимальная ширина обрабатываемой заготовки – 610 мм;
Минимальная ширина обрабатываемой заготовки – 150 см;
Максимальная толщина обрабатываемой заготовки – 7…30 мм;
Количество рабочих головок – 10 шт.;
Диаметр отрезного диска – 170 мм;
Установленная мощность приводов – 12,5 кВт.

ж) стол для осмотра и отбраковки плит для последующей их упаковки.

6. РАСЧЕТ ВЫХОДА ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ И ОПТИМАЛЬНЫХ РАЗМЕРОВ БЛОКОВ

6.1. Выход изделий из природного камня должен определяться:

- для горных пород, намеченных к разработке месторождений – экспериментальным путем;
- для горных пород разрабатываемых месторождений - по данным производства изделий из этих пород на передовых камнеобрабатывающих предприятиях.

При отсутствии экспериментальных или статистических данных выход изделий ориентировочно можно определить по выражению

$$И_в = \frac{1000 \times К_в}{h_{г.п} + \delta_{р.э} + \delta_{пп}}, \ м^2/м^3, \qquad (6.1)$$

где $К_в$ - коэффициент выхода изделий, зависящий от свойств горной породы;

$h_{г.п}$ - толщина готовых плит, мм;

$\delta_{р.э}$ - толщина режущих элементов инструмента на операции распиловки блока, мм; принимается по каталогам на инструмент (приложения 9, 10, 11);

$\delta_{пп}$ - сумма зазоров в пропиле между плитами и инструментом; для алмазных дисковых пил $\delta_{пп} = 1,0$ мм; для стальных штрипсов при работе со свободным абразивом $\delta_{пп} = 2,5 \times d_{др}$; для алмазных штрипсов $\delta_{пп} = 0,7$ мм. Диаметр дроби $d_{др}$ принимается по приложению 9.

6.2. Коэффициент выхода изделий, зависящий от свойств горной породы, определяется перемножением коэффициентов выхода по отдельным операциям обработки

$$К_в = К_{вых} \times К_{с.э}, \qquad (6.2)$$

где $К_{вых}$ - коэффициент выхода готовых изделий;

$К_{с.э}$ - коэффициент выхода специальных изделий.

6.2.1. Коэффициент выхода изделий определяется перемножением коэффициентов выхода по отдельным операциям обработки

$$К_{вых} = К_{к.р} \times К_{к.г} \times К_{к.ф}, \qquad (6.3)$$

где $К_{к.р}$ - коэффициент выхода, учитывающий потери полуфабриката при распиловке (приложение 8);

$K_{вых}$ - коэффициент выхода, учитывающий потери полуфабриката при окантовке (приложение 8);

$K_{ф}$ - коэффициент выхода, учитывающий потери полуфабриката при фактурной обработке (приложение 8).

6.2.2. Поправочный коэффициент на выход из общего количества изделий заданной номенклатуры

$$K_{сп} = \frac{S_{сп}}{S_{общ}}, \qquad (6.4)$$

где $S_{сп}$ и $S_{общ}$ - соответственно площадь специальных изделий и общая площадь готовой продукции при рациональном раскрое заготовки, получаемой из сырьевых блоков.

Во всех остальных случаях значение $K_{сп} = 1,0$.

6.3. Средние статистические размеры блоков определяются исходя из размеров блоков по группам

$$L_{ст.ср} = \frac{L_{ст} + L_{ст1} + \ldots + L_{стn}}{n_{г}}, \text{ м}, \qquad (6.5)$$

где $L_{ст}, L_{ст1}, \ldots, L_{стn}$ - длина блоков по группам, м;

$n_{г}$ - число групп блоков, шт.

$$B_{ст.ср} = \frac{B_{ст} + B_{ст1} + \ldots + B_{стn}}{n_{г}}, \text{ м}, \qquad (6.6)$$

где $B_{ст}, B_{ст1}, \ldots, B_{стn}$ – ширина блоков по группам, м;

$$H_{ст.ср} = \frac{H_{ст} + H_{ст1} + \ldots + H_{стn}}{n_{г}}, \text{ м}, \qquad (6.7)$$

где $H_{ст}, H_{ст1}, \ldots, H_{стn}$ – высота блоков по группам (ГОСТ 9479-98), м.

6.4. Определить размеры получаемых заготовок (полосовых, крупноразмерных пластин, брусков) на основных переделах, дать эскизы их с учетом параметров принятого технологического оборудования.

6.5. Вид и размеры полуфабриката, получаемого после первичной распиловки:

а). При распиловке станками с ленточными или канатными пилами:

- *пластины или толстомерные заготовки в виде слябов* длиной, равной длине оптимального блока ($L_{б.ср}$); шириной, равной высоте оптимального блока ($H_{б.ср}$); толщиной, равной заданной толщине плит или толстомерных заготовок с припуском на дальнейшую обработку.

б). При распиловке ортогональными станками:

- *пластины или толстомерные заготовки в виде полос или брусков* длиной, равной длине оптимального блока ($L_{б.ср}$); высотой, равной ширине плит или толстомерной заготовки и толщиной, равной толщине плит или заготовок с припусками на обработку. Максимальная ширина плит или заготовок $B_{max}^{max} = 0{,}33D_в$, где $D_в$ – диаметр вертикального диска.

6.6. Вид и размеры полуфабриката, получаемого при последующей обработке:

- после прохода толстомерных заготовок через станок – делитель получаются тонкомерные пластины заданной толщины длиной, равной длине оптимального блока ($L_{б.ср}$), и шириной, равной ширине готовых изделий;
- после прохода широкоформатных заготовок через продольный многодисковый отрезной станок получаются полосовые заготовки заданной ширины, равной расстоянию между соседними отрезными дисками;
- после прохода полосовых заготовок через одиодисковый или многодисковый поперечный отрезной станок получается полосовая заготовка или готовые изделия заданной длины;
- после окантовки слябов на фрезерно-окантовочном станке получаются заготовки или плиты заданных размеров. Длина и ширина заготовок могут иметь любые заданные или произвольные размеры в зависимости от заказа и рационального раскроя слаба.

7. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОХРАНЕ ТРУДА, ПРОМСАНИТАРИИ И ТЕХНИКЕ БЕЗОПАСНОСТИ

7.1. При проектировании мероприятий по охране труда, промсанитарии и технике безопасности следует руководствоваться перечнем нормативных документов, приведенных в приложении 12.

7.2. При проектировании технологических процессов предельно-допустимые концентрации вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должны превышать величин, приведенных в приложении 13, а в водах, сбрасываемых в водные объекты, предельно-допустимых величин, приведенных в приложении 14.

7.3. Освещенность помещений и производственных участков, основных и вспомогательных цехов, объектов и сооружений должна соответствовать нормам, приведенным в приложении 15.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абразивные материалы и инструменты. Каталог-справочник // Авт. В.И.Мущенко, П.А. Гаврилов, Б.А. Глаговский, В.Д. Ивакин - М.: Научно-иссл. институт информации по машиностроению, 1976.
2. Арустамян А.С. Вопросы эффективности дисковой распиловки гранита // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. - Магнитогорск: МГТУ, 2001, - С.149 - 154.
3. Бадумян К.Л., Барсегян Э.Е., Мерян Ф.А. Оборудование для добычи и обработки природного камня // Отраслевой каталог. – М.: ЦНИИТЭстроймаш, 1987. – 378 с.
4. Бычков Г.В. Добыча и обработка облицовочного камня на Урале // Уральское горное обозрение. Известия вузов. Горный журнал. – 1994. - № 11 – 12. – С. 109 - 128.
5. Бычков Г.В. Добыча и обработка уральского природного камня на рубеже тысячелетий // Горный журнал. – 2001, № 3. – С. 11 - 15.
6. Бычков Г.В. Качественная и коммерческая оценка готовой продукции из природного камня. - Екатеринбург: изд-во Уральской госуд. горно-геол. академии, 1994. – 30 с.
7. ГОСТ 23342-78. Архитектурно-строительные изделия из природного камня. Технические условия.
8. ГОСТ 23668-79. Камни брусчатые. Технические условия.
9. ГОСТ 24099-80. Плиты декоративные на основе природного камня. Технические условия.
10. ГОСТ 6666-81. Камни бортовые из горных пород.
11. ГОСТ 9479-98. Блоки из природного камня для производства облицовочных изделий. Технические условия.
12. ГОСТ 9480-89. Плиты облицовочные пиленые из природного камня. Технические условия.
13. ГОСТ 30629-99. Материалы и изделия облицовочные из горных пород. Методы испытаний.
14. Гумеров Л. Г. Самоцветы и облицовочные камни Среднего Урала. – Екатеринбург: Минприроды РФ, ДПР Уральского региона, ОАО УГСЭ, 2000. – 126 с.
15. Даниель П. Пиление гранитных слябов становится быстрее и чище. // Камень вокруг нас. – 2000. - № 9(14). – С. 38 – 39.
16. Добыча и обработка природного камня: Справочник. / Под общей ред. А.Г. Смирнова - М.: «Недра», 1990. – 445 с.
17. Методические указания учета облицовочных материалов из природного камня и инструкция по определению производственных мощностей камнеобрабатывающих предприятий / А.С.Акопян, М.Г. Тер-Оганян и др. – Ереван: НПО «Камень и силикаты», 1984. – 43 с.

18. Миков И.Н., Морозов В.И. Станок для нанесения полутоновых изображений на полированную поверхность минерала // Горный журнал. – 2001, № 3. – С. 86 - 88.
19. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности по добыче и обработке облицовочных материалов из природного камня. Вторая редакция. -Л.: Союзгипронеруд, 1977. – 128 с.
20. Орлов А.М. Добыча и обработка природного камня. – М.: Стройиздат, 1977. – 350 с.
21. Першин Г. Д., Сердюков В. В., Гуров М. Ю. Основные критерии процесса обработки природного камня алмазно-абразивным инструментом // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001, - С. 109 - 119.
22. Поляков В.П., Ножкина А.В., Чирков Н.В. Алмазы и сверхтвердые материалы. – М.: Металлургия, 1990. – 327 с.
23. Правила рациональной, комплексной переработки минерального сырья (твердые полезные ископаемые). – М.: Госгортехнадзор России, 1998.-25 с.
24. Синельникова О.Б. Производство изделий из камня с естественной фактурой // Горный журнал. - 1996. - № 6. –с.40 – 43.
25. Синьчковский В.Н., Косолапов А.И. Технология производственных процессов при добыче и обработке природного камня. Красноярск, Сибирь, 1985. – 80 с.
26. Смирнов А.Г., Бакка Н.Г., Биржискис И.С. и др. Добыча и обработка природного камня // Справочник. – М.: Недра. 1990. – 445 с.
27. Теляшов Л.Л. Новые технологии добычи и обработки природного камня // Камень и бизнес. – 1997. - № 2. с. 33 - 35.
28. Универсальный автомат для производства гранитных и мраморных изделий // Камень и бизнес. – 2000. - №2. - с. 17.
29. Усов В.В., Герасимович В.В. Абразивные инструменты для шлифования и полирования камня // Камень вокруг нас. - 2001. - № 13 (18). – С. 35 - 38.
30. Шекоя В.А., Менакулин М.Г. Механизм разрушения камня при распиловке на рамных станках // Камень и бизнес. - 1996. - №1 - 2.

Приложение 1

Исходные данные для расчета производительности обрабатывающего оборудования

Показатели	Ед. изм.	ВАРИАНТЫ														
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Исходное сырье		Мрамор	Гравит	Мрамор	Сероантинит	Мрамор	Мрамор	Гравит	Мрамор	Гравит	Мрамор	Мраморная крошка	Мрамор	Мраморная мелочь	Гравит	Мрамор
Месторождение		Кеелтинское	Сибирское	Мраморское	Баженовское	Карелинское	Шабровское	Мельгуновское	Нижне-Иванковское	Абрамовское	Бут-	Пер-	Нижне-Тагильское	Ивовское	Сунгакское	Кубик-Кордонское
Группа согласно ГОСТ 9479	группа	III-1	III-1	III-П	IV-III	III-II	III-1	III-1	III-1	III-1	III-П	III-П	III-II	III-П	III-II	III-1
Объемная масса	т/м³	2,71	2,60	2,63	2,83	2,70	2,70	2,67	2,67	2,62	2,71	2,70	2,70	2,63	2,62	2,70
Предел прочности на сжатие	МПа	51-72	150-200	40-85	32-188	70-103	44-69	96-144	98-110	232-255	45-90	153-217	100-150	125-182	77-168	78-110
Степень трещиноватости		Среднее трещиноватое	Практически монолитное	Среднее трещиноватое	Сильно трещиноватое	Сильно трещиноватое	Среднее трещиноватое	Слабо трещиноватое	Среднее трещиноватое	Практически монолитное	Среднее трещиноватое	Сильно трещиноватое	Сильно трещиноватое	Сильно трещиноватое	Среднее трещиноватое	Среднее трещиноватое

Продолжение приложения 1

Показатели	Ед. изм.	ВАРИАНТЫ														
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Производительность по готовой продукции	тыс. $м^2$ год	150	50	100	30	80	120	30	80	30	50	40	50	80	20	100
Основные размеры изделий																
Ширина не менее	мм	400	650	700	250	300	650	650	400	400	650	300	300	250	650	400
Длина не менее	мм	400	800	1400	200	300	произ	1400	400	произ	произ	произ	300	произ	850	400
Толщина	мм	10	20-30	20	10	10	20	30	10	20	20	20-30	30	20	30	20
Количество полученной продукции	%	100	75	100	80	100	100	70	100	80	85	100	100	85	100	100
Годовой фонд рабочего времени, $T_{эф}$	час	8760	6075	6075	4050	4050	6075	4050	4050	4050	2025	2025	4050	4050	2025	6075

Приложение 2

Рекомендуемый ряд мощностей для проектируемых камнеобрабатывающих заводов

Наименование заводов	Производственная мощность, тыс. $м^2$ в год
Камнеобрабатывающий завод по производству облицовочных плит из прочных горных пород	20; 50; 100; 200
Камнеобрабатывающий завод по производству их горных пород средней прочности и низкопрочных	50; 100; 200; 300; 500

Примечания:

1. Приведенные мощности при конкретном проектировании могут корректироваться в зависимости от коэффициентов использования рабочего времени оборудования, прочности обрабатываемых пород и выхода готовой продукции.

2. Меньшие мощности камнеобрабатывающих заводов допускаются при соответствующем технико-экономическом обосновании при ограниченном потреблении на рынке.

3. Предлагаемые значения мощностей камнеобрабатывающих заводов носят рекомендательный характер. При организации мелкоштучного операционного производства изделий из камня мощность может устанавливаться произвольно, исходя из возможностей организаторов производства.

Приложение 3

Годовой фонд рабочего времени

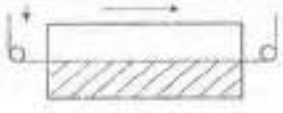
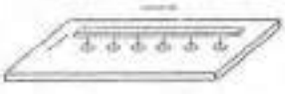
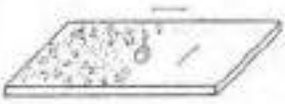
Наименование показателей	Ед. изм.	Суточный режим работы			
		односменный	двухсменный	трехсменный	непрерывный
Продолжительность смены	часы	8	8	8	12
Число рабочих смен в неделю	смены	5	10	15	10
Годовой фонд рабочего времени	часы	2025	4050	6075	8760
Коэффициент использования годового фонда рабоче-го времени работы оборудования, $K_{и.г.ф}$		0,95	0,9	0,85	0,8

Приложение 4

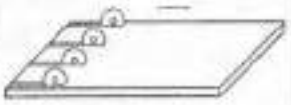
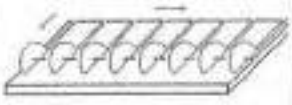
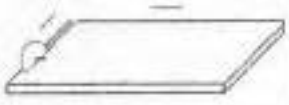
Технологические схемы обработки природного камня на базе штрипсовых и канатных камнераспиловочных станков

№ п/п	Схема операции	Наименование	Осадочные и метаморфические породы низкой и средней прочности					Прочные изверженные и метаморфические породы типа гранита					Изверженные, осадочные и метаморфические породы разной прочности			
			Полированная фактура			Пиленая фактура		Полированная шлифованная фактура		Пиленая фактура		Специальная фактура	Товары культбыта и архитектурно-строительные изделия			
			Порядковый номер технологической схемы													
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
а)		Вырезание крупноразмерных заготовок на рамном станке с алмазными штрипсами	+	+	+	+	+	-	-	-	-	-	+	-	-	-
б)		Вырезание крупноразмерных заготовок на рамном станке с гладкими штрипсами и свободным абразивом	-	-	-	-	-	+	+	+	+	+	-	+	-	-

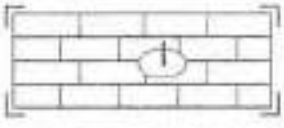
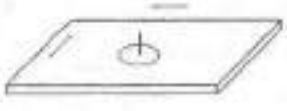
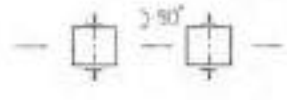
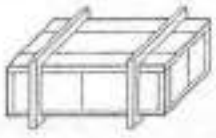
Продолжение приложения 4

№ п/п	Схема операции	Наименование	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
в)		Вырезание изделий заданных размеров и профиля на станках с канатным режущим органом	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+
г)		Шлифовка-полировка на мостовом станке конвейерного типа	+	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-
д)		Шлифовка-полировка на позиционном станке	-	-	+	-	-	-	+	-	-	-	+	+	+	+
е)		Точечная, ультразвуковая или термическая обработка поверхности	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-

Продолжение приложения 4

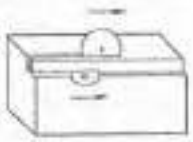
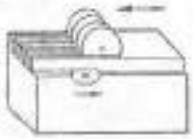
№ п/п	Схема операции	Наименование	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
ж)		Продольная окантовка на многодисковом отрезном станке	+	-	-	+	-	+	-	+	-	-	-	-	-	-
з)		Выделение полос для поперечной разрезки на многодисковом станке	+	-	-	+	-	+	-	+	-	-	-	-	-	-
и)		Разрезка полос на поперечном многодисковом отрезном станке	+	-	-	+	-	+	-	+	-	-	-	-	-	-
к)		Продольно-поперечная окантовка изделий на фрезерно-окантовочном станке с одним или двумя дисками	-	+	+	-	+	-	+	-	+	+	+	+	+	+

Продолжение приложения 4

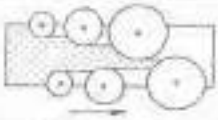
№ п/п	Схема операции	Наименование	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
л)		Шлифовка-полировка плит в кассетах на позиционном станке	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-
м)		Шлифовка-полировка одиночных изделий на позиционном ручном станке	-	-(+)	-	-	-	-	-(+)	-	-	-	+	+	+	+
н)		Шлифовка торцов изделий и снятие фасок с поворотом заготовок на 90°	+	-(+)	-(+)	-	-	+	-(+)	-	-	-	+	+	+	+
о)		Контроль качества и упаковка изделий	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Приложение 5

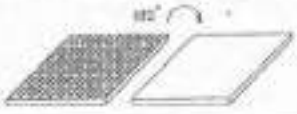
Технологические схемы обработки природного камня на базе ортогональных камнераспиловочных станков

№ п/п	Схема операции	Наименование	Осадочные и метаморфические породы низкой и средней прочности						Прочные изверженные и метаморфические породы, содержащие кварц		
			Полированная и шлифованная фактура			Пиленая фактура			Полированная и шлифованная фактура	Пиленая фактура	Плиты со спецобработкой поверхности
			Порядковый номер технологической схемы								
			15	16	17	18	19	20	21	22	23
а)		Резание толстомерной или тонкомерной заготовки за один проход на ортогональном станке с 1–4 вертикальными дисками	+	+	+	+	+	+	-	-	-
б)		Резание тонкомерных заготовок за несколько проходов на станке с 14-35 вертикальными дисками	-	-	-	-	-	-	+	+	+

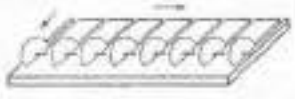
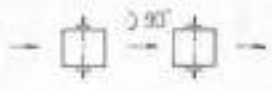
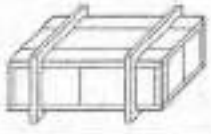
Продолжение приложения 5

№ п/п	Схема операции	Описание	15	16	17	18	19	20	21	22	23
в)		Разгрузка заготовок с ортогонального станка	+	+	+	+	+	+	+	+	+
г)		Разгрузка заготовок на линию последующей обработки	-	+	+	-	+	+	+	+	+
д)		Обрезка заготовок на однодисковом отрезном станке	+	+	+	+	+	+	+	+	+
е)		Разрезка заготовок вертикальным делителем	+	-	-	+	-	-	-	-	-
ж)		Разрезка заготовок горизонтальным делителем	-	+	-	-	+	-	-	-	-

Продолжение приложения 5

№ п/п	Схема операции	Описание	15	16	17	18	19	20	21	22	23
з)		Поворот полос на 90° по опрокидывателю	+	-	-	+	-	-	-	-	-
и)		Разделение полос перед шлифовально-полировальным конвейером	+	+	-	+	+	-	-	-	-
к)		Калибровка полосы на калибровочном станке	-	-	-	-	-	-	+	-	-
л)		Переворот полосы на лицевую сторону	-	-	-	-	-	-	+	-	-
м)		Калибровка, шлифовка-полировка полос на станке конвейерного типа	+	+	+	-	-	-	+	-	-

Продолжение приложения 5

№ п/п	Схема операции	Описание	15	16	17	18	19	20	21	22	23
а)		Разрезка полос на поперечном отрезном станке	+	+	+	+	+	+	+	+	+
о)		Шлифовка торцов плит и снятие фасок с поворотом на 90°	+	+	+	-	-	-	+	-	-
п)		Точечная, ультразвуковая или термическая обработка поверхности	-	-	-	-	-	-	-	-	+
р)		Контроль качества и упаковка готовой продукции	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Приложение 6

Объем блоков по группам по ГОСТ 9479–98

Наименование показателя	Группа блока			
	I	II	III	IV
Объем блока, $м^3$	Св. 5,0	Св. 3,0 до 5,0 включ.	Св. 0,7 до 3,0 включ.	Св. 0,1 до 0,7 включ.

Примечание:
В размерных параметрах блока длиной считают максимальный горизонтальный размер (для блоков с выраженной природной слоистостью длина должна быть ориентирована вдоль направления слоистости), шириной – меньший горизонтальный размер; высотой – меньший вертикальный размер.

Приложение 7

Ориентировочные размеры блоков по группам по ГОСТ 9479–98

Группа	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
I	3,2-2,3	2,0-1,5	2,0-1,5
II	2,3-2,1	1,5-1,2	1,5-1,2
III	2,1-1,0	1,2-1,0	1,2-0,7

Примечание: Блоки IV группы обрабатываются на специальном оборудовании.

Приложение 8

Расчетные значения коэффициента выхода при обработке изделий из камня

Степень трещиноватости пород	Значение коэффициента выхода при обработке изделий из камня		
	распиловка, $K_{в.р}$ штрипсовая, дисковая	окантовка, $K_{в.о}$	фактурная обрубка, $K_{в.ф}$
Практически монолитные	0,93 – 0,97 / 0,96 – 0,98	0,93 – 0,97	0,97 – 0,99
Трещиноватые	0,88 – 0,92 / 0,90 – 0,94	0,85 – 0,95	0,90 – 0,96
Средней трещиноватости	0,73 – 0,77 / 0,76 – 0,80	0,82 – 0,88	0,88 – 0,92
Сильнотрещиноватые	0,63 – 0,67 / 0,68 – 0,72	0,78 – 0,82	0,93 – 0,87

Приложение 9

Размеры гладких штрипсовых пил и дроби при распиловке с применением свободного абразива

Гладкие штрипсовые пилы ГОСТ 103-76, 82-70			Крупность дроби, мм ГОСТ 11964-66	
Длина, мм	Ширина, мм	Толщина, мм	Литая чугунная ДЧЛ	Колотая чугунная ДЧК
3000-4000	100-180	4,0 5,0 6,0	0,8-1,5 1,5-1,8 1,8-2,0	0,75-0,80 0,8-1,2 0,9-1,5

Приложение 10

Элементы алмазные для полосовых штрипсовых пил, ТУ 2.037.0221933.004-90

Обозначение алмазных элементов	Размеры, мм			Масса алмаза при относительной концентрации, карат			
	длина	ширина	высота	25	35	50	75
2768-0291 2768-0291С	24	5,0	7,0	0,7	1,1	1,3	2,0
2768-0292 2768-0292С	24	7,0	7,0	0,9	1,3	1,8	2,8
2768-0293 2768-0293С	24	8,0	7,0	1,1	1,5	2,1	3,2
2768-0294 2768-0294С	20	4,0	7,0	0,4	0,6	0,9	1,3
2768-0295 2768-0295С	20	4,5	7,0	0,5	0,7	1,0	1,5
2768-0296 2768-0296С	20	5,0	7,0	0,6	0,8	1,1	1,7
2768-0297 2768-0297С	20	7,0	7,0	0,8	1,1	1,5	2,3

Примечание:
С – обозначение элементов с синтетическими алмазами.

Приложение 11

Сегменты алмазные для отрезных кругов.
ТУ 2.037.0221933.006-90

Основные размеры, мм		Масса алмазов, карат, при относительной концентрации (%)	
Диаметр круга	Ширина сегмента	35	50
250	2,5	0,5	0,7
300	3,0	0,6	0,8
300	4,0	0,7	1,1
400	3,5	1,1	1,6
500	4,0	1,2	1,8
600	5,0	1,5	2,2
800	6,0	1,8	2,6
1000	7,0	1,3	2,8
1200	7,5	1,4	3,0
1500	8,5	1,9	3,7
2000	11,5	3,2	4,7

Приложение 12

Перечень нормативных документов, используемых при проектировании камнеобрабатывающих производств

1. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окускования руд и концентратов (ПБ 06-317-99). Утв. пост. Госгортехнадзора России от 18.10.99 г. № 75. М.: НПО ОБТ, 2000 г.
2. Правила безопасности для вспомогательных цехов горнорудных предприятий (ПБ 06-227-98). Утв. постановлением Госгортехнадзора России от 13.07.98 г. № 48, М.:НПО ОБТ, 1999 г.
3. Правила безопасности при эксплуатации хвостовых, шламовых и гидроотвальных хозяйств (ПБ – 06-123-96).
4. Правила безопасности при работе с инструментом и приспособлениями. Утв. Минэнерго СССР 30.04.85. М.: Энергоатомиздат, 1986.
5. Правила устройства электроустановок (ПУЭ). Утв. Главгосэнергонадзором России 06.07.84 г. 6-е изд., перераб. и дополн., с изменениями. М.: Энергоатомиздат, 1986.
6. Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей. Утв. Главгосэнергонадзором России 21.12.84 г. 4-е изд., перераб. и дополн., с изменениями. М.: Энергоатомиздат, 1993.

7. Правила эксплуатации электроустановок потребителей. Утв. Главгосэнергонадзором России 31.03.92 г. 5-е изд., перераб. и дополн., с изменениями. М.: Энергоатомиздат, 1992.

8. Правила устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов (ПБ 10-382-00).

9. Правила устройства безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением (ПБ 10-382-00). Утв. постановлением Госгортехнадзора России от 18.04.95 г. № 11 (с изм. 1997 г.).

10. Правила устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов (ПБ 03-108-96). Утв. постановлением Госгортехнадзора СССР от 07.12.71 г.

11. Правила пожарной безопасности в Российской Федерации. ППБ-01-93. Утв. МВД России 31.01.94 (с изм. 1997 г.).

12. Правила безопасности в газовом хозяйстве. (ПБ 12-368-00). Утв. постановлением Госгортехнадзора России от 10.11.98 № 71.

13. Правила аттестации сварщиков и специалистов сварочного производства. (ПБ 03-273-99). М., 1998 г.

14. ГОСТ 12.1.004-91 ССБТ Пожарная безопасность. Общие требования (с изм. 1995 г.).

15. ГОСТ 12.4.011-89 ССБТ Средства защиты работающих. Общие требования и классификация.

16. ГОСТ 12.2.016-81 ССБТ Оборудование компрессорное. Общие требования безопасности (с изм. 1987 г.).

17. ГОСТ 9238-83 Габариты приближения строений и подвижного состава железных дорог колеи 1520 (1524) мм.

18. ГОСТ 12.2.022-80 Конвейеры. Общие требования безопасности (с изм. 1986 г., 1990 г.).

19. ГОСТ 12.3.009-76 ССБТ Работы погрузочно-разгрузочные. Общие требования безопасности (с изм. 1982 г.).

20. ГОСТ 12.4.107-82 ССБТ Канаты страховочные.

21. ГОСТ 12.1.012-90 Вибрационная безопасность. Общие требования.

22. ГОСТ 12.2.009-99 ССБТ Станки металлообрабатывающие. Общие требования безопасности.

23. ГОСТ 12.3.036-84 ССБТ Газопламенная обработка металлов. Требования безопасности (с изм. 1990 г.).

24. ГОСТ 12.3.042-88 ССБТ Деревообрабатывающее производство. Общие требования безопасности.

25. ГОСТ 12.3.020-80 ССБТ Процессы перемещения грузов на предприятиях. Требования безопасности (с изм. 1988 г.).

26. ГОСТ 12.1.019-79 ССБТ Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты (с изм. 1986 г.).

27. ГОСТ 12.3.003-86 ССБТ Работы электросварочные. Требования безопасности (с изм. 1989 г.).

28. ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны (с изм. 2000 г.).

29. ГОСТ 12.1.003-83 ССБТ Шум. Общие требования безопасности (с изм. 1989 г.).

30. ГОСТ 12.1.006-84 ССБТ Электромагнитные поля радиочастот. Допустимые уровни на рабочих местах и требования к проведению контроля (с изм. 1988 г.).

31. ГОСТ 12.1.040-83 ССБТ Лазерная безопасность. Общие положения (с изм. 1986 г.).

32. ГОСТ 12.1.001-89 ССБТ Ультразвук. Общие требования безопасности.

33. ГОСТ 12.2.013.0-91 ССБТ Машины ручные электрические. Общие требования безопасности и методы испытаний.

34. ГОСТ 12.1.044-89 ССБТ Пожаровзрывобезопасность веществ и материалов. Номенклатура показателей и методы их определения.

35. ГОСТ 12.0.004-90 ССБТ Организация обучения по безопасности труда. Общие положения.

36. ГОСТ 12.2.026.0-93. Оборудование деревообрабатывающее. Общие требования безопасности к конструкции.

37. ГОСТ 17677-82. Светильники. Общие технические условия (с изм. 1987 г.).

38. ГОСТ 12.2.003-91. Оборудование производственное. Общие требования безопасности.

39. ГОСТ 12.3.006-75. Эксплуатация водопроводных и канализационных сооружений и сетей. Общие требования безопасности.

40. ГОСТ 17.1.3.05-82. Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к охране поверхности и подземных вод от загрязнению нефтью и нефтепродуктами.

41. ГОСТ 17.1.3.13-86. Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к охране поверхностных вод от загрязнения.

42. ГОСТ 12.4.087-84. ССБТ Строительство. Каски строительные. Технические условия.

43. СНиП 3.01.04-87. Приемка в эксплуатацию законченных строительством объектов. Основные положения (с изм. 1988 г.).

44. СНиП 2.09.02-85. Производственные здания промышленных предприятий (с изм. 1989 г., 1991 г.).

45. СНиП 2.01.02-85. Противопожарные нормы.

46. СНиП II-89-80. Генеральные планы промышленных предприятий (с изм. № 1, 2 и 3 БСТ № 4-85 г., № 3-87 г., № 11-90 г.).

47. СНиП 2.05.07-91. Промышленный транспорт (вып. 1996 г.).

48. СНиП III-4-80. Техника безопасности в строительстве. (Издание 2000 г.)

49. ГОСТ 12.1.030-81. Электробезопасность. Защитное заземление и зануление (с изм. 1987 г.)

50. СНиП 2.04.02-84. Водоснабжение. Наружные сети и сооружения (с изм. № 1 и 2 БСТ № 9, 11-85 г., № 9-86 г., № 12-87 г.).

51. СНиП 2.04.01-85. Внутренний водопровод и канализация зданий (с изм. 1992 г.).

52. СНиП 2.04.05-91. Отопление, вентиляция и кондиционирование (с изм. 1994 г.).

53. СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение.

54. СНиП 2.09.04-87. Административные и бытовые здания (с измен. 1995 г.).

55. СНиП 2.11.01-85. Складские здания (с изм. 1991 г.).

56. СН 245-71. Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий (с изм. 1978 г. № 61 и № 222).

57. Правила охраны поверхностных вод от загрязнения их сточными водами. Утв. Госкомприроды СССР, 1991 г.

58. Санитарные правила и нормы охраны поверхностных вод от загрязнения СанПин 4630-88.

59. НПБ 105-95. Определение категорий помещений и зданий по взрывопожароопасности (НПБ-95). Пожнадзор России от 31.10.95 г.

60. Положение об охране подземных вод. М., ВСЕГИНГЕО, 1984 г.

61. ГН 2.6.1.054 – 96. Гигиенические нормативы.

62. Нормы радиационной безопасности. СП 2.6.1.768-99 (НРБ-99).

63. ОСП-72/87. Основные санитарные правила работы с радиоактивными веществами и другими источниками ионизирующих излучений.

64. РД 03-151-97. Методические указания по обеспечению требований радиационной безопасности при добыче и переработке минерального сырья на предприятиях (организациях) горнорудной и нерудной промышленности, отнесенных к радиационно опасным производствам.

65. ОНТП 6-85. Общесоюзные нормы технологического проектирования складских комплексов и ремонтно-механических мастерских шахт, рудников и обогатительных фабрик горнодобывающей промышленности.

Приложение 13

Предельно-допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны (ГОСТ 12.1.005 - 89 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны». Выписка)

Наименование вещества	*ПДК, мг/м³*
1	2
Азоты оксида (в пересчете на NO_2)	5
Алюминия оксид в виде аэрозоля дезинтеграции (глинозем, электрокорунд, монокорунд)	6
Амилацетат	100
Амины алифатические* $C_7 - C_9$ $C_{14} - C_{20}$	 1 1
Аммиак	20
Ацетон	200
Бензин (растворитель, топливный)	100
Дихлорэтан*	10
Диэтиловый эфир	300
Доломит	6
Известняк	6
Керосин (в пересчете на С)	300
Кремния диоксид кристаллический (кварц, кристобалит, тридимит) при содержании в пыли более 70% (кварцит, динас и др.)	1**
Кремния диоксид кристаллический при содержании в пыли от 10 до 70 % (гранит, шамот, слюда-сырец, углепородная пыль и др.)	2**
Кремния диоксид кристаллический при содержании в пыли от 2 до 10% (горючие кукерситные сланцы, медносульфидные руды и др.)	4**
Кремния карбид (карборунд)	6
Магнезит	10
Метиловый эфир акриловой кислоты (метилакрилат)	5
Натрия роданид (технический)	10
Озон	0,1
Ртуть металлическая	0,01/0,005***
Свинец и его неорганические соединения (по свинцу)	0,01/0,005***
Сероводород*	10

Продолжение приложения 13

1	2
Сероуглерод	1
Силикатсодержащие пыли, силикаты, алюмосиликаты: - асбест природный и искусственный, смешанные асбестопородные пыли при содержании в них асбеста более 10%	2
- асбестопородные пыли при содержании в них асбеста до 10%	4
- асбестоцемент неокрашенный и цветной при содержании в нем диоксида марганца не более 5%, оксида хрома не более 7%, оксида железа не более 10%	6
- асбестобакелит, асбесторезина	8
- слюды (флагопит, мусковит), тальк, талькопородные пыли (природные смеси талька с тремолитом, актинолитом, антофиллитом и другими минералами), содержащие до 10% свободного диоксида кремния	4
- искусственные минеральные волокна силикатные и алюмосиликатные стеклообразной структуры (стекловолокно, стекловата, вата минеральная и шлаковая, муллитокремнеземистые волокна, не содержащие или содержащие до 5% Cr^{+3} и пр.)*	2
- цемент, оливин, алатит, форстерит, глина, шамот каолиновый	6
- силикаты стеклообразные вулканического происхождения (туфы, пемза, перлит)	4
- цеолиты (природные и искусственные)	2
Скипидар (в пересчете на С)	300
Сольвент-нафта (в пересчете на С)	100
Спирт амиловый*	10
Спирт н-бутиловый, бутиловый вторичный и третичный	10
Спирт н-гептиловый*	10
Спирт изооктиловый	50
Спирт метиловый*	5
Спирт н-октиловый	10
Спирт пропиловый	10
Спирт этиловый	1000
Углеводороды алифатические предельные $C_1 - C_{10}$ (в пересчете на С)	300

1	2
Углерода оксид****	20
Углерод четыреххлористый	20
Фенол*	0,3
Формальдегид*	0,5
Фосфор желтый элементарный	0,03
Фосфорит	6
Фтористоводородной кислоты соли (по F): - фториды натрия, калия, аммония, цинка, олова, серебра, лития и бария, криолит, гидрофторид аммония	1/0,2***
- фториды алюминия, магния, кальция, стронция, меди, хрома	2,5/0,5***
Хлор*	1
Цинка магнид	6
Циркония металлический	6
Этилацетат	200

* Требуется специальная защита кожи и глаз.

** ПДК для общей массы аэрозоля.

*** В числителе дана максимальная ПДК, в знаменателе - среднесменная.

**** При длительности работы в атмосфере, содержащей оксид углерода, не более 1 часа предельно допустимая концентрация оксида углерода может быть повышена до 50 мг/м^3, не более 30 мин. - до 100 мг/м^3; не более 15 мин. - 200 мг/м^3. Повторные работы в условиях повышенного содержания оксида углерода в воздухе рабочей зоны можно выполнять с перерывом не менее чем на 2 часа.

Приложение 14

Предельно-допустимые концентрации (ПДК) и ориентировочно допустимые уровни (ОДУ) вредных веществ в водных объектах хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования (СанПиН № 4630 - 88. Выписка)

Наименование реагента	*Предельно допустимая концентрация, мг/л*	*Класс опасности вещества (по воде)**
1	2	3
Алкилсульфаты	0,5	4
Алкилсульфонаты (сульфонолы)	0,5	3
Аммиак (по азоту)	2,0	3

Продолжение приложения 14

1	2	3
АНП-2 (флотореагент)	0,05	3
ВА-2 (флокулянт)	0,5	2
Гексаметилентетрамин (уротропин)	0,5	2
Гидролизованный бутиловый аэрофлот	0,001	4
Диалкилдиметиламмоний хлорид C_{17}-C_{20} (флотореагент ДМ-2)	0,1	3
Бутиловый аэрофлот	0,2	2
Изобутиловый аэрофлот	0,2	2
Изопропиловый аэрофлот	0,02	4
Этиловый аэрофлот	0,5	3
Железо хлорное (по Fe)	0,3	3
Изоамиловый ксантогенат калия	0,005	4
Изобутиловый ксантогенат калия	0,005	4
Изопропиловый ксантогенат калия	0,05	4
Флотореагент ИТК	0,06	3
Флотореагент ИМ-50	0,1	4
ИОМС-1	4,0	4
КМЦ, натриевая соль	5,0	3
Керосин окисленный	0,01	4
Керосин осветительный	0,05	4
Керосин сульфированный	0,1	4
Керосин технический	0,01	4
Керосин тракторный	0,01	4
Кислота олеиновая	0,5	4
Кислота уксусная	1,0	4
Кислота щавелевая	0,5	3
Дикарбоновые кислоты фракции C_{17}-C_{20}	1,0	4
Кислоты жирные синтетические C_5 - C_{20}	0,1	4
Вспениватель МИБК**	0,15	2
Мочевина	-	4
Натрий фосфат трехзамещенный	3,5	4
Полифосфаты	3,5	3
Вспениватель ОПСБ	2,0	3
ВПК-402 (флокулянт)	0,1	3
ППС (флокулянт)	0,08	2
Свинец	0,03	2
Синтанол ДС-10	0,1	4
Сэмпидар	0,2	4
Спирт гексиловый (вспениватель)	0,01	2

1	2	3
Оксаль (Т-80) (вспениватель)	0,2	2
СФК (вспениватель)	0,02	2
Тиомочевина	0,03	2
Тиосульфат натрия	2,5	3
Цианиды	0,1	2
Циклогексанол (вспениватель)	0,5	2
Цинк	1,0	3
Этиловый ксантогенат калия	0,1	4
Медь	1,0	3
Молибден	0,25	2
Мышьяк	0,05	2
Нитраты (по NO_3)	45,0	3
Никель	0,1	3
Сульфиды	-	3
Фенол	0,001	4
Хлориды (по Cl-иону)	350,0	4
Четыреххлористый углерод**	0,006	2
Этилацетат	0,2	2

* Класс опасности вещества (по воде) определяют с учетом токсичности, кумулятивности (накопление в организме), способности вызывать отдаленные реакции организма, влияния на санитарные свойства воды (запах, цвет, пена, вкус и пр.); 1-й класс - чрезвычайно опасные, 2-й класс - высокоопасные, 3-й класс - опасные, 4-й класс - умеренно опасные.

** Для этих реагентов приведены ориентировочно-допустимые уровни (ОДУ); для остальных реагентов - предельно допустимые концентрации (ПДК).

Приложение 15

Освещенность некоторых помещений и производственных участков в зданиях, сооружениях различного назначения и в камнеобрабатывающих цехах

Помещения и производственные участки	*Плоскость нормирования освещенности и ее высота от пола, м*	*Разряд зрительной работы*	*Освещенность, лк*	
			При комбинированном	*При общем освещении*
1	2	3	4	5
Производство по обслуживанию автомобилей				
1. Мойка и уборка автомобилей	Пол	VI	-	150
2. Техническое обслуживание автомобилей	Пол	Va	300	200
3. Ежедневное обслуживание автомобилей	В – на машине	VIIIa	-	75
4. Осмотровой канавы	Г – низ машины	VI	-	150
5. Моторное, агрегатное, механическое, электротехническое отделения приборов питания	Г – 0,8	IVa	750	300
6. Кузнечное, сварочно-жестяницкое и медницкое отделения	Г – 0,8	IVб	500	200
7. Столярное и обойное отделения	Г – 0,8	Va	300	200
8. Ремонт и монтаж машин	Г – 0,8	Va	300	200
9. Помещения для хранения автомобилей	Пол	VIIIб	-	20
10. Открытые площадки для хранения автомобилей	Пол	XII	-	5
Склады				
11. Склады громоздких предметов и сыпучих материалов (песок, лес, цемент и т. п.)	Пол	-	-	20
12. Материальные, инструментальные и им подобные склады	Пол	VIIIa	-	75

1	2	3	4	5
13. Склады емкостей химических и легковоспламеняющихся жидкостей (кислот, щелочей, лаков и красок и т. п.): а) с разливом на складе	Пол	VIIIa	-	30
б) без разлива на складе	Пол	VIIIб	-	20
Котельные				
14. Помещения котлов: а) площадки обслуживания котлов	В – на створках, затворках, питателях	VI	100	100
б) площадки и лестницы котлов и экономайзеров	Пол	-	-	10
15. Помещения дымососов, вентиляторов, бункерное отделение	Г – 0,8	VI	-	100
16. Конденсационная, химводоочистка, деаэраторная, бойлерная	Пол	VI	-	100
17. Помещения топливоподачи	Г – 0,8	VI	-	100
18. Надбункерное помещение	Г – 0,8	VIIIб	-	20
Электропомещения				
19. Камеры трансформаторов и реакторов	В – 1,5	VI	-	50
20. Помещения распределительных устройств: а) на фасаде щита при постоянном обслуживании (на панели)	В – 1,5	IVг	-	200
б) то же, но при периодическом обслуживании (на панели)	В - 1,5	IVг	-	150
в) задняя сторона щита (на панели)	В - 1,5	VI	-	100
21. Помещения конденсаторов	В – на конденсаторах	IVг	-	100
22. Помещения для аккумуляторов	Г – 0,5	VI	-	50
23. Помещение для ремонта аккумуляторов	Г – 0,8	IVб	500	200
24. Электрощитовые в жилых и общественных зданиях	В – 1,5	VI	-	50

1	2	3	4	5
Помещения для электрокаров и электропогрузчиков				
25. Помещения для стоянки и зарядки	Пол	VI	-	50
26. Помещение для ремонта электрокаров и электропогрузчиков	Пол	IV6	500	200
27. Электролитная и дистилляторная	Г – 0,8	VI	-	150
Помещения инженерных сетей и прочие технологические помещения				
28. Помещения для вентиляционного оборудования (кроме кондиционеров)	Г – 0,8	VIII6	-	20
29. Помещения для кондиционеров и насосов, тепловые пункты	Г – 0,8	VIIIa	-	75
30. Машинные залы насосных, компрессорные, воздуходувки: а) с постоянным дежурством персонала	Г – 0,8	VI	-	150
б) без постоянного дежурства персонала	Г – 0,8	VI	-	100
31. Помещения для инженерных сетей	Пол	-	-	20
32. Помещения резервуаров для очистки воды (фильтры, отстойники, осветлители, песколовки и т.п.): а) с постоянным дежурством персонала	Г-0,8 -	- VIII6	- 50	- 20
б) без постоянного дежурства персонала	-	-	50	10
Шкалы измерительных приборов				
33. Светлые шкалы больших и средних размеров	В – на приборах	IVг	300	150
34. Темные шкалы больших и средних размеров	В – на приборах	IVв	400	200
35. Шкалы малых размеров	В – на приборах	IIIв	750	300

Продолжение приложения 15

1	2	3	4	5
Галереи и тоннели				
36. Шинопроводов и транспортеров	Пол	VIIIв	-	20
37. Кабельные, теплофикационные, масляные, пульпопроводов, водопроводные	Пол	VIIIв	-	10
Сооружения оборотного водоснабжения				
38. Постоянные пути движения работающих	Горизонтальная		-	1
39. Зона шламосброса	Г – на ответвлениях пульпопроводов	XVIII	2	2
40. Зоны укладки пульпопроводов и водопроводов	Г – в зоне работ	XVII	5	5
41. Трасса укладки трубопроводов	В, Г – на пульпроводах	XXI	1	1
Камнеобрабатывающие цеха				
42. Отделение распиловки штрипсовыми станками: а) для работы	Освещенность обеспечивается на высоту станка	VIIIа	-	75
б) для наладки и ремонта оборудования	Освещенность обеспечивается на высоту станка	IV6	-	200
43. Отделение распиловки на ортогональных станках и обработка	Освещенность обеспечивается на высоту станка	VIIIа	-	75
44. Отделение шлифовально-полировальных станков	Освещенность обеспечивается на высоту станка	IIв	750	-
45. Автоматизированные конвейерные линии	На поверхности конвейера	IIв	750	-

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ ОБРАБОТКИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация
№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента	3
2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения	4
3. Рекомендуемая литература	7

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 64 часа, заочной – 124 часа.

По курсу «Технология обработка природного камня» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Технология обработки природного камня*». Она содержит названия 12 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомиться со структурой темы.

2. По конспектам лекций освоить каждый структурный элемент темы.

3. При необходимости использовать указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы можно получить у преподавателя.

4. Ответить на контрольные вопросы и выполнить рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернуться к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектировать материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решить указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Введение.

Цели, задачи дисциплины. История развития, краткое описание направлений развития камнеобрабатывающей отрасли.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Виды изделий природного камня и области применения.
2. История и направления развития обработки природного камня.

Тема 2. Сырье для производства изделий из камня.

Виды месторождений, пригодных для добычи и обработки природного камня, классификация сырья по физико-механическим м декоративным свойствам пород. Параметры доставляемого сырья: блоков или заготовок для производства изделий из природного камня. Требование к сырью.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Физико-механические и декоративные свойства и горных пород их значения, как показатель пригодности для добычи и обработки природного камня.
2. Требования к блокам, пригодных для производства продукции из природного камня.

Тема 3. Готовая продукция из природного камня.

Области применения продукции из природного камня пород средней прочности и прочных. Виды продукции, типоразмеры, модульность, свойства и параметры. Требования к качеству готовой продукции.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Виды продукции из природного камня, типоразмеры, модульность, свойства и параметры.
2. Области применения продукции из природного камня пород средней прочности.

3. Области применения продукции из природного камня прочных пород.

4. Нормативные документы, показатели качества и требования к качеству готовой продукции.

Тема 4. Процессы обработки природного камня.

Рассматриваются процессы обработки пород средней прочности и прочных пород. Этапность обработки.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Процессы обработки пород средней прочности, особенности, режимы и инструмент.

2. Этапы обработки пород средней прочности.

3. Процессы обработки прочных пород, особенности, режимы и инструмент.

4. Этапы обработки прочных пород.

Тема 5. Технологические схемы производства изделий из камня.

Распиловка природного камня станками рамного типа. Распиловка камня дисковыми камнераспиловочными станками. Распиловка камня на станках с канатным режущим органом. Распиловка камня на станках с нетрадиционным режущим органом. Окантовка и фрезеровка изделий из камня. Фактурная обработка камня.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Особенности распиловки природного камня станками рамного типа.

2. Особенности распиловки камня дисковыми камнераспиловочными станками. Особенности распиловки камня на станках с канатным режущим органом.

3. Особенности распиловки камня на станках с нетрадиционным режущим органом. Принципы и технология окантовки и фрезеровки изделий из камня.

4. Принципы и технология фактурной обработки камня.

Тема 6. Компоновка камнеобрабатывающих предприятий.

Осуществляется выбор оборудования и его параметры. Производится расстановка оборудования в плане и разрезах помещений цехов. Определяются параметры цехов.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Принципы выбора оборудования и его параметров для камнеобрабатывающих предприятий

2. Требования к расстановке оборудования в плане и разрезах помещений цехов. Определение параметров цехов.

Тема 7. Производственное водоснабжение и шламовое хозяйство камнеобрабатывающих производств.

Производится выбор очистного оборудования и вид очистки. Планировка водосборных кюветов.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Принципы организации шламового хозяйства камнеобрабатывающих производств.

2. Виды очистки и критерии выбора очистного оборудования.

3. Требования к планировке водосборных кюветов.

Тема 8. Контроль качества готовой продукции.

Нормативные документы. Методы и параметры контроля качества.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нормативные документы для контроля качества готовой продукции из природного камня.

2. Методы и параметры контроля качества, инструменты и требования к ним.

Тема 9. Рациональное использование сырья.

Комплексная переработка сырья. Области применения. Взаимосвязь параметров технологических процессов.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Комплексная переработка сырья ее значение и области применения.

2. Возможности организации взаимосвязи параметров технологических процессов.

Тема 10. Складирование и хранение сырья и готовой продукции из камня.

Требования к складам. Параметры складов. Механизация.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Требования к складам и принципы складирования и хранения сырья и готовой продукции из природного камня.

2. Расчет параметров складов, механизация и организация работ на складах сырья и готовой продукции из природного камня

Тема 11. Подготовка тары для упаковки готовой продукции.

Виды тары, параметры, типоразмеры. Требования к упаковке готовой продукции.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Тара для упаковки готовой продукции из природного камня, ее виды.

2. Параметры тары для упаковки готовой продукции из природного камня, типоразмеры и требования к ней.

Тема 12. Охрана труда и техника безопасности.

Нормативные документы, требования к охране труда и технике безопасности.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Требования к охране труда и технике безопасности на производствах продукции из природного камня.

2. Нормативные документы по охране труда и технике безопасности для проектирования и работы производств продукции из природного камня.

3. РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Синельников О.Б. Природный облицовочный камень. Часть I. Облицовочные камни. Учебное пособие. – М.: МГГУ, 2000. –362 с.

2. Добыча и обработка природного камня: Справочник / авторы А.Г. Смирнов, Н.Т. Бакка, И.С. Биржишкис и др. Под общей редакцией А.Г. Смирнова. – М.: Недра, 1990. – 445 с.

3. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. – М.: Издательство РАСХН, 2005. – 245 с.

4. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 622 с.

5. Казарян Ж.А. Природный камень в строительстве: обработка, дизайн, облицовочные работы (справочник). – М.: Петракомплект, 2008 г.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Специальность

21.05.04 Горное дело
*Специализация №3 «**Открытые горные работы**»*

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

Тема типового курсового проекта: **Автоматизированное проектирование объектов открытых горных работ.**

Типовой курсовой проект выполняется по индивидуальному заданию, представленному в виде графической распечатки формата А4 с шестью геологическими поперечными сечениями рудного тела.

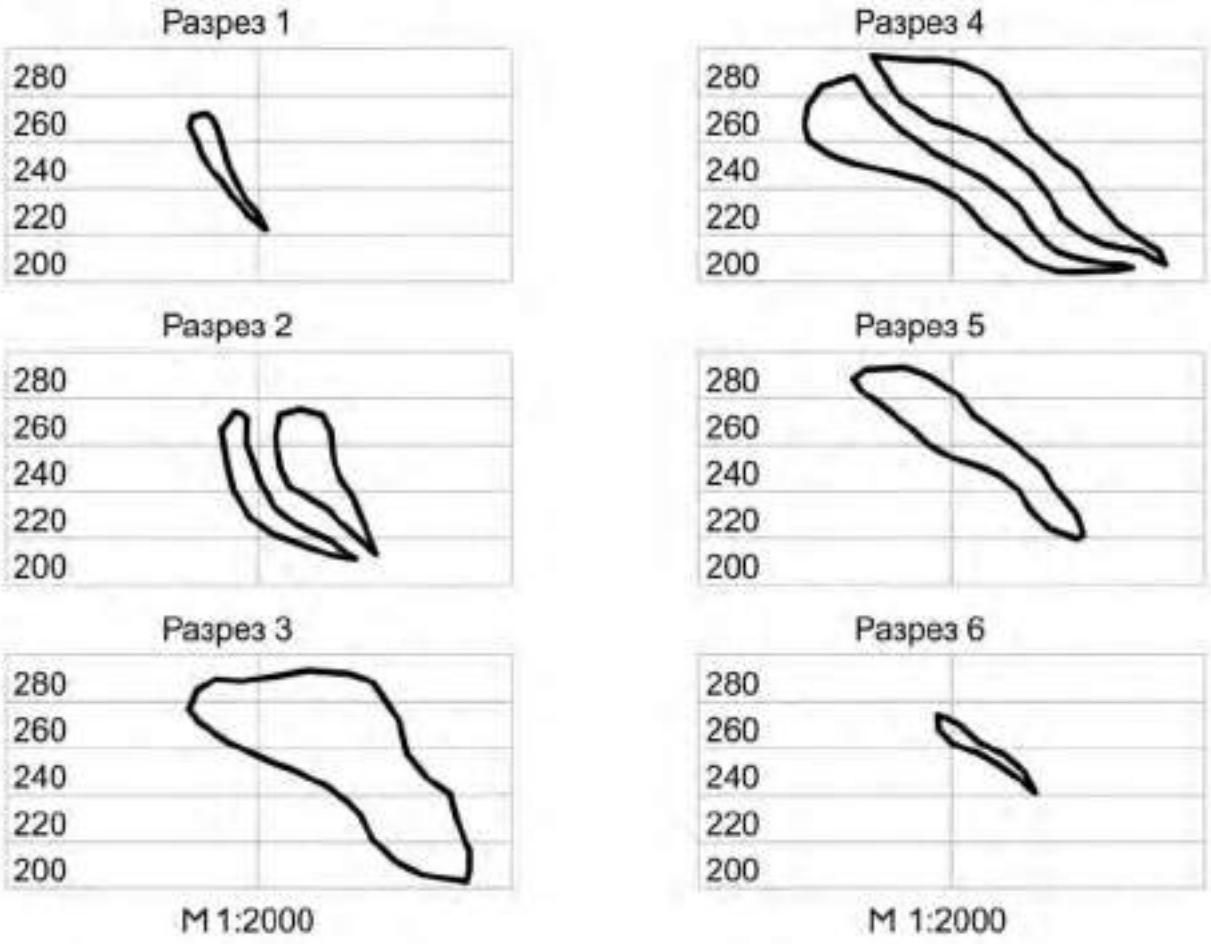


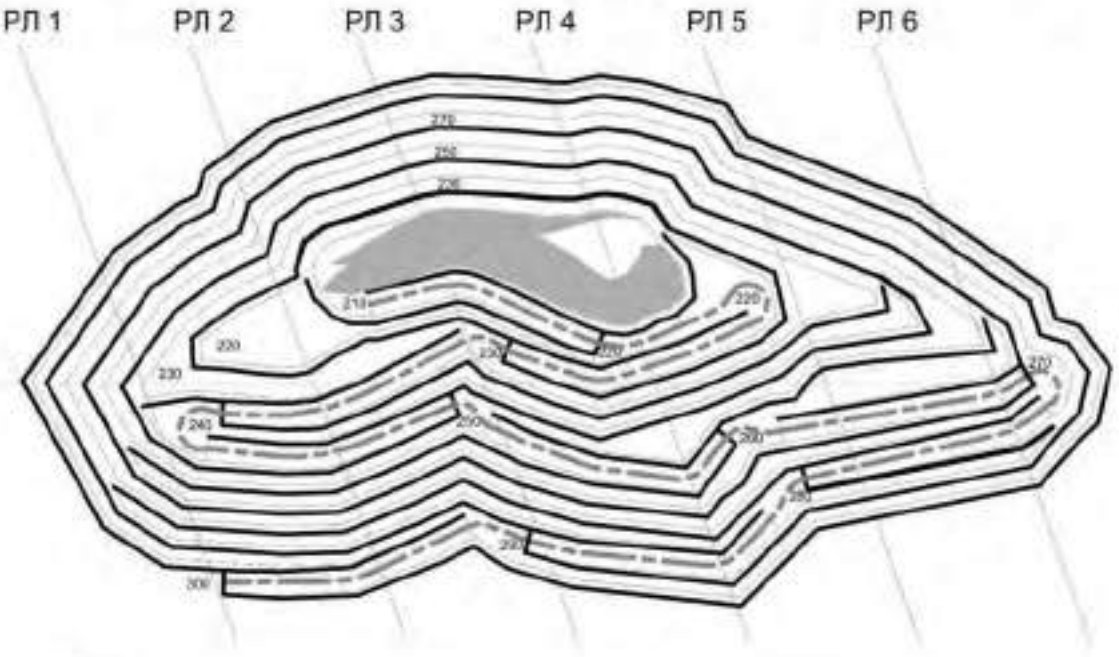
Рисунок прил.1-1 – Пример индивидуального задания для курсового проекта

Цель курсового проекта:

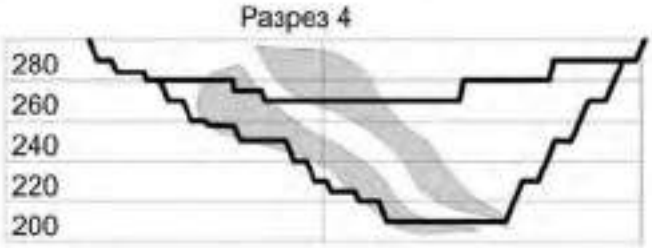
Освоить автоматизированные технологии проектирования карьеров, основанные на применении стандартных и специализированных программных средств типа AutoCAD Autodesk.

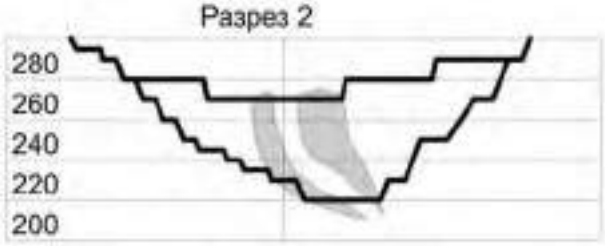
Курсовой проект выполняется на основе лабораторных работ, выполняемых студентом в ходе аудиторных занятий.

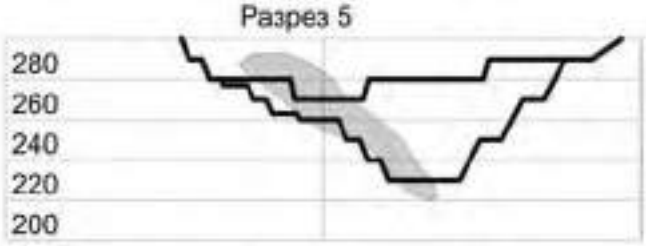
На основе данных, представленных на рисунке прил.1-1, студент последовательно решает поставленные задачи, в результате которых проектирует карьер со вскрывающими выработками и сдвоенными при погашении уступами, проводит сравнительный анализ изменения коэффициентов вскрыши при разной конфигурации границ карьерной выемки.











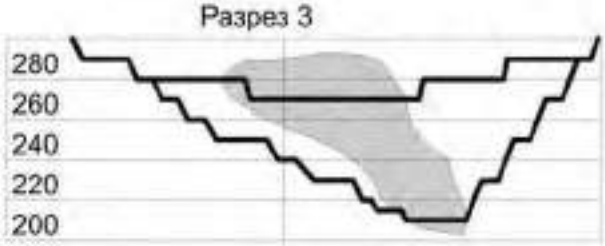




Рисунок прил 1-2 – Финальные материалы курсового проекта, предоставляемые преподавателю для оценки

Ход выполнения курсового проекта аналогичен ходу выполнения практических работ на аудиторных занятиях (см Руководство по выполнению практических работ по дисциплине «Информационные технологии в горном деле»)

Критерии оценивания:

– Качество выполненной работы
– Самостоятельность выполнения
– Соответствие требованиям оформления
– Защита курсового проекта

Критерии оценки:

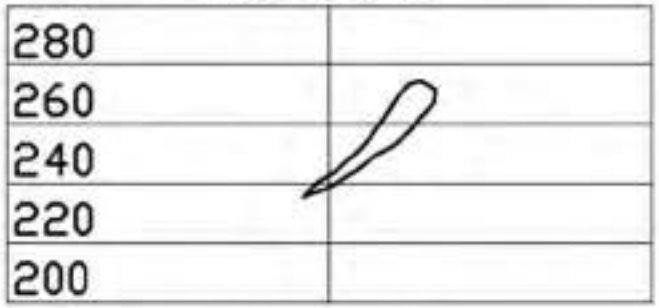
оценка «отлично» выставляется обучающемуся, если проект выполнен в срок, на высоком уровне и в полном объеме, умело систематизированы данные в виде таблиц, отражен весь порядок выполнения работы, графика выполнена на надлежащем уровне (9-10 баллов)

9-10 баллов (90-100%) - оценка «отлично»
6-8 баллов (60-89%) - оценка «хорошо»
4-6 баллов (40-59%) - оценка «удовлетворительно»
0-3 баллов (0-39%) - оценка «неудовлетворительно»

ЗАДАНИЯ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Вариант 23

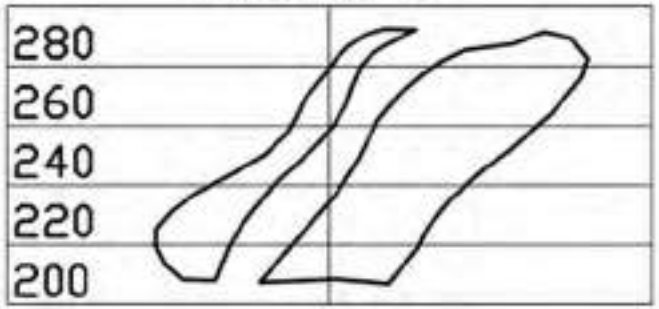
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

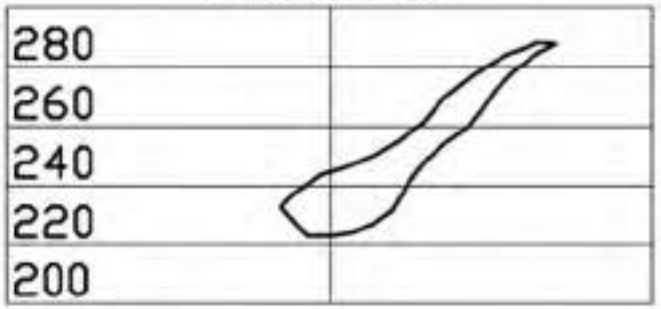


1:2000

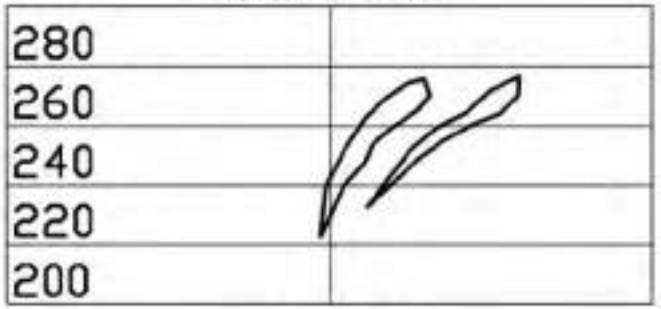
Разрез 4



Разрез 5



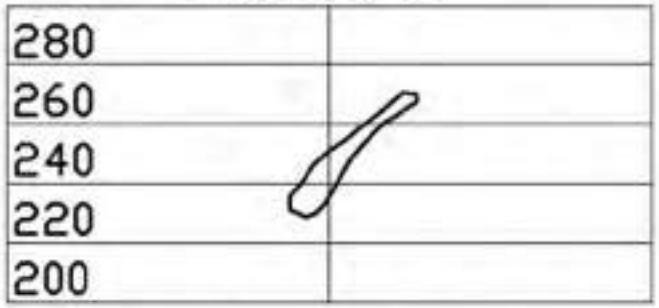
Разрез 6



1:2000

Вариант 24

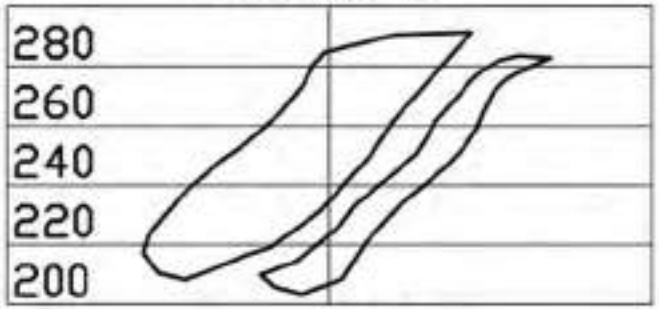
Разрез 1



Разрез 2

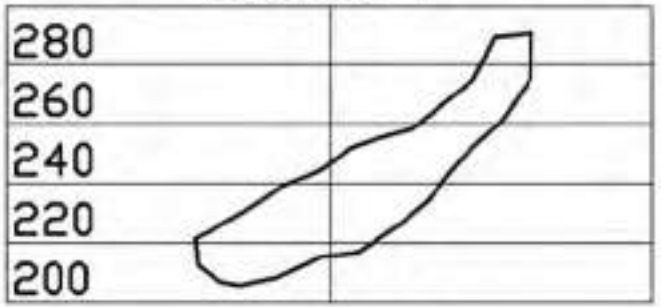


Разрез 3



1:2000

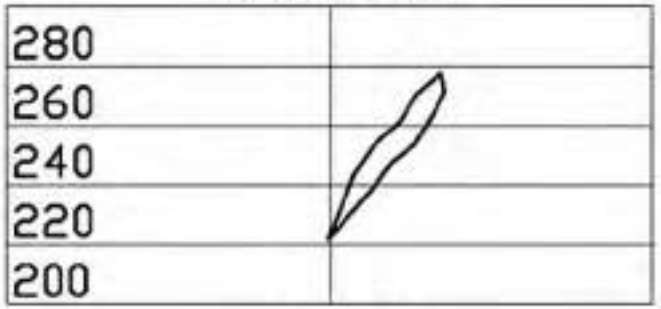
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



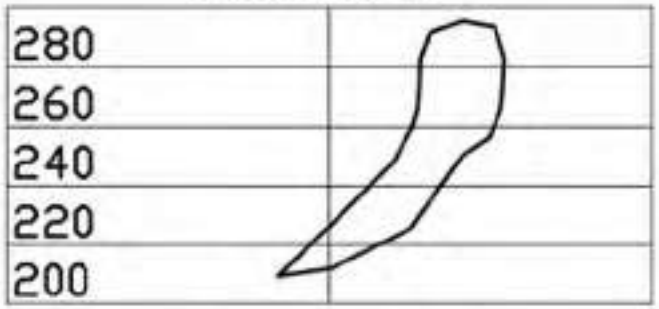
1:2000

Вариант 25

Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3



1:2000

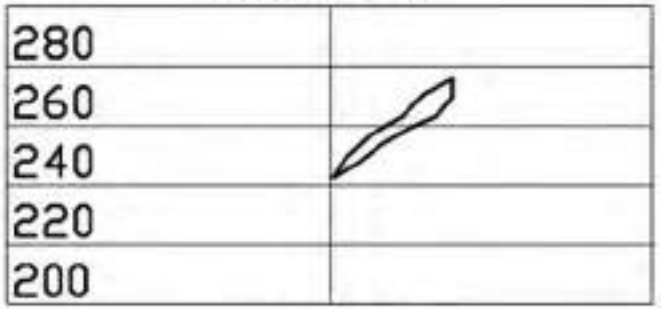
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



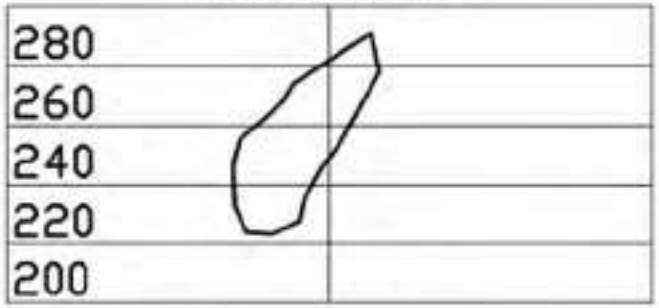
1:2000

Вариант 26

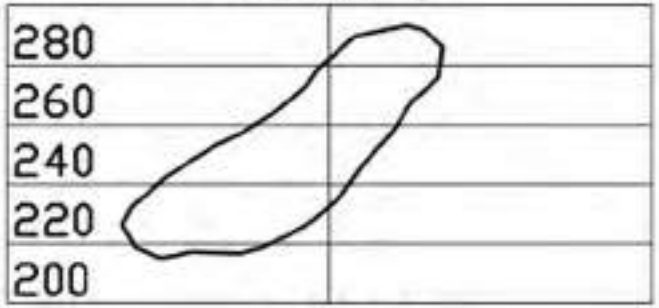
Разрез 1



Разрез 2

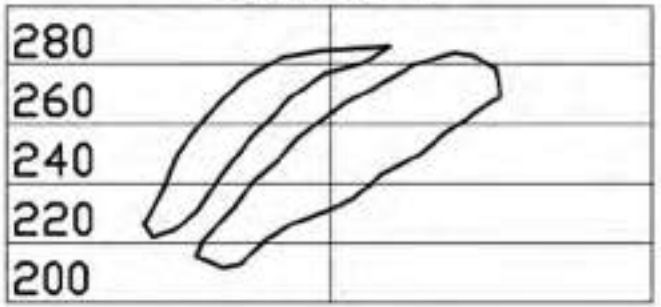


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



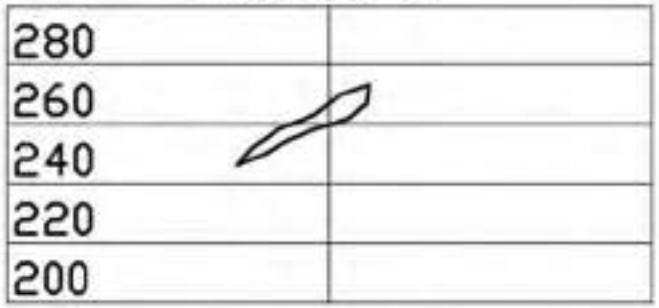
Разрез 6



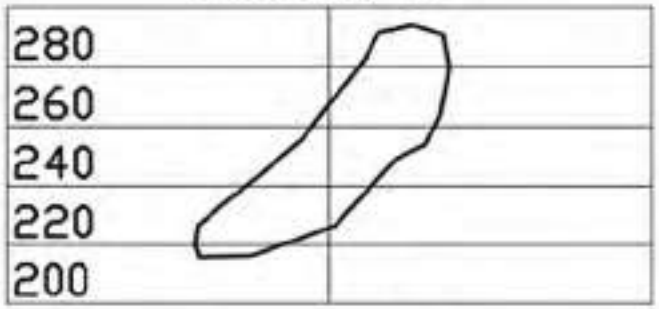
1:2000

Вариант 27

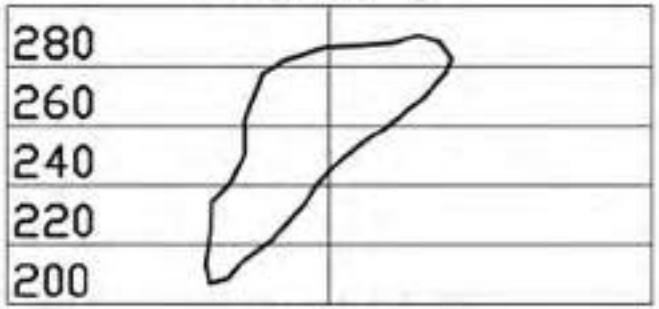
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

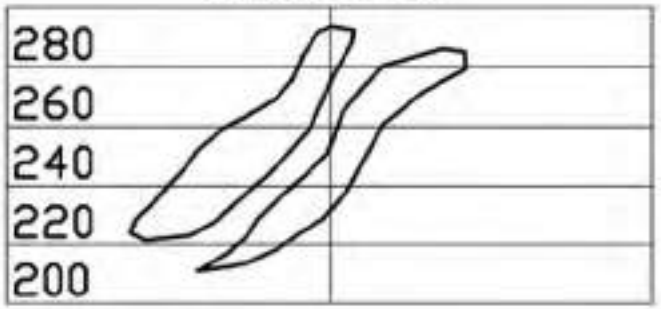


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



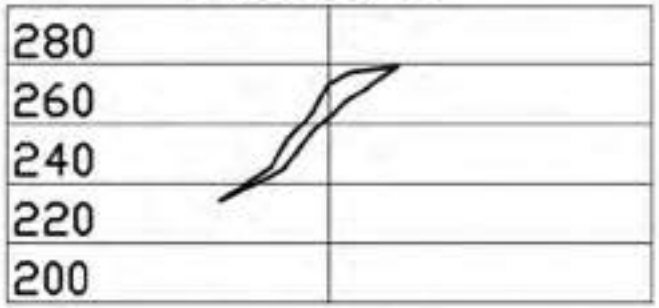
Разрез 6



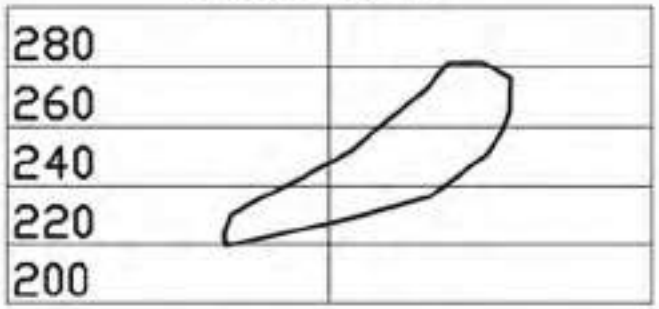
1:2000

Вариант 28

Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

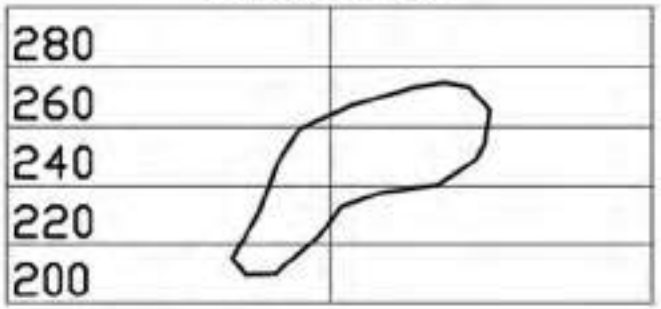


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



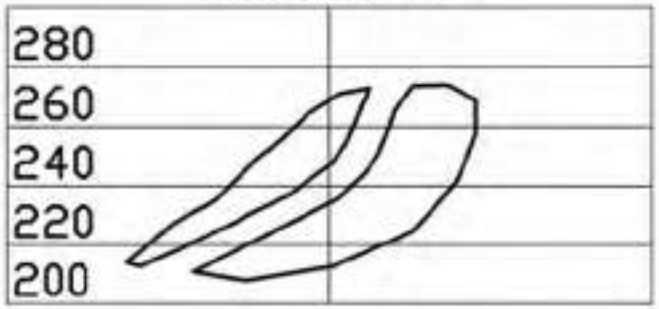
1:2000

Вариант 29

Разрез 1



Разрез 2

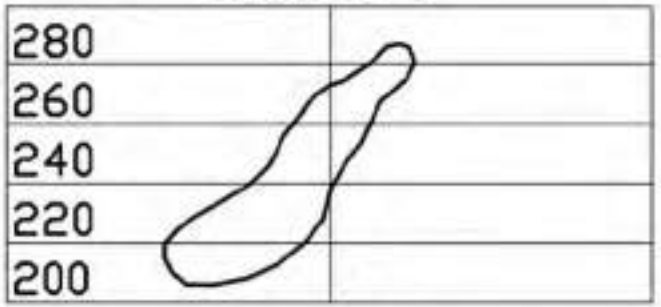


Разрез 3



1:2000

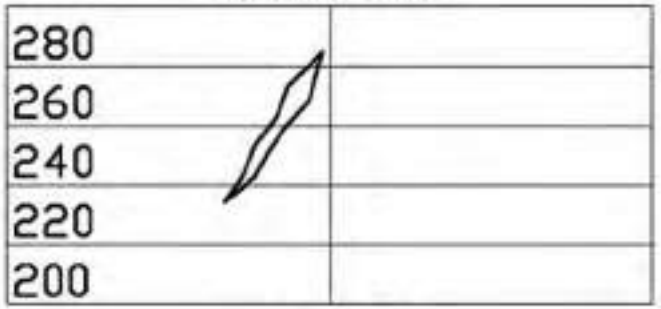
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

Вариант 30

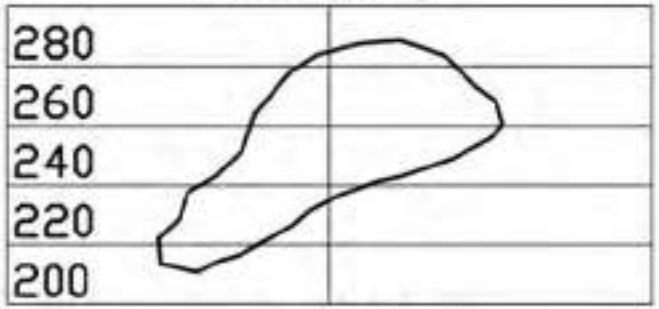
Разрез 1



Разрез 2

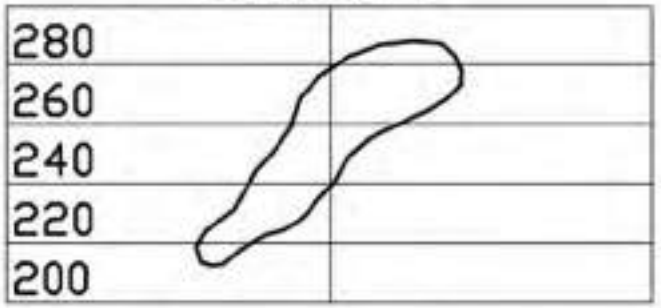


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

Вариант 31

Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

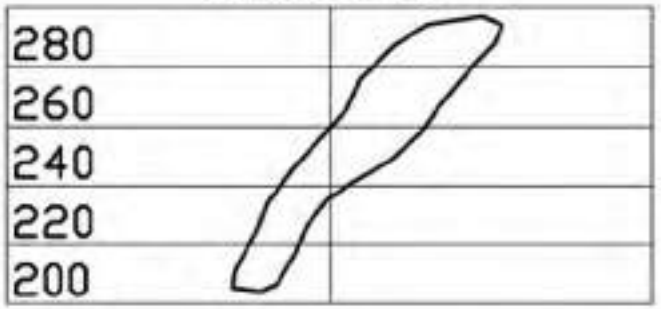


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



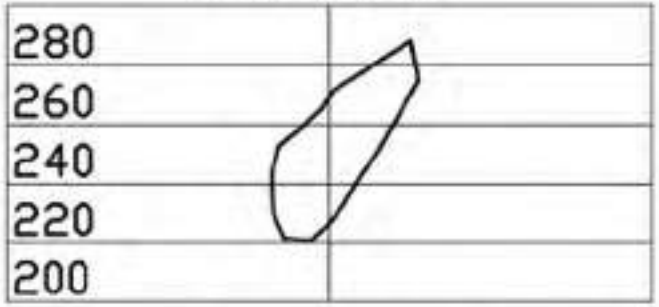
1:2000

Вариант 41

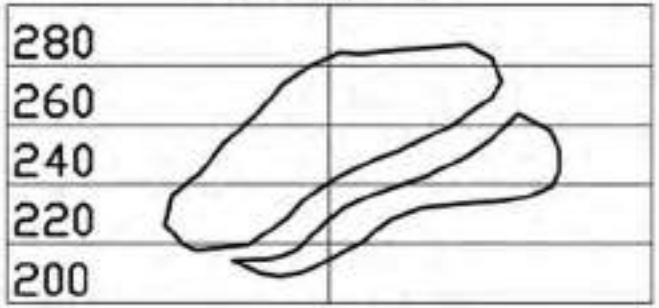
Разрез 1



Разрез 2

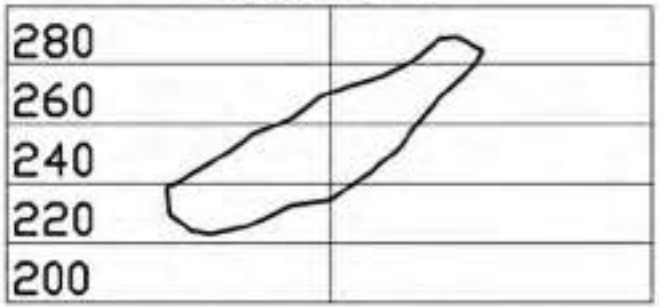


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



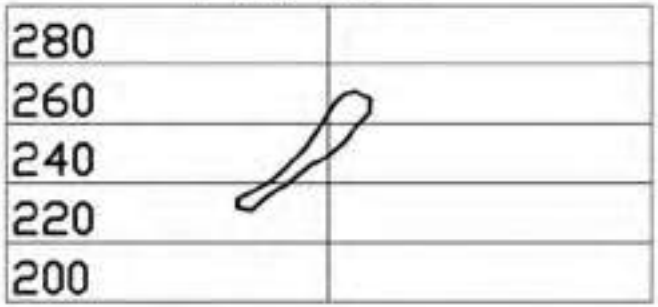
Разрез 6



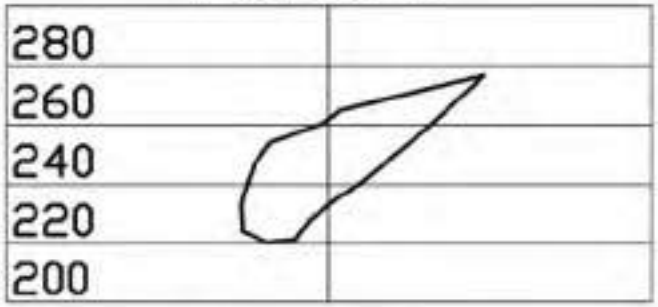
1:2000

Вариант 42

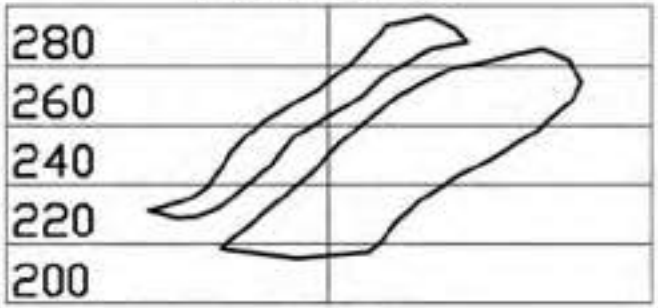
Разрез 1



Разрез 2

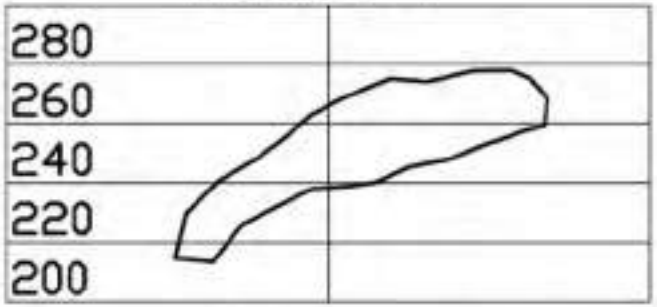


Разрез 3



1:2000

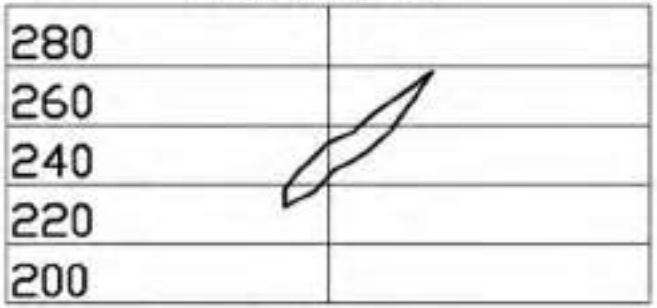
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



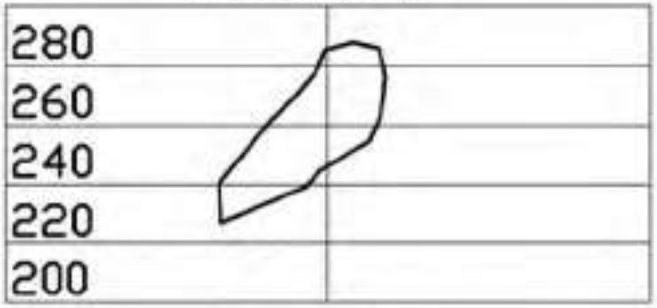
1:2000

Вариант 43

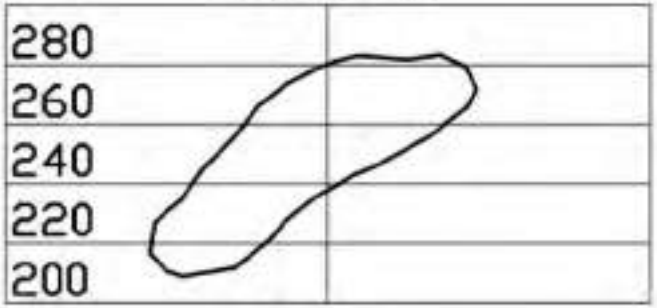
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3



1:2000

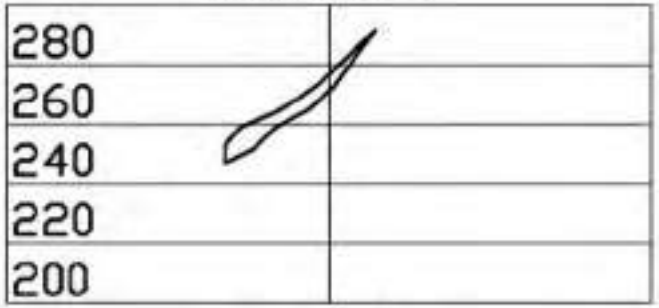
Разрез 4



Разрез 5



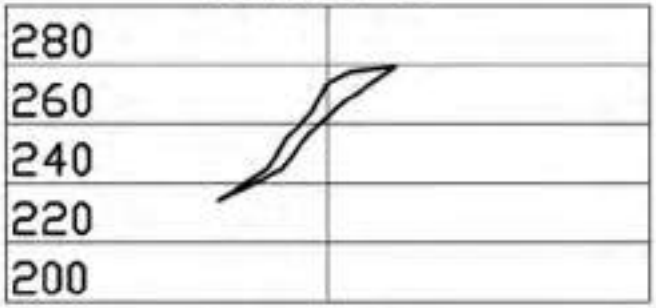
Разрез 6



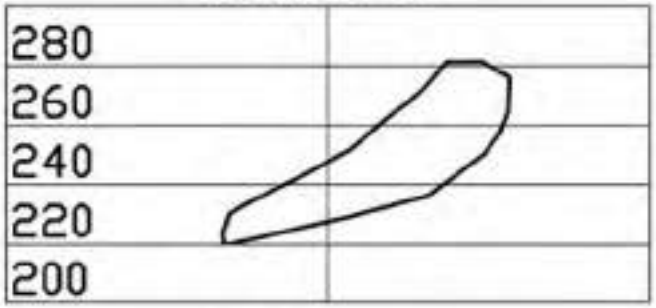
1:2000

Вариант 44

Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

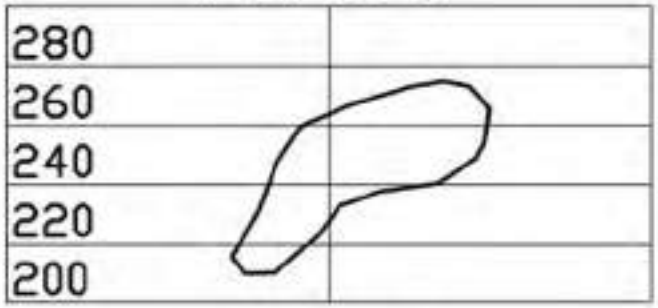


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



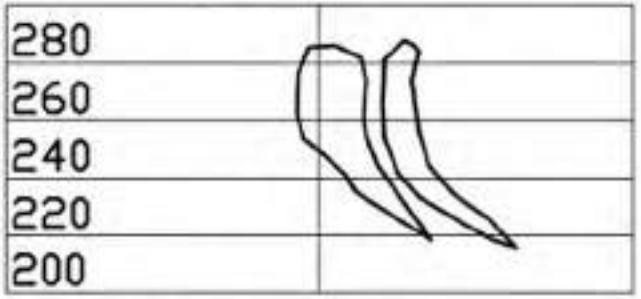
1:2000

Вариант 1

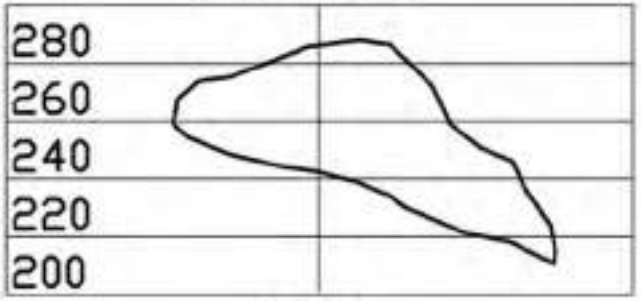
Разрез 1



Разрез 2

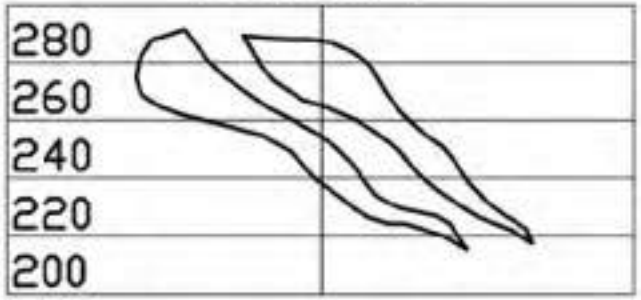


Разрез 3

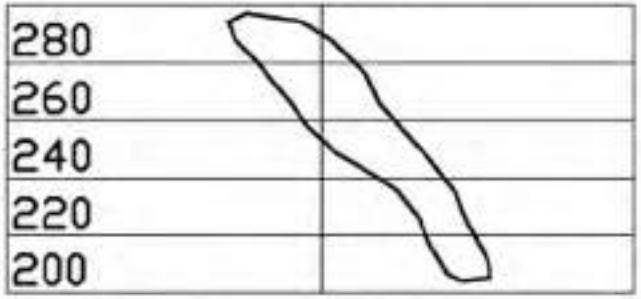


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



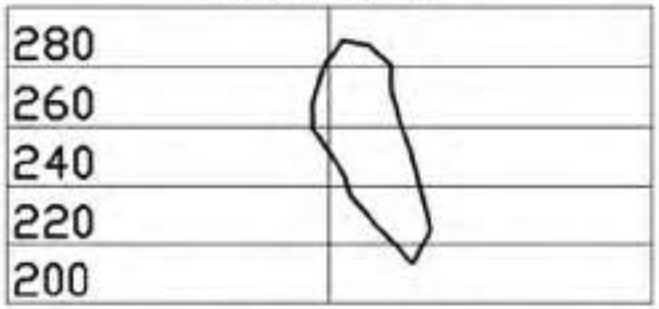
1:2000

Вариант 2

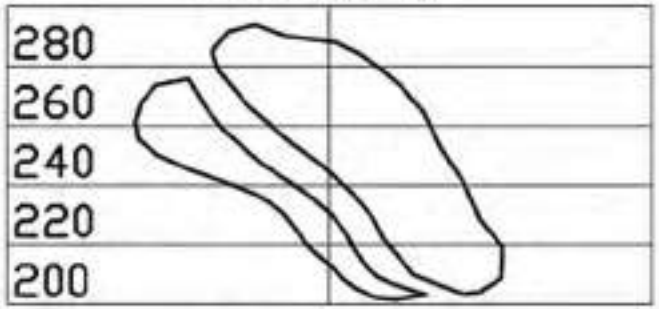
Разрез 1



Разрез 2

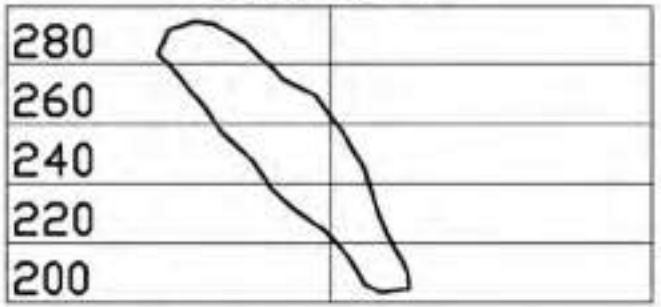


Разрез 3

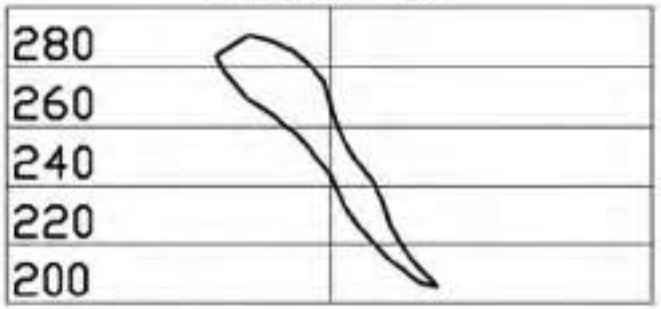


1:2000

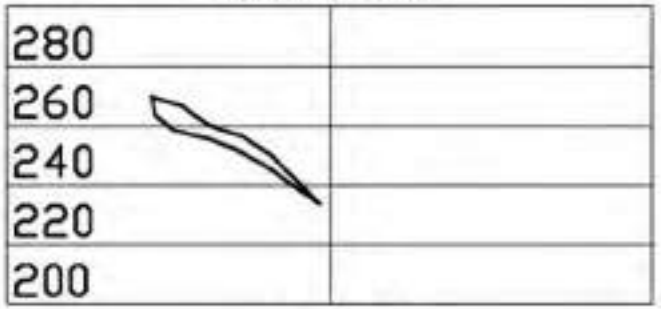
Разрез 4



Разрез 5



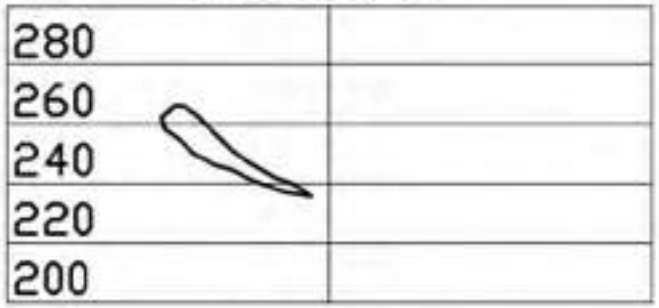
Разрез 6



1:2000

Вариант 3

Разрез 1



Разрез 2

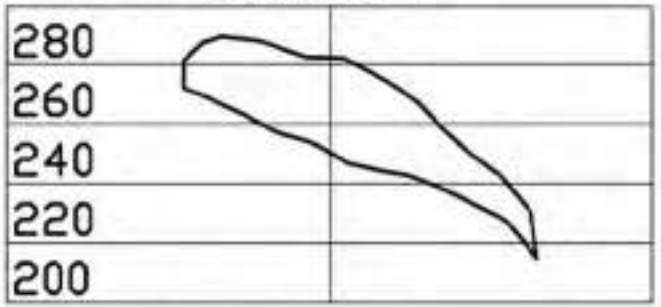


Разрез 3

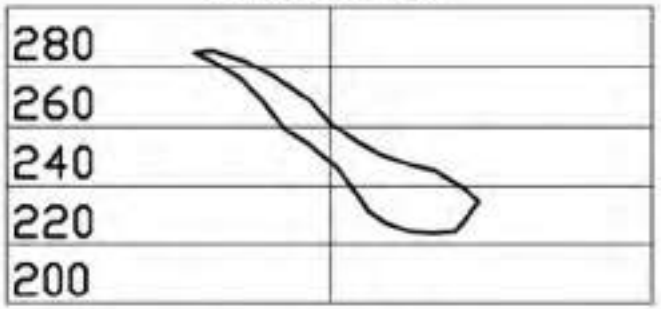


1:2000

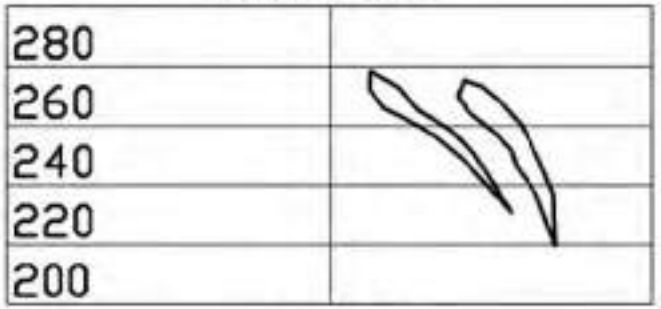
Разрез 4



Разрез 5



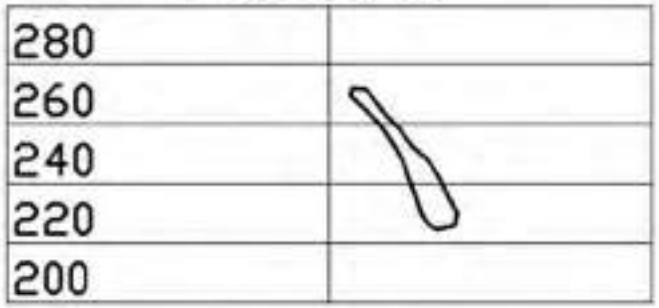
Разрез 6



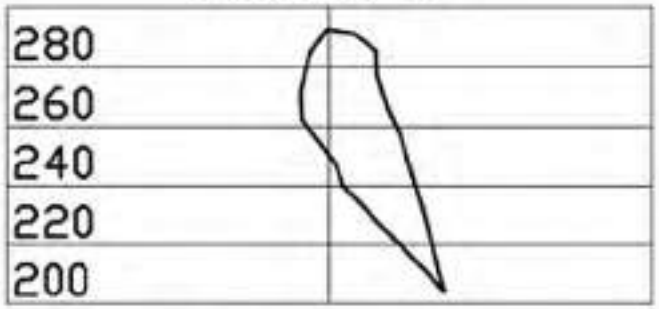
1:2000

Вариант 4

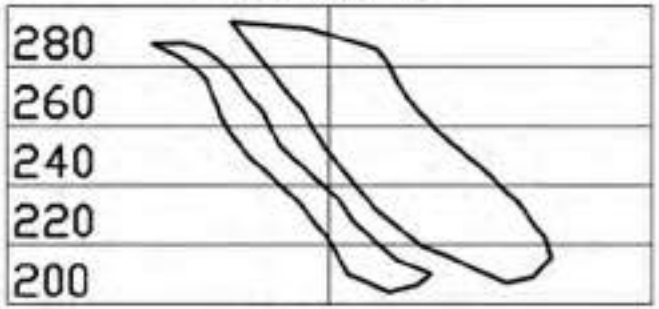
Разрез 1



Разрез 2

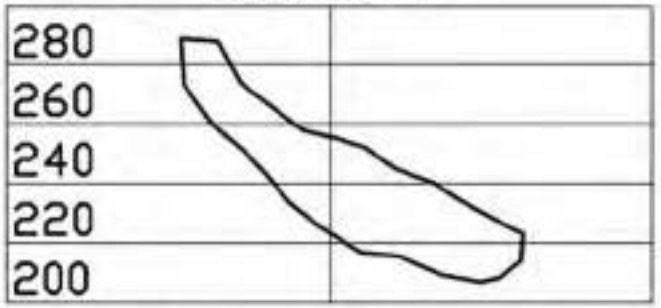


Разрез 3

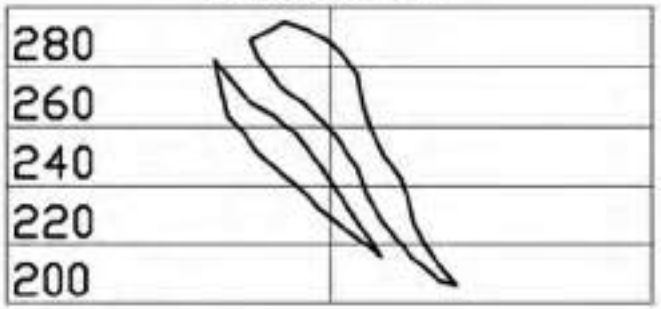


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



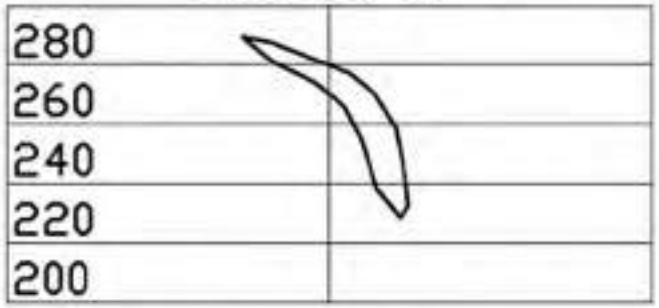
Разрез 6



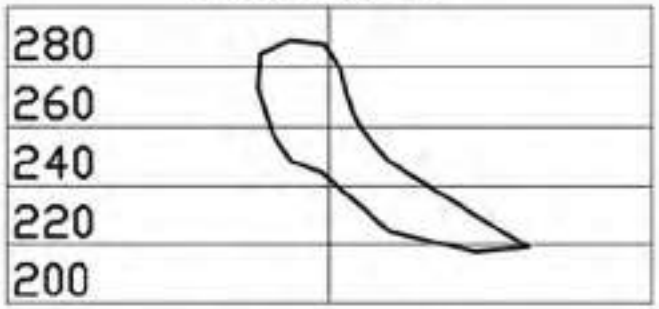
1:2000

Вариант 5

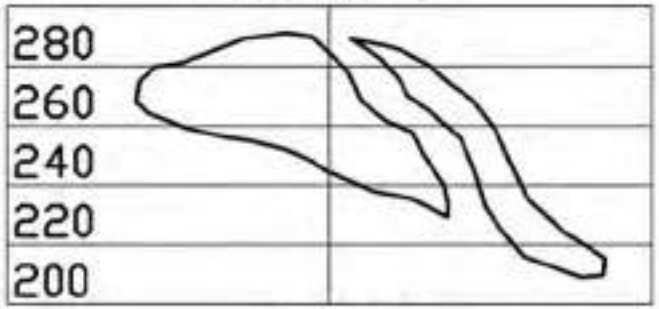
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

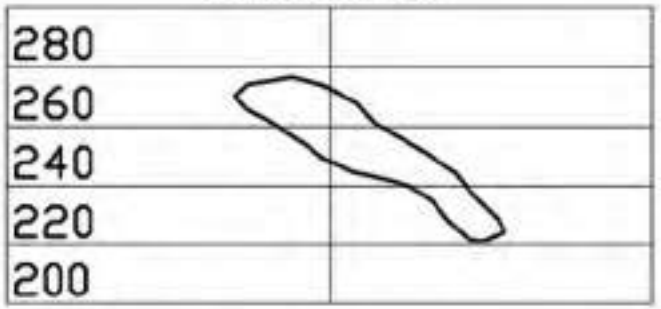


1:2000

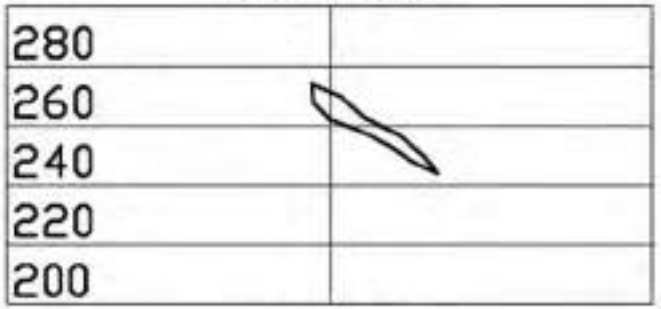
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



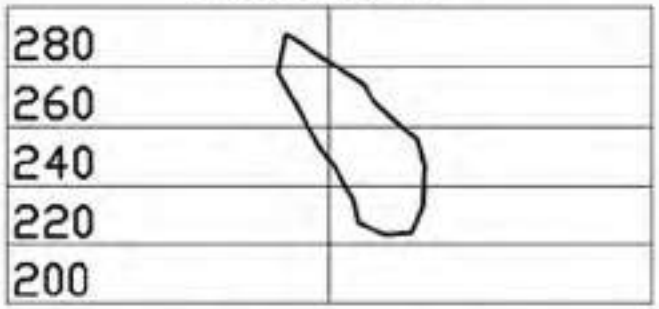
1:2000

Вариант 6

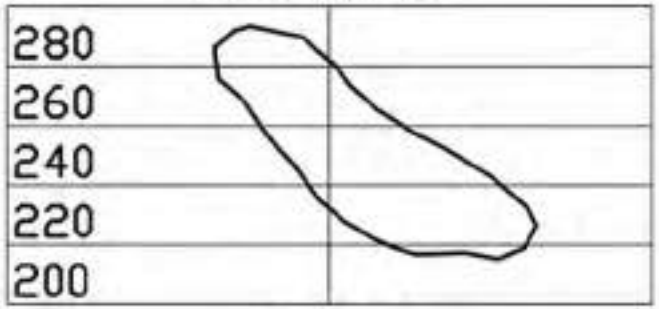
Разрез 1



Разрез 2

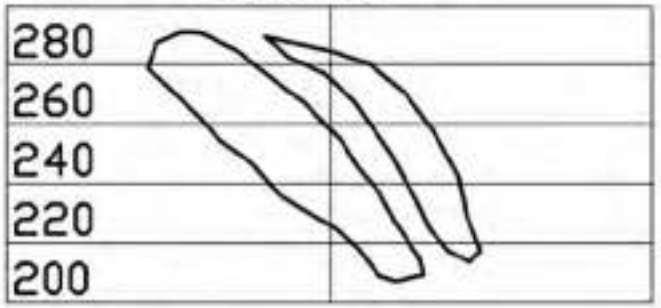


Разрез 3

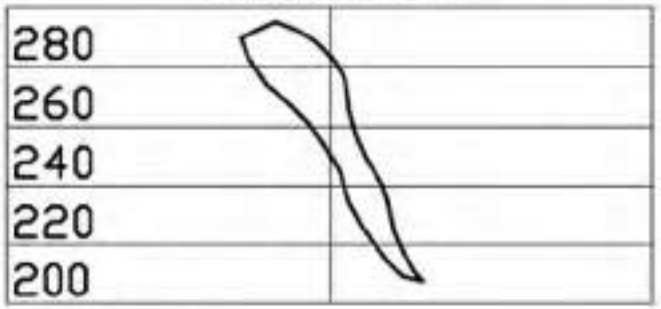


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



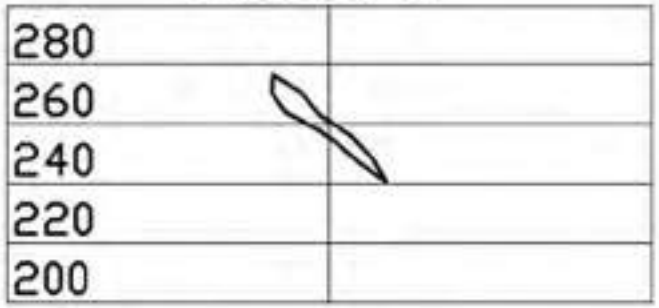
Разрез 6



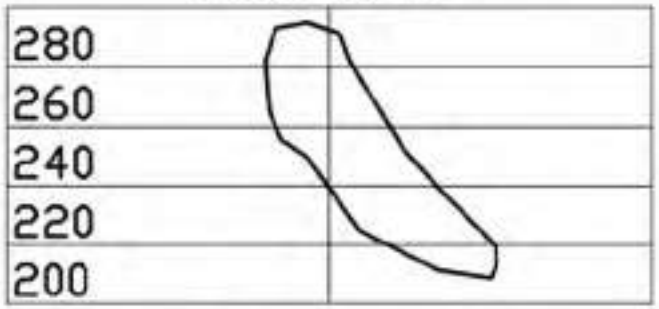
1:2000

Вариант 7

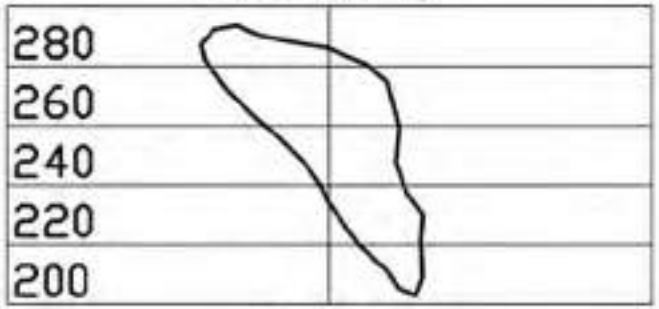
Разрез 1



Разрез 2

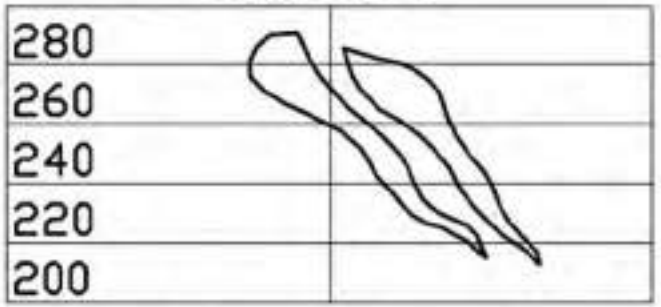


Разрез 3

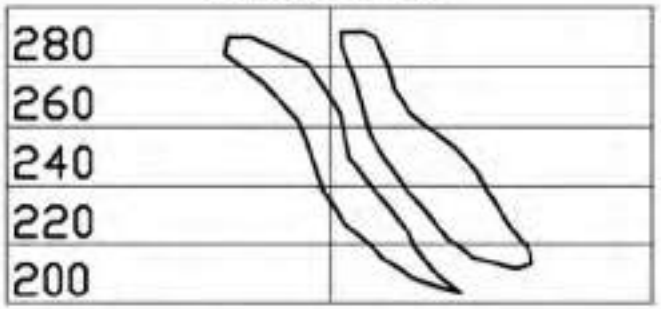


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

Вариант 8

Разрез 1



Разрез 2

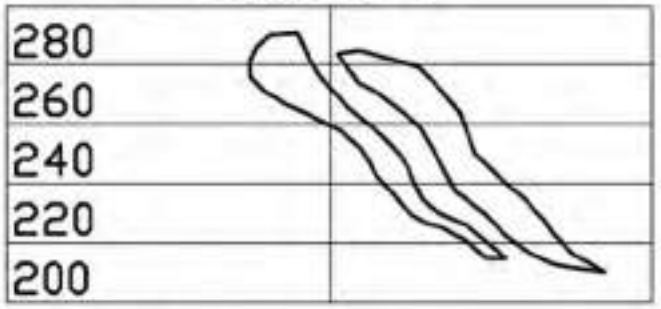


Разрез 3

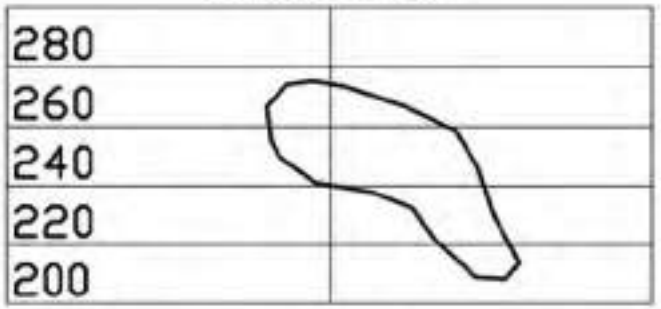


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



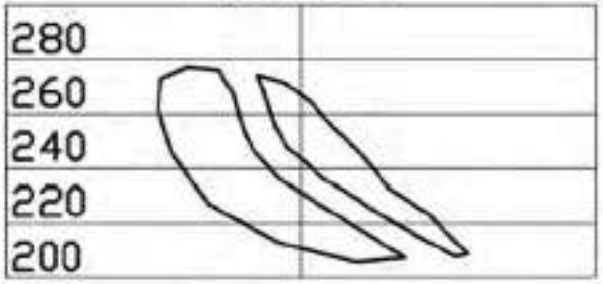
1:2000

Вариант 9

Разрез 1



Разрез 2

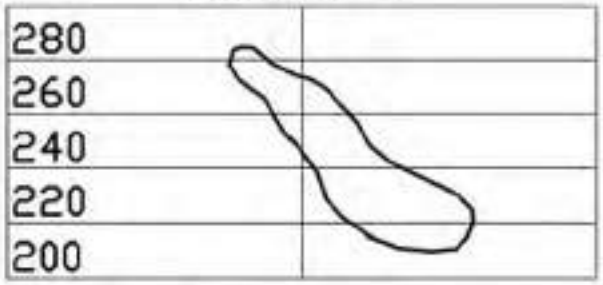


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



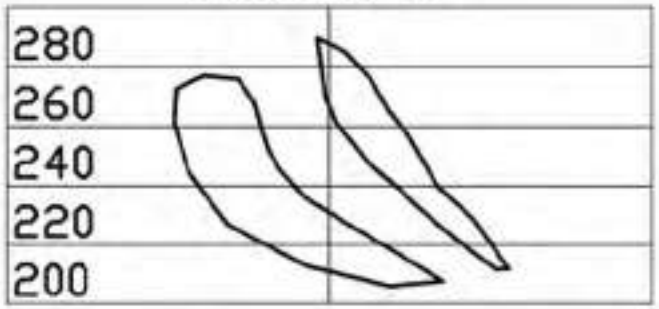
1:2000

Вариант 10

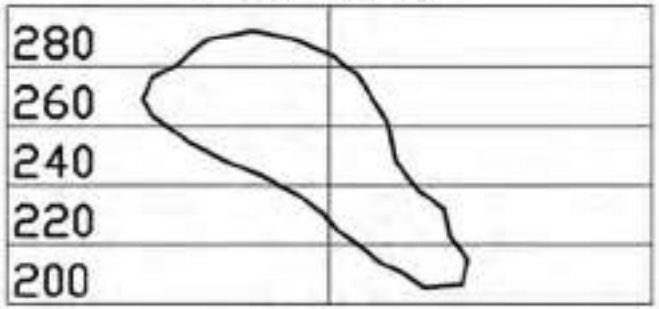
Разрез 1



Разрез 2

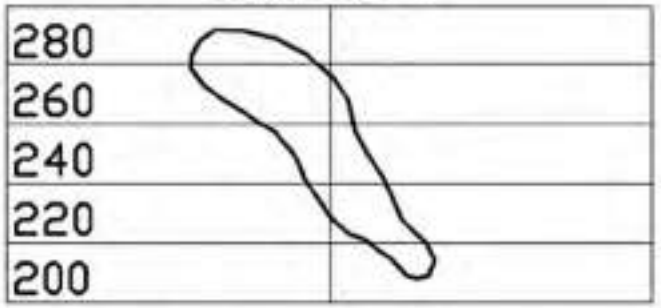


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

Вариант 11

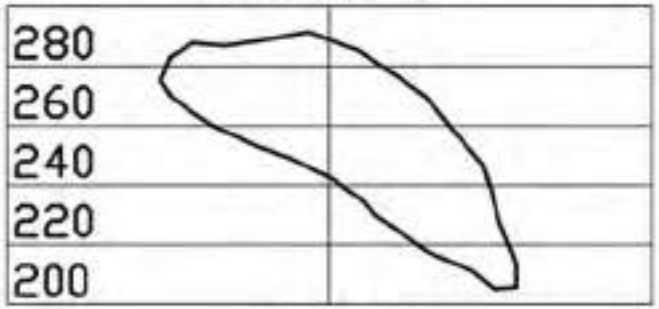
Разрез 1



Разрез 2

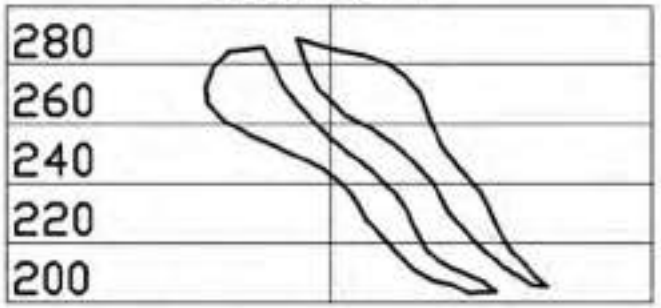


Разрез 3

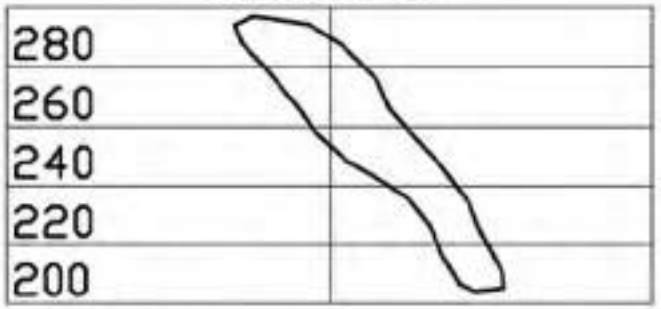


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



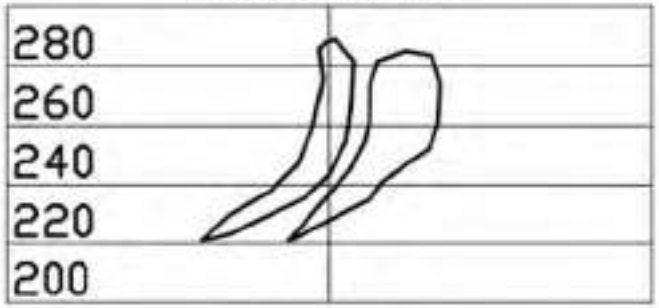
1:2000

Вариант 21

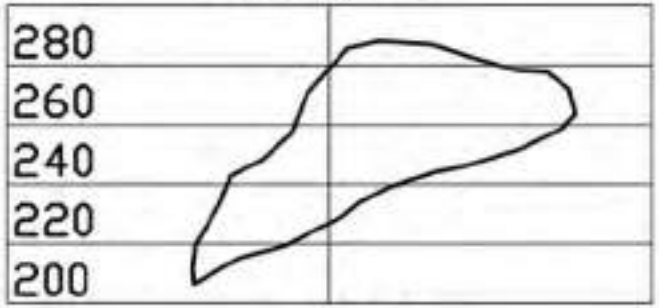
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

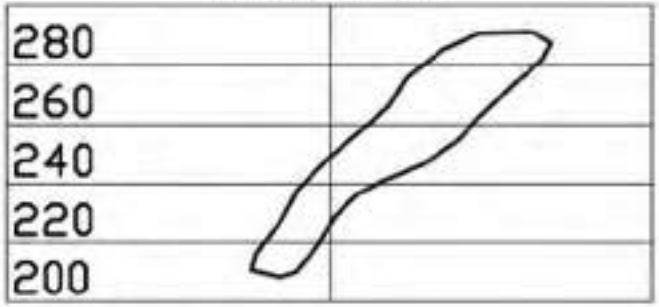


1:2000

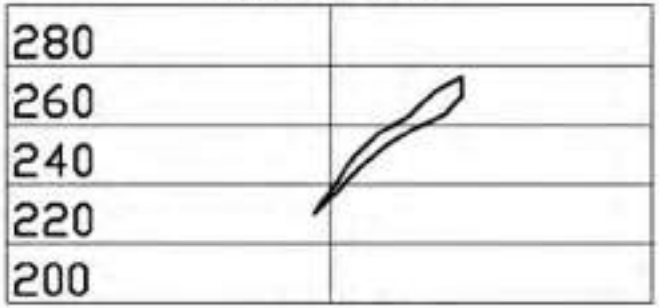
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



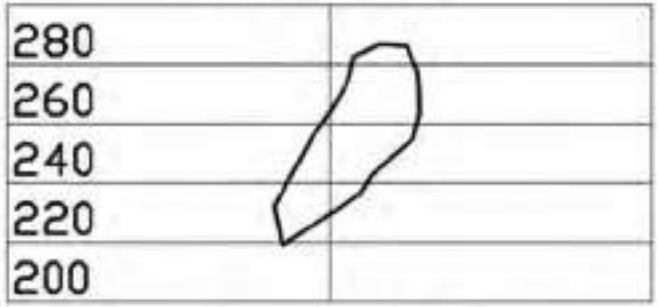
1:2000

Вариант 22

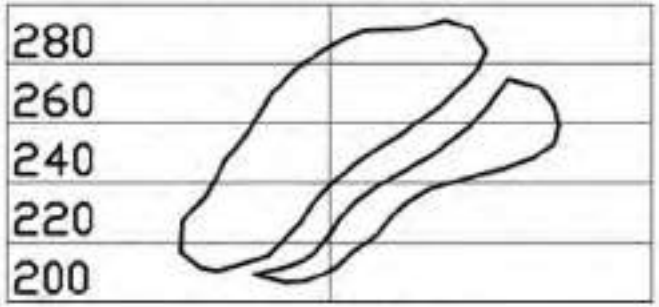
Разрез 1



Разрез 2

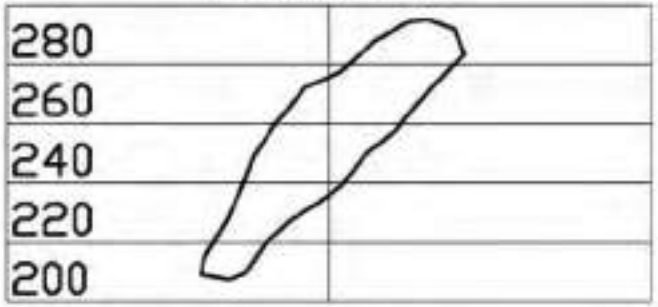


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ И САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Специальность
21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ **3**

1. СОЗДАНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ КОПИИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЕЗОВ **5**

1.1. Сканирование 5
1.2. Векторизация (ручной способ – обвод ломаными линиями по растру) 5

2. ПОДГОТОВКА ОБЪЕМНОГО КАРКАСА ДЛЯ МОДЕЛИ ЗАЛЕЖИ **8**

2.1. Масштабирование чертежа (приведение к масштабу 1:1000) 8
2.2. Создание каркаса для модели залежи 9

3. МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ **14**

3.1.Общие сведения 14
3.2. Создание моделей рудных блоков 14

4. ПОЛУЧЕНИЕ ПОГОРИЗОНТНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПЛАНОВ **17**

4.1. Объединение рудных блоков в единое рудное тело 17
4.2. Создание слоевой структуры модели 17
4.3. Создание погоризонтных планов по месторождению (горизонтальных сечений модели) 18

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА **21**

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА **25**

7. КОРРЕКТИРОВКА ГРАНИЦ КАРЬЕРА (СДВАИВАНИЕ УСТУПОВ) **29**

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА НА МОМЕНТ ПОЛНОГО РАЗВИТИЯ РАБОТ **34**

9. НАНЕСЕНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА НА ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРЕЗЫ **37**

10. СОЗДАНИЕ МОДЕЛИ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ **40**

11. СОЗДАНИЕ КАРТЫ ИЗОЛИНИЙ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ **44**

12. СОВМЕЩЕНИЕ 2D–МОДЕЛИ КАРЬЕРА С ТОПООСНОВОЙ УЧАСТКА **46**

13. ОТЧЕТНОСТЬ ПО РАБОТЕ **47**

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....ОШИБКА! ЗАКЛАДКА НЕ ОПРЕДЕЛЕНА.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Цель практических и самостоятельных работ

Освоить компьютерные технологические линии проектирования карьеров, основанные на применении стандартных и специализированных программных средств.

Используемые программные средства

AutoCAD , Microsoft Excel.

Описание этапов

На всех этапах работы (исключая 1-й этап) производится подсчет объемов руды и вскрыши в контурах карьера и его этапов различными способами. Расчеты производятся в программном пакете EXCEL.

По тексту инструкции такие блоки будут выделены как:

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ

Исходные данные

1. План расположения разведочных линий с привязочной осью координатной сетки (электронная копия) масштаб 1:2000.
2. Поперечные геологические разрезы с контурами рудных тел, высотной сеткой и положением привязочной оси координатной сетки (бумажная копия, подлежит сканированию и векторизации) масштаб 1:2000.

Отчетность по выполненной работе

Включает в себя набор файлов – чертежей AutoCAD (файлы .DWG) и расчетных таблиц EXCEL (файлы .XLS). Отчетность в электронном виде предоставляется в процессе прохождения контрольных точек, которыми завершается каждый этап работы.

Успешное выполнение работы требует знаний AutoCAD, полученных на 1-2 курсах по дисциплине «Информатика. ч.II. Компьютерная графика». Для студентов, не получивших данных знаний (техникум III курс), работа потребует самостоятельного изучения основ работы в AutoCAD в рамках данной дисциплины.

Все команды, рекомендуемые данной инструкцией, приведены к выполнению через Верхнее Меню (далее ВМ), однако могут быть выполнены с использованием Панелей инструментов (самостоятельно, при соответствующих знаниях).

Команды, которые можно быстрее выполнить через Панель Инструментов, обозначены значком ☺.

Принятые в методических указаниях сокращения:
– **ВМ** – верхнее меню AutoCAD;
– **ЛКМ** – левая кнопка мыши;
– **ПКМ** – правая кнопка мыши;
– **ПСК** – пользовательская система координат;
– **МСК** – мировая система координат.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

1. СОЗДАНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ КОПИИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЕЗОВ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию изготовления электронной копии чертежа путем его сканирования и векторизации.

Исходные данные

Чертеж поперечных геологических разрезов с контурами рудных тел, высотной сеткой и положением привязочной оси координатной сетки масштаба 1:2000.

1.1. Сканирование

Рекомендуемые параметры растрового файла:

– формат TIF (при этом формате соблюдается масштаб оригинала и растра 1=1);

– режим сканирования (Scan Mode) – черно-белый (Line Art, Mono) или оттенки серого (Gray);

– разрешение (Resolution) 100-200 dpi.

Имя растрового файла после сканирования рекомендуется сохранять, как **в№.tif.** где № - номер варианта задания (примеры: в4.tif ил в12.tif).

1.2. Векторизация (ручной способ – обвод ломаными линиями по растру)

1.2.1. Считывание растрового файла в ACAD (ВМ – Вставка – Вхождение растрового изображения).

В соответствующих окнах выбирается растровый файл, указывается **масштаб, равный 1 (только для формата .TIF)**, и точка вставки растра (при помощи ЛКМ).

1.2.2. Для последующего удобства работы с чертежом перед ручной векторизацией создается новый слой «Растр», в который помещается отсканированное изображение. Слою задается новый цвет (цвет по слою, рекомендуется «Фиолетовый»).

Новый слой создается командой ВМ – Формат – Слой – Создание слоя (или клавиши ALT+Д) – <ввод имени слоя>. Здесь же задается цвет по слою «Фиолетовый»).

Помещение растрового изображения в слой «Растр» производится путем его выделения ЛКМ за контур (или рамкой). Затем в панели инструментов «Свойства» ему назначается новый слой «Растр» (указание ЛКМ на имя слоя «Растр»). Текущий слой, т. е. слой, в котором будет вестись векторизация,

должен остаться «0». Название текущего слоя появляется в панели «Слои», расположенной под верхним меню (рис.1.1).

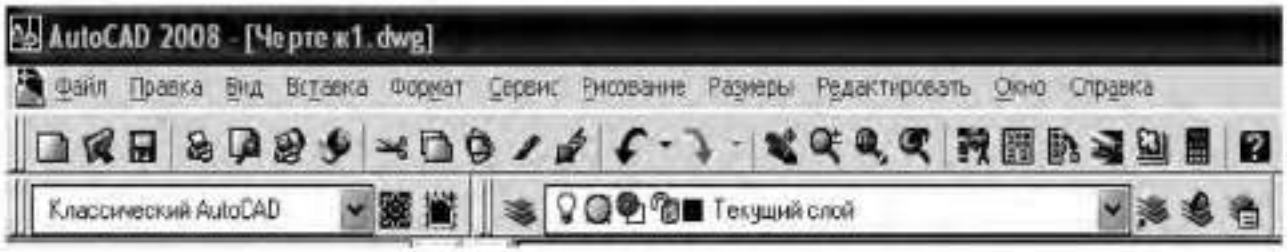


Рис.1.1. Верхнее меню AutoCAD и панель «Слои»

1.2.3. Выравнивание угловых невязок растрового чертежа.

При сканировании возникает постоянная угловая погрешность (до 2-5°) из-за неточного расположения исходного листа в сканере.

Методика выравнивания:

- Обводится любая горизонтальная линия высотной сетки (без привязки).
- Проводится та же линия, но в ОРТО-режиме (включается клавишей F8).
- Измеряется угол между проведенными линиями (точность 4 знака, устанавливается в ВМ – Формат – Размерные стили – Редактировать – Основные единицы – Десятичные градусы – Точность – 0.0000 – ОК), и растр поворачивается на измеренный угол.

1.2.4. Пренебрегая оставшейся погрешностью для остальных линий (угловая – до 0,05°, линейная – до 0,05 мм), наносится геометрически точная высотная сетка (подобие на высоту уступа с соблюдением масштаба чертежа, мм).

1.2.5. Геологические разрезы векторизуются ручным способом, т. е. обводятся полилиниями (ВМ – Рисование – Полилиния) по правилам аппроксимации и заносятся в соответствующий слой (при обведении должен быть текущим). Контуры рудных тел на разрезах должны быть замкнуты (при подходе к начальной точке необходимо осуществить процедуру замыкания ПКМ – Замкнуть).

Контрольная точка-1:
СОХРАНИТЬ ФАЙЛ как «В№-разрезы-2000.dwg» (рис.1.2)
где № - номер варианта задания

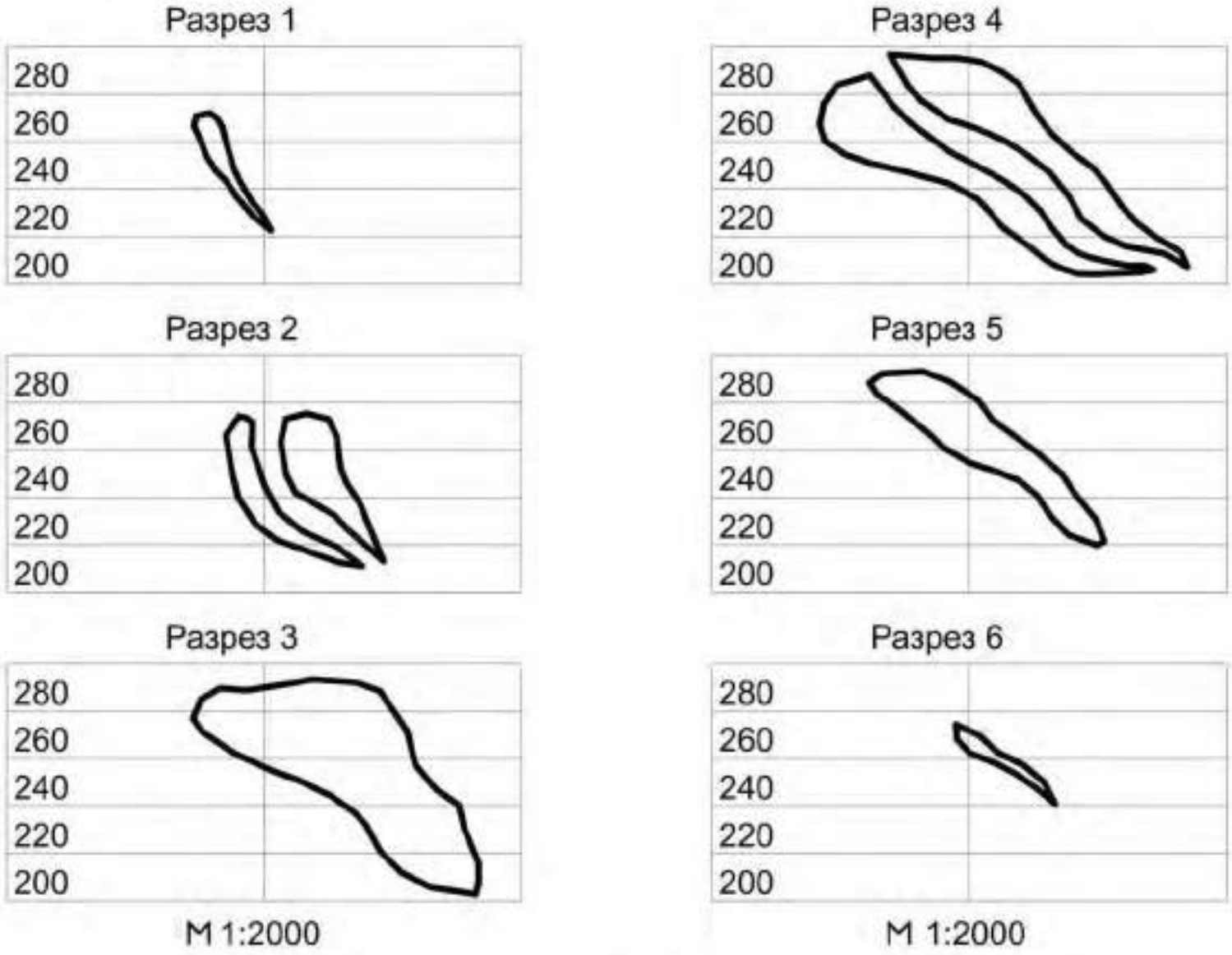


Рис. 1.2. Пример изображения в файле контрольной точки №1

2. ПОДГОТОВКА ОБЪЕМНОГО КАРКАСА ДЛЯ МОДЕЛИ ЗАЛЕЖИ

Цель выполнения этапа

Освоить способы приведения электронных чертежей к базовому масштабу и технологию построения объемного каркаса для модели залежи, основанного на вертикальных поперечных разрезах.

Исходные данные

Файлы «В№-разрезы-2000.dwg» и «План разведлиний.dwg».

2.1. Масштабирование чертежа (приведение к масштабу 1:1000)

Для корректного подсчета площадей контуров и объемов тел, масштаб чертежа/модели должен быть 1:1000 (1 ед. чертежа = 1 м, соответственно 1ед^2 = 1м^2, 1 ед^3 = 1м^3).

Разрезы векторизованы в исходном масштабе 1:2000, чертеж нужно перевести в масштаб 1:1000. План расположения разведлиний также нужно перевести из масштаба 1:2000 в масштаб 1:1000.

Для масштабирования (☺ВМ – Редактировать – Масштаб) выбираются все масштабируемые объекты на чертеже (выбор рамкой), указывается центр масштабирования (ЛКМ) и масштабный коэффициент равный 2.

Изображение при этом увеличивается в 2 раза (от масштаба 1:2000 к масштабу 1:1000).

Изображение в файле «**В№-разрезы-2000.dwg**» отмасштабировать в 2 раза и сохранить как «**В№-разрезы-1000.dwg**».

Изображение в файле «**План разведлиний.dwg**» отмасштабировать в 2 раза и сохранить как «**План разведлиний-1000.dwg**».

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-1

Объем залежи определяется как сумма объемов подсчетных блоков, заключенных между смежными разрезами. В данной работе все расчеты проводятся по формуле:

$$V = L \cdot (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2}\,/3$$

где V – объем подсчетного блока, м^3;

S_1 и S_2 – площади рудных тел на смежных разрезах, м^2;

L – расстояние по нормали между смежными разрезами, м.

Площади и длины измеряются средствами AutoCAD.

– расстояния: ВМ – Сервис – Сведения – Расстояние (с использованием привязки по нормали);

– площадь одного контура: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Объект. Значение площади появляется в командной строке внизу.

– суммарная площадь нескольких контуров: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Добавить – <ПКМ> – Объект. Значение суммарной площади появляется в командной строке внизу.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 1.1

Подсчет объемов залежи по площадям рудных тел на разрезах (метод вертикальных сечений)

Разрез 1	Разрез 2	Площадь рудных тел на разрезе 1, м^2	Площадь рудных тел на разрезе 2, м^2	Расстояние между разрезами, м	Объем подсчетного блока, м^3
1	2	356	1813	80	79264
2	3	1813	4906	80	258703
3	4	4906	4714	80	384774
4	5	4714	1952	80	258652
5	6	1952	251	80	77412
ВСЕГО					**1058805**

Контрольная точка-2:

ФАЙЛЫ AutoCAD **«№-разрезы-1000.dwg»** **(рис.2.1а)**

«План разведлиний-1000.dwg» **(рис.2.1б)**

ФАЙЛЫ Excel **«№-объемы.xls»**

<Лист1 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ>

2.2. Создание каркаса для модели залежи

Открыть файл «**План разведлиний-1000.dwg**» и сохранить его как «**№-каркас.dwg**».

Принцип создания каркаса заключается в установке разрезов в их истинное положение в пространстве путем разворота из плоскости (*XY*) в плоскость (*YZ*) и установки высотной сетки на разрезах на ее истинную отметку (координата *Z*).

Для дальнейшей работы чертеж «**№-каркас.dwg**» необходимо развернуть в изометрической проекции (рекомендуется Юго-Восточная Изометрия: ВМ – Вид – 3D Виды – ЮВ Изометрия).

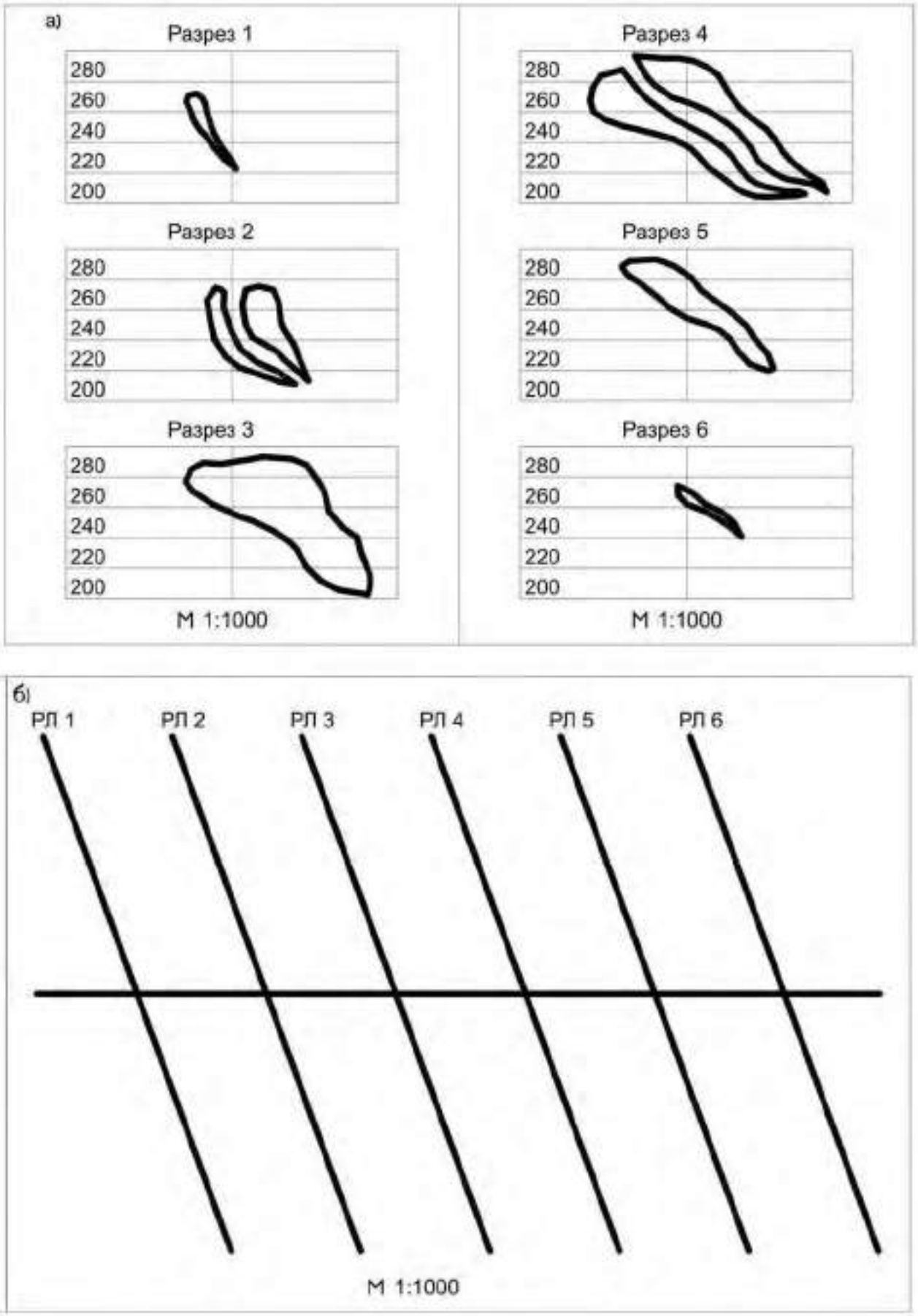


Рисунок 2.1 Пример изображения в файле контрольной точки №2

2.2.1. Установка файла «**ВМ-каркас.dwg**» на истинную высотную отметку.

Истинная высотная отметка для плана разведлиний в общем случае может быть любой, к ней должны быть привязаны разрезы по их высотной сетке. В данной работе рекомендуется установить истинную высотную отметку Z=200. При переносе разрезов в этом случае будет использоваться пересечение линии «200» их высотной сетки с координатной осью.

Установка плана разведлиний на истинную высотную отметку производится на вектор (0,0,0) → (0,0,200) командой переноса ☺ВМ – Редактировать – Перенести – <С клавиатуры 0,0,0> – <Enter> – <С клавиатуры 0,0,200> – <Enter>. При этом изображение поднимается вверх по оси (Z) на 200 м. После переноса рекомендуется проверить высотные отметки узловых точек чертежа, которые должны быть Z=200 (☺ВМ – Сервис – Сведения – Координаты).

2.2.2. Подготовка для установки Пользовательской Системы Координат (ПСК)

В чертеже файла «**ВМ-каркас.dwg**» проводится отрезок произвольной длины (50 ед.) в направлении оси (Z) для последующей ориентации Пользовательской Системы Координат (далее ПСК).

Отрезок проводится по 2 точкам:

1-я – ЛКМ по привязке в пересечении РЛ 1 с осью координат.

2-я – с клавиатуры в относительной системе координат как @ 0,0,50 (т. е. 50 ед. вверх от 1-й точки).

Отрезок должен пройти вертикально вверх (по оси Z).

2.2.3. Установка ПСК на плане разведлиний для последующего нанесения разрезов.

ПСК для разреза должна пройти через разведлинию и вертикальный отрезок от пересечения разведлинии с координатной осью.

Рекомендуется установить ПСК по трем точкам (ВМ – Сервис – Новая ПСК – 3 Точки):

1-я – на разведлинии, ниже (южнее) пересечения ее с осью координат.

2-я – на пересечении разведлинии, оси координат и вертикального отрезка.

3-я – на вертикальном отрезке выше 2-й точки.

После установки ПСК маркер системы координат переместится в новое положение.

2.2.4. Установка разрезов на план разведлиний – формирование объемного каркаса.

Установка производится из файла «**ВМ-Разрезы-1000.dwg**» (Мировая Система Координат – МСК) в файл «**ВМ-каркас.dwg**» (предварительно установлена ПСК). При установке должны быть открыты оба файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Технология формирования объемного каркаса:

а) **в файле «№-Разрезы-1000.dwg»** скопировать с базовой точкой изображение разреза № 1 в буфер обмена (ВМ – Правка – Копировать с базовой точкой). Сначала указывается базовая точка – пересечение линии «200» высотной сетки с осью координат. Затем выбираются копируемые объекты – контуры рудных тел и координатная ось;

б) переключиться в файл **«№-каркас.dwg»** с подготовленной ПСК;

в) вставить изображение из буфера обмена (ВМ – Правка – Вставить), указав в качестве точки вставки пересечение разведлинии № 1 с осью координат.

Повторить действия п.п. а, б, в для остальных разрезов.

Вернуть переустановленную ПСК в начальное положение – МСК (ВМ Сервис Новая ПСК МСК).

В результате сформируется файл с объемным каркасом залежи.

Контрольная точка-3:
ФАЙЛ AutoCAD «№-каркас.dwg» (рис.2.2).

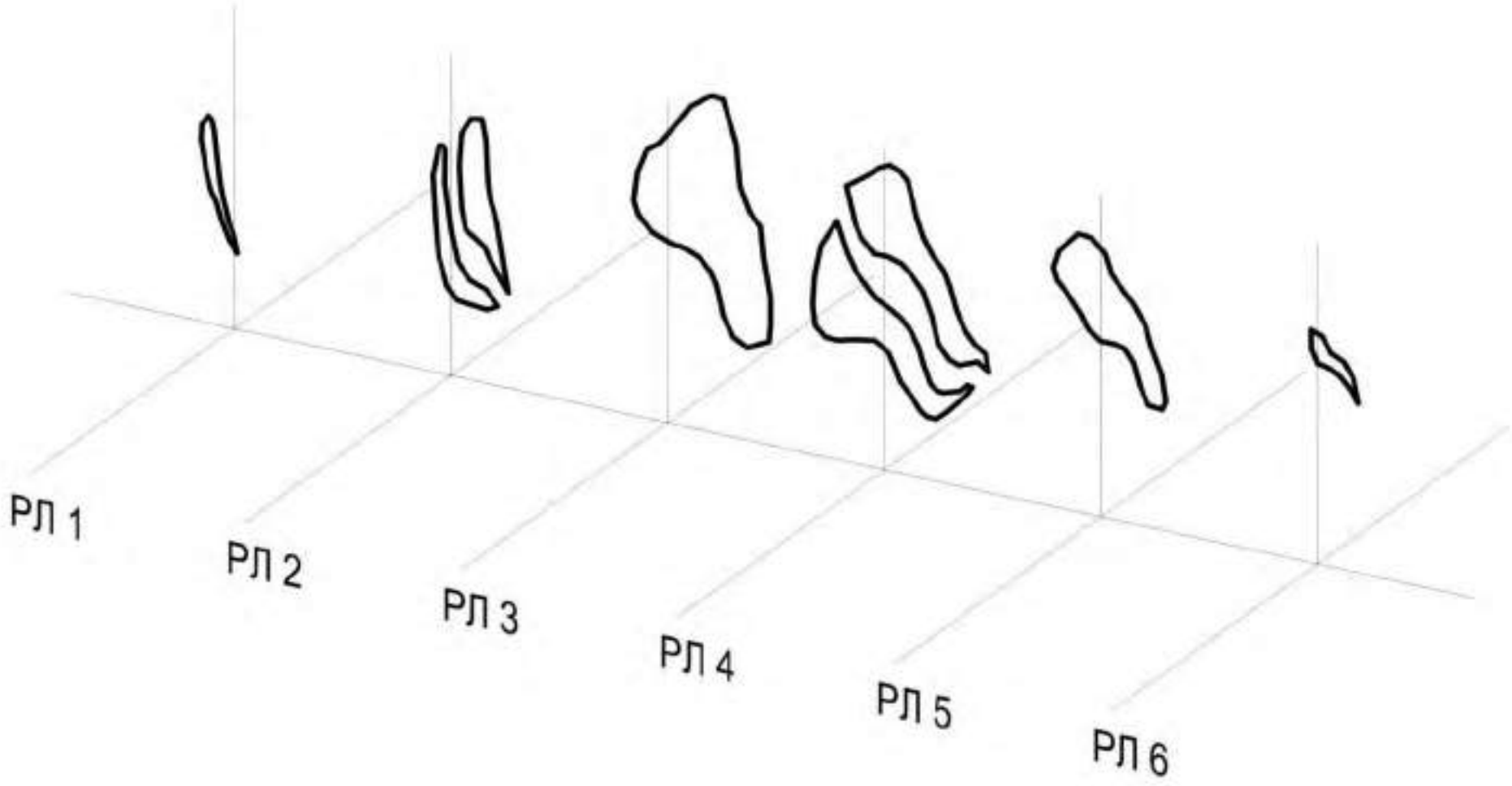


Рис. 2.2. Пример изображения в файле контрольной точки-3

3. МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа:

Освоить технологию моделирования месторождения путем создания рудных блоков как SOLID-объектов в среде AutoCAD.

Исходные данные:

Файл «В№-каркас.dwg».

3.1.Общие сведения

Моделирование месторождения заключается в создании рудных блоков, заключенных между смежными разведлиниями. Форма рудных тел на сечениях – произвольная, поэтому сам блок также будет иметь неправильную форму. Одним из средств моделирования неправильных геометрических объектов в AutoCAD является процедура LOFT (моделирование объекта по сечениям), создающая «сплошное» тело (или SOLID-объект) путем формирования сплайн-переходов между двумя смежными профилями.

SOLID-объект, полученный через процедуру LOFT, может являться базовым для создания дочернего SOLID-объекта, таким образом, возможно моделирование «разветвляющихся» в пространстве рудных блоков. Создание SOLID-объекта предусматривает использование двух или более базовых профилей.

SOLID-модели рудных блоков обладают свойствами «сплошных тел», т. е. имеется возможность «рассечения» объектов плоскостями (задаваемыми по трем точкам). Становится возможной генерация любых дополнительных сечений – вертикальных поперечных, вертикальных продольных, а также погоризонтных планов.

3.2. Создание моделей рудных блоков

Создать новый файл (☺ВМ – Файл – Новый – Enter), в который будут передаваться рудные блоки. Сохранить его, как **«В№-блоки.dwg».**

Создание рудного блока между смежными сечениями:

а) открыть файл «**В№-каркас.dwg**» (В п. «Окно» должно быть открыто 2 файла);

б) команда (ВМ – Рисование – Моделирование – По сечениям);

в) указываются 2 сечения на смежных разведлиниях. После указания 2-го сечения нажать 2 раза ПКМ: появится выпадающее меню, в котором необходимо указать «Только поперечные сечения»;

г) в появившемся окне «Настройка лофтинга» выбрать из раздела «Управление поверхностью на поперечных сечениях» функцию «Гладкая» <ОК> – блок будет построен;

д) с построенным блоком невозможно дальнейшее моделирование следующего рудного блока, поэтому получившийся блок необходимо скопировать в буфер обмена (☺ ВМ – Правка – Копировать);

е) переключиться в новый созданный файл «В№-блоки.dwg» (ВМ – Окно) и вставить в него в исходных координатах изображение блока, содержащееся в буфере обмена (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами). При отсутствии изображения блока на экране использовать команду показа на экране всего содержимого чертежа ВМ – Вид – Зумирование – Границы.

ж) измененный файл «В№-каркас.dwg» закрывается **БЕЗ СОХРАНЕНИЯ !!!**, либо в нем отменяются два последних действия до момента, когда на экране останутся только сечения (без рудного блока);

Для создания рудных блоков между следующими смежными профилями выполнить последовательно действия пунктов а … ж.

В случае «лофтинга» между поперечными сечениями, на которых изображено 2 рудных тела, необходимо сначала выполнить пункты а … ж для одного рудного тела, затем проделать то же самое для второго.

В блоках с двумя рудными телами, которые пересекаются между собой, необходимо выполнить их объединение: ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание двух рудных блоков ЛКМ или рамкой> – <ПКМ или Enter>.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-2

Объем залежи определяется прямым измерением объема блоков, заключенных между смежными разрезами.

Определить объем блока ВМ – Сервис – Сведения – Геометрия и масса – <Выбор блока, ПКМ>. Занести объем блока в дополнительную колонку таблицы 1, оценить погрешность (%) при вычислении объемов по формуле и прямым измерением.

Контрольная точка-4:
ФАЙЛ в AutoCAD «В№-блоки.dwg» (рис.3.1)
ФАЙЛ в Excel «В№-объемы.xls»
<Лист1 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ с дополнением>

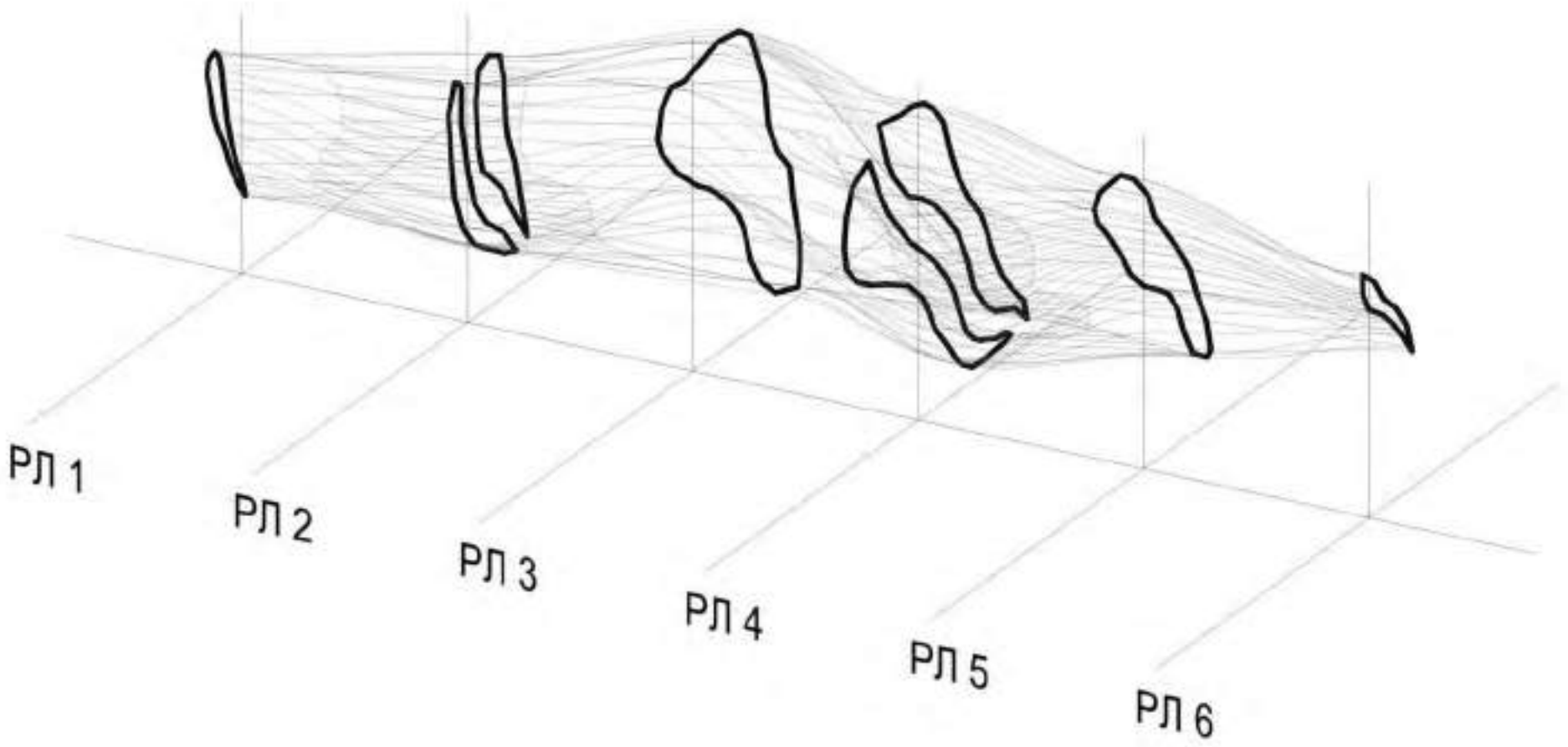


Рис.3.1. Пример изображения в файле контрольной точки-4

4. ПОЛУЧЕНИЕ ПОГОРИЗОНТНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПЛАНОВ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию генерации погоризонтных геологических планов по месторождению на основе его объемной модели.

Исходные данные

Файл «В№-блоки.dwg».

В AutoCAD открыть файл «**В№-блоки.dwg**», сохранить его как «**В№-геопланы.dwg**».

Каждый погоризонтный план, являющийся горизонтальным сечением модели месторождения по соответствующей высотной отметке, должен находиться в своем слое.

4.1. Объединение рудных блоков в единое рудное тело

Горизонтальные сечения создаются для месторождения в целом, поэтому рудные блоки объединяются в единое рудное тело командой ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание всех рудных блоков ЛКМ или рамкой> – <ПКМ или Enter>.

4.2. Создание слоевой структуры модели

Количество и имена слоев в файле «**В№-геопланы.dwg**» должны соответствовать эксплуатационным горизонтам.

Высота уступа при отработке 10 м. Отметка нижнего горизонта 200 м. Отметка верхнего горизонта 290 м. Условная отметка поверхности 300 м.

Слоевая структура создается командой ВМ – Формат – Слой – Создать слой или Alt+Д – <Ввод имени слоя>.

Имена слоев задаются как отметки горизонтов: 200, 210, 220, 230, 240, 250, 260, 270, 280, 290.

Также должны быть созданы слои «Рудное тело» и «Разведлинии» для размещения в них, соответственно, рудного тела и разведочных линий с координатной осью.

После создания слоевой структуры файла, ее рекомендуется проверить через меню «Слои» панели инструментов «Свойства».

Для визуального контроля правильного получения сечений необходимо, чтобы рассекаемый объект (SOLID-модель) и сечение имели разные цвета. Рекомендуется SOLID-модели месторождения назначить новый цвет (Фиолетовый). Для этого модель рудного тела помечается (возможна пометка рамкой), и в панели инструментов «Свойства» ей назначается новый цвет «Фиолетовый» и новый слой «Рудное тело».

Перенос разведлиний и координатной оси: открыть файл **«План разведлиний-1000.dwg»**, скопировать в буфер обмена разведлинии с их подписями и координатную ось (ВМ – Правка – Копировать). Переключиться в файл «**В№-геопланы.dwg**» (ВМ – Окно). Вставить содержимое буфера обмена в исходных координатах (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами).

Вставленные объекты помечаются ЛКМ, и в панели инструментов «Свойства» им назначается новый слой «Разведлинии».

4.3. Создание погоризонтных планов по месторождению (горизонтальных сечений модели)

Сечение по модели формируется в текущем слое, поэтому перед началом создания сечения, необходимо произвести установку текущего слоя.

Технология построения сечения рудного тела по горизонту:

а) план (сечение) на горизонте 200 м. Установка текущего слоя «200» ☺ ВМ – Формат – Слой <Указание слоя «200»> – 2 раза кликнуть по имени выбранного слоя так, чтобы возле его имени появилась зеленая галочка, подтверждающая, что выбранный слой стал текущим – ОК;

б) построение сечения по горизонту

В командной строке внизу экрана набрать команду Сечение <Выбор рассекаемых объектов, ПКМ> – < ПКМ, указание плоскости XY > – <Ввод в командной строке координаты точки на плоскости рассечения 0,0,200>.

В ряде вариантов рудное тело не пересекает горизонт +200 м, поэтому сечение может быть не получено, что не является ошибкой. В этом случае следует перейти к вышележащему горизонту.

Для построения сечений на гор.210 м – 290 м выполнить пункты а … б для каждого горизонта.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-3

Объем залежи определяется как сумма погоризонтных объемов, определяемых по формуле:

$$V = H \cdot (S_1 + S_2) / 2,$$

где V – погоризонтный объем, м^3;

S_1 и S_2 – площади рудных тел на смежных горизонтах, м^2;

H – высота уступа, м.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 4.1

Подсчет объемов залежи по площадям рудных тел
на геологических планах (метод горизонтальных сечений)

Отм гор.	Площадь рудных тел по низу, м^2	Площадь рудных тел по верху, м^2	Высота уступа, м	Объем, м^3
290	7973	0	7	27906
280	16060	7973	10	120165
270	20528	16060	10	182940
260	19971	20528	10	202495
250	16880	19971	10	184255
240	13882	16880	10	153810
230	11656	13882	10	127690
220	9452	11656	10	105540
210	5168	9452	10	73100
200	0	5168	8	20672
ВСЕГО				**1198573**

Контрольная точка-5:
ФАЙЛ AutoCAD «№-геопланы.dwg» (рис.4.1)
ФАЙЛ Excel «№-объемы.xls»
<Лист2 ОБЪЕМЫ ПО ПЛАНАМ>

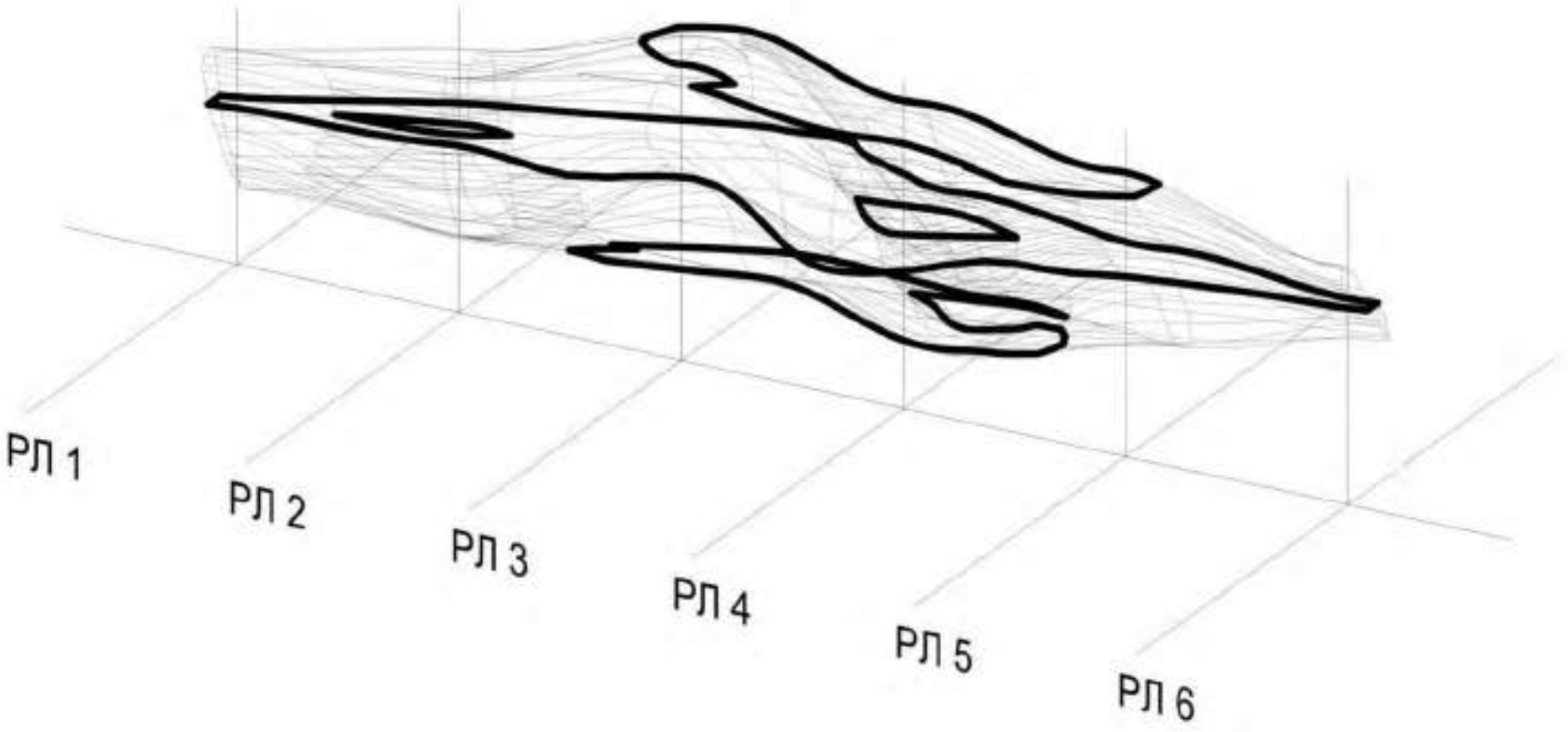


Рис.4.1. Пример изображения в файле контрольной точки-5

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного проектирования конечных контуров карьера на основе погоризонтных планов, с учетом конфигурации рудной залежи и конструкции борта карьера.

Исходные данные

Файл «В№-геопланы.dwg».

Открыть файл «**В№-геопланы.dwg**», сохранить его, как «**В№-карьер-контуры.dwg**».

Конечные контуры карьера формируются поуступно, на основе погоризонтных геологических планов с учетом конструкции погашенного борта карьера (заложение откоса уступа $Z=H_y\mathrm{ctg}(A)$ и ширина бермы очистки).

Для данной работы высота уступа H_y=10 м, заложение откоса уступа 4 м (при угле откоса уступа A=65-70^0), ширина бермы очистки 6 м.

Формирование борта идет поуступно, начиная с нижнего горизонта, путем оконтуривания рудного тела на горизонте.

Критерии оконтуривания:

- положение нижней бровки проходит по контуру рудного тела, с учетом обеспечения подъезда в торцевые части залежи;
- ширина дна карьера должна обеспечивать разворот автосамосвалов при установке под погрузку (не менее 25-30 м);
- при небольшой мощности залежи (особенно при ее выклинивании в торцевых частях) разрешается оставлять участки дна карьера шириной 15-20 м при условии движения в них самосвалов задним ходом не более 30 м.

Технология отстройки борта карьера в предельном положении:

а) все слои, кроме слоя «0», выключаются. Включается слой с нижним контуром рудного тела (слой «200») при текущем слое «0»;

б) полилинией оконтуривается висячий бок залежи (без привязки, с минимальным числом вершин, максимально приближенный к границе рудного тела) – получается контур нижней бровки по висячему боку;

в) на ширину разворотной площадки (25 м или 30 м) отстраивается подобная линия, от проведенной в пункте б), – получается контур нижней бровки по лежачему боку ☺ВМ – Редактирование – Подобие – <С клавиатуры указывается ширина смещения 25 или 30> – <Указывается исходный контур – проведенный по висячему боку> – <Указывается точка на желаемой стороне смещения>;

г) в случае выхода рудного тела за контур нижней бровки по лежачему боку, этот контур подвигается (маркерами) за контур рудного тела до полного его охвата;

д) отстраиваются полилинии в торцах залежи, все участки контуров нижней бровки «сшиваются» в единую замкнутую полилинию ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

е) от замкнутого контура нижней бровки откладывается верхняя бровка на смещение, равное заложению откоса уступа (4 м), а от нее – нижняя бровка вышележащего горизонта – на смещение, равное ширине бермы очистки (6 м);

ж) включается слой с контуром рудного тела на вышележащем горизонте и для него снова выполняются пункты г…ж. Слой с оконтуренным рудным телом можно выключить.

После выполнения цикла операций по пунктам г)…ж) для всех горизонтов – конечный контур карьера будет отстроен

Слоевая структура файла дополняется группой новых слоев для размещения в них контуров уступов. ВМ – Формат – Слой – Создать слой или Alt+Д – <Ввод имени слоя>. Имена слоев задаются как: гор 210, гор 220 … гор 290.

Занесение контуров в соответствующий слой - объекты помечаются, и в панели инструментов «Свойства» им назначается новый слой.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-4

Объем карьерного пространства определяется, как сумма погоризонтных объемов, определяемых по формуле:

$$V = H \cdot (S_1 + S_2) / 2,$$

где V – погоризонтный объем, м^3;
S_1 и S_2 – площади горизонта по нижней и верхней бровке, м^2;
H – высота уступа, м.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 5.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (без учета вскрытия)

Отм гор	Площадь по нижней бровке, м^2	Площадь по верхней бровке, м^2	Высота уступа, м	Объем горной массы м^3	Объем руды *), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэф-ит вскрыши, м^3/м^3
290	95463	100787	10	981250	27906	953344	34,16
280	82638	87685	10	851615	120165	731450	6,09
270	70281	75060	10	726705	182940	543765	2,97
260	58242	62773	10	605075	202495	402580	1,99
250	44738	48995	10	468665	184255	284410	1,54
240	32980	36741	10	348605	153810	194795	1,27
230	23502	26894	10	251980	127690	124290	0,97
220	14640	17305	10	159725	105540	54185	0,51
210	6844	8611	10	77275	73100	4175	0,06
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**4491567**	**1198573**	**3292994**	**2,75**

*) Данные из таблицы 4.1

Контрольная точка-6:
ФАЙЛ AutoCAD «BN-карьер-контуры.dwg» (рис.5.1)
ФАЙЛ Excel «BN-объемы.xls»
<Лист3 ОБЪЕМЫ ПО ГОРИЗОНТАМ>

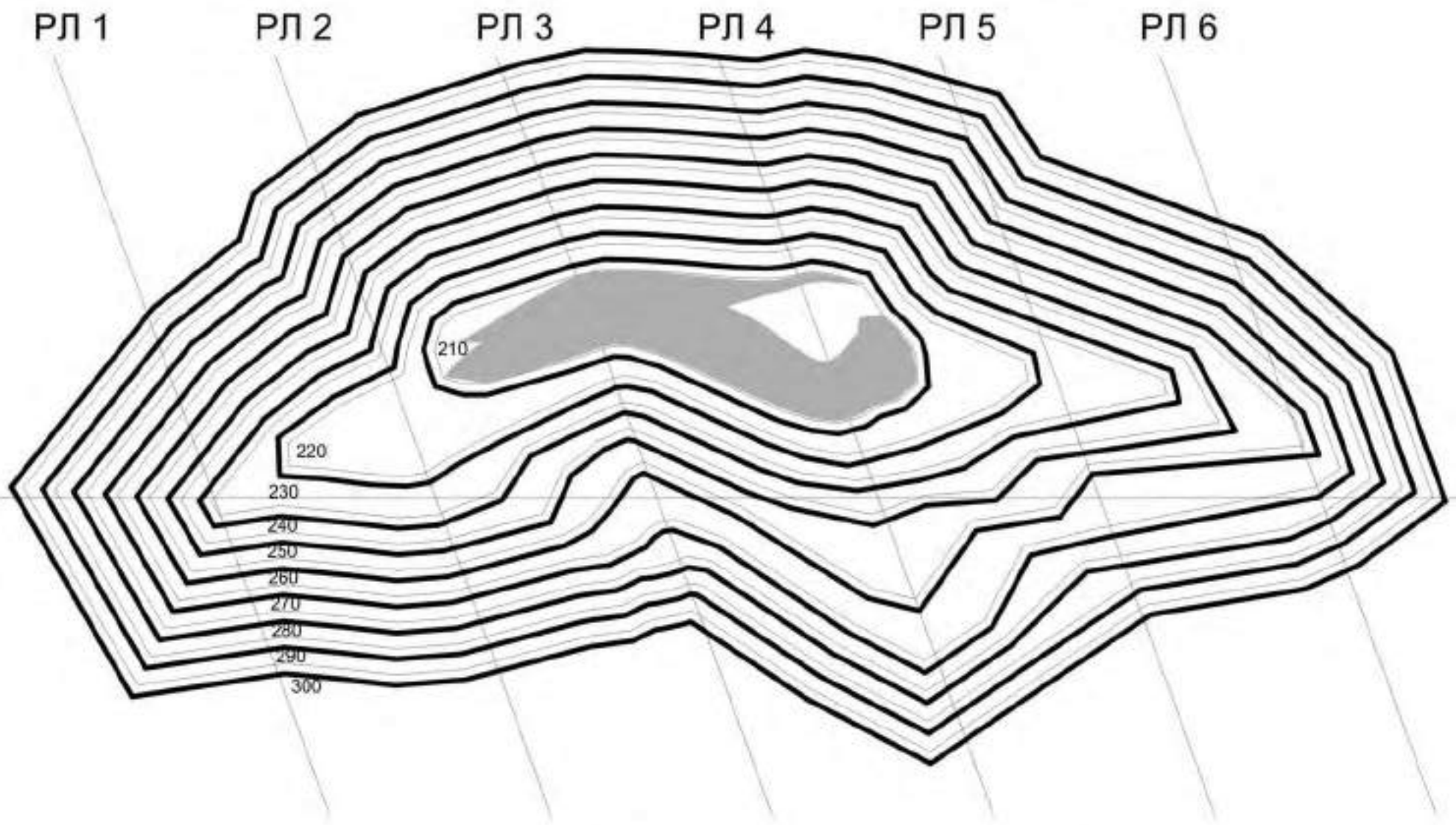


Рис.5.1. Пример изображения в файле контрольной точки-6

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА

Цель выполнения этапа:

Освоить технологию автоматизированного проектирования схемы вскрытия карьера и построения вскрывающих выработок на одном из нерабочих бортов.

Исходные данные:

Файл «В№-карьер-контуры.dwg».

Открыть файл «**В№-карьер-контуры.dwg**», сохранить его, как «**В№-карьер-вскрытие.dwg**».

Снова открыть файл «**В№-карьер-контуры.dwg**», таким образом, открыты 2 файла с межфайловым обменом через ВМ – Окно.

В данной работе вскрытие карьера производится на автотранспорт. Уклон съездов 0,080, ширина съездов – 12 м, длина съезда – 125 м (10/0,08), длина площадки примыкания – 20 … 25 м.

Критерии формирования трассы вскрывающих выработок:

- расположение трассы автосъездов - с использованием конструкции борта по лежачему боку залежи (разнос борта под вскрытие карьера – минимальный);

- число пунктов перемены направления движения на трассе – минимальное;

- разнос борта в торцах карьера – минимальный.

Построение автосъездов («врезка» съезда в уступ) производится последовательно, начиная с нижнего горизонта на вышележащие.

Перед началом построения схемы вскрытия карьера рекомендуется провести ее предварительную трассировку – наметить оси автосъездов (заданной длины), места разворотных площадок и площадок примыкания.

Начальная точка первого съезда на нижнем горизонте выбирается таким образом, чтобы обеспечить разворот самосвала при въезде на нижний горизонт, и чтобы съезд разместился полностью по длине борта без перемены направления.

Перед началом отстройки в файле **«В№-карьер-вскрытие.dwg»** удалить все контуры горизонтов, кроме нижней бровки нижнего горизонта («гор 210»).

Технология «врезки» съезда:

а) нижняя бровка копируется по вертикали (включен ОРТО-режим F8) на фиксированное расстояние (300 м). Команда ☺ВМ – Редактирование – Кприрование – <Указание контура ЛКМ> – <1 точка – любая, указание ЛКМ> – <Подвинуть «мышь» вверх или вниз> – <Набрать 300> – <Enter>;

б) на исходной нижней бровке, в точке начала съезда, делается разрыв контура как можно меньшей длины (☺ВМ – Редактирование – Разорвать – <Указание 1 точки разрыва> – <Указание 2 точки разрыва>);

в) от нижней бровки уступа оставляется ее часть, равная длине съезда, т. е. фактически нижняя бровка уступа трансформируется в верхнюю бровку съезда. Команда ☺ВМ – Редактирование – Увеличить – <Указать объект> –

<ПКМ, Всего> – <Ввод с клавиатуры длины съезда 125, Enter> – <Указание удаляемой части контура>. Проверка длины получившейся ломаной – Выбрать объект – ПКМ – Свойства – Длина (д.б. =125);

г) поворот получившейся ломаной (верхней бровки съезда) относительно начальной точки съезда (точки разрыва) на угол около 2^0 (направление поворота – в зависимости от выбранного направления съезда). ☺ВМ – Редактировать – Повернуть – <Выбор объекта> – <Указание центра поворота – начальная точка съезда> – <Ввод с клавиатуры угла поворота, Enter>;

д) по подобию на ширину съезда (12 м) от линии верхней бровки строится его нижняя бровка по команде ☺ВМ – Редактировать – Подобие –<С клавиатуры указывается ширина съезда 12> – <Указывается исходный контур – верхняя бровка съезда> – <Указывается точка на стороне смещения>. Контур съезда по его верхней и нижней бровке с торцов замыкается отрезками;

е) восстанавливаются участки уступа: верхней бровки над съездом и нижней бровки под съездом – по подобию на заложение откоса уступа (построение аналогично пункту «д»). Восстановленные участки доворачивается на угол около 2^0 (построение аналогично пункту «г»). Все нестыковки линий ликвидируются подвиганием маркеров узловых точек. Таким образом, на этот момент на экране должен быть отстроен съезд и его откосы;

ж) копия нижней бровки, полученная в п.«а» перемещается в исходное положение (на 300 м обратно, аналогично действиям п.«а», но с использованием команды ВМ – Редактировать – Перенести);

з) в перемещенном контуре нижней бровки делаются 2 разрыва в 10-12 м за пределами границ съезда (☺ВМ – Редактировать – Разорвать – <Указание 1 точки разрыва> – <указание 2 точки разрыва>). Часть контура нижней бровки, лежащая в пределах съезда, удаляется. Участки нижней бровки уступа и откосов съезда стыкуются подвиганием маркеров с привязкой по конечным точкам (при этом должен быть обеспечен радиус поворота автосамосвала);

и) верхняя бровка отстраивается по подобию от нижней бровки на заложение откоса уступа (аналогично пункту «е»). Нестыковки линий ликвидируются подвиганием маркеров узловых точек;

к) производится «сшивка» всех сегментов нижней и верхней бровки уступа в единый замкнутый контур. Верхняя и нижняя бровки съезда не входят в присоединяемые сегменты. Команда ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

л) по подобию на ширину бермы очистки (6 м) строится нижняя бровка вышележащего уступа;

м) из файла **«В№-карьер-контуры.dwg»** копируется в буфер обмена нижняя бровка вышележащего уступа (ВМ – Правка – Копировать) и вставляется в исходных координатах в файл **«В№-карьер-вскрытие.dwg»** (ВМ – Правка – Вставить с исходными координатами);

н) из двух полученных вариантов нижней бровки (по пунктам «л» и «м») формируется новый контур нижней бровки, проходящий по внешней границе двух вариантов бровок. Для объединения 2 контуров в один они предварительно переводятся в вид «Область» командой ВМ – Рисование – Область – <Указание обоих контуров ЛКМ> – <ПКМ>. Визуально при этом ничего не происходит. Далее 2 региона объединяются в один командой ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение – <Указание регионов ЛКМ> – <ПКМ или Enter>. Полученный объект снова переводится в режим «Полилиния», для чего разбивается на отрезки (ВМ – Редактировать – Расчленить), а затем «сшивается» в замкнутую полилинию (аналогично п.«к»);

о) отложить от середины выезда площадку 25 … 30 м (окружностью радиусом 25 … 30). Точка пересечения ее с полученной нижней бровкой будет началом нового съезда. При перемене направления движения точка начала нового съезда будет находиться по нормали от точки выезда.

Для отстройки съездов на каждом вышележащем горизонте – повторяются операции по пунктам а …о.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-4

Объем карьерного пространства с учетом вскрывающих выработок определяется аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-3». Рекомендуется использовать ту же самую электронную форму таблицы, изменив в ней только площади. Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 6.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (с учетом вскрытия)

Отм. гор.	Площадь по нижней бровке, м^2	Площадь по верхней бровке, м^2	Высота уступа, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды *), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэф-нт вскрыши, м^3/м^3
290	106941	114015	10	1104780	27906	1076874	38,59
280	91808	98695	10	952515	120165	832350	6,93
270	77192	84038	10	806150	182940	623210	3,41
260	64051	70152	10	671015	202495	468520	2,31
250	50139	56063	10	531010	184255	346755	1,88
240	37808	43069	10	404385	153810	250575	1,63
230	26831	31738	10	292845	127690	165155	1,29
220	15976	20238	10	181070	105540	75530	0,72
210	7022	10318	10	86700	73100	13600	0,19
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**5051142**	**1198573**	**3852569**	**3,21**

Контрольная точка -7

ФАЙЛ AutoCAD В№-карьер-вскрытие.dwg (рис.6.1)

ФАЙЛ Excel В№-объемы.xls <Лист4 ОБЪЕМЫ ПО КАРЬЕРУ>

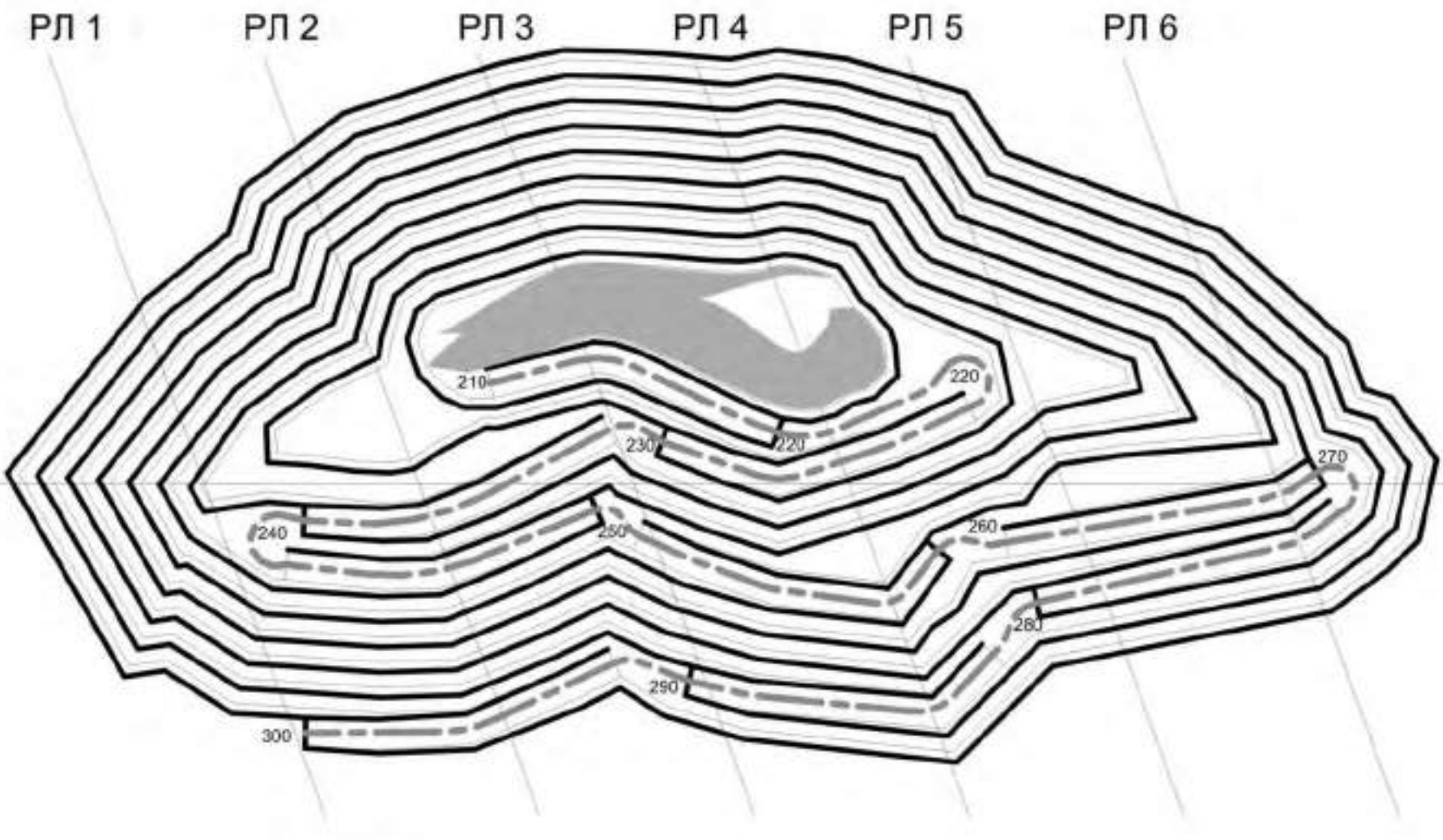


Рис.6.1. Пример изображения в файле контрольной точки-7

7. КОРРЕКТИРОВКА ГРАНИЦ КАРЬЕРА (СДВАИВАНИЕ УСТУПОВ)

Цель выполнения этапа

Освоить технологию построения нерабочего борта, содержащего сдвоенные уступы, оценить сокращение объемов вскрыши при сдваивании уступов.

Исходные данные

Файл «В№-карьер-вскрытие.dwg».

Открыть файл **«В№-карьер-вскрытие.dwg»**, сохранить его как **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»**.

Для уменьшения объемов вскрыши, уступы борта, не содержащего вскрывающие выработки, сдваиваются.

Проектирование сдваивания уступов происходит с нижнего горизонта в зоне борта с выдержанной шириной бермы очистки, путем «перетягивания» маркеров узловых точек контура каждой бровки в новое положение.

Технология построения сдвоенных уступов

На рис. 7.1 и 7.2 представлена пошаговое сдваивание уступов. Сдваивание начинается с двух нижних горизонтов карьера.

Шаг 1 и 2: Нижняя бровка горизонта, идущего следом за самым нижним горизонтом, с помощью маркеров передвигается на верхнюю бровку нижележащего горизонта.

Шаг 3: От сдвинутой нижней бровки с помощью команды «Подобие» отстраивается вспомогательная линия на расстояние равное заложению откоса уступа (4,0 м). Вспомогательный контур рекомендуется выделить цветом, отсутствующим на чертеже, так как данный контур впоследствии необходимо будет удалить.

Шаг 4: На вспомогательный контур с помощью маркеров сдвигается верхняя бровка перемещаемого горизонта. Измеряется площадь новых полученных контуров и заносится в таблицу 7.1.

Шаг 5: С помощью команды «Разорвать» (ВМ – Редактировать – Разорвать) необходимо разорвать верхнюю бровку нижнего горизонта и нижнюю бровку вышележащего горизонта в местах выклинивания уступов. Затем следует удалить две полностью совпадающие линии, расположенные в центре сдвоенного уступа.

Шаг 6: От верхней бровки, сформированной на шаге 4, отстраивается вспомогательная линия по подобию на ширину бермы механизированной очистки (6,0 м), которая совпадает с новым положением нижней бровки вышележащего уступа.

Шаг 7: На вспомогательную линию сдвигается нижняя бровка следующего уступа, планируемого к сдваиванию. По завершении шага №7, выполнять шаг 1-7 со следующими двумя уступами. Повторять выполнение шагов 1-7 до тех пор пока не будут сдвоены попарно все уступы в карьере.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-5

Объем карьерного пространства с учетом вскрывающих выработок и сдвоенных уступов на противоположном борту определяется аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-4». Рекомендуется использовать ту же самую электронную форму таблицы, изменив в ней только площади.

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 7.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера (с учетом вскрытия и сдваивания уступов)

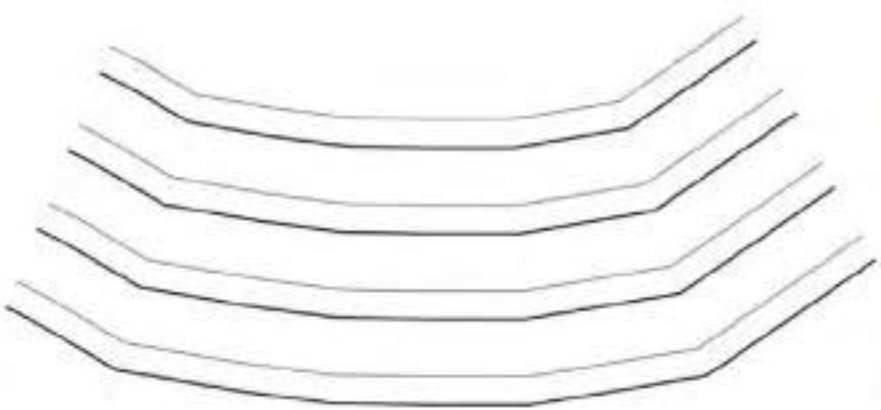
Отм гор.	Площадь по нижней бровке, м²	Площадь по верхней бровке, м²	Высота уступа, м	Объем горной массы, м³	Объем руды *), м³	Объем вскрыши, м³	Коэф-нт вскрыши, м³/м³
290	92817	99584	10	962005	27906	934099	33,47
280	78436	85025	10	817305	120165	697140	5,80
270	68243	74875	10	715590	182940	532650	2,91
260	55658	61501	10	585795	202495	383300	1,89
250	45385	51267	10	483260	184255	299005	1,62
240	33373	38531	10	359520	153810	205710	1,34
230	25144	30021	10	275825	127690	148135	1,16
220	14451	18674	10	165625	105540	60085	0,57
210	7022	10317	10	86695	73100	13595	0,19
200	–	–	8 (н.ч.)	20672	20672	–	–
ВСЕГО				**4472292**	**1198573**	**3273719**	2,73

Контрольная точка-8:

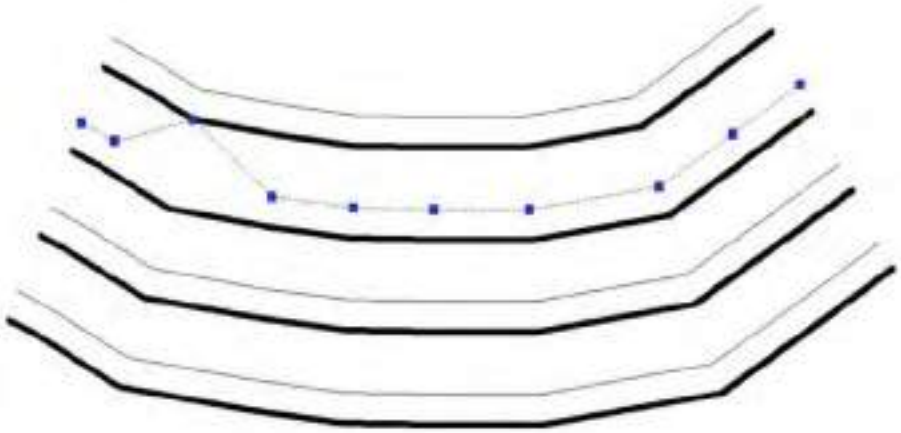
ФАЙЛ AutCAD **ВЖ-карьер-вскрытие2.dwg (рис.7.3)**

ФАЙЛ Excel **ВЖ-объемы.xls**

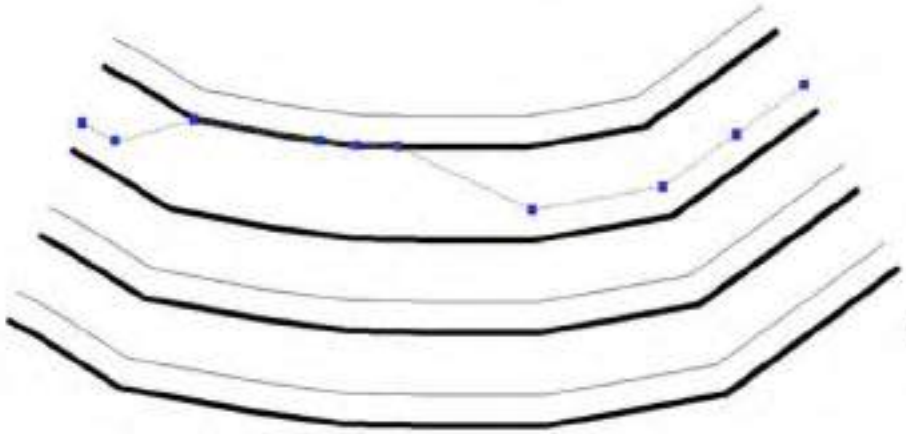
<Лист5 ОБЪЕМЫ ПО КАРЬЕРУ2>



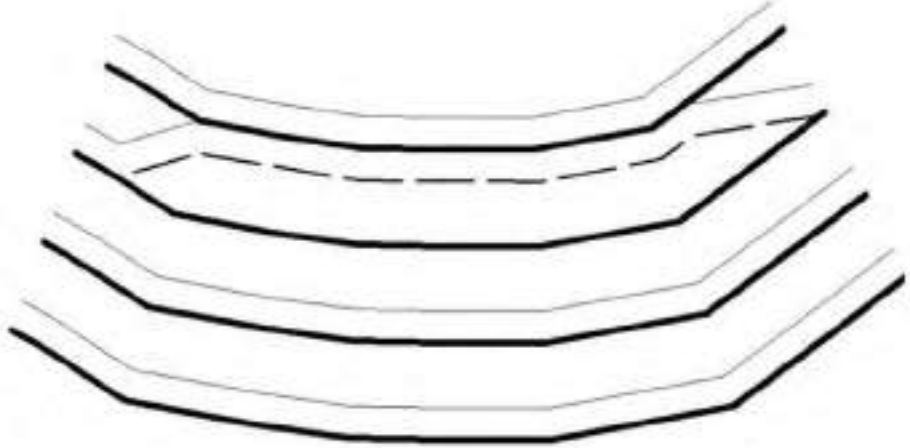
До сдваивания



Шаг 1



Шаг 2



Шаг 3

Рис.7.1. Шаги по сдваиванию уступа №1-3

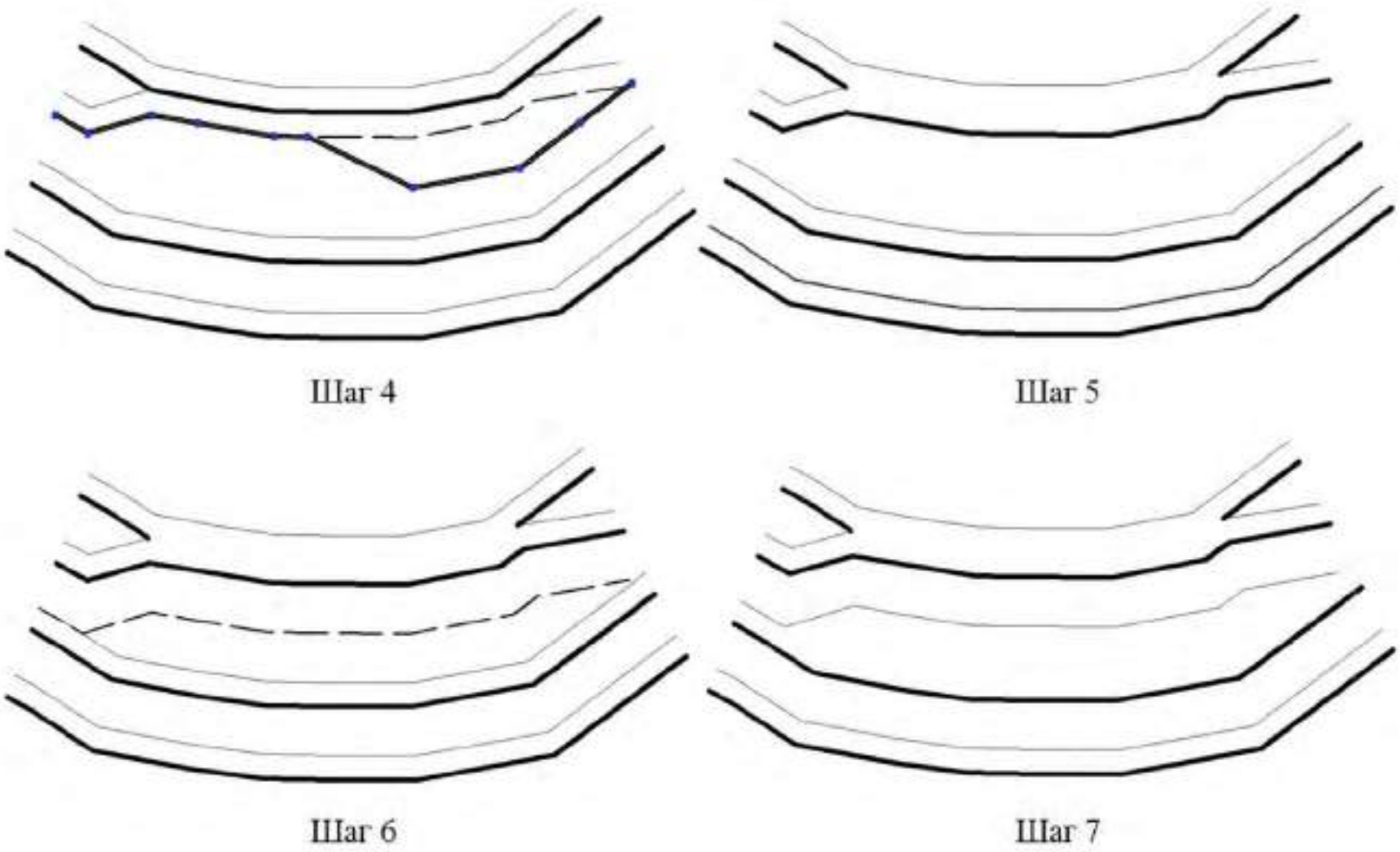


Рис.7.2. Шаги по сдванванию уступа №4-7

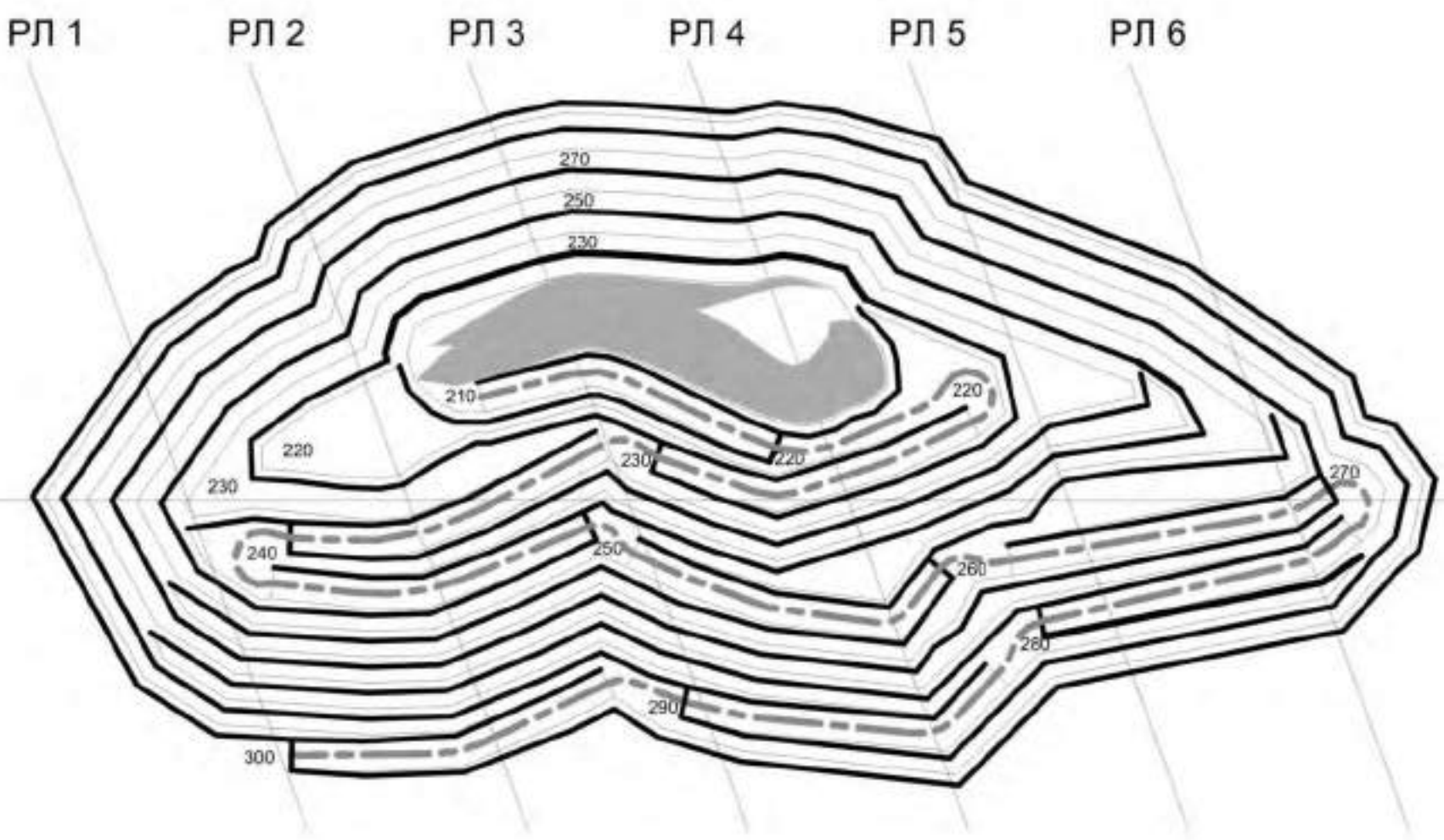


Рис.7.3. Пример изображения в файле контрольной точки-8

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА НА МОМЕНТ ПОЛНОГО РАЗВИТИЯ РАБОТ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного проектирования рабочей зоны карьера, переход от конечного положения к положению на момент полного развития работ с выдержанной шириной рабочих площадок и обеспечением фронта ведения горных работ.

Исходные данные

Файл «В№-карьер-вскрытие2.dwg».

Открыть файл **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»** и сохранить его как **«В№-карьер-развитие работ.dwg»**. Снова открыть файл **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»**, таким образом, открыты 2 файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Положение горных работ на момент полного развития характеризуется:

– выходом карьера на предельные границы по поверхности (верхним уступом);

– сформированной рабочей зоной с соблюдением ширины рабочих площадок на горизонтах (ширину рабочей площадки принять 40 м);

– ширина разрезной траншеи (котлована) на нижнем горизонте должна обеспечивать разворот автосамосвалов (т. е. быть не менее 25-30 м).

На данном этапе работы необходимо:

– задавшись положением верхнего уступа (сформированного в пункте 7), отстроить рабочую зону карьера с площадками 40 м и рабочим углом откоса 80^0 (угол учитывается в заложении откоса уступа);

– определить количество рабочих уступов с соблюдением минимальной ширины траншеи (котлована) на нижнем горизонте;

– вскрывающие выработки оставить, по возможности, в стационарном состоянии, за исключением съезда на нижний горизонт (допускается временный съезд).

Технология построения положения горных работ на полное развитие:

а) переключиться в файл **«В№-карьер-развитие работ.dwg»;**

б) удаляются все уступы, кроме верхнего (гор.+290 м);

в) от верхнего уступа по подобию отстраиваются горизонты внутрь карьерного поля (на ширину рабочей площадки и на заложение откоса рабочего уступа для верхних и нижних бровок, соответственно);

г) в процессе построений визуально отслеживаются размеры выработки на нижнем горизонте, и при достижении ею ширины менее 25-30 м, построения

прекращаются. Для контроля ширины выработки можно использовать построенный круг радиусом 15 м, перемещая его по площади выработки. В результате построений определяется количество уступов, размещаемых в пределах рабочей зоны;

д) из файла **«В№-карьер-вскрытие2.dwg»** копируется в буфер обмена нижележащий горизонт со съездом (ВМ – Правка – Копировать), и вставляется в исходных координатах в файл **«В№-карьер-развитие работ.dwg»** (ВМ – Редактировать – Вставить с исходными координатами);

е) из вставленного в п. «д» горизонта оставляется только съезд с его откосами, путем разрезания контуров бровок до и после съезда (ВМ – Редактировать – Разорвать), и удаления отрезанного контура горизонта;

ж) горизонт рабочей зоны, соответствующий данному съезду, аналогично разрезается в зоне расположения съезда (с удалением части контура в районе съезда), контур горизонта маркерами подтягиваются к съезду по соответствующим точкам нижних и верхних бровок.

Для переноса оставшихся нижележащих горизонтов (кроме последнего) повторить действия по пунктам д … ж.

На нижнем горизонте в уступ «врезается» временный съезд, положение которого решается разработчиком из условия минимального расстояния транспортирования. Технология построения съезда – см. пункт 6 «Вскрытие карьера».

Контрольная точка-9:
ФАЙЛ AutoCAD В№-карьер-развитие работ.dwg (рис.8.1)

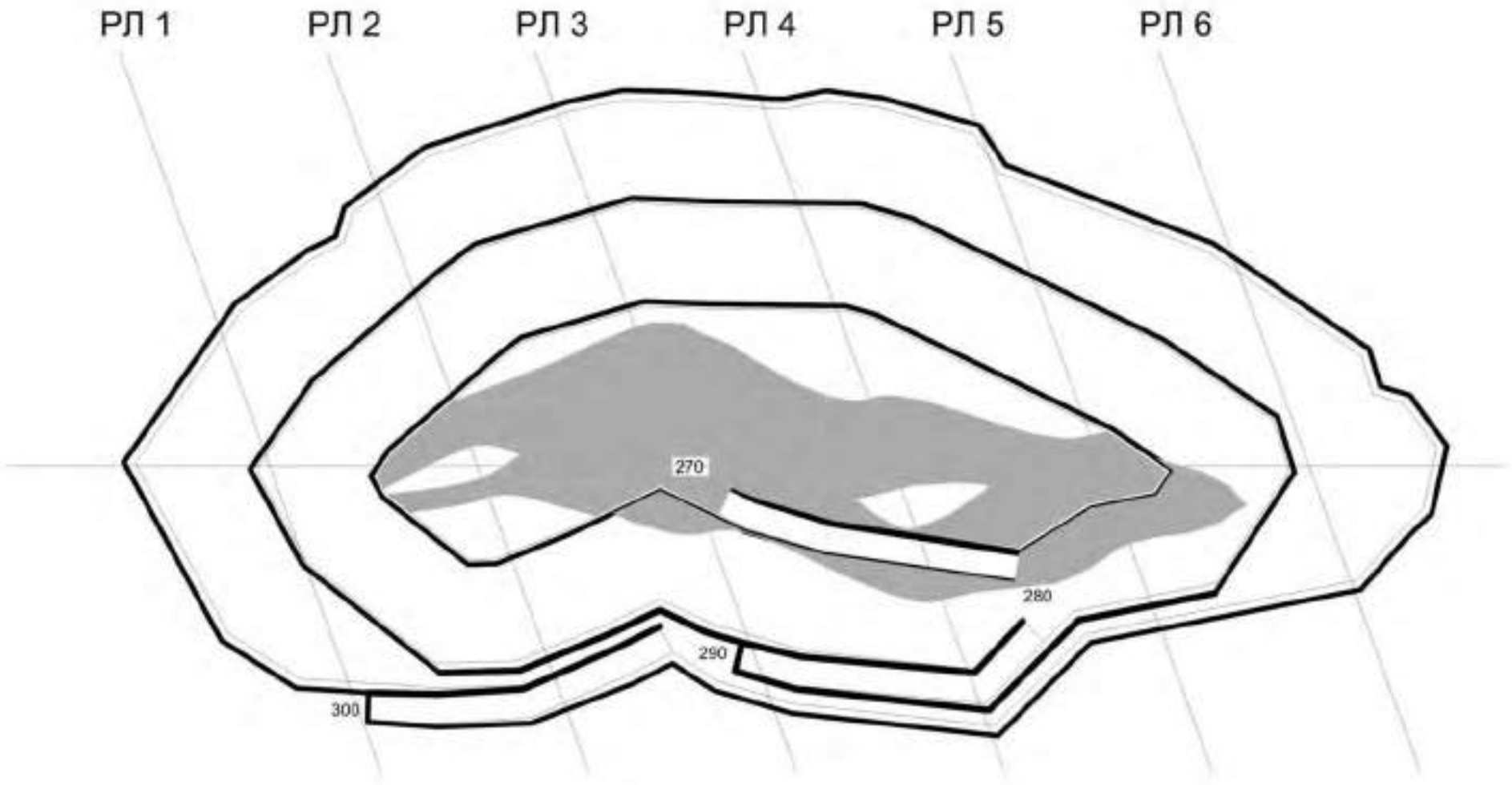


Рис.8.1 Пример изображения в файле контрольной точки-9

9. НАНЕСЕНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА НА ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРЕЗЫ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию автоматизированного построения контуров карьера на поперечных геологических разрезах.

Исходные данные

Файлы «ВМ-разрезы-1000.dwg», «ВМ-карьер-вскрытие2.dwg», «ВМ-карьер-развитие работ.dwg».

Открыть файл **«ВМ-разрезы-1000.dwg»**, сохранить его как **«ВМ-разрезы с контурами.dwg»**. Дополнительно открыть файл **«ВМ-карьер-вскрытие2.dwg».** При нанесении контуров должны быть открыты оба файла, межфайловое переключение в ВМ – Окно.

Технология нанесения контуров карьера на геологические разрезы:

а) перейти в файл «ВМ-карьер-вскрытие2.dwg», установить ПСК на разведочную линию. Ось (*X*) при этом должна проходить по разведлинии или быть ей параллельна в направлении «Юго-восток – Северо-запад» (снизу вверх). Команда ВМ – Сервис – Новая ПСК – Объект – <Указание на нижнюю часть разведлинии>;

б) проведение серии вспомогательных отрезков, перпендикулярных разведлинии (для этого включение ОРТО-режима – F8), от пересечения каждой бровки каждого уступа с разведлинией. Длина отрезков должна соответствовать высотной отметке бровки минус 200 м (т. е. если проводится отрезок от бровки с отм.+280 м, то его длина = 80 ед.).

Команда для проведения отрезка заданной длины ☺ВМ – Рисование – Отрезок – <Указание точки пересечения бровки с разведлинией по привязке> – <Задание направления отрезка> – <Ввод с клавиатуры его длины, Enter>;

в) соединение концов построенных отрезков полилинией ☺ВМ – Рисование – Полилиния, вспомогательные отрезки удаляются;

г) копирование с базовой точкой в буфер обмена полученного контура карьера. Базовая точка – пересечение разведлинии с линией координатной сетки. Команда ☺ВМ – Правка – Копировать с базовой точкой – <указание базовой точки> – <выбор объекта, ПКМ>;

д) переключение в файл «ВМ-разрезы с контурами.dwg» ВМ-Окно;

е) вставка содержимого буфера обмена (контур карьера) на соответствующий разрез, в точку пересечения линии высотной сетки «200» с линией оси координат ☺ВМ – Правка – Вставить.

Для переноса остальных контуров карьера на соответствующие разрезы – повторить действия по пунктам а … е.

Аналогично нанести на разрезы контуры горных работ на момент полного развития.

ПОДСЧЕТ ОБЪЕМОВ-6

Объем карьера и вскрыши в карьере на конец отработки определяется по разрезам аналогично «ПОДСЧЕТУ ОБЪЕМОВ-1» как сумма объемов подсчетных блоков, заключенных между смежными разрезами. Все расчеты проводятся по формуле;

$$V = L \cdot (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}\ ) / 3,$$

где V – объем подсчетного блока, м^3;

S_1 и S_2 – площади контуров карьера на смежных разрезах, м^2;

L расстояние по нормали между смежными разрезами, м.

Площади и длины измеряются средствами AutoCAD

- площади: ВМ – Сервис – Сведения – Площадь – <ПКМ> – Объект;
- расстояния: ВМ – Сервис – Сведения – Расстояние (с исп. привязки по нормали).

Расчет представляется в EXCEL в табличной форме следующего вида:

Таблица 9.1

Подсчет объемов горной массы, руды и вскрыши
в конечных контурах карьера методом вертикальных сечений

Раз-рез 1	Раз-рез 2	Площадь карьера на разрезе 1, м^2	Площадь карьера на разрезе 2, м^2	Расстояние между разрезами, м	Объем горной массы, м^3	Объем руды*), м^3	Объем вскрыши, м^3	Коэфф. вскры-ши, м^3/м^3
1	2	6097	10999	80	683840	79264	604576	7,63
2	3	10999	13408	80	976280	258703	717577	2,77
3	4	13408	15078	80	1139440	384774	754666	1,96
4	5	15078	8371	80	937960	258652	679308	2,63
5	6	8371	4066	80	497480	77412	420068	5,43
ВСЕГО					**4235000**	**1058805**	**3176195**	**3,00**

*) данные табл. 1.1.

Контрольная точка-10:

ФАЙЛ AutoCAD **ВМ-разрезы с контурами.dwg (рис. 9.1)**

ФАЙЛ Excel **ВМ-объемы.xls**

<Лист6 ОБЪЕМЫ КАРЬЕРА ПО РАЗРЕЗАМ>

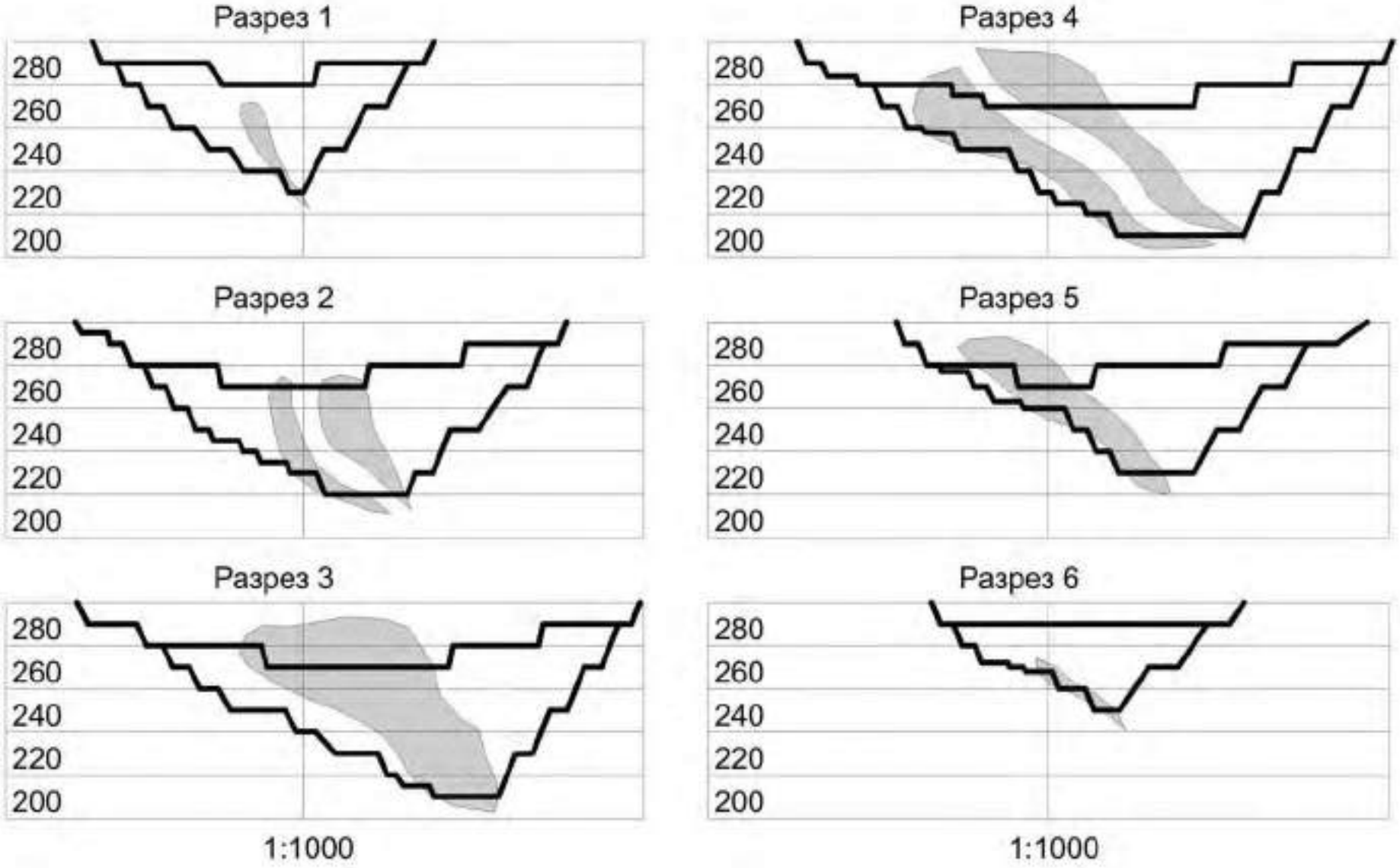


Рис. 9.1. Пример изображения в файле контрольной точки-10

10. СОЗДАНИЕ МОДЕЛИ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа

Освоить технологию формирования SOLID-модели рельефа месторождения.

Исходные данные

Файлы «В№-разрезы с контурами.dwg», «В№-каркас.dwg».

Открыть файл «В№-разрезы с контурами.dwg», сохранить его как **«В№-разрезы с рельефом.dwg»**.

Технология формирования SOLID-модели рельефа месторождения

а) в связи с тем, что контура спроектированного карьера, как правило, выходят за пределы ограничивающих разрез линий, необходимо увеличить длину разрезов на 50 мм чертежа влево и вправо от ограничивающих линий. Для этого необходимо воспользоваться командой «Подобие», выбрав расстояние смещения – 50 мм для ограничивающих разрез линий (рисунок 10.1). Удлинение всех горизонтальных линий разреза выполняется с помощью команды «Удлинить» (☺ВМ – Редактировать – Удлинить – <Выбрать вновь отстроенные линии – ПКМ – выбрать удлиняемые горизонтальные линии по одной, кликая ЛКМ поочередно по обоим концам горизонтальной линии>).

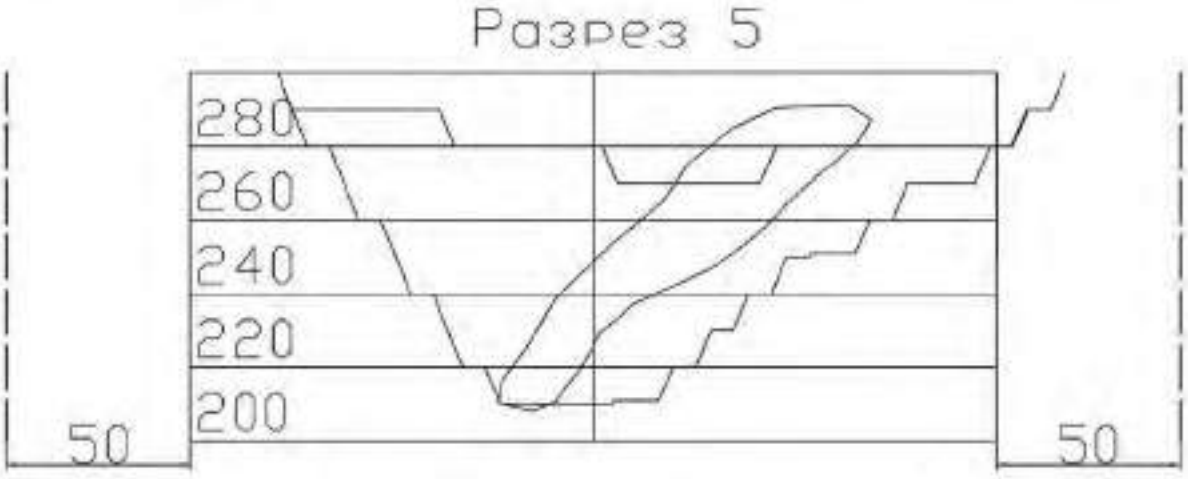


Рис. 10.1. Увеличение длины разреза

б) преподаватель наносит на все поперечные геологические разрезы контура, описывающие рельеф дневной поверхности месторождения.

в) в файле «В№-объемы.xls» <Лист6 ОБЪЕМЫ ПО РАЗРЕЗАМ> создать копию разработанной ранее таблицы (контрольная точка №10). Скорректировать объем вскрыши в контурах карьера и коэффициент вскрыши с учетом рельефа месторождения. Расчеты следует производить аналогично контрольной точке №10. Для измерения площадей необходимо создать замкнутые контура: <ВМ – Рисование – Контур – Создать – Указание линии,

описывающей рельеф месторождения и контура карьера на конец отработки (рис. 10.2) – ПКМ – Указание точек – указать точку внутри создаваемого контура – Enter>. После измерения площадей, построенные контура удалить.

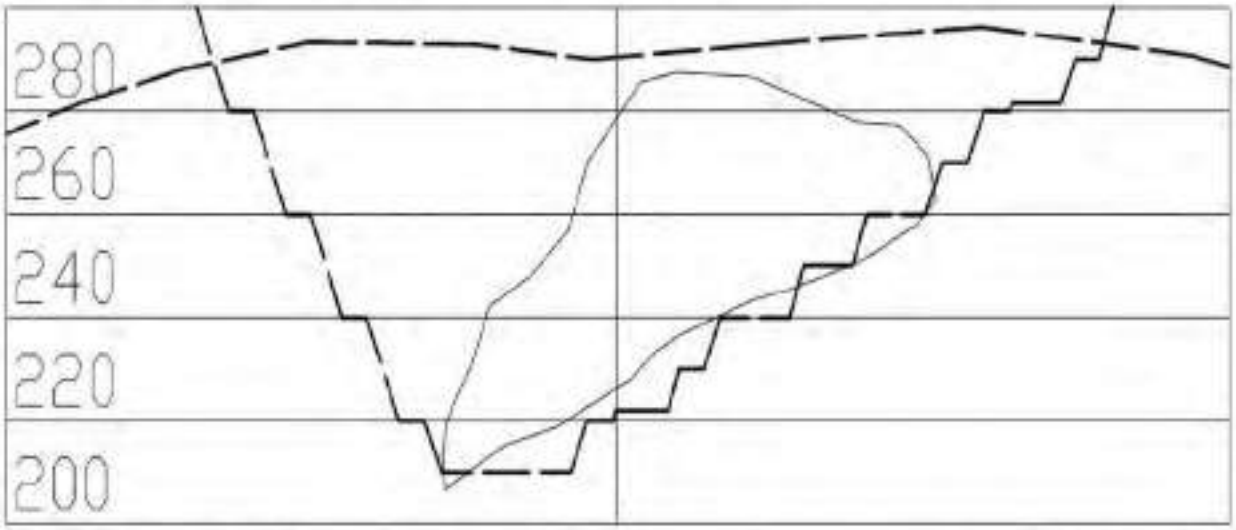


Рис. 10.2. Создание замкнутого контура для определения площади

г) объединить отстроенную линию рельефа с новыми ограничивающими линиями разреза и нижней горизонтальной линией с целью создания единого замкнутого контура. Для этого 4 выбранные линии «сшиваются» в единую замкнутую полилинию ☺ВМ – Редактировать – Объект – Полилиния – <Указывается любой сегмент в полилинии> – <В выпадающем меню указать Добавить> – <Указываются все добавляемые к выбранному сегменту объекты, ПКМ, Enter>;

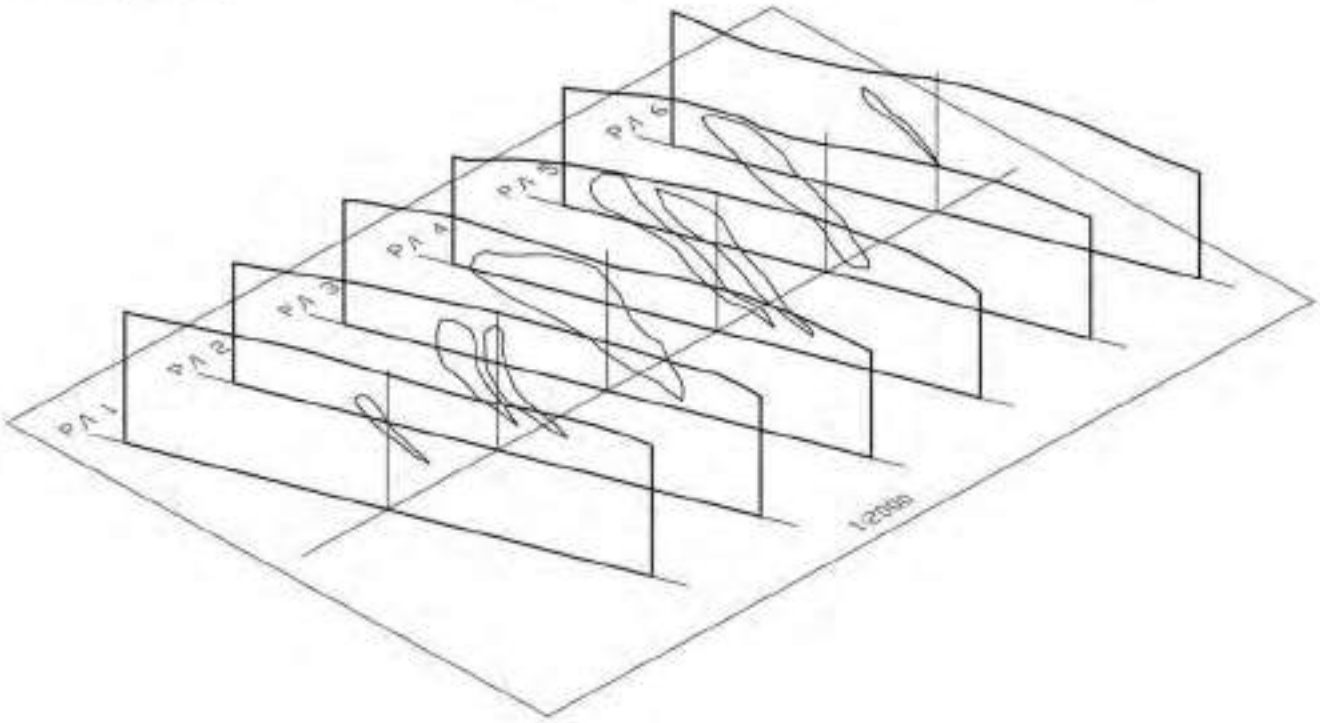


Рис. 10.3. Создание каркасной модели участка недр

д) открыть файл «В№-каркас.dwg» и переименовать в «В№-каркас с рельефом.dwg». Восстановить пользовательскую систему координат:

ПСК для разреза должна пройти через разведлинию и вертикальный отрезок от пересечения разведлинии с координатной осью.

Рекомендуется установить ПСК по трем точкам (ВМ – Сервис – Новая ПСК – 3 Точки):

1-я – на разведлинии, ниже (южнее) пересечения ее с осью координат.

2-я – на пересечении разведлинии, оси координат и вертикального отрезка.

3-я – на вертикальном отрезке выше 2-й точки.

После установки ПСК маркер системы координат переместится в новое положение.

Дополнительно к сечениям рудных тел нанести 6 контуров с рельефом аналогично п.п. 2.2.3 – 2.2.4 (рисунок 10.3).

Восстановить мировую систему координат: <ВМ – Сервис – Новая ПСК – МСК>.

е) открыть файл «В№-блоки.dwg» и переименовать в файл «В№-блоки с рельефом.dwg»;

ж) сформировать 3D-модель рельефа месторождения аналогично п.3.2, используя полученные сечения.

з) создать в файле слой «участок недр» и назначить ему синий цвет. В новый слой внести созданные блоки 3D-модели рельефа месторождения (рис. 10.4).

Контрольная точка-11:

ФАЙЛ AutoCAD	**В№-блоки с рельефом.dwg**
ФАЙЛ Excel	**В№-объемы.xls**
	<Лист6 ОБЪЕМЫ КАРЬЕРА ПО РАЗРЕЗАМ>
	(скорректированная таблица)

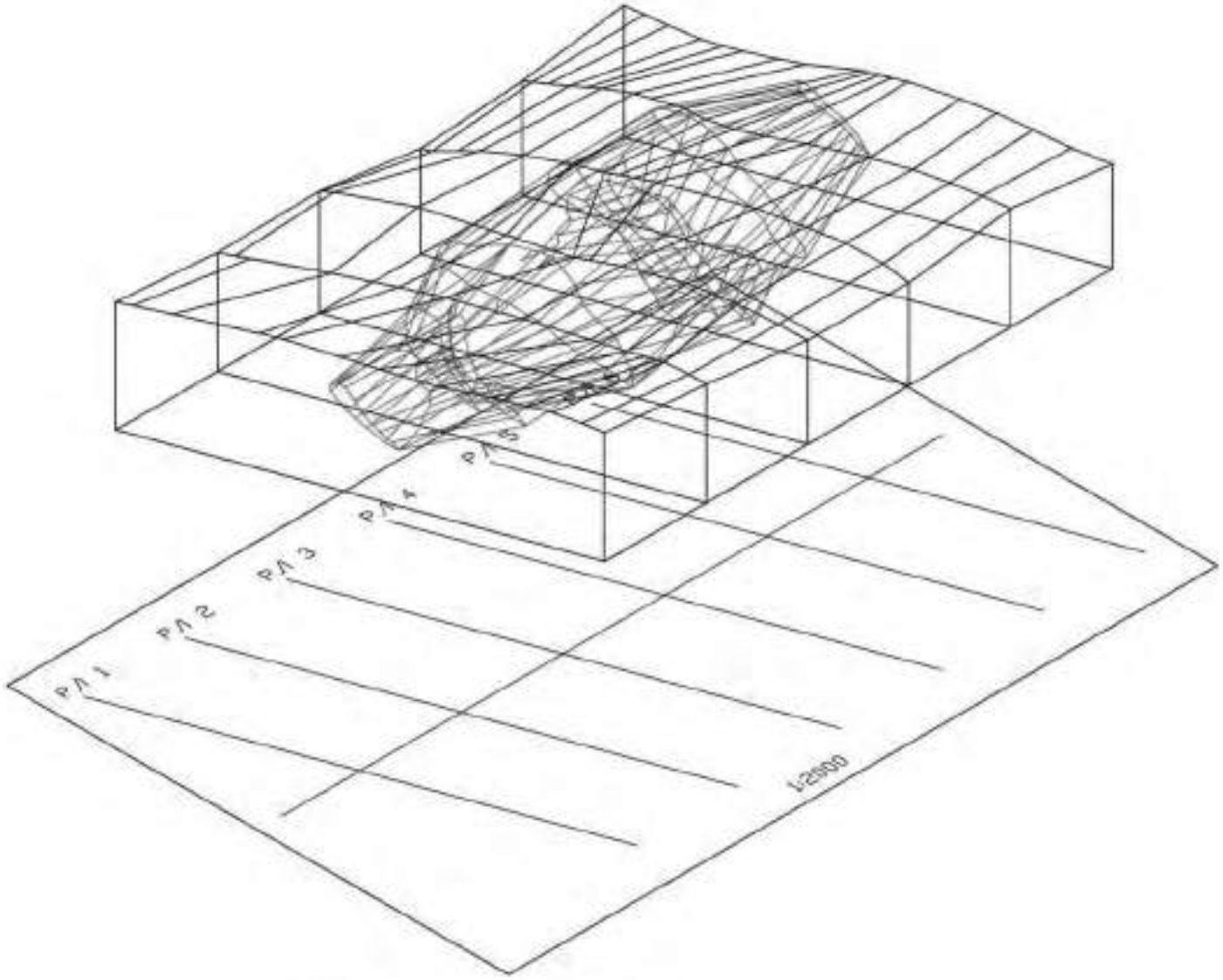


Рис. 10.4. Сформированная 3D-модель участка недр

11. СОЗДАНИЕ КАРТЫ ИЗОЛИНИЙ РЕЛЬЕФА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель выполнения этапа

Освоить создание двумерных планов изолиний рельефа на основе твердотельной модели участка недр, вмещающих рудную залежь.

Исходные данные

Файлы «В№-блоки с рельефом.dwg».

Технология формирования карты изолиний рельефа месторождения

а) в файле «В№-блоки с рельефом.dwg» создать слой «изолинии» и назначить его текущим. Выключить все слои, кроме слоев «изолинии» и «участок недр». Слою «изолинии» назначить зеленый цвет.

б) объединить пять блоков, составляющих модель участка недр в единую модель: <ВМ – Редактировать – Редактирование тела – Объединение тела – Выбрать все пять блоков – Enter>;

в) определить минимальную отметку дневной поверхности месторождения. Для этого в файле «В№-разрезы с контурами.dwg» необходимо найти самую нижнюю точку на нарисованных преподавателем линиях, описывающих рельеф месторождения и высчитать ее высотную отметку. Полученную отметку следует округлить до целого числа в сторону увеличения.

г) установить вид на участок недр «в плане» в мировой системе координат: <ВМ – Вид – 3D-виды – Вид в плане – МСК>.

д) построить набор горизонтальных сечений участка недр, начиная с отметки, полученной в пункте в): В командной строке внизу экрана набрать команду Сечение <Выбор рассекаемых объектов, ПКМ> – < ПКМ, указание плоскости XY > – <Ввод в командной строке координаты точки на плоскости рассечения 0,0,Z (отметка из пункта в)>. Координаты Z последующих сечений отличаются друг от друга на 0,5 м. Следует отстраивать сечения до тех пор, пока внизу экрана в командной строке не появится фраза «секущая плоскость не пересекает рудное тело».

е) Отключить слой «участок недр» (рис. 11.1).

Контрольная точка-12:
ФАЙЛ AutoCAD В№-рельеф.dwg

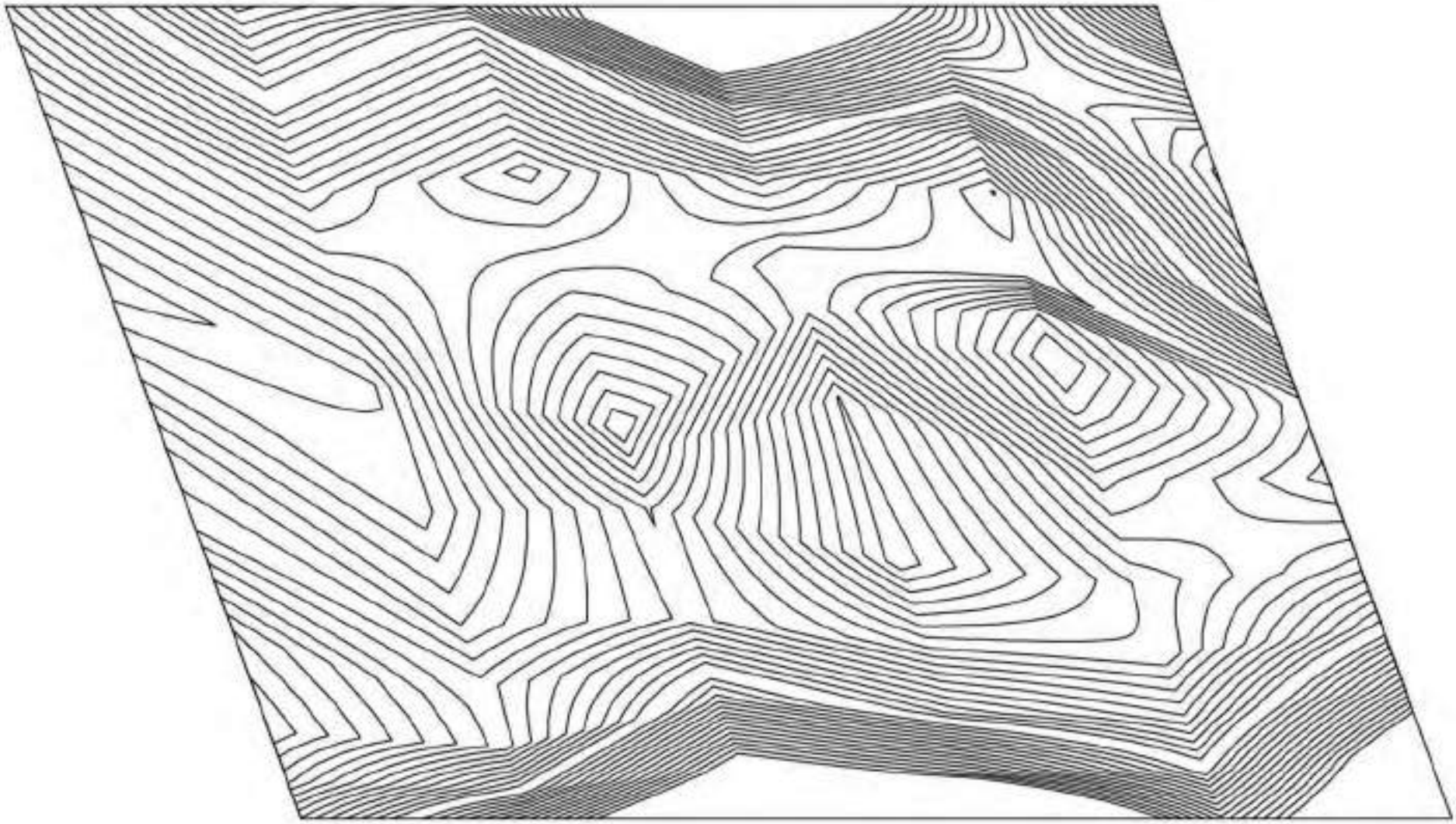


Рис. 11.1. Карта изолиний рельефа месторождения

САМОСТОЯТЕЛЬНАЯ РАБОТА

12. СОВМЕЩЕНИЕ 2D–МОДЕЛИ КАРЬЕРА С ТОПООСНОВОЙ УЧАСТКА

Цель выполнения этапа

Освоить основные принципы формирования модели карьерной выемки с учетом реальной топоосновы участка месторождения.

Исходные данные

Файлы «ВМ-рельеф.dwg», «ВМ-карьер-вскрытие2.dwg».

Внимание!!!

Лабораторная работа «Совмещение 2D-модели карьера с топоосновой участка» выполняется студентами самостоятельно под руководством преподавателя.

Основная задача этапа – формирование контуров карьера с учетом реальной топоосновы участка залегания месторождения.

В результате выполнения работы должен быть получен план карьера на полную отработку с выклинивающимися верхними уступами, расположенными в нагорной части месторождения.

Контрольная точка-13:
ФАЙЛ AutoCAD ВМ-карьер с рельефом.dwg

13. ОТЧЕТНОСТЬ ПО ПРАКТИЧЕСКИМ РАБОТАМ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ

Отчетность по выполненной работе представляется в электронном виде и включает в себя набор файлов – чертежей AutoCAD (файлы DWG) и расчетных таблиц EXCEL (файлы XLS). Целесообразность предоставления отчетности на бумажных носителях (распечатки) определяется преподавателем. Отчетность в электронном виде предоставляется в процессе прохождения контрольных точек, которые представлены по тексту и сведены в табл. 13.1.

Таблица 13.1

Этап	Контр. точка	Файлы
Практические работы		
1 – создание электронной копии исходных данных	КТ – 1	В№-разрезы-2000.dwg
2 – подготовка объемного каркаса для модели залежи	КТ – 2	В№-разрезы-1000.dwg План разведлиний-1000.dwg В№-объемы.xls (л1)
	КТ – 3	В№-каркас.dwg
	КТ – 4	В№-блоки.dwg
4 – получение погоризонтных геологических планов	КТ – 5	В№-геопланы.dwg В№-объемы.xls (л1,л2)
5 – проектирование конечных контуров карьера	КТ – 6	В№-карьер-контуры.dwg В№-объемы.xls (л3)
6 – проектирование вскрытия карьера	КТ – 7	В№-карьер-вскрытие.dwg В№-объемы.xls (л4)
7 – корректировка границ карьера (сдваивание уступов)	КТ – 8	В№-карьер-вскрытие2.dwg В№-объемы.xls (л5)
8 – проектирование карьера на момент полного развития работ	КТ – 9	В№-карьер-развитие работ.dwg
9 – нанесение контуров карьера на геологические разрезы	КТ – 10	В№-разрезы-контуры.dwg В№-объемы.xls (л6)
10 – Создание модели рельефа месторождения	КТ – 11	В№-блоки с рельефом.dwg В№-объемы.xls (л6)
11 – Создание карты изолиний рельефа месторождения	КТ – 12	В№-блоки с рельефом.dwg
Самостоятельная работа		
12 – Совмещение 2D-модели карьера с топоосновой участка	КТ – 13	В№-карьер с рельефом.dwg

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ОСНОВЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ **3**
2. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ **6**
2.1. Создание цифровой модели поверхности рельефа 6
2.2. Определение границ оптимальной оболочки карьера и получение укрупненного календарного плана 6
2.3. Проектирование карьера 11
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА **13**

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовое проектирование – завершающий этап в изучении дисциплины "Основы автоматизированного проектирования" и его цель – приобретение навыков творческого решения принципиальных задач открытой разработки месторождений - вскрытия и системы их разработки.

Тема типового курсового проекта: Автоматизированное проектирование объектов открытых горных работ и планирование основных производственных показателей.

Все задачи курсового проекта решаются в программной среде Micromine.

Типовой курсовой проект выполняется по индивидуальным заданиям, представленным студентам в электронном виде. Исходные данные включают блочную модель месторождения (рисунок 1) и топографическую съемку земной поверхности (рисунок 2).

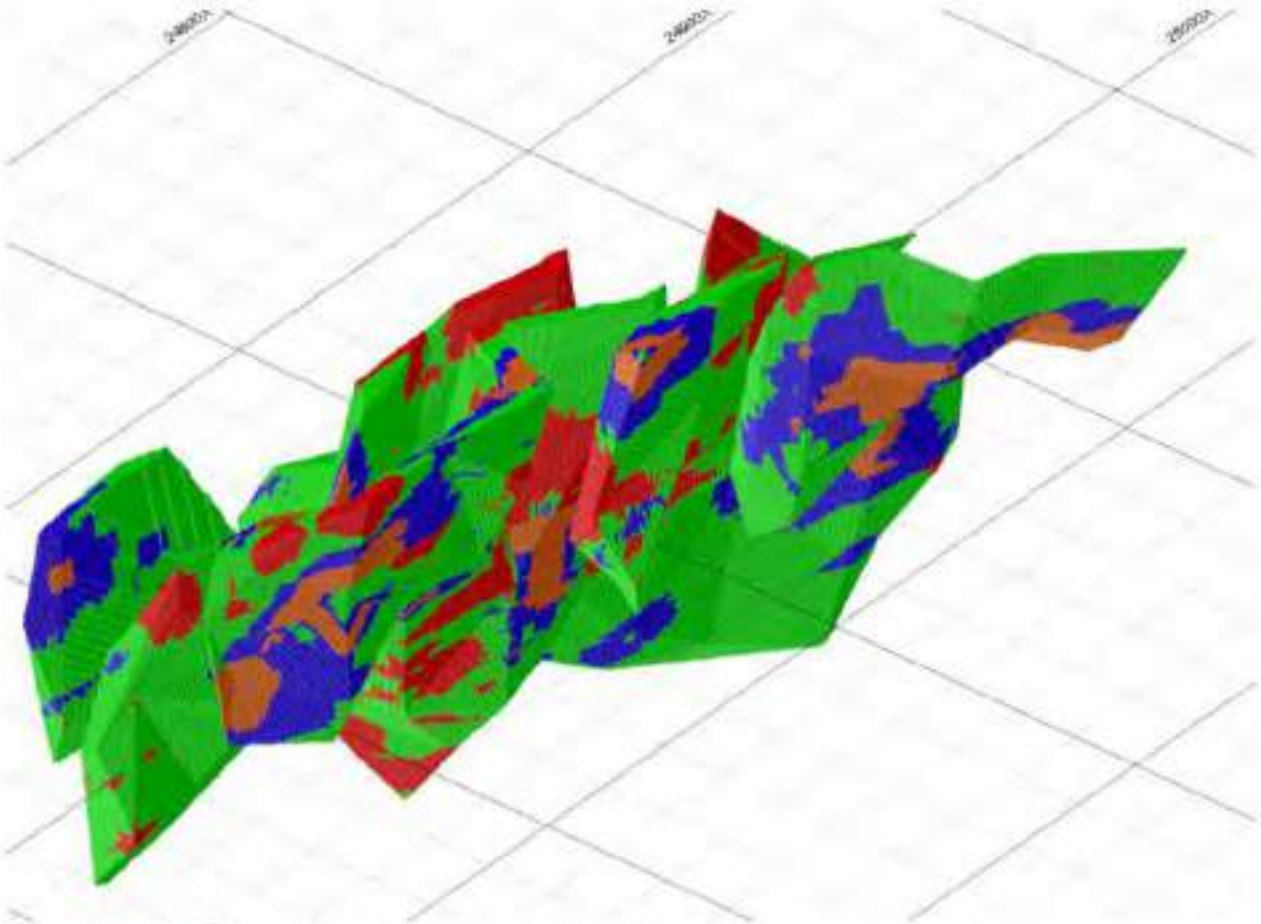


Рисунок 1 – Блочная модель месторождения

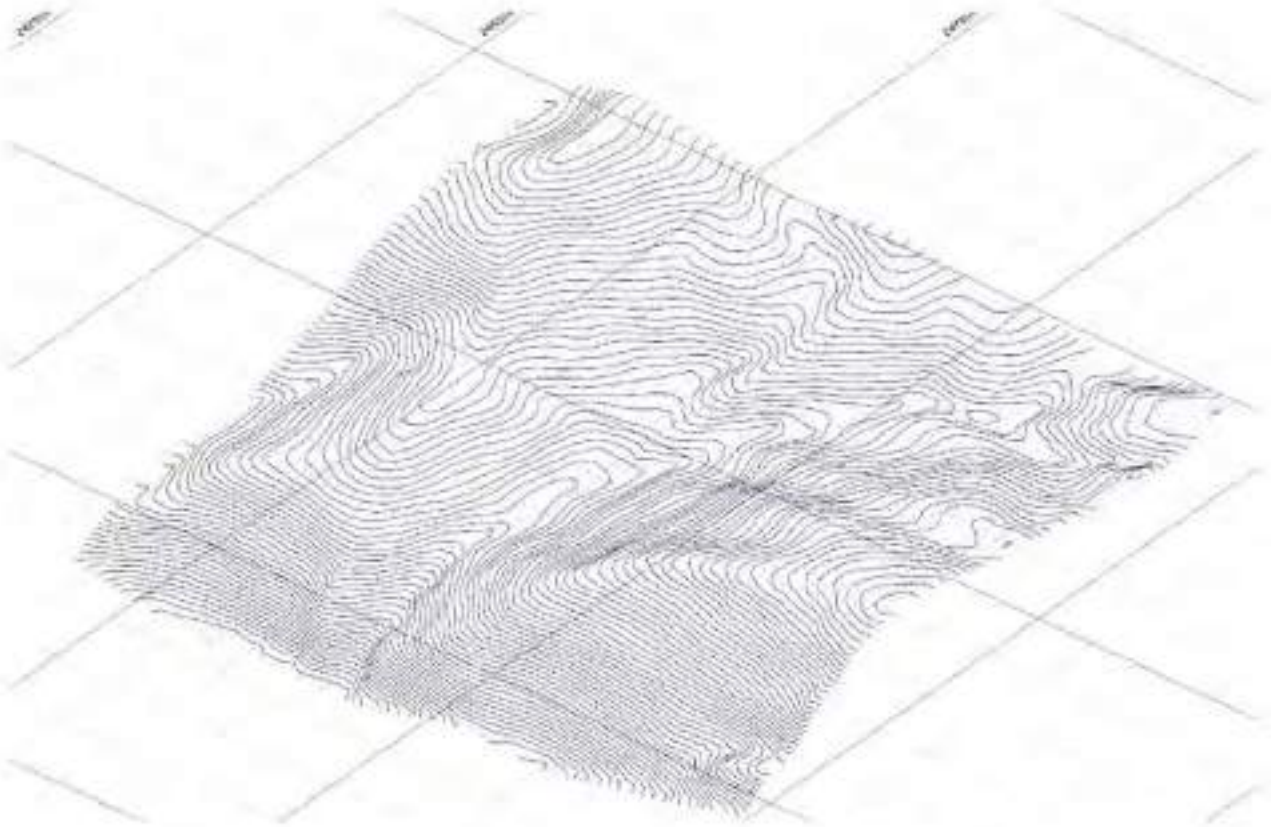


Рисунок 2 – Топографическая съемка земной поверхности

Цель курсового проекта:

Освоить технологии работы с геологическими моделями, цифровыми моделями поверхностей, автоматизированного проектирования карьеров и других объектов горного производства, основанные на применении программного средства Micromine.

Курсовой проект выполняется на основе лабораторных работ, выполняемых студентом в ходе аудиторных занятий.

На основе данных, представленных на рисунках 1,2, студент последовательно решает поставленные задачи, в результате которых вычисляет оптимальную оболочку карьера, проектирует карьер со вскрывающими выработками, осуществляет автоматизированное планирование горных работ с формированием календарного плана ведения добычных и вскрышных работ под заданные условия, оформляет модель генерального плана карьера.

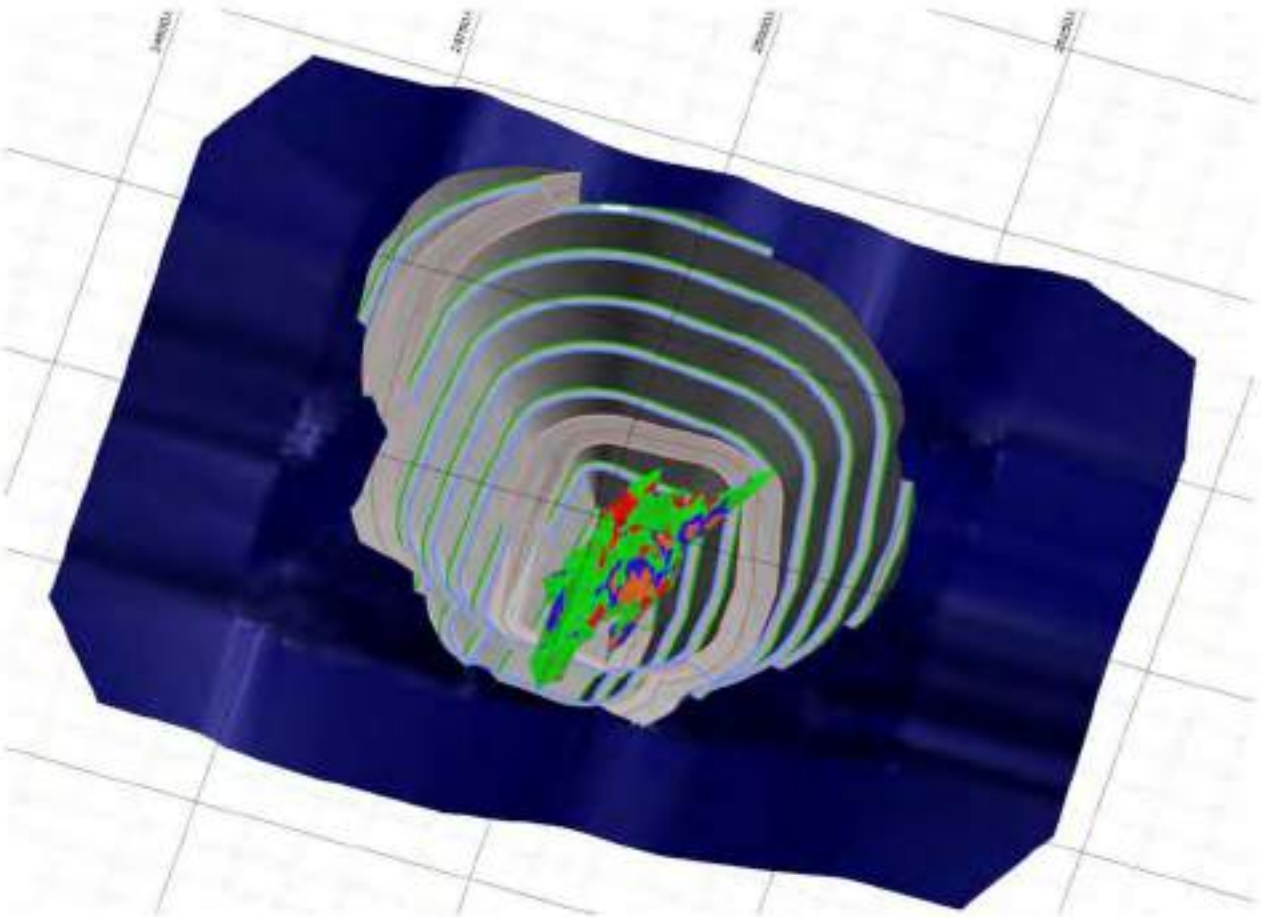


Рисунок 3 – Финальные материалы курсового проекта, предоставляемые преподавателю для оценки

Комплект заданий для раздачи, состоящий из 25 вариантов, также прилагается в виде отдельной папке.

Критерии оценивания:

– Качество выполненной работы
– Самостоятельность выполнения
– Соответствие требованиям оформления
– Защита курсового проекта

2. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ

2.1. Создание цифровой модели поверхности рельефа

2.1.1 Импорт изолиний из Автокад

МЕНЮ: Файл -> Импорт->Векторные данные (CAD, ГИС, GPS)

2.1.2 Построение ЦМП по стрингам изолиний

Панель -> Создать каркас (Ctrl + Shift + E)

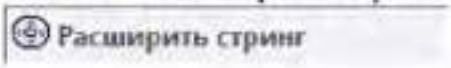
2.1.3 Осуществляем проверку поверхности на правильность

МЕНЮ->Каркас->Проверить

В результате операции граница поверхности помечается стрингом как незамкнутый срез

2.1.4 Создаем стринг границ расширенной поверхности дублированием созданного стринга проверки на правильность

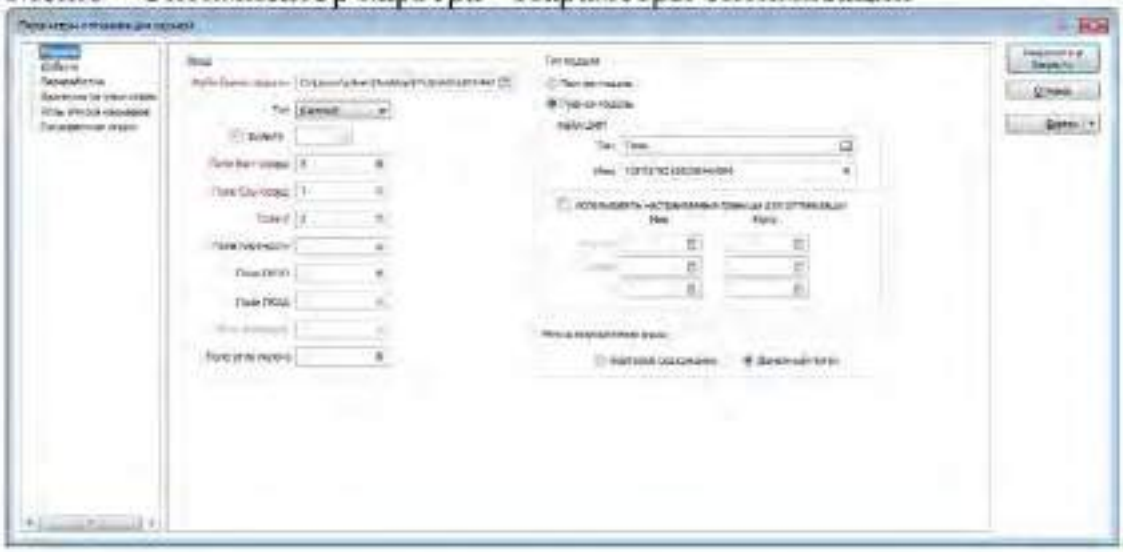
Панель->Расширить стринг

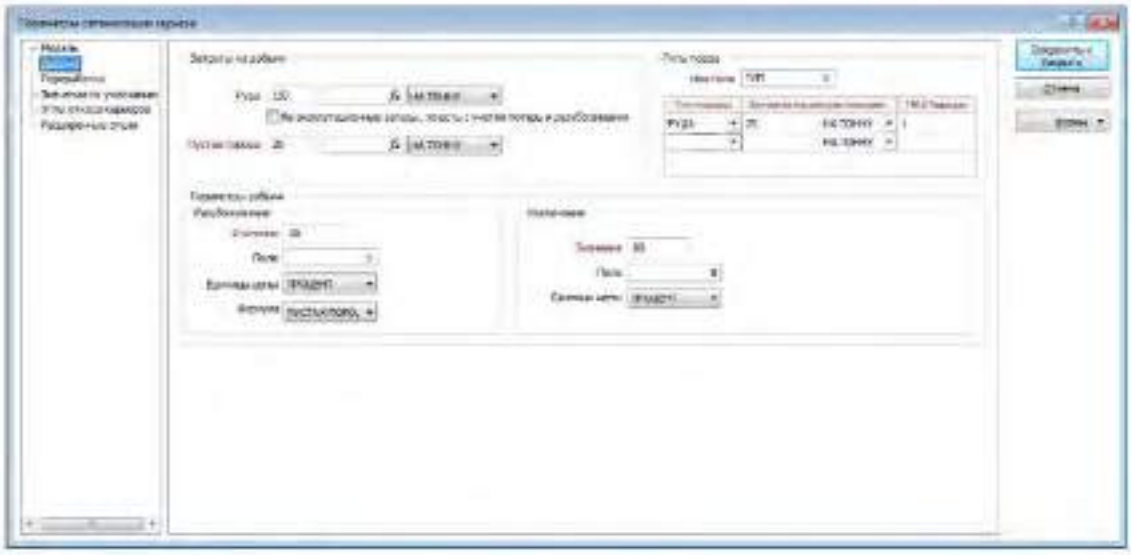


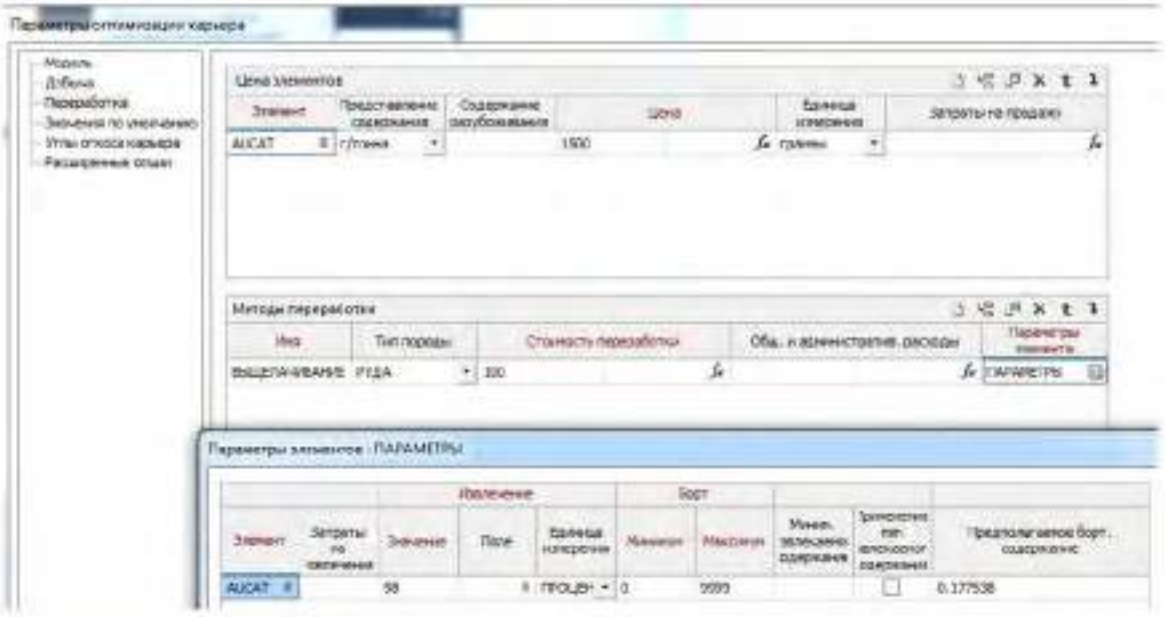
2.2. Определение границ оптимальной оболочки карьера и получение укрупненного календарного плана

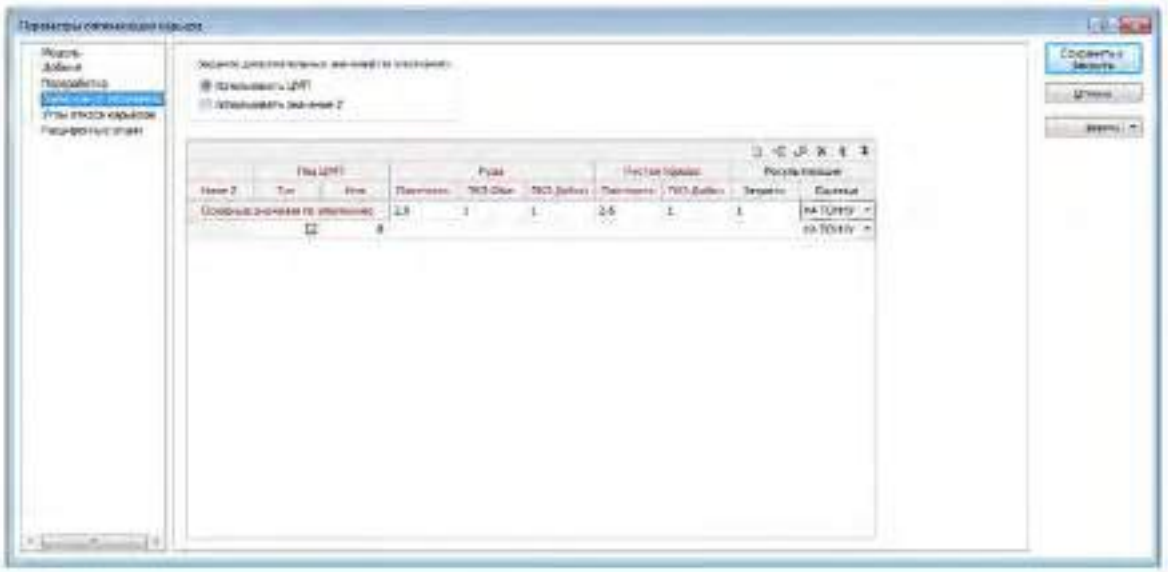
2.2.1 Настраиваются параметры оптимизации

Меню->Оптимизатор карьера->Параметры оптимизации





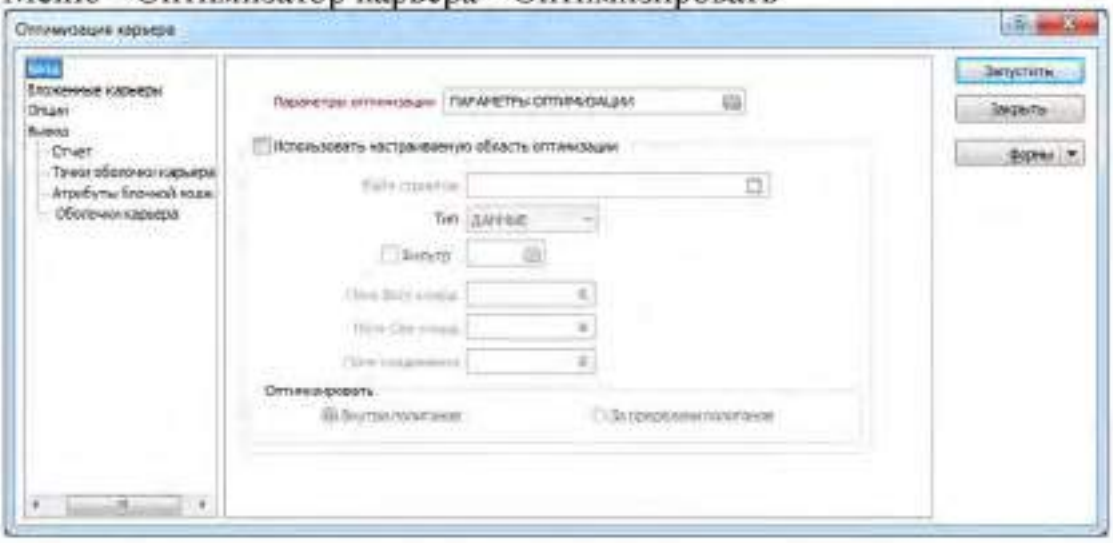

Параметры оптимизации карьера
Модель
Добыча
Переработка
Ограничения по умолчанию
Углы откоса карьера
Расширенные опции
Цена элементов
Элемент
Представление содержания
Содержание окупаемых
Цена
Единица измерения
Затраты на продажу
AUCAT
г/тонна
1930
Методы переработки
Имя
Тип породы
Стоимость переработки
Общ. и административ. расходы
Параметры элемента
ВЫДЕЛЕНИЕ
РУДА
100
ПАРАМЕТРЫ
Параметры элементов : ПАРАМЕТРЫ
Извлечение
Борт
Элемент
Затраты на извлечение
Значение
Поле
Единица измерения
Минимум
Максимум
Миним. извлекаемое содержание
Технологич. пар. флотационного извлечения
Предполагаемое борт. содержание
AUCAT
58
ПРОЦЕН
0
9999
0.177538

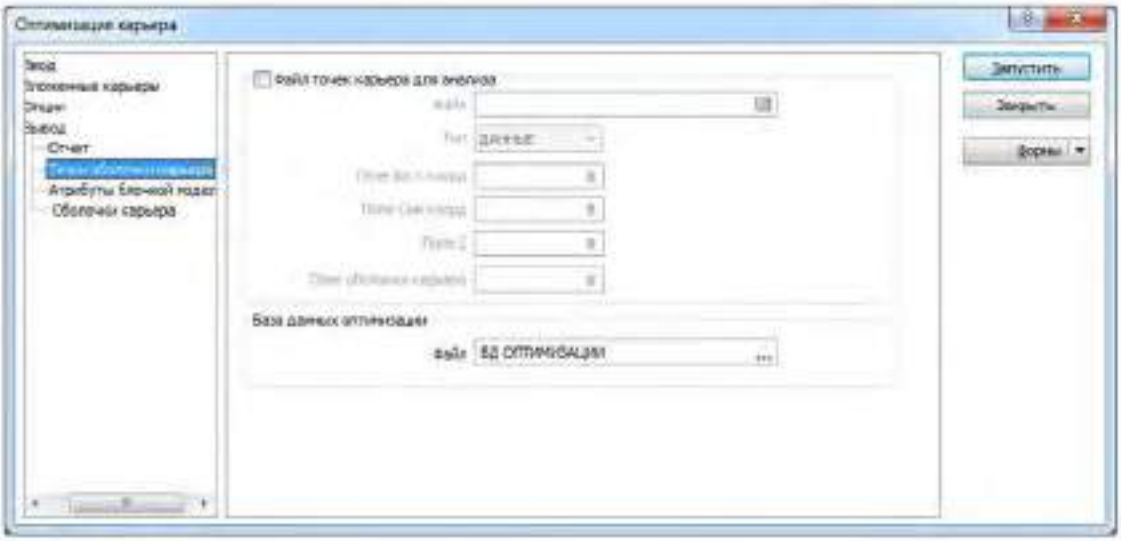


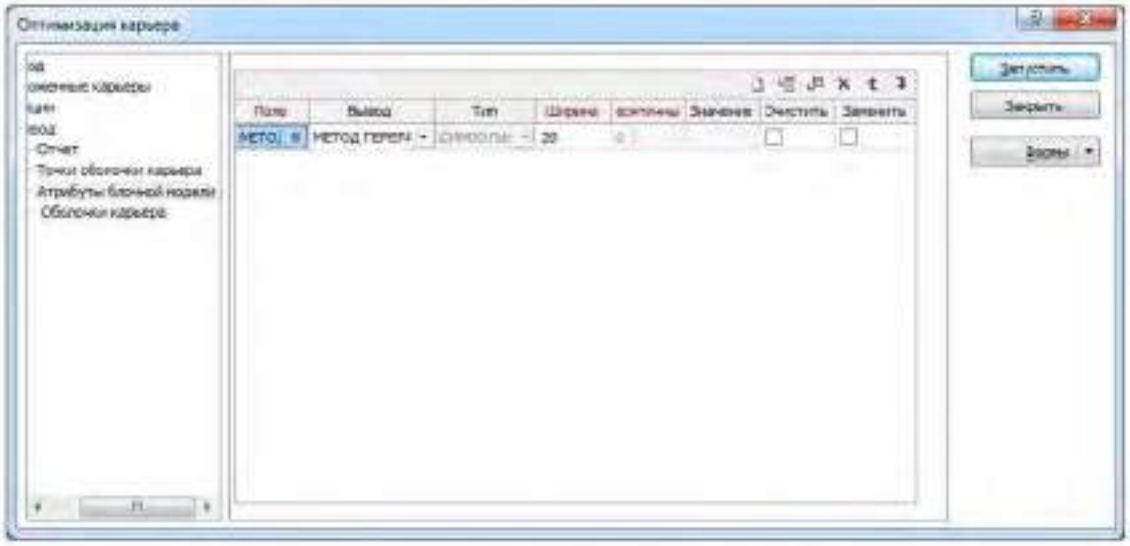


2.2.2 Осуществляется построение оптимального контура

Меню->Оптимизатор карьера->Оптимизировать

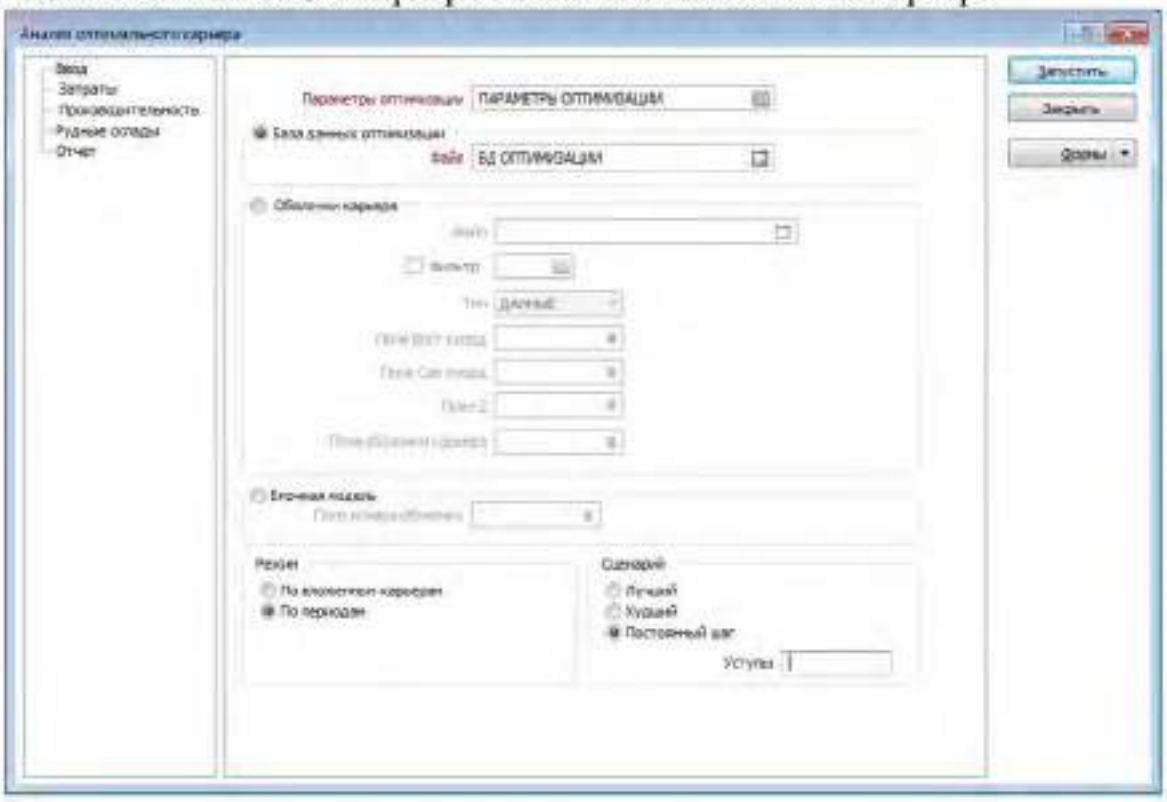


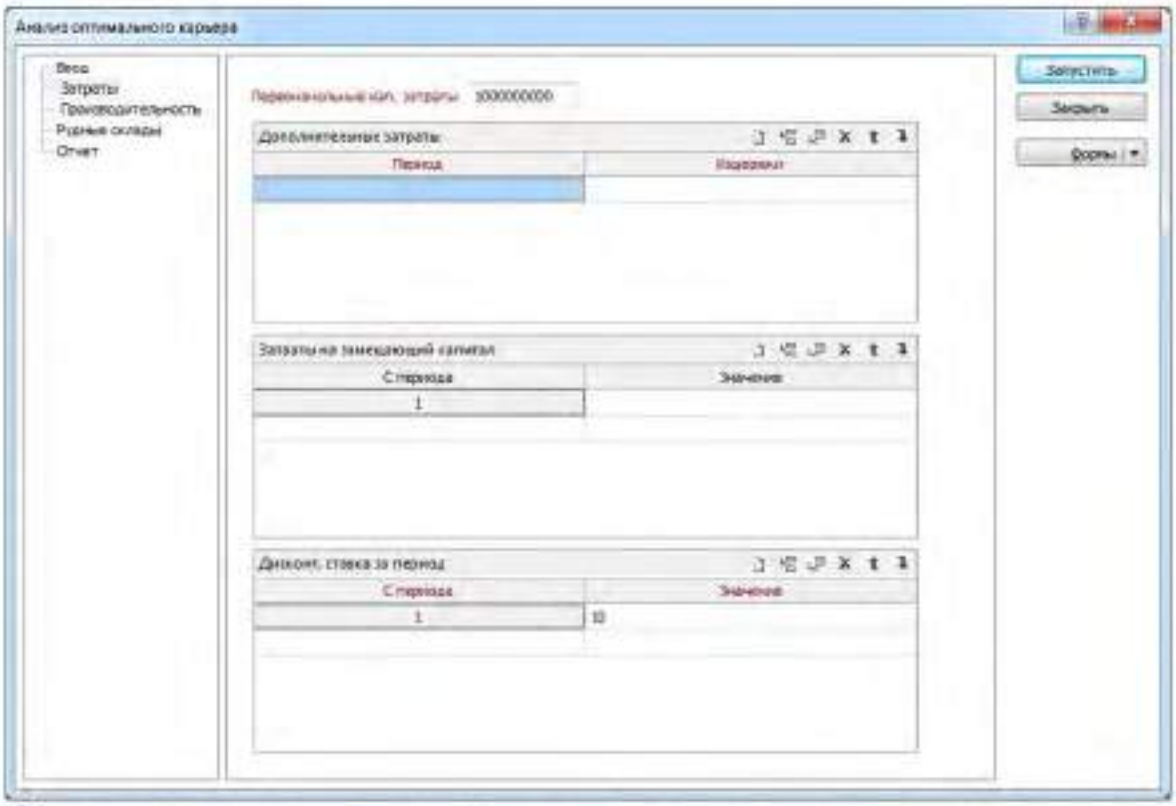




2.2.3 Расчитывается укрупненный календарный план ведения горных работ на основе оптимального контура

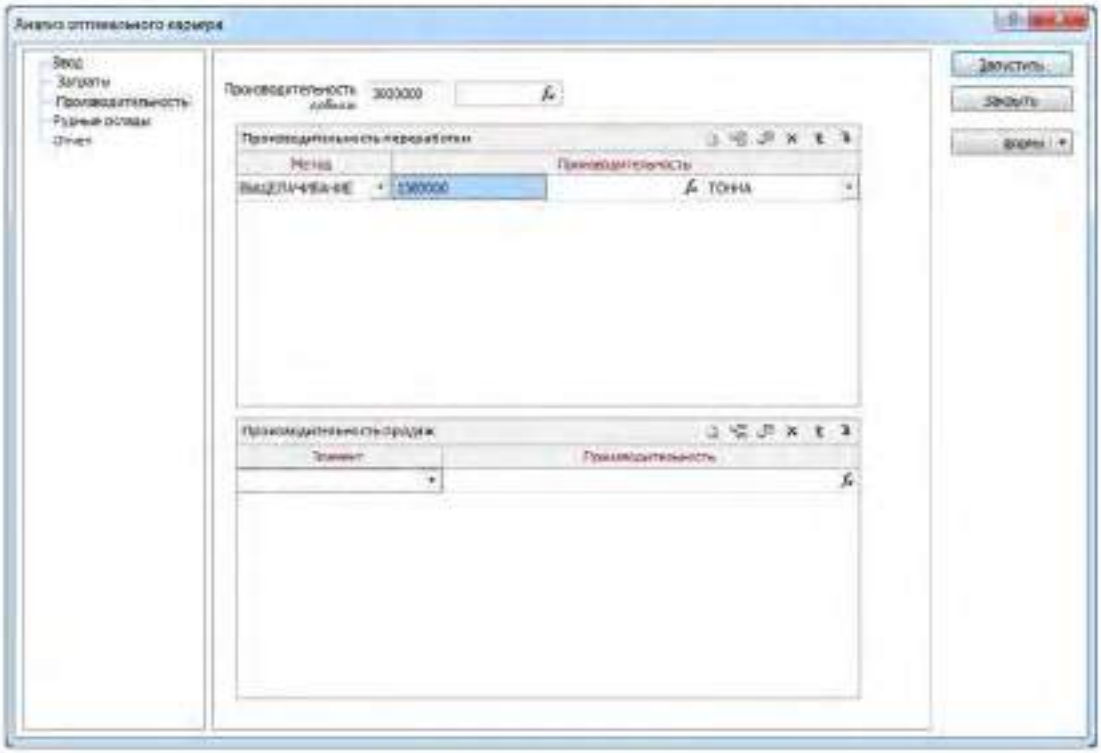
Меню->Оптимизация карьера->Анализ оптимального карьера





При постоянном шаге задаётся количество уступов, одновременно в работе.

При худшем шаге подготовка горизонтов осуществляется последовательно (пока не подготовим первый, второй не вскрывается)

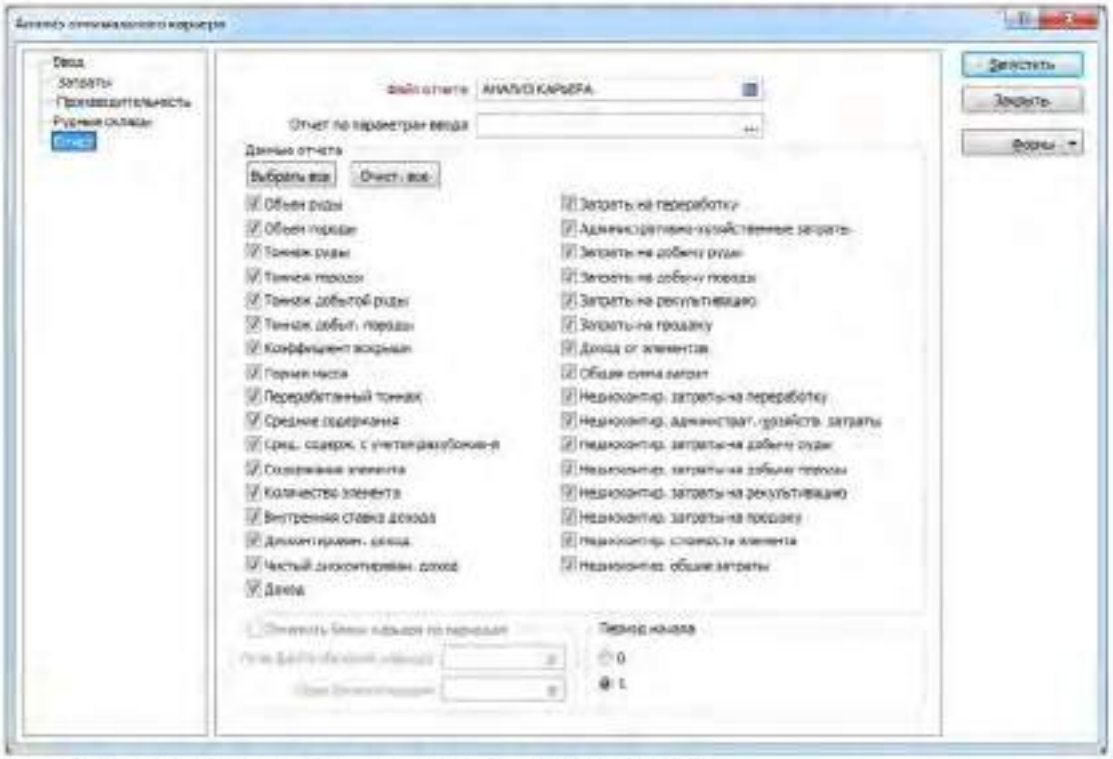


2.2.4 Отображение результатов на графиках

Меню-Оптимизатор карьеров-График анализа

2.3. Проектирование карьера

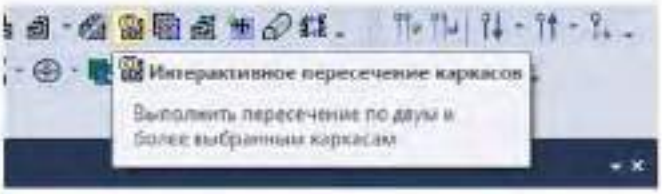
1. Загружаем в Визекс оптимальную оболочку карьера, блочную модель рудного тела и цифровую модель поверхности
2. В окне просмотра ПКМ на оптимальной оболочке->Режим просмотра->2d срез
3. Повторяем операцию из п.2 для блочной модели рудного тела
4. На виде в плане подбираем такой уровень стринга оптимальной оболочки, чтобы ширина контура обеспечивала ширину разворотной площадки
5. Форма Визекса->Проектирование карьеров (создаем файл карьера)
6. Выбираем файл Карьер активным слоем в окне просмотра
7. Используя инструменты проектирования карьера строим карьер до



пересечения с топографической основой

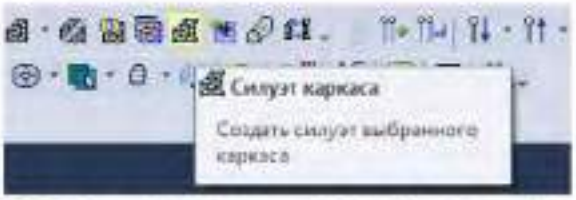


8. Строим поверхность на основе модели карьера
9. Используем «интерактивное пересечение каркасов» и получаем модель поверхности карьера, обрезанную топографической основой

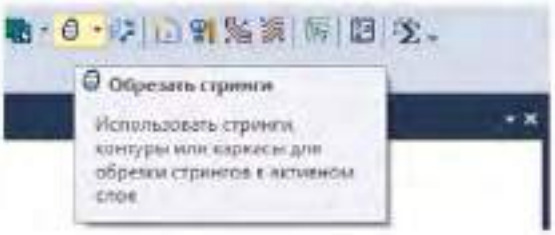


10. Осуществляем подрезку стрингов модели карьера, используя следующую последовательность операций:

- создать силуэт каркаса поверхности внутри карьера инструментом «Силуэт каркаса»



- обрезать стринги карьера полученной линией командой «Обрезать стринги»



ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Вариант задания	Плотность, т/м³		Коэффициент крепости пород	Разубоживание, %	Извлечение ПИ при обогащении, %	Угол откоса борта карьера, град	Удельные затраты (оперативные), руб/т				Стоимость единицы природного минерального сырья, руб/т	Прогнозные запасы месторождения, млн т	Протяженность, км		Вскрышные уступы	Угол откоса уступа, град	Ширина бермы безопасности, м	Ширина съезда, м	Угол наклона съезда, градусов
	руда	вмещающие породы					добычные работы	вскрышные работы	разубоживание	обогащение			по горной массе	по карьеру в целом					
1	2,7	2,5	8	11	97	42	236	181	25	109	1600	944	5774	1945	17	65	9	18	80
2	2,6	2,9	7	16	94	43	243	192	25	108	1531	1027	5558	1647	13	67	10	19	80
3	2,6	2,6	2	13	96	45	231	178	27	149	1546	987	4168	1737	13	66	9	18	80
4	2,6	2,6	8	20	94	42	210	197	33	120	1513	1155	5854	1926	11	69	9	20	100
5	2,7	3,0	4	17	98	44	228	176	29	101	1579	911	4203	1727	19	67	10	24	100
6	2,7	2,7	2	19	94	43	206	192	31	143	1569	1179	5975	1932	15	63	10	21	100
7	2,7	3,0	6	11	94	43	207	167	33	150	1525	1087	4307	1612	10	62	9	18	80
8	2,5	3,0	2	20	94	46	230	172	28	106	1547	963	4951	1574	15	63	10	18	80
9	2,7	2,5	6	18	96	43	235	163	28	127	1559	1017	5394	1957	16	67	9	25	100
10	3,4	2,9	4	14	96	46	237	158	39	115	1521	915	4605	1629	13	61	8	22	100
11	2,8	2,6	1	20	97	42	233	169	26	142	1586	1175	5002	1507	11	64	9	18	80
12	2,6	2,5	1	11	95	45	226	168	30	134	1575	1054	4720	1626	14	67	9	19	80
13	2,4	2,9	1	20	96	45	215	170	35	131	1538	1089	5436	1953	10	61	9	20	100
14	2,5	2,7	5	13	94	45	232	163	27	124	1521	979	5412	1789	11	62	9	22	100
15	3,6	3,0	3	19	98	46	204	156	27	100	1555	1075	5220	1848	18	69	8	19	80
16	2,7	2,7	6	15	97	41	232	192	29	117	1514	931	4353	1926	12	67	8	25	100
17	2,8	2,7	5	18	96	44	202	196	25	149	1558	1074	5617	1878	16	68	8	20	100
18	2,8	2,9	3	10	96	44	202	197	31	149	1565	1145	5167	1562	10	68	10	23	100
19	2,8	2,7	3	19	98	44	238	172	34	102	1528	1011	4519	1825	11	62	8	22	100
20	2,4	2,5	3	11	95	41	205	200	28	127	1593	980	4500	1994	10	67	8	21	100
21	2,7	2,7	4	18	97	45	210	152	33	102	1590	1076	5995	1559	19	62	10	25	100
22	2,5	3,0	1	15	96	41	218	198	31	112	1578	1054	4255	1932	17	66	9	22	100
23	2,7	2,8	1	18	96	45	203	155	29	126	1511	1126	5691	1720	11	70	8	25	100
24	2,8	2,6	5	15	95	42	227	200	31	120	1522	934	5679	1870	14	61	10	18	80
25	2,6	2,6	1	10	96	43	231	167	32	135	1565	1057	5095	1925	12	62	8	23	100

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ

ОСНОВЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №1. СОЗДАНИЕ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ ПОВЕРХНОСТИ РЕЛЬЕФА 3

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №2. ОПТИМИЗАЦИЯ КАРЬЕРА 6

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА.....11

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №4. ПОДСЧЕТ ПОГОРИЗОНТНЫХ ОБЪЕМОВ РУДЫ И ГОРНОЙ МАССЫ В КАРЬЕРЕ.....13

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОТВАЛА И АВТОДОРОГИ 17

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ИНСТРУМЕНТЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРА ..20

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №1. СОЗДАНИЕ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ ПОВЕРХНОСТИ РЕЛЬЕФА

Цель работы: Ознакомиться с методикой построения цифровых моделей поверхностей на основе данных изолиний и настройки их визуализации

Исходные данные: файл Изолинии.dxf, Аэрофотоснимок.jpg, Аэрофотоснимок.grf

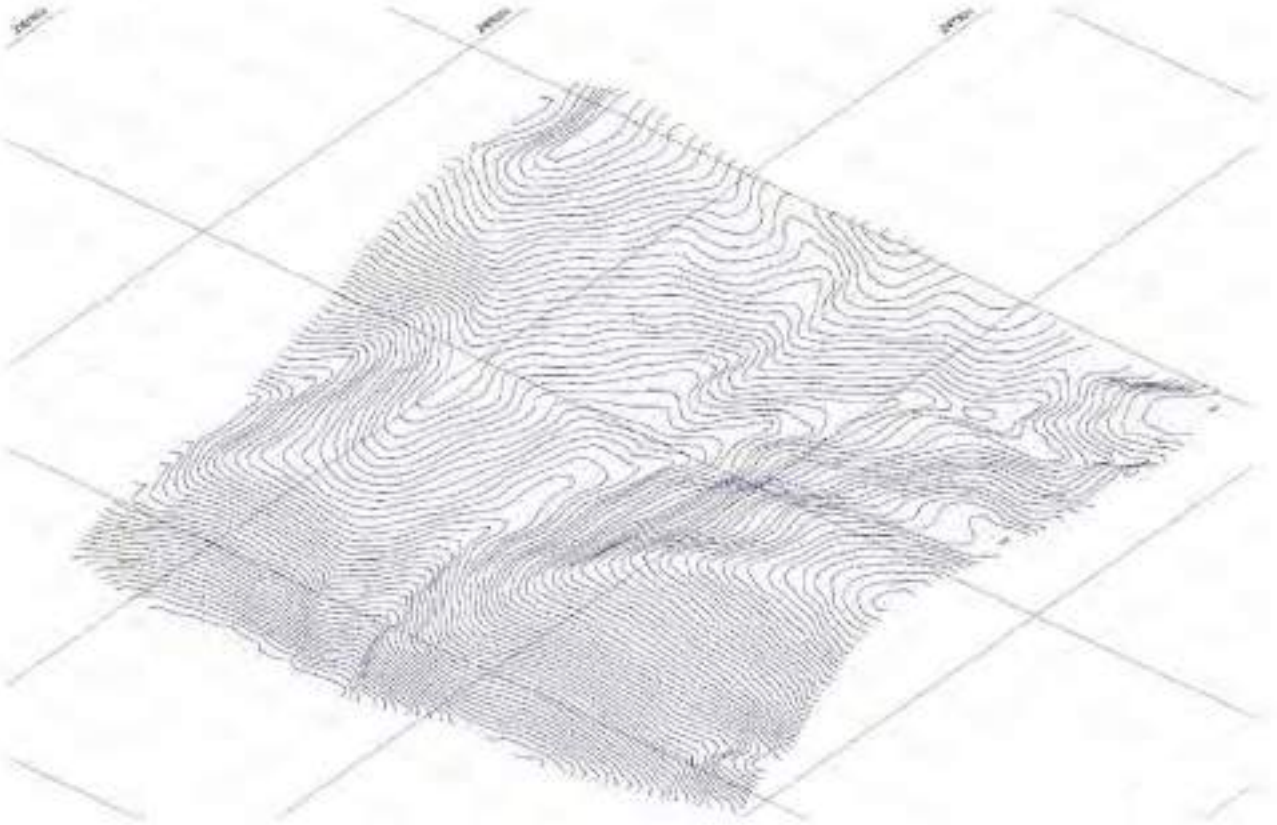
Порядок выполнения работы:

1. Создание цифровой модели поверхности рельефа по данным съемки

1.1 Импорт изолиний из внешнего файла

МЕНЮ: Файл -> Импорт -> Векторные данные (CAD, ГИС, GPS) -> Файл Изолинии.dxf

1.2 Загружаем данные изолиний в Визекс



1.3 Построение ЦМП по стрингам изолиний

Панель -> Создать каркас (Ctrl + Shift + E)

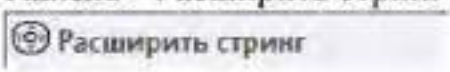
Сохраняем поверхность под именем «Топография» в файле Топография.tridb

2. Расширение границ цифровой модели поверхности

2.1 Осуществляем проверку поверхности на правильность
МЕНЮ->Каркас->Проверить

В результате операции граница поверхности помечается стрингом как незамкнутый срез

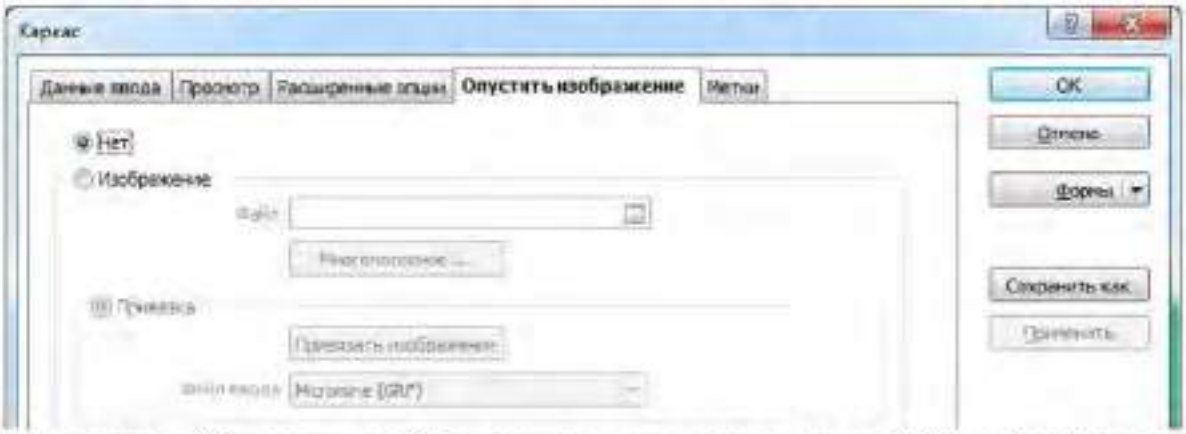
2.2 Создаем стринг границ расширенной поверхности дублированием созданного стринга проверки на правильность
Панель->Расширить стринг



2.3 Создаем новую ЦМП, используя горизонтали предыдущей и сдублированный стринг

Панель -> Создать каркас (Ctrl + Shift + E)

2. Наложение привязанных изображений на поверхность
Двойным щелчок нажимаем на поверхность рельефа в окне просмотра



На вкладке «Опустить изображение» указываем путь к файлу Аэрофотоснимок.jpg в поле имени файла. В качестве файла поривязки используем Аэрофотоснимок.grf.

3. Цветовая кодировка поверхности

Двойным щелчок нажимаем на поверхность рельефа в окне просмотра



На вкладке «Просмотр» настраиваются параметры цветовой кодировки по атрибуту Z

Отчетность по работе: На проверку преподавателю предоставляются файл Топография.tridb, загруженный в Визекс с соответствующими настройками визиуализации

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №2. ОПТИМИЗАЦИЯ КАРЬЕРА

Цель работы: Ознакомиться с методикой расчета оптимального контура карьера и его анализа.

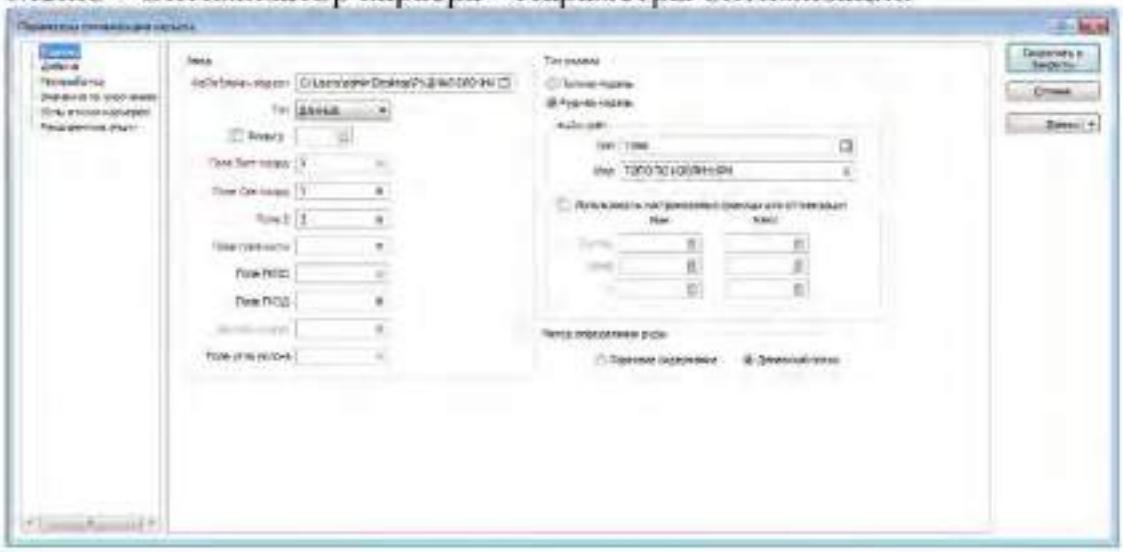
Исходные данные: Файл Блочная модель.dat, Топография.tridb

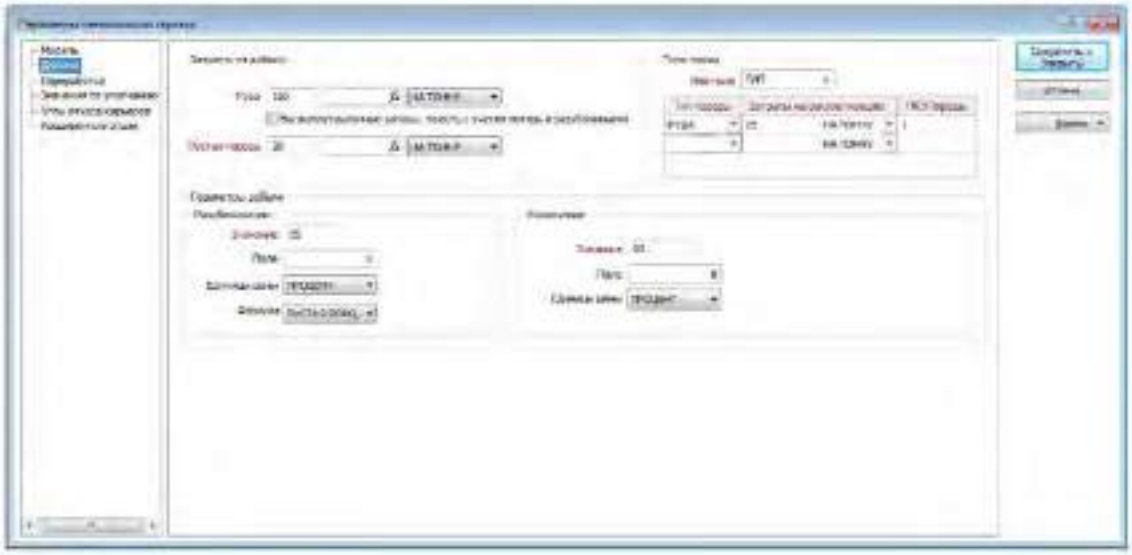
Порядок выполнения работы:

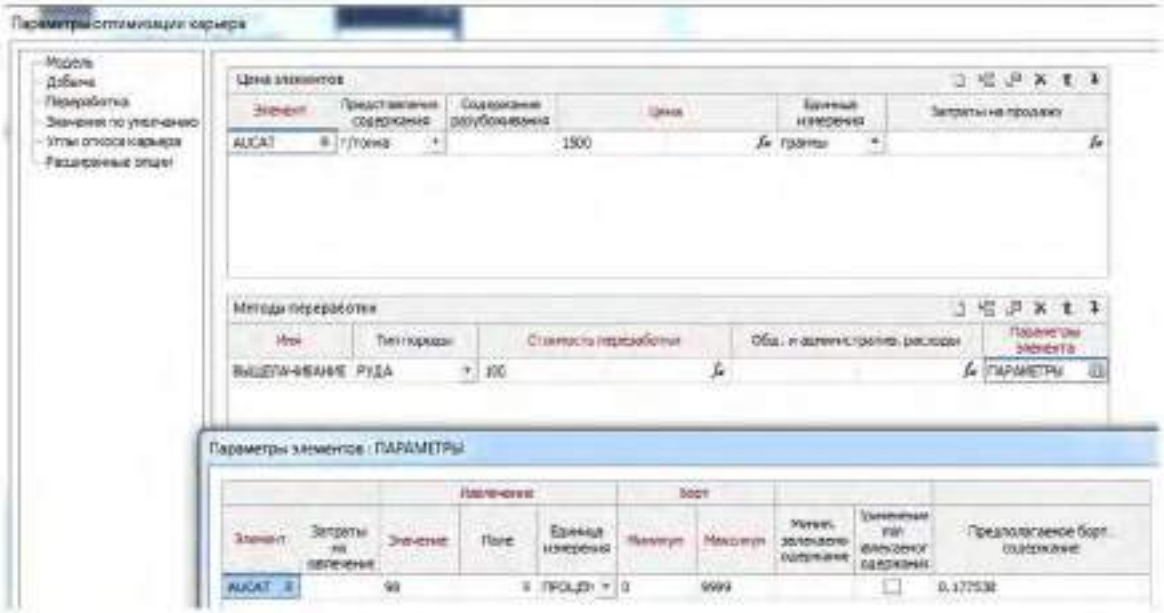
1. Определение границ оптимальной оболочки карьера

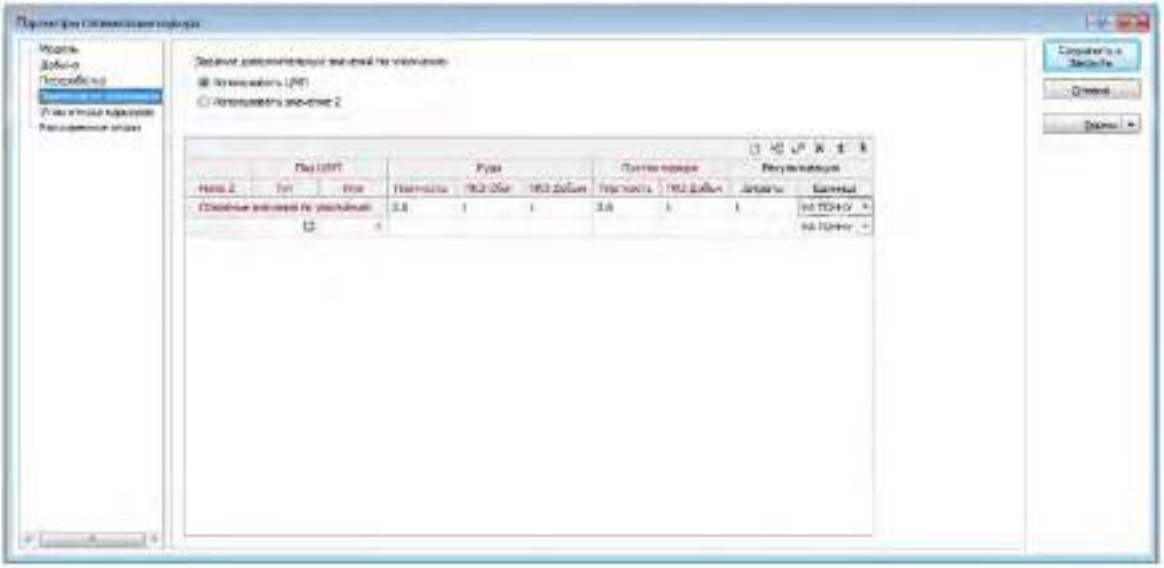
Настраиваются параметры оптимизации

Меню->Оптимизатор карьера->Параметры оптимизации





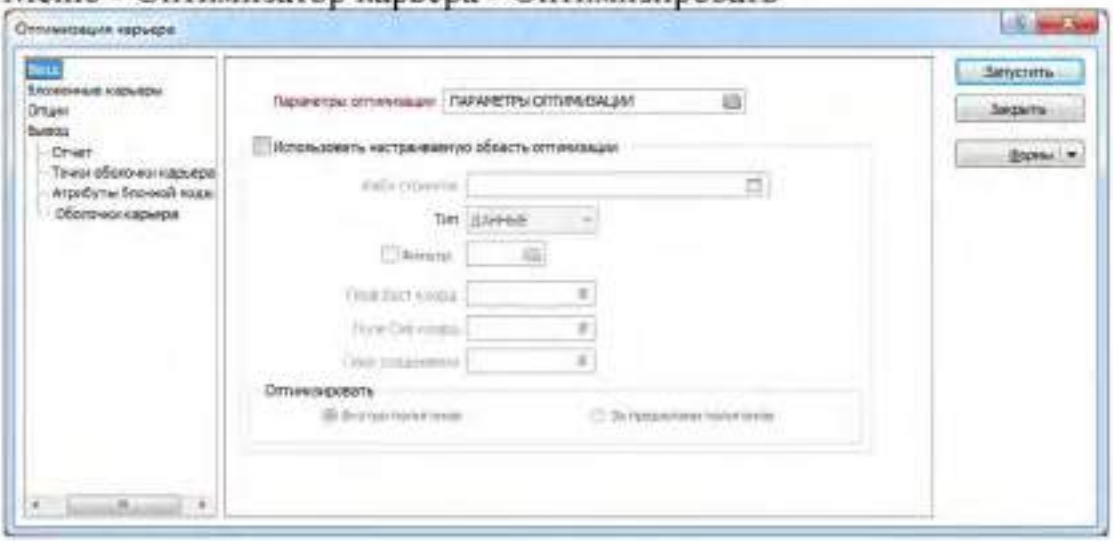

Параметры оптимизации карьера
Модель
Добыча
Переработка
Значения по умолчанию
Углы откоса карьера
Расширенные опции
Цена элементов
Элемент
Представление содержания
Содержание (опробования)
Цена
Единый измерения
Затраты на продажу
AUCAT
г/тонна
1500
грамм
Методы переработки
Имя
Тип породы
Стоимость переработки
Общ. и административ. расходы
Параметры элемента
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ
РУДА
100
ПАРАМЕТРЫ
Параметры элементов : ПАРАМЕТРЫ
Извлечение
Борт
Элемент
Затраты на извлечение
Значение
Поле
Единица измерения
Минимум
Максимум
Минимальное содержание
Уменьшенное или фиксированное содержание
Предполагаемое борт. содержание
AUCAT
98
ПРОЦЕНТ
0
9999
0.177538

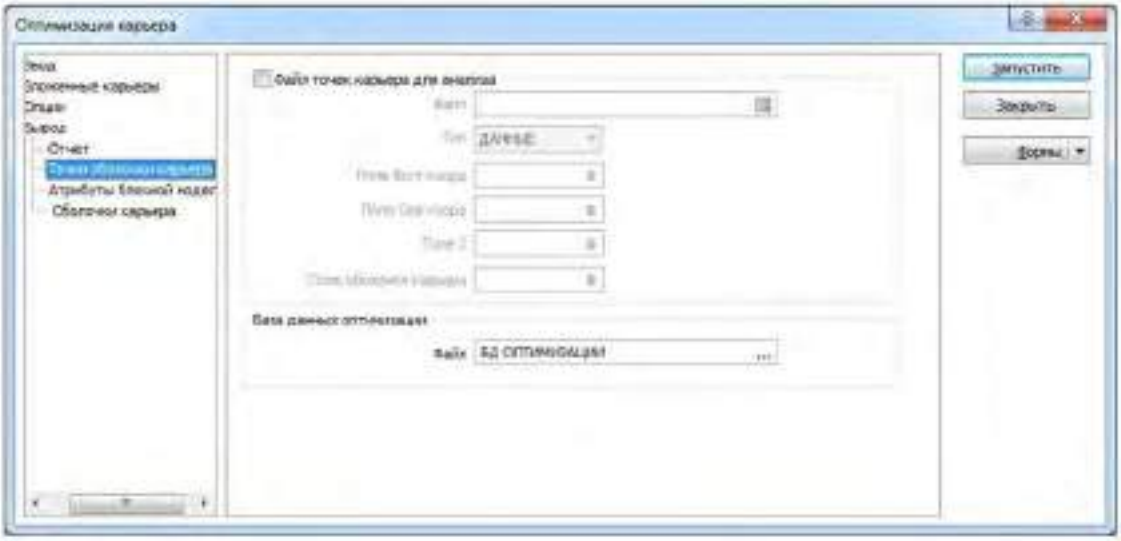


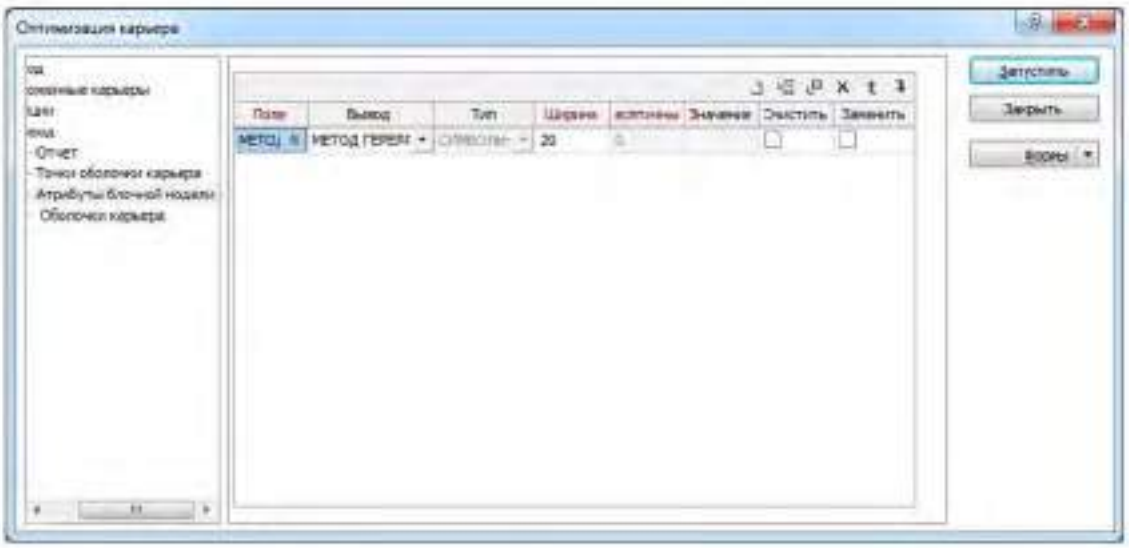


Осуществляется построение оптимального контура

Меню->Оптимизатор карьера->Оптимизировать



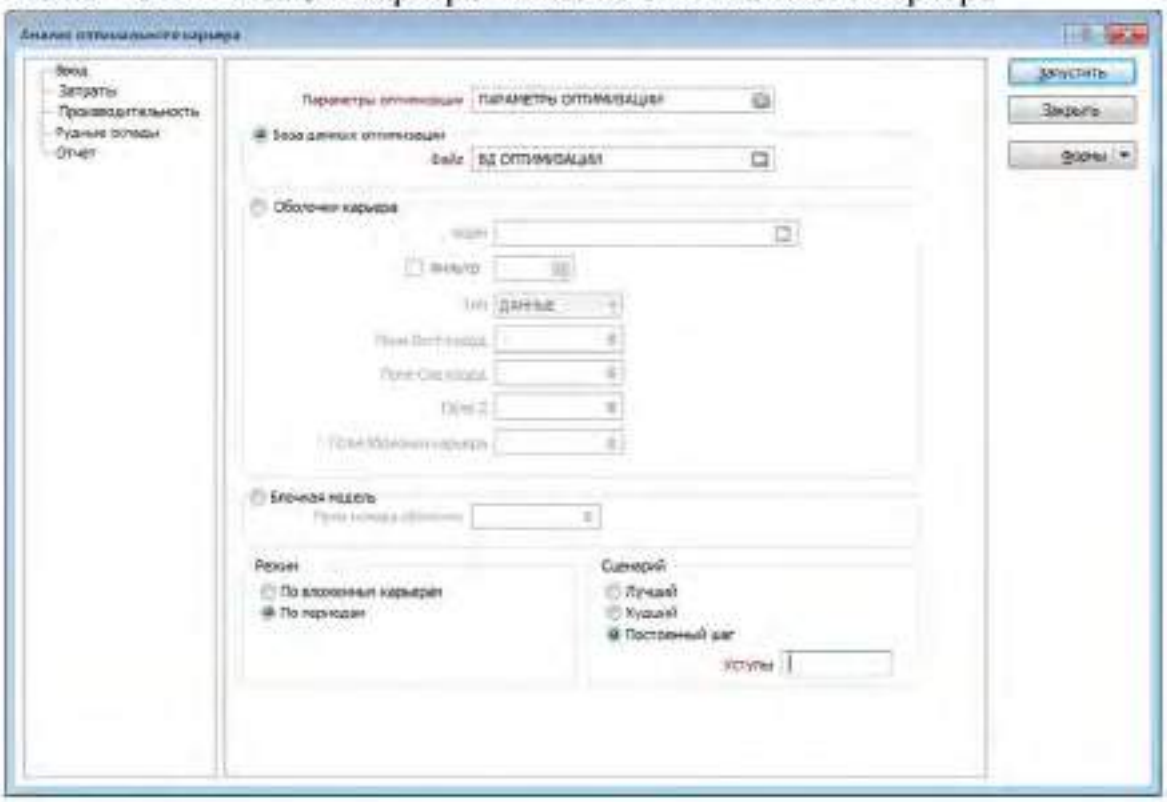


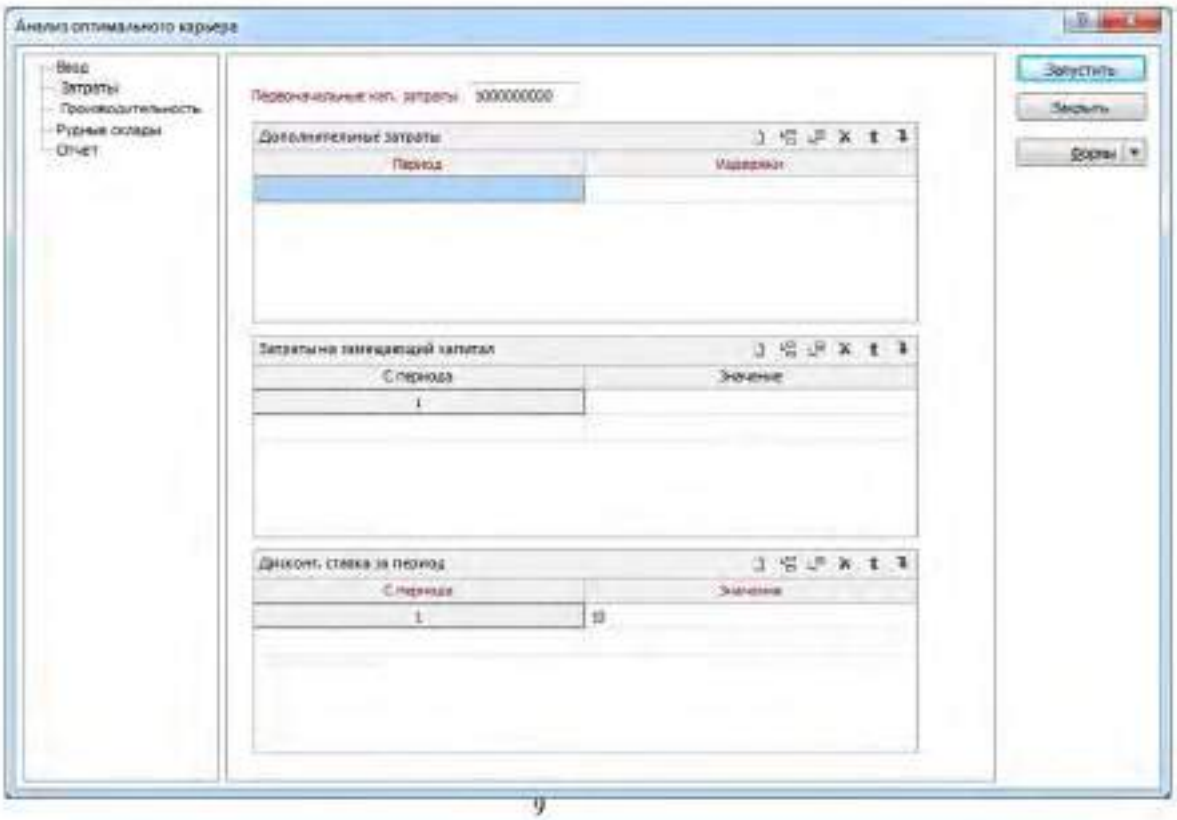


2. Получение укрупненного календарного плана

Расчитывается укрупненный календарный план ведения горных работ на основе оптимального контура

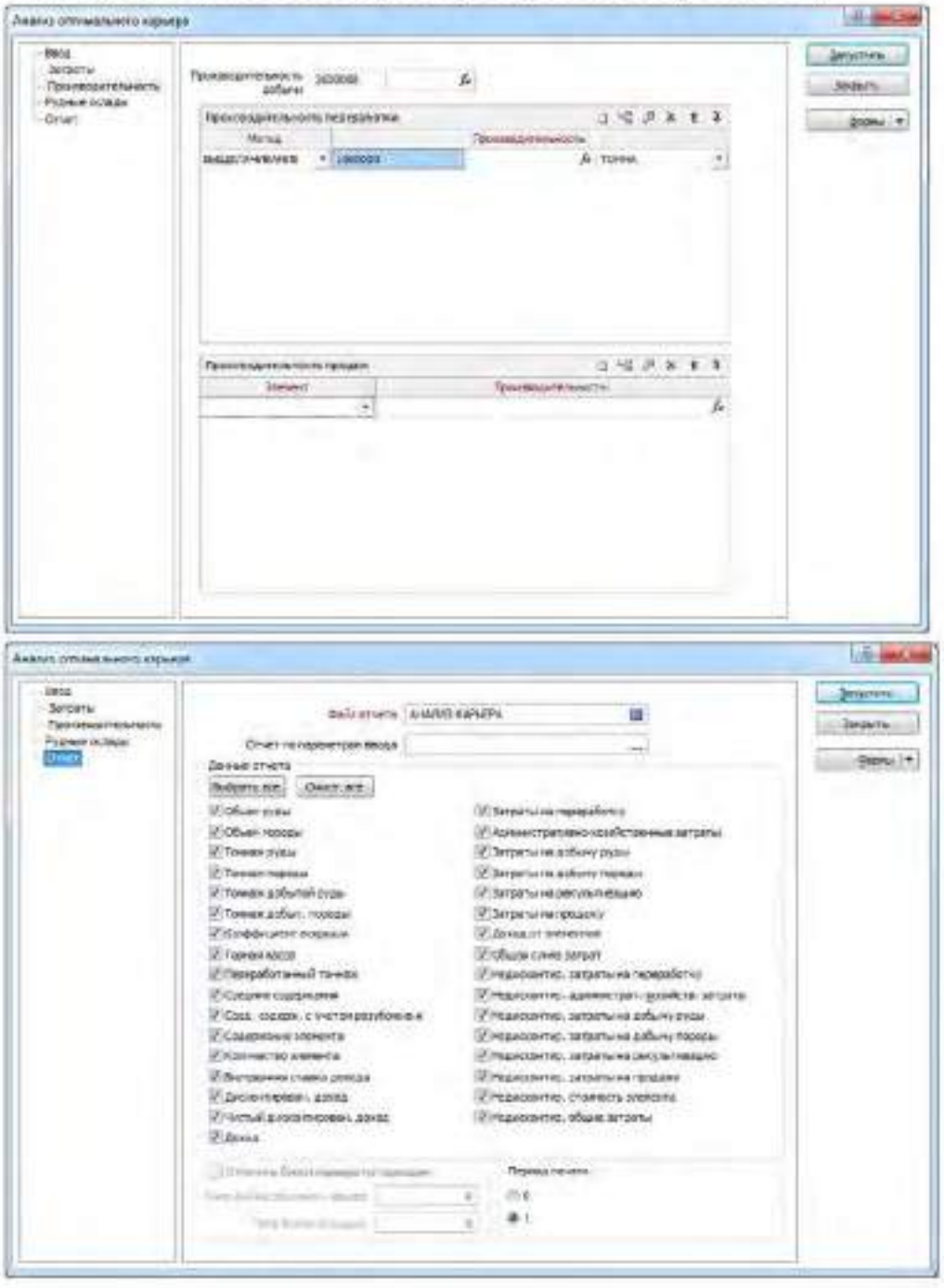
Меню->Оптимизация карьера->Анализ оптимального карьера





При постоянном шаге задаётся количество уступов, одновременно в работе.

При худшем шаге подготовка горизонтов осуществляется последовательно (пока не подготовим первый, второй не вскрывается)



Отображение результатов на графиках

Меню-Оптимизатор карьеров-График анализа

Отчетность по работе: На проверку преподавателю предоставляются файл Оптимизация.tridb, загруженный в Визекс, а так же сохраненные форма настроек оптимизации и календарного планирования

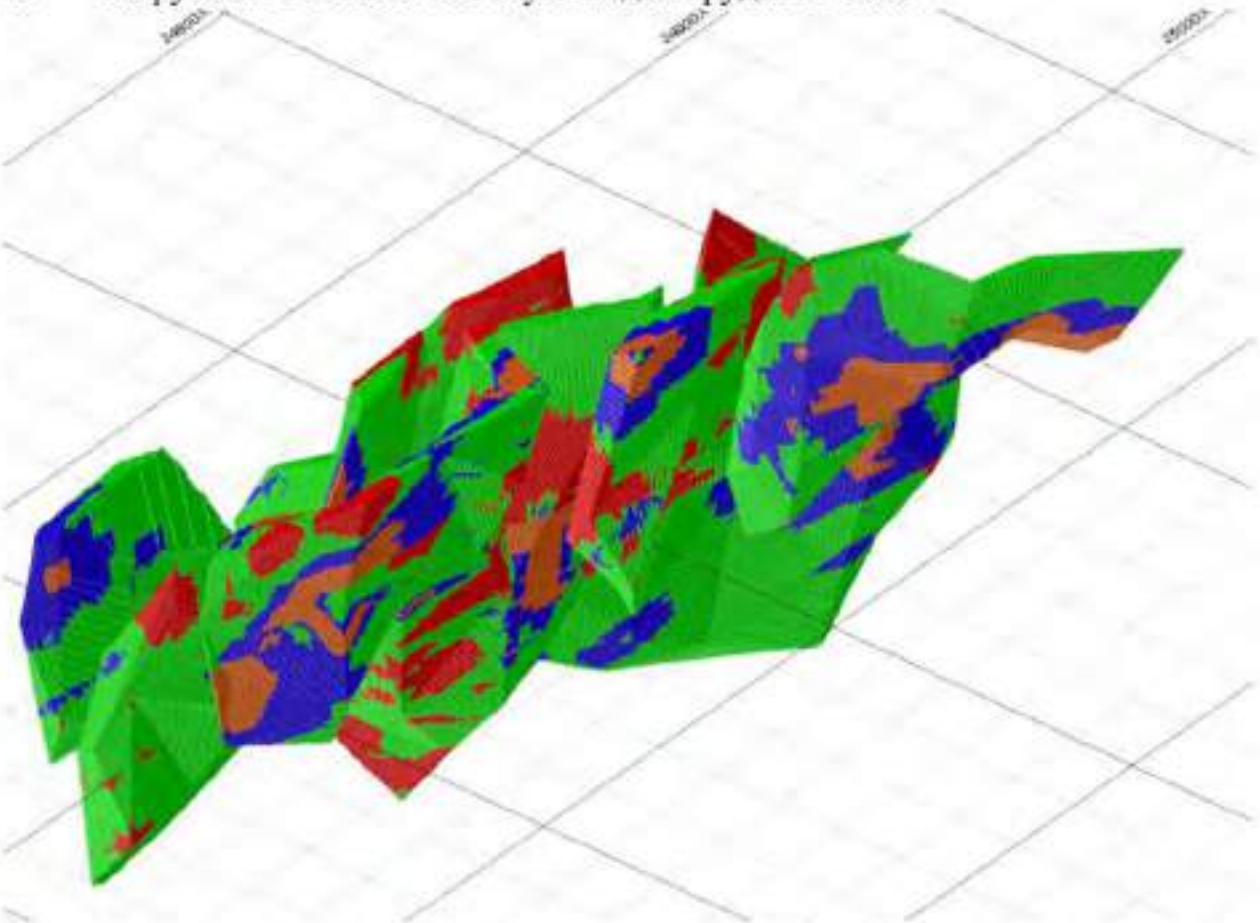
ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА

Цель работы: Ознакомиться с методикой автоматизированного проектирования карьера

Исходные данные: Файл Блочная модель.dat, Топография.tridb, Оптимизация.tridb

Порядок выполнения работы:

1. Загружаем в Визекс оптимальную оболочку карьера и цифровую модель поверхности
2. Загружаем в Визекс блочную модель рудного тела



3. В окне просмотра ПКМ на оптимальной оболочке->Режим просмотра->2d срез
4. Повторяем операцию из п.2 для блочной модели рудного тела
5. На виде в плане подбираем такой уровень стринга оптимальной оболочки, чтобы ширина контура обеспечивала ширину разворотной площадки

6. Форма Визекса->Проектирование карьеров (создаем файл карьера Карьер_необрезанный.PIT)

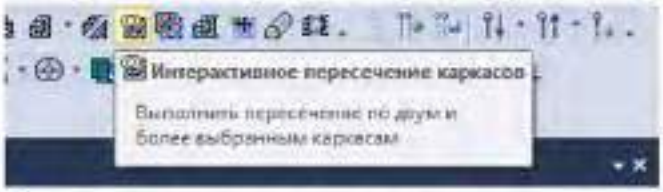
7. Выбираем файл Карьер активным слоем в окне просмотра

8. Используя инструменты проектирования карьера (приложение 1) строим карьер до пересечения с топографической основой



9. Строим поверхность на основе модели карьера, сохраняем под названием Карьер_необрезанный в файле Карьер.tridb.

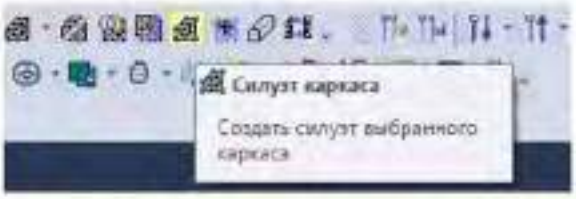
10. Используем «интерактивное пересечение каркасов» и получаем модель поверхности карьера, обрезанную топографической основой



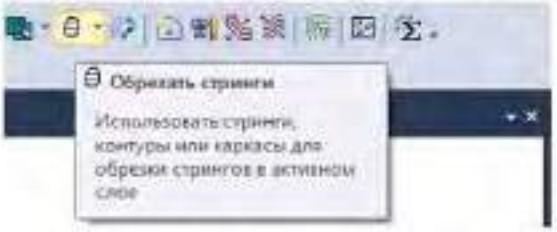
Сохраняем результат под названием Карьер_обрезанный в файле Карьер.tridb.

11. Осуществляем подрезку стрингов модели карьера, используя следующую последовательность операций:

- создать силуэт каркаса поверхности внутри карьера инструментом «Силуэт каркаса»



- обрезать стринги карьера полученной линией командой «Обрезать стринги»



Сохраняем результат под названием Карьер_обрезанный.PIT

Отчетность по работе: На проверку преподавателю предоставляются файлы Карьер_необрезанный.PIT, Карьер_обрезанный.PIT и Карьер.tridb, загруженные в Визекс

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №4. ПОДСЧЕТ ПОГОРИЗОНТНЫХ ОБЪЕМОВ РУДЫ И ГОРНОЙ МАССЫ В КАРЬЕРЕ

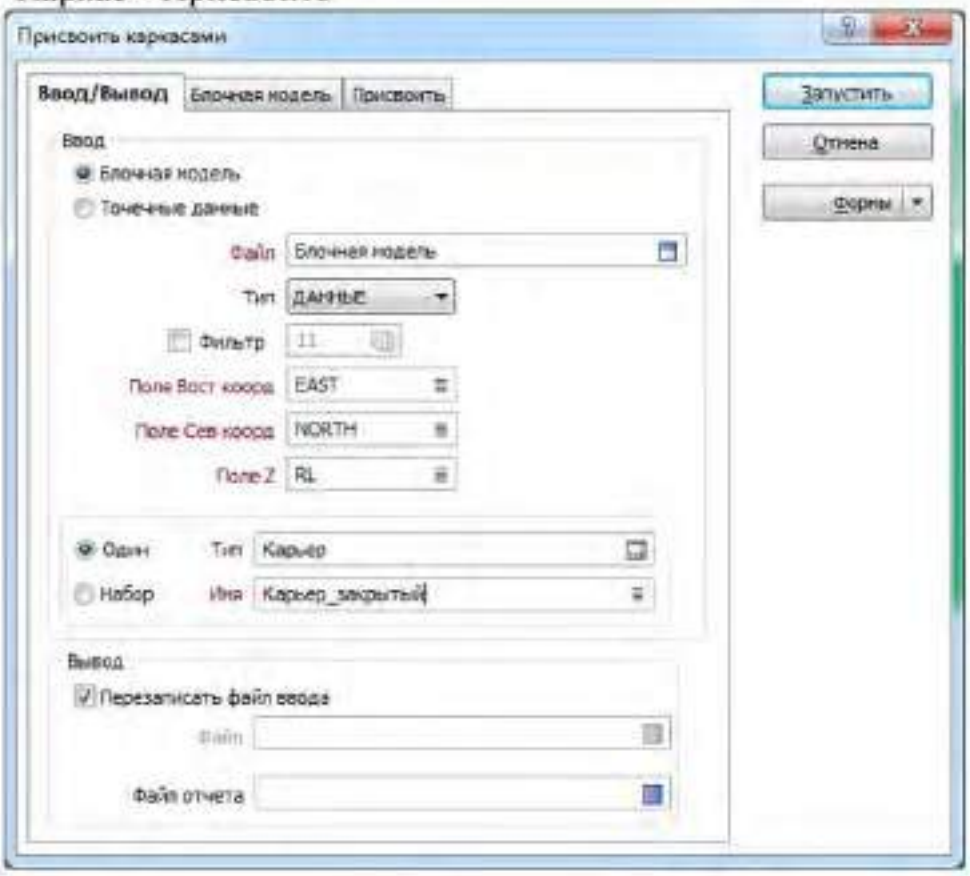
Цель работы: Ознакомиться с методикой подсчета объемов полезного ископаемого и вскрышных пород на основе цифровых моделей

Исходные данные: Файл Блочная модель.dat, Топография.tridb, Карьер.tridb

Порядок выполнения работы:

1. Используем команду «интерактивное пересечение каркасов» и получаем каркасную (закрытую) модель карьера (на основе модели «Карьер_необрезанный» и «Топография»)
Сохраняем результат под именем «Карьер_закрытый» в файле Карьер.tridb

2. Присваиваем при помощи каркасной модели карьера значения в поле блочной модели
МЕНЮ->Каркас->Присвоить

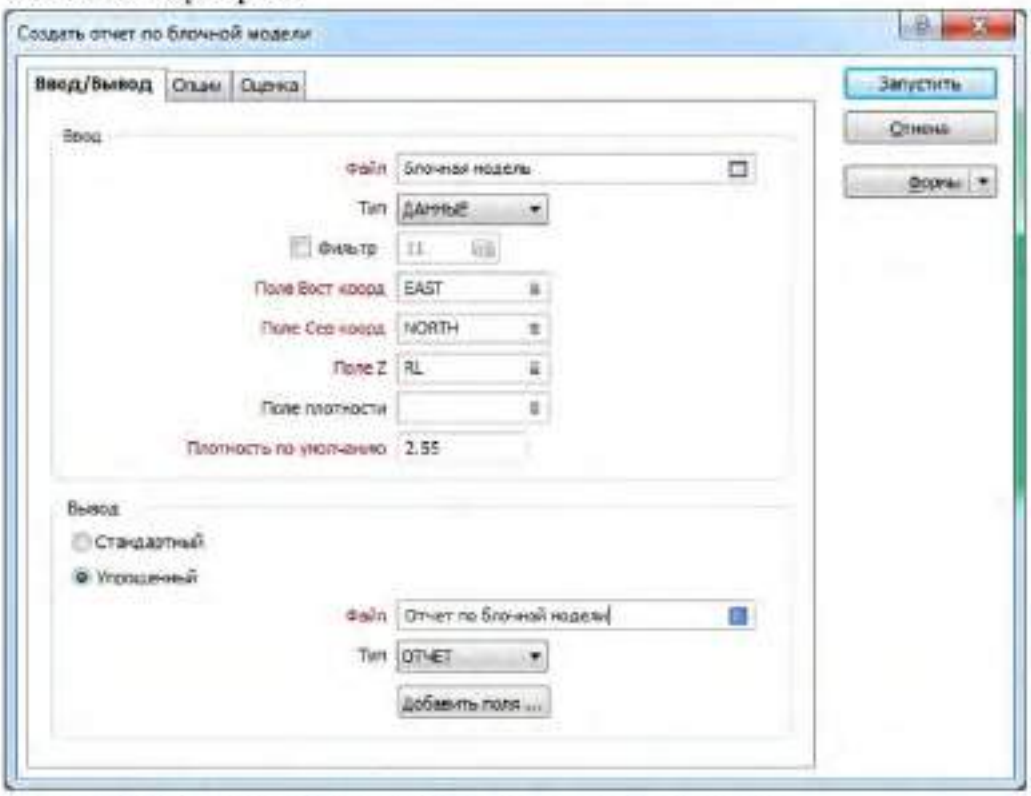


Присваиваем в поле КАРЬЕР значение IN для пометки блоков, вошедших в карьер

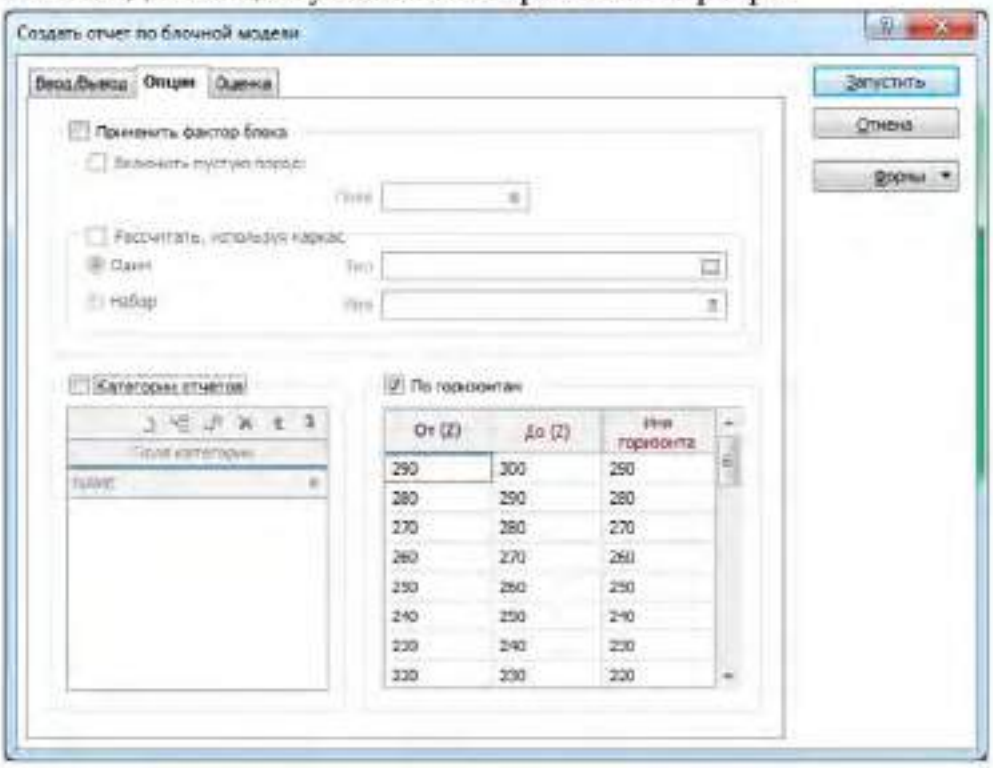
3. Создаем отчет по блочной модели

МЕНЮ->Моделирование->Отчет по блочной модели->Блочная модель

В поле «фильтр» создаем правило фильтрации блоков, исключающее все блоки за карьером



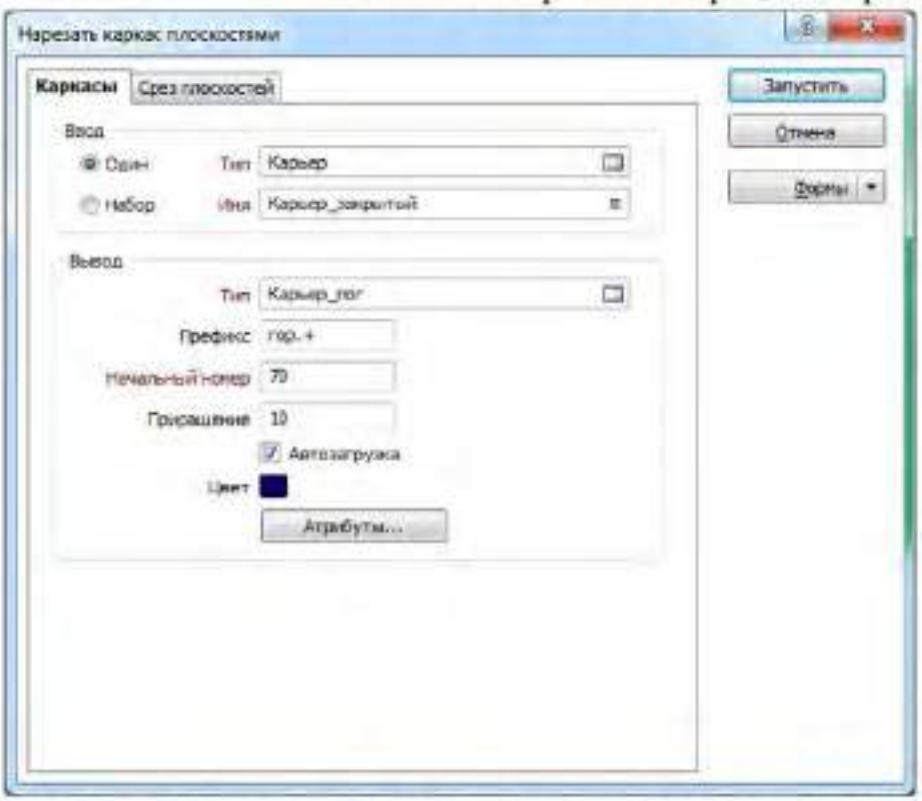
На вкладке Опции указываем горизонты карьера



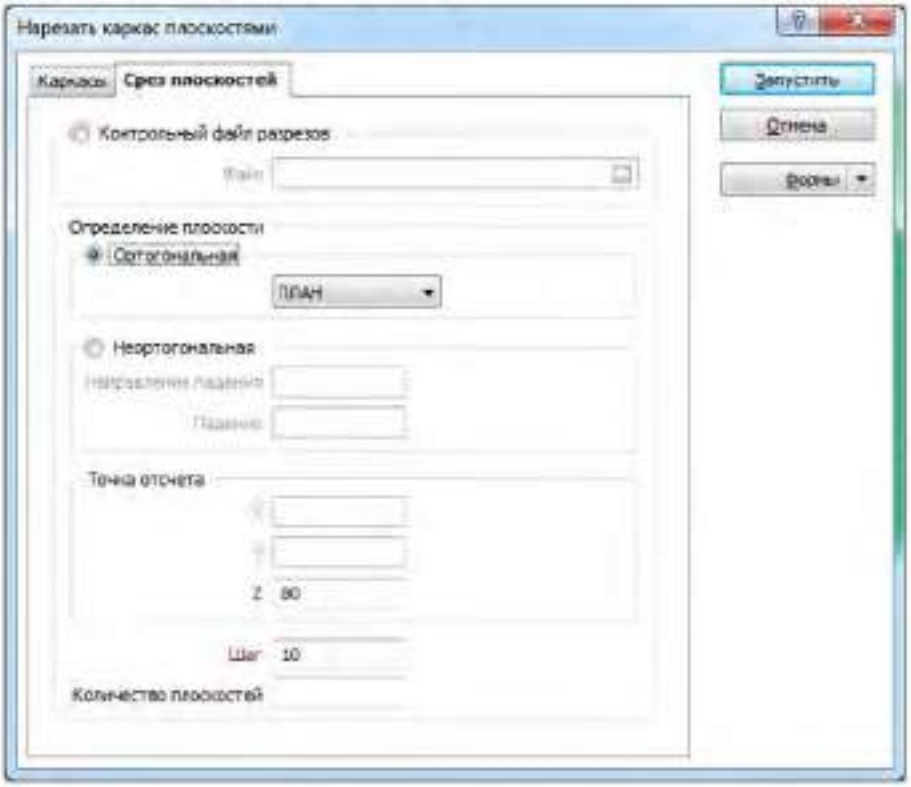
Сохраняем отчет в файле Объемы_руды_пог.rpt.

4. Создаем погоризонтные модели на основе каркаса карьера

МЕНЮ->Каркас->Операции->Срез



Указываем начальный номер горизонта (отметка подошвы нижнего горизонта) и шаг приращения номера

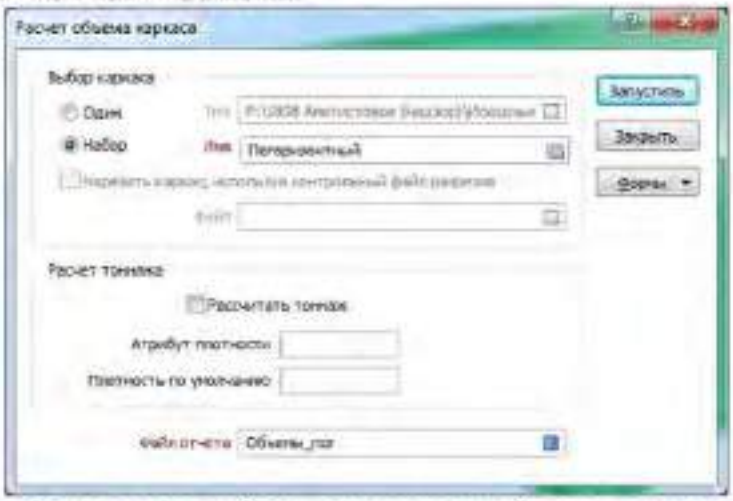


Указываем точку отсчета для среза (отметка кровли нижнего горизонта)

Сохраняем результаты в файле Карьер_пог.tridb

5. Создаем отчет на основе полученных погоризонтных моделей

МЕНЮ->Каркас->Отчет->Объемы



При выборе каркаса создаем набор, включающий все погоризонтные модели Сохраняем отчет в файле Объемы_ГМ_пог.rpt.

6. Создаем отчет на основе полученных погоризонтных моделей

Отчетность по работе: На проверку преподавателю предоставляются файлы Карьер.tridb, Карьер_пог.tridb, Объемы_руды_пог.rpt и Объемы_ГМ_пог.rpt, загруженные в Визекс.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОТВАЛА И АВТОДОРОГИ

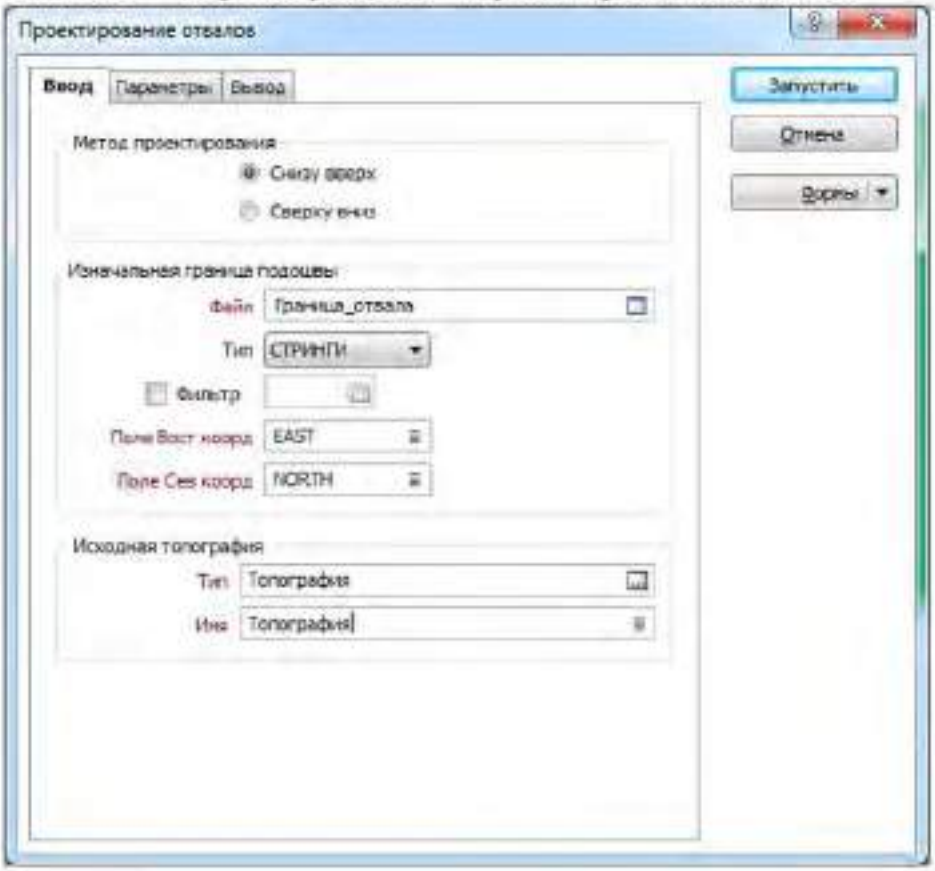
Цель работы: Ознакомиться с методикой подсчета объемов полезного ископаемого и вскрышных пород на основе цифровых моделей

Исходные данные: Топография.tridb, Карьер.tridb

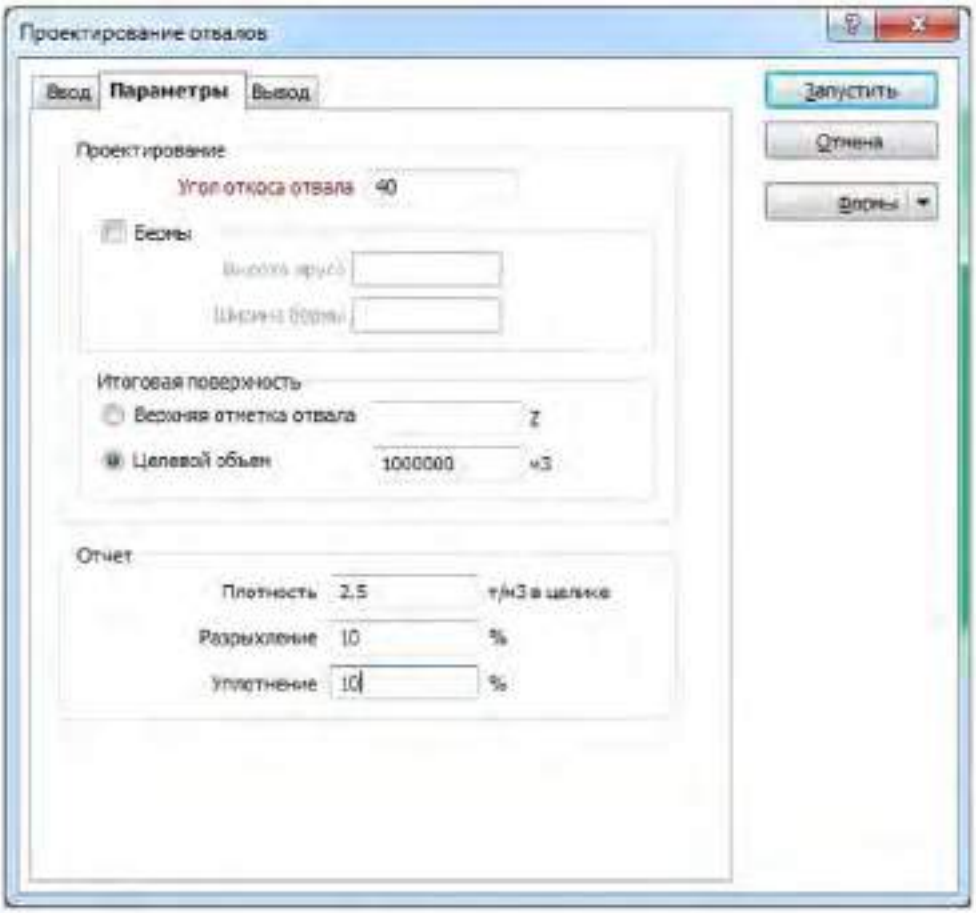
Порядок выполнения работы:

1. На основе данных лабораторной работы №4 принимаем суммарный объем вскрышных пород (разность между объемами горной массы и руды).
2. Рисуем стрингом основание отвала, сохраняем в файл Граница_отвала.str
3. Используем инструмент проектирования отвала

МЕНЮ -> Горные работы-> Проектирование отвалов



На вкладке «Параметры» указываем целевой объем, равный объему вскрышных пород



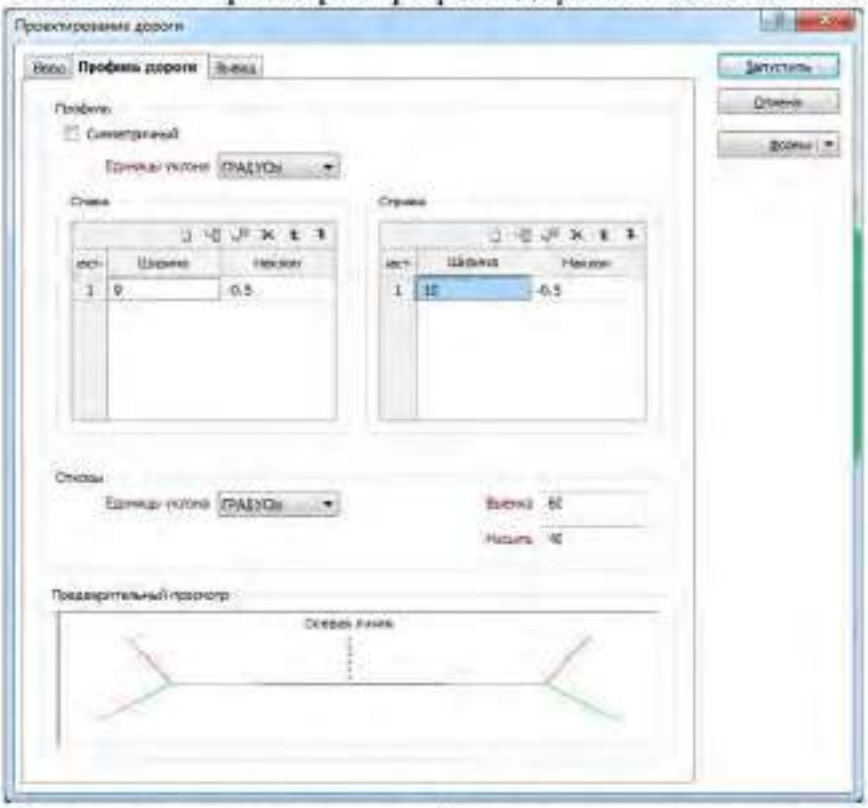
Сохраняем результат под именем Отвал в файле Отвал.tridb.

Примечание: Если в результате выполнения операции программа сообщает, что указанный объем невозможно разместить на заданной площади, увеличиваем границы стринга основания отвала и повторяем процедуру расчета.

4. Рисуем стрингом ось дороги с привязкой к поверхностью (уровень стринга будет соответствовать уровню дороги), сохраняем в файл Ось_дороги.str

5. Используем инструмент проектирования автодороги МЕНЮ->Горные работы->Проектирование дорог

Указываем параметры профиля дороги и откосов выемки/насыпи



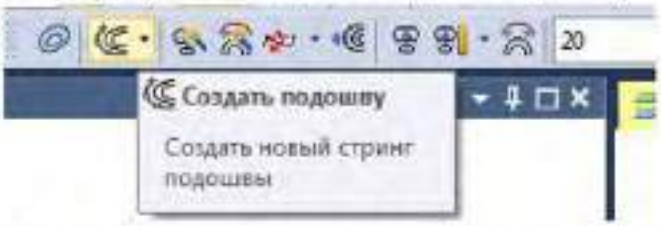
Указываем параметры профиля дороги и откосов выемки/насыпи

Сохраняем солиды выемки и насыпи под именами «выемка» и «насыпь» в файле Дорога.tridb.

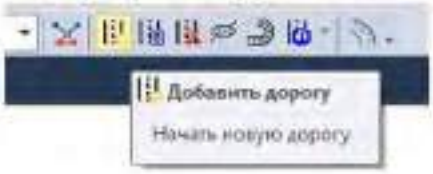
Отчетность по работе: На проверку преподавателю предоставляются файлы Дорога.tridb, Отвал.tridb, загруженные в Визекс.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ИНСТРУМЕНТЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРА

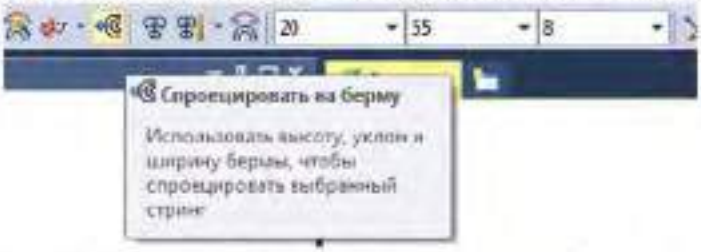
Строим дно карьера командой Создать подошву



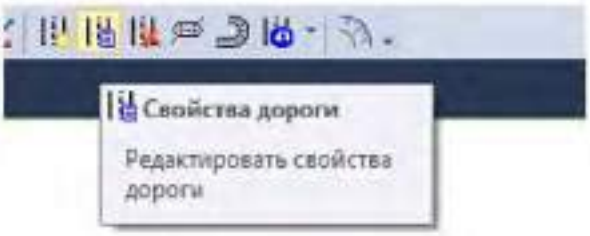
Добавляем дорогу инструментом «Добавить дорогу»



Съезд строится инструментом «Спроецировать на берму»

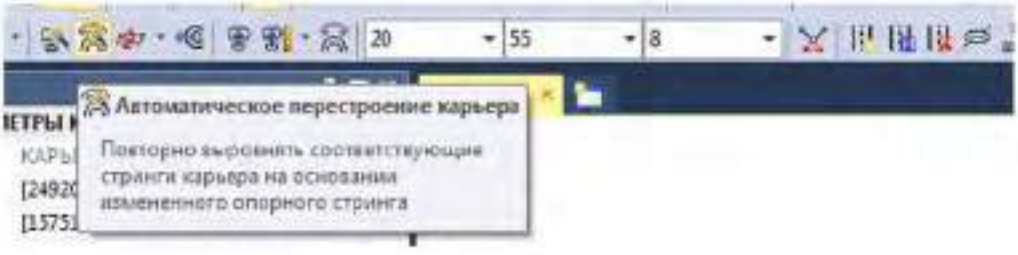


Редактировать параметры построения съезда можно через инструмент Свойства дороги

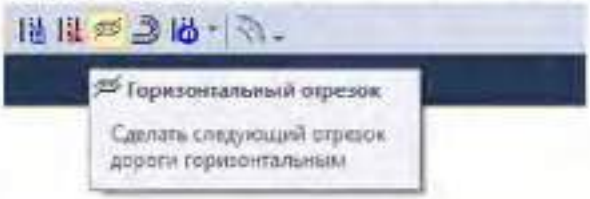


Для увеличения площади горизонта:

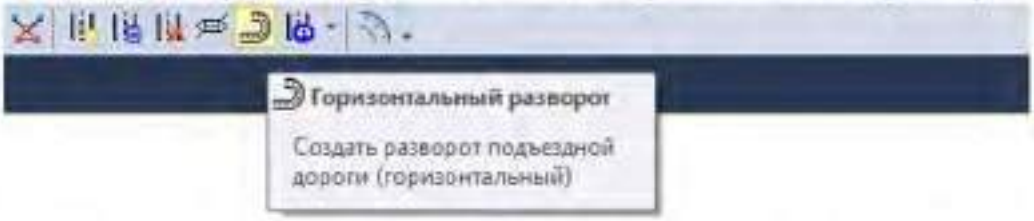
1. Оконтуриваем приращиваемую площадь стрингом командой Создать подошву
2. Используем инструмент Автоматическое перестроение карьера для присоединения площади, описанной стрингом



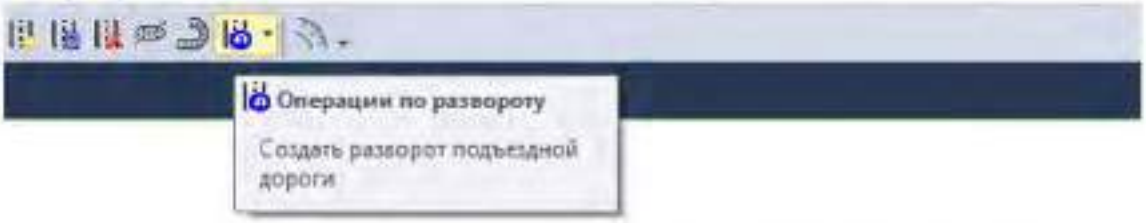
Горизонтальный участок строится командой *Горизонтальный участок*



Горизонтальный разворот создается командой *Горизонтальный разворот*



Для создания негоризонтального разворота используем инструмент Операции по развороту



Для проецирования откоса на высоту меньше высоты уступа используются команды Спроецировать на стринг (проецирование на ½ высоты уступа) и Спроецировать на высоту (проецирование на заданную высоту с заданным уклоном).

Для построения разрезной траншеи

МЕНЮ: Горные работы-> проектирования карьеров->Новый стринг карьера->Центральная линия траншеи

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ОСНОВЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА 4
2. ПОДГОТОВКА К ЛАБОРАТОРНЫМ ЗАНЯТИЯМ 5
3. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА 6
4. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ 7
5. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ 8
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ПЕРЕЧЕНЬ ЗАДАНИЙ НА ЗАЧЕТ 9

ВВЕДЕНИЕ

Настоящие учебно-методическое пособие содержит информацию, необходимую для выполнения самостоятельной работы по дисциплине «Основы автоматизированного проектирования» для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации №3 «Открытые горные работы», очной и заочной формы обучения.

Согласно рабочей программе дисциплины «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» предусмотрены следующие виды самостоятельной работы:

- Подготовка к практическим занятиям
- Подготовка и написание курсового проекта
- Подготовка к зачету

Обоснование затрат времени на самостоятельную работу и принятая трудоемкость по отдельным её видам представлена в разделе 7 рабочей программы дисциплины.

1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА

Тема 1: Моделирование исходной геодезической и геологической информации в среде Autodesk AutoCAD

Построение поверхностей по данным различного типа. Редактирование поверхностей. Подсчет объемов между поверхностями. Твердотельное моделирование рудных тел. Построение профиля поверхности.

Тема 2: Проектирование линейных объектов в среде Autodesk AutoCAD

Построение трассы линейного объекта. Построение проектного профиля линейного объекта. Создание конструкции сечения. Проектирование плана линейного объекта. Вычисление объемов работ по строительству линейного объекта.

Тема 3: Моделирование исходной геодезической и геологической информации в среде Micromine

Импорт данных геологических изысканий. Создание базы данных скважин. Построение цифровой модели поверхности. Операции с поверхностями. Подсчет объемов между поверхностями. Импорт растровых изображений. Блочные модели месторождений.

Тема 4: Автоматизированное проектирование горных работ в среде Micromine

Построение оптимального контура карьера. Проектирование карьеров. Проектирование отвалов. Проектирование автодорог. Проектирование подземных горных работ. Автоматизированное планирование горных работ.

2. ПОДГОТОВКА К ЛАБОРАТОРНЫМ ЗАНЯТИЯМ

Выполнение лабораторных работ осуществляется студентами на аудиторных занятиях в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению практических и контрольных работ представлены в методическом пособии:

1. Ганиев Р.С. Руководство по выполнению лабораторных работ по дисциплине Основы автоматизированного проектирования. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки к практическим и контрольным работам:

1. Используя соответствующее методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными к работе;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

3. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Выполнение курсового проекта осуществляется студентами в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению курсового проекта представлены в методическом пособии:

Ганиев Р.С. Руководство по выполнению курсового проекта по дисциплине Основы автоматизированного проектирования. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки и написания курсового проекта:

1. Используя методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными для выполнения курсового проекта;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. Выполнение разделов курсового проекта осуществлять в порядке, изложенном в методическом пособии. Результат работы состоит из файлов формата Micromine, которые представляются содержанию и составу файлов также изложены в методическом пособии.
4. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

4. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ

Сдача зачета осуществляется студентами по результату изучения каждой дисциплины:

Зачет по дисциплине проводится за компьютером, на котором установлены программные средства Autodesk AutoCAD и Micromine.

Билет на зачет включает в себя одно практико-ориентированное задание, позволяющее воспроизвести часть лабораторных работ, освоенных ранее студентом, по отдельному заданию, и продемонстрировать степень освоения компетенции.

На зачете преподаватель может задать обучающемуся дополнительные и уточняющие вопросы. Дополнительные вопросы задаются помимо вопросов билета и связаны, как правило, с плохим ответом. Уточняющие вопросы задаются в рамках билета и направлены на выявление степени понимания студентом изучаемого предмета.

Рекомендуется следующий порядок подготовки к зачету (экзамену):

1. Ознакомьтесь с перечнем практико-ориентированных заданий;
2. Повторите соответствующие разделы теоретической части дисциплины, используя конспект лекций и учебную литературу;
3. С целью закрепления усвоенного материала составьте алгоритм действий по выполнению каждого из заданий;
4. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

5. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

№ п/п	Наименование
1	Теория автоматического управления: учебное пособие по курсовому проектированию / В. П. Барановский, Министерство образования и науки России, Уральский государственный горный университет. - 4-е изд., испр. и доп. - Екатеринбург: УГГУ, 2016. - 112 с.
2	Основы автоматизации технологических процессов и производств: учебное пособие / О. М. Соснин. - Москва : Академия, 2007. - 240 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ПЕРЕЧЕНЬ ЗАДАНИЙ НА ЗАЧЕТ

1. Создать цифровую модель поверхности и её профиля
2. Произвести проектирование плана и профиля линейного объекта
3. Создать базу данных скважин
4. Осуществить моделирование каркасной модели рудного тела
5. Осуществить моделирование россыпного месторождения
6. Произвести расчет погоризонтных запасов полезного ископаемого на основе блочной модели месторождения
7. Провести анализ оптимальных границ открытой отработки месторождения
8. Осуществить автоматизированное проектирование карьера
9. Осуществить автоматизированное планирование горных работ в карьере
10. Создать модели отвала и автодороги к нему

Критерии оценивания:

– правильность выполнения задания;

– полнота решения поставленной задачи;

– степень овладения необходимыми для решения задачи программными пакетами.

Критерии оценки:

Оценивание практико-ориентированного задания осуществляется следующим образом:

Критерии оценки практико-ориентированного задания	*Количество баллов*
Правильность выполнения задания	0-3
Полнота решения поставленной задачи	0-4
Владение необходимыми для решения задачи программными пакетами	0-3
Итого	0-10

Количество баллов за промежуточную аттестацию (зачет, представленный практико-ориентированным заданием):

5-10 баллов (50-100%) - оценка «зачтено»

0-4 баллов (0-49%) - оценка «не зачтено».

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: С.В. Корнилков, д.т.н., проф.; Сандригайло И.Н., к.т.н, доц., Арефьев С.А, к.т.н. доц.

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

I. ТРЕБОВАНИЯ К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ И ПОРЯДОК ЕЕ ВЫПОЛНЕНИЯ 5

II. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАБОТЫ 9

III. ТИПОВОЕ (ПРИМЕРНОЕ) СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОГО ПРОЕКТА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 9

1. Введение 9
2. Геолого-промышленная характеристика месторождения 11
   2.1. Общие сведения о месторождении 10
   2.2. Геологическая характеристика месторождения 11
   2.3. Гидрогеологическая характеристика месторождения 11
   2.4. Качественная характеристика полезного ископаемого 11
   2.5. Геологические запасы полезного ископаемого 12
3. Горные работы 12
   3.1. Горнотехнические условия разработки. Существующее состояние и технология горных работ 12
   3.2. Границы карьера, промышленные запасы и потери полезного ископаемого 12
   3.3. Производительность и срок службы карьера 13
   3.4. Вскрытие и порядок отработки. Горнокапитальные работы 13
   3.5. Система разработки 14
   3.6. Календарный план горных работ 15
   3.7. Комплексная механизация работ на карьере 15
   3.8. Горнотехническая рекультивация 17
4. Карьерный транспорт 17
5. Охрана недр и окружающей среды 18
6. Промышленная безопасность. Охрана труда 18
7. Генеральный план 19
8. Вспомогательное карьерное хозяйство 20
9. Карьерный водоотлив 20
10. Электроснабжение карьера 20
11. Сметно-экономическая часть 21
12. Оценка эффективности инвестиций в строительство (реконструкцию, модернизацию оборудования и др.) 21
13. Основные технико-экономические показатели проекта 22

IV. СОДЕРЖАНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА 23

V. ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ПРОЕКТА 25

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА 26

ПРИЛОЖЕНИЯ 27

I. ТРЕБОВАНИЯ К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ И ПОРЯДОК ЕЕ ВЫПОЛНЕНИЯ

Выпускная квалификационная работа студентов специализации №3 «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 Горное дело по глубине и детальности проработки, количеству и объему проектной документации отличается от реальных проектов горных предприятий. Тем не менее решения, принятые в данной работе, должны соответствовать современному уровню развития горного дела, правилам безопасности и охраны окружающей среды и другим официально действующим нормативным документам.

Студент в процессе дипломирования и при защите дипломного проекта должен проявить творческий подход к процессу проектирования и принятия решений. Он должен доказать, что уровень его подготовки (теоретические знания по специальности, умение решать инженерные задачи на современном уровне, понимание экологических и экономических требований, безусловное знание правил безопасности) достаточен для присуждения ему квалификации горного инженера.

При подготовке выпускной квалификационной работы в качестве литературных источников следует использовать не только учебную и справочную литературу, но и статьи из журналов, в которых отражаются производственный опыт последних лет, новые достижения в технике и технологии, изобретения и результаты как отечественных, так и зарубежных научных и опытно-конструкторских работ. В дипломных проектах допускается применение еще не выпускаемых, но созданных или намеченных к выпуску отечественных или зарубежных моделей оборудования. По уровню техники и технологии, а также технико-экономическим показателям принимаемые решения должны соответствовать прогнозным (на период не менее чем 8-10 лет) показателям передовых горных предприятий.

Основным объектом дипломного проектирования является карьер, находящийся в структуре горного предприятия. Детальному расчету и оценке подвергаются горные разработки, отвалы и непосредственно связанные с ними транспортные коммуникации. Остальные объекты в структуре горного предприятия – обогатительные фабрики и места складирования их отходов (шламохранилища и пр.), системы энергоснабжения, ремонтные цеха и прочие – рассматриваются в общем виде как объекты ситуационного плана. Результирующие технико-экономические показатели определяются, как правило, лишь по горной части.

Текст пояснительной записки делят на разделы, подразделы, а в случае необходимости – пункты и подпункты. Основные разделы дипломного проекта методически соответствуют содержанию ранее выполненных студентом курсовых проектов и работ применительно к проектируемому им объекту разработки.

По окончании установленного срока дипломного проектирования студент должен представить на выпускающую кафедру, а затем, после соответствую-

щей экспертизы (рецензий консультантов, отзыва рецензента от промышленности, заключения руководителя и визы заведующего кафедрой), защитить перед Государственной аттестационной комиссией дипломный проект или дипломную работу.

Порядок выполнения проекта формулируется заданием, которое выдается руководителем дипломного проектирования индивидуально студенту (или группе студентов, состоящей не более чем из двух человек, выполняющих дипломную работу). В задании руководитель, по согласованию со студентом, устанавливает тему проекта и его специальной части, а также детальность решения отдельных задач и особые требования к проекту.

Тематика выпускных квалификационных работ, как и задания на дипломирование, утверждаются заведующим кафедрой и должны быть направлены на решение одной из следующих задач:

1. Строительство нового карьера.
2. Реконструкция или доработка действующего карьера.
3. Планирование горных работ на действующем карьере.
4. Исследование актуальной проблемы горного производства (дипломная работа).

Рекомендуется согласовывать задания на реальные проекты с руководством предприятий в форме письма-заказа на выполнение дипломного проекта по заданной теме, направляемого на имя заведующего кафедрой.

По отдельным разделам проекта (работы) назначаются консультанты, с которыми студент согласует детальность и содержание каждого соответствующего раздела.

Проект разработки нового месторождения имеет целью строительство нового карьера и его эксплуатацию в течение расчетного периода (первой очереди или до конца отработки месторождения). При разработке указанной темы студентом создается проект, который должен по технико-экономическим показателям превышать аналогичные отечественные и зарубежные предприятия по уровню технико-экономических показателей (производительности труда, техническим и технологическим решениям, экологическим и экономическим показателям и пр.).

При наличии достаточного количества реальных исходных материалов проектирование нового предприятия осуществляется с детальностью, определяемой руководителем проекта, что фиксируется в задании или отмечается во введении, а также в заключении по проекту. В тех случаях, когда получение реальной геологической информации по причинам, не зависящим от студента, оказывается невозможным, ему может быть выдано задание на проектирование строительства нового карьера для условного месторождения, по своим характеристикам приближающегося к реальному. (Например, может быть выдано задание на разработку угольного месторождения типа Коркинского в предположении, что оно не разрабатывалось). При этом руководитель выдает студенту основные параметры месторождения, рельефа местности и другие данные, а свой-

ства пород и полезного ископаемого студент принимает по данным практики и литературным источникам, которые он обязан тщательно изучить.

Проект реконструкции или доработки действующего карьера отличается прежде всего тем, что содержит раздел, в котором на основе изучения объекта во время производственной практики (для студентов очного обучения) или в период работы на предприятии (для студентов-заочников) дается описание и оценка современного состояния предприятия. Основной целью такого проекта является обоснование целесообразности реконструкции карьера или его доработки в ранее установленных границах. При этом разрабатываются предложения по повышению экономичности ведения горных работ, в том числе за счет модернизации техники и технологии, изменения границ карьера, системы отработки и порядка развития горных работ, производственной мощности карьера и т. п.

Перечень разделов проекта нового строительства, реконструкции и доработки соответствует в основном горной части реальных проектов в стадии ТЭО, выполняемых проектными организациями (см. раздел 3).

Проекты планов дальнейшей разработки месторождения могут быть разными по длительности прогноза (годового, перспективного или долгосрочного) развития горных работ в карьере. Разработанные проекты годовых планов ведения горных работ оцениваются возможностью их выполнения по достигаемым техническим параметрам, имеющимся материальным и людским резервам, а также по экономической эффективности и допустимости их реализации. Перспективные и долгосрочные планы развития горных работ оцениваются, прежде всего, по эффективности инвестиций в разработку месторождения. При разработке планов горных работ могут решаться вопросы консервации и расконсервации участков бортов, постановки уступов в предельное положение, порядка развития рабочего пространства карьеров при подготовке новых горизонтов и пр.

Основой выполняемой работы является расчет-обоснование развития горных работ по участкам карьерного поля в реальных условиях с использованием фактической горно-геологической документации предприятия.

Дипломная работа исследовательского характера должна быть по трудоемкости не ниже стандартного дипломного проекта. План работы, ее содержание и форма представления для защиты устанавливается руководителем совместно со студентом.

По согласованию с руководителем некоторые разделы стандартного проекта в дипломной работе могут отсутствовать, но в целом она должна быть направлена на решение основных и достаточно крупных горно-технологических задач какого-либо горного предприятия или на исследование актуальной проблемы горного производства. В дипломной работе излагаются теоретические и методические аспекты решения задачи, анализ фактических показателей и результаты исследований, в том числе математического моделирования, вычислительного эксперимента, освоения новых компьютерных технологий горно-технологических расчетов или лабораторных исследований. В ряде случаев, по заданию предприятия, в рамках дипломной работы коллекти-

вом из двух студентов может быть выполнен реальный проект отработки месторождения, в обязательном порядке содержащий элементы исследования.

Проект (работа) состоит из пояснительной записки и чертежей, оформляемых согласно действующим правилам и стандартам.

Пояснительная записка должна быть оформлена в соответствии с требованиями, предъявляемыми к ней. Она должна содержать титульный лист, задание на проектирование, оглавление, реферат, текст, основные технико-экономические показатели проекта (работы) в форме таблицы, заключение, список использованных источников.

Объем записки должен быть 80–120 страниц рукописного текста формата А4 (297х210 мм). Допускается компьютерное изготовление пояснительной записки. В конце пояснительной записки должно быть оставлено 8–10 пустых листов для рецензий и отзывов.

В реферате, объемом не более одной страницы, отмечаются: ключевые слова, объем записки и количество чертежей, особые условия задания и специфика проекта, главный итог работы и специальной части (что доказано); рекомендации по практическому использованию результатов проектирования.

Специальная часть дипломного проекта по трудоемкости ее выполнения, объему пояснительной записки и графики составляет, как правило, около 20 – 25 % всего проекта и направлена на углубленное изучение и вариантное технико-экономическое обоснование одного из вопросов инженерного обеспечения ведения открытых горных работ.

В специальной части проектов могут детально рассматриваться варианты границ карьера и необходимость их корректировки, обосновываться этапы и общее направление разработки, выбираться оптимальные параметры системы разработки и способ вскрытия, сравниваться параметры буровзрывных или выемочно-погрузочных работ при использовании применяемых и новых ВМ, модели выемочного и бурового оборудования или виды карьерного транспорта и определяться направления совершенствования вспомогательных производственных процессов (заоткоски и расконсервации уступов, осушения, уничтожения негабарита и т. п.), решаться инженерные задачи повышения экологической чистоты производства или безопасности ведения горных работ и пр.

В заключении по проекту должна быть показана экономическая эффективность инвестиций в новое строительство, реконструкцию или доработку карьера, а также сформулированы основные выводы и предлагаемые проектом и специальной его частью решения. Полученные технико-экономические показатели проекта должны быть лучше, чем на действующем предприятии и оправдывать вложение средств в отработку месторождения.

Графическое приложение должно полностью отражать сущность проекта и его специальной части. Перечень графических приложений, рекомендуемых для включения в дипломный проект, приведен в главе IV данных методических указаний. Содержание каждого демонстрационного листа оговаривается в задании на проектирование и конкретизируется в процессе выполнения проекта.

Чертежи изготавливаются вручную (в туши) или на компьютере в графическом редакторе с последующей распечаткой на принтере. Объем графической части, представляемой на защиту, как правило, 9–11 листов формата А1 (841х594 мм). Пример выполнения чертежей приведен в приложениях 37-46.

Каждый студент защищает перед Государственной аттестационной комиссией (ГАК) проект (работу) индивидуально и получает по итогам защиты оценку. Работа ГАК и порядок защиты регламентированы утвержденными положениями.

II. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАБОТЫ

К числу основных исходных данных для выполнения дипломного проекта относятся:

1. Геологическая, гидрогеологическая и инженерно-геологическая документация, включающая данные о степени разведанности месторождения, его запасах, качестве полезного ископаемого, кондициях на запасы, содержании полезных и вредных компонентов и т. п.
2. Описание современного состояния горных работ, применяемого оборудования и технологии разработки (для действующих предприятий).
3. Данные, характеризующие экологическую ситуацию, а также экологические ограничения и требования.
4. Экономические условия: структура себестоимости горного предприятия и его основных фондов, цена товарной продукции, коэффициент дисконтирования, размер ставки платы за кредит и др.

Полный перечень исходных данных для промышленного проектирования весьма значителен и включает топографические, геологоразведочные материалы, характеристики оборудования, цены на материалы и оборудование и др., различные нормы и т. п. От полноты и достоверности исходных данных зависит достоверность проектных решений.

Студент, готовящийся к дипломированию, имеет возможность, в соответствии с учебным графиком, изучить будущий объект проектирования на преддипломной практике. До начала практики он должен выбрать ориентировочную тему проекта и его специальной части, согласовав их на выпускающей кафедре. В отчете по практике значительное, а иногда основное место, должны занимать исходные данные для дипломного проекта. Кроме того, до начала дипломирования, т. е. в 10-м семестре, студент должен изучить литературные источники и другие материалы по теме проекта.

Состав исходных данных для дипломного проекта меньше, чем для промышленного проекта, но должен быть достаточным для решения основных горнотехнических задач.

В составе обязательных исходных данных должны быть графические материалы, характеризующие топографию участка и геологию месторождения, в том числе:

– ситуационный план района месторождения с основными промышленными объектами (возможными потребителями планируемого к добыче сырья), магистральными автодорогами и сетью путей МПС, источниками энергоснабжения проектируемого карьера, объектами, подлежащими экологической охране (реки, озера, коллективные сады, массивы зеленых насаждений, пахотные угодья и др.);

– топографический план участка с сеткой координат, изолиниями рельефа, водными источниками, подъездными транспортными развязками и энергокоммуникациями, основными зданиями и сооружениями и др. (возможно, с контурами земельного отвода и границами подсчета запасов в плане);

– геологические разрезы и слоевые планы по месторождению (возможно с контурами горного отвода и границами подсчета запасов по глубине).

Если тема дипломного проекта ориентирована на реконструкцию и доработку действующего предприятия, то в составе обязательных исходных данных должны быть:

– описание и анализ действующего карьера (технология, механизация, организация, экономика, водоотлив и др.);

– ситуационный план расположения основных объектов действующего предприятия;

– маркшейдерские планы современного состояния горных работ;

– проектные планы карьера на конец отработки и ближайшие периоды;

– действующие паспорта ведения горных работ, конструкции рабочих площадок, транспортных берм и др.;

– перечень горного, транспортного и энергетического оборудования на балансе горного предприятия (при его существовании);

– экономические показатели работы предприятия за последние несколько лет (структура себестоимости, удельные капвложения, рентабельность, цена товарной продукции и др.).

В состав исходных данных для дипломных проектов, направленных на планирование горных работ существующего предприятия, должны входить детальные планы горных работ, обеспечивающие возможность их кодирования и автоматизированной обработки на ЭВМ.

Перечень исходных данных для исследовательских дипломных работ формируется в процессе подготовки задания студентом совместно с руководителем.

III. ТИПОВОЕ (ПРИМЕРНОЕ) СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОГО ПРОЕКТА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1. Введение

Общие сведения о районе месторождения. Потребность в минеральном сырье. Действующие и потенциальные потребители продукции проектируемого предприятия. Запасы полезного ископаемого. Проектный срок службы пред-

приятия. Основные технологические решения проекта (технология отработки, вскрытие, система разработки, осушение), в т. ч. основные результаты выполненной специальной части. Социальные и производственные вопросы организации труда и их решения в проекте.

2. Геолого-промышленная характеристика месторождения

2.1. Общие сведения о месторождении

Географическое и административное положение объекта проектирования. Промышленная освоенность района, пути сообщения. Источники энергоснабжения. Бытовое и техническое водоснабжение.

Климатические условия ведения работ. Характеристика рельефа и гидрологической сети района. Экологические условия в районе проектируемого объекта и требования к разработке.

2.2. Геологическая характеристика месторождения

Генезис месторождения: число и строение залежей, углы падения, мощность, глубина залегания, размеры по простиранию. Тектоника месторождения. Виды покрывающих и вмещающих пород. Минералогический состав полезного ископаемого.

Физико-механические свойства пород и полезного ископаемого: крепость, буримость, взрываемость, плотность и т. д.

Характеристика массива пород: трещиноватость, показатели сцепления, устойчивость.

2.3. Гидрогеологическая характеристика месторождения

Общие сведения об открытых водотоках на территории, прилегающей к месторождению, и водосборных площадях возможного стока в карьер поверхностных вод и атмосферных осадков. Количество осадков. Характеристика подземных водоносных горизонтов, их количество и распределение, уровень подземных вод, величина напора, условия питания подземных вод, их взаимосвязь с поверхностными водами, удельный дебит наблюдательных скважин, радиус их влияния, коэффициенты фильтрации и водоотдачи.

Расчет водопритоков в карьер от поверхностных (дождевые, ливневые, паводковые) и подземных вод на момент полного развития работ. Расчет радиуса депрессионной воронки.

2.4. Качественная характеристика полезного ископаемого

Направления использования и требуемые потребительские свойства добываемого полезного ископаемого. Кондиции, предъявляемые к качеству добываемого сырья. Бортовое содержание полезного компонента в исходном сырье.

Технологические требования к разработке, обусловленные геологическим строением месторождения.

2.5. Геологические запасы полезного ископаемого

Степень разведанности месторождения, выбор метода подсчета запасов (возможен компьютерный, с созданием модели месторождения и контуров карьера), расчет геологических запасов по участку месторождения, предполагаемому к разработке.

Раздел 2 по объему не должен превышать 15–20 страниц. Основным его назначением является выявление геологических характеристик и исходных данных для расчета будущих технологических условий разработки и параметров горных работ, а также демонстрация умения произвести подсчет запасов полезного ископаемого в конкретных условиях залегания месторождения.

3. Горные работы

3.1. Горнотехнические условия разработки. Существующее состояние и технология горных работ

Для действующих и реконструируемых карьеров. Анализ проектных и фактически достигнутых показателей. Причины отклонений. Основные проблемы проектируемого предприятия и направления дальнейшего совершенствования горных работ.

Решения по действующему проекту разработки и фактически достигнутые показатели по карьеру. Проектные и фактические данные: глубина и размеры карьера в плане, конструкции и углы погашения бортов карьера, запасы угля (руды) и объем вскрыши в контурах карьера, производственная мощность по полезному ископаемому и вскрыше – проектная и фактическая, календарный график горных работ и сроки существования карьера, способ вскрытия карьера, порядок развития работ и параметры системы разработки, отвалообразование, способ осушения карьерного поля, механизация основных и вспомогательных процессов (оборудование, парк, производительность). Себестоимость продукции. Производительность труда одного трудящегося.

Для вновь проектируемых карьеров в этом разделе приводятся сведения о степени подготовленности площадки строительства к ведению горных работ: наличие подъездных путей, разведочных выработок и передовых котлованов, энергообеспечении, имеющемся на настоящий момент оборудовании и пр.

3.2. Границы карьера, промышленные запасы и потери полезного ископаемого

Выбор профиля бортов карьера. Расчет или обоснование устойчивых углов погашения бортов карьера.

Обоснование конструктивных элементов борта карьера: высота уступа в погашении (одиночный, сдвоенный, строенный), угол откоса уступа в консервации, ширина берм очистки, транспортных берм.

Определение расчетных значений конструктивных углов погашения бортов карьера: предельно возможного (без транспортных берм) и с учетом предполагаемой схемы вскрытия.

Обоснование предельной глубины карьера. Выделение при необходимости в перспективных границах карьера промежуточных контуров с обоснованием глубины каждого этапа, углов откоса временно консервируемых бортов, размеров этапов в плане, в том числе подробно первого этапа.

Размеры карьера в плане по поверхности и по дну.

Определение потерь полезного ископаемого (в бортах, целиках, при эксплуатации). Подсчет промышленных запасов полезного ископаемого, а также вскрыши в перспективных и промежуточных контурах. Средние коэффициенты вскрыши.

3.3. Производительность и срок службы карьера

Обоснование производственной мощности по полезному ископаемому исходя из потребности в сырье и обеспеченности запасами.

Выбор рационального направления развития горных работ и очередности отработки карьерного поля. Горно-геометрический анализ карьерного поля, расчет графиков режима горных работ и календарных графиков отработки. Уточнение производственной мощности карьера по полезному ископаемому и вскрыше и этапов его отработки в соответствии с принятым календарным графиком разработки.

Сроки и объемы горно-строительных работ, развития мощности (реконструкции), эксплуатации по периодам со стабильной производительностью, затухания горных работ и работы карьера в целом.

Календарный режим работы карьера и отдельных основных и вспомогательных процессов: прерывный (непрерывный), число рабочих дней в году, смен в сутки, часов в смену.

Годовые, суточные и сменные расчетные объемы добычных и вскрышных работ. Расчетный грузооборот.

3.4. Вскрытие и порядок отработки. Горнокапитальные работы

Выбор способа вскрытия карьерного поля на конец разработки исходя из расчетных грузопотоков и предполагаемой интенсивности движения транспорта. Число и место размещения вскрывающих выработок, их параметры: уклоны, ширина по дну, глубина погружения внешних траншей. Трассировка внешних и внутренних траншей, размеры площадок примыканий, перегрузочных пунктов и пр.

Параметры транспортных берм и съездов, обеспечивающие необходимую пропускную способность транспортных коммуникаций.

Способ и параметры вспомогательного вскрытия: тип и место размещения вспомогательного заезда, уклон, ширина дорог.

Уточнение конструкции бортов карьера в конце разработки.

Описание общего порядка развития горных работ в карьере, обеспечивающего принятый календарный график разработки. Обоснование вскрытия рабочих горизонтов в период строительства и полного развития горных работ, количество горизонтов, вскрываемых капитальными и временными съездами по этапам разработки в увязке с общей схемой вскрытия и принятым развитием работ. Порядок и сроки перемещения внутрикарьерных пунктов перегрузки горной массы. Расчет средних расстояний транспортирования по временным и стационарным съездам и рабочим горизонтам.

При наличии временно нерабочих бортов назначается схема вскрытия их участков в период расконсервации.

Механизация, порядок и организация проходки вскрывающих выработок: внешних траншей, капитальных и временных съездов.

Определение объемов горнокапитальных работ в период строительства (реконструкции): строительство траншей и съездов, разнос бортов в период строительства (реконструкции), строительство (реконструкция) поверхностных дорог и коммуникаций, подготовка площадок для размещения объектов карьера, строительство (реконструкция дренажных систем) и пр.

3.5. Система разработки

Обоснование применяемой системы разработки и ее элементов: рациональной высоты уступов на добыче и вскрыше, рабочих площадок минимальной ширины, минимальной длины экскаваторных блоков.

Параметры подготовительных выработок. Объем работ по подготовке горизонта (среднего). Организация и сроки подготовки новых горизонтов. Возможная скорость углубки карьера.

Расчет показателей системы разработки, обеспечивающих установленную производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше: требуемой скорости понижения горных работ и скорости подвигания рабочих уступов. Расчет вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов сырья на расчетные периоды. Расчет угла наклона рабочего борта, потребной протяженности отрабатываемого фронта работ (активного и общего). Определение количества уступов в одновременной разработке, исходя из протяженности фронта работ, длины экскаваторного блока и расстановки экскаваторов на проектируемые периоды разработки (окончание строительства, реконструкции, полное развитие работ).

Выбор и назначение технологических схем отработки уступов, обеспечивающих заданную интенсивность перемещения рабочей зоны.

Графическое определение положений горных работ на период строительства и полного развития горных работ.

Обоснование необходимости и выбор места формирования временно нерабочих бортов (ВНБ) по участкам карьера в увязке с принятым режимом горных работ и потребной протяженностью перемещаемых уступов.

Обоснование конструкции ВНБ (ширина площадки консервации, высота и угол откоса консервируемого уступа, высота и протяженность участка), общий объем консервации.

Расчет скорости понижения горных работ в период реконструкции при расконсервации ВНБ и сроков его ликвидации (переноса).

Выбор технологической схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов, обеспечивающей требуемую интенсивность отработки. Количество уступов в работе. Протяженность фронта работ. Скорость подвигания уступов на участке ВНБ. Длина экскаваторного блока.

Графическое определение положения горных работ в конце реконструкции (после расконсервации ВНБ).

3.6. Календарный план горных работ

Приводится таблица, характеризующая календарный график отработки месторождения, содержащая объемы выемки полезного ископаемого и вскрыши по годам и этапам ведения горных работ, глубину разработки, текущие коэффициенты вскрыши, площади отчуждаемых земель, объемы консервации и расконсервации и пр.

Описывается пространственное положение горных работ по выделенным этапам разработки, перечень предполагаемых к строительству (реконструкции) объектов, обеспечивающих ведение горных работ при реализации установленного календарного графика.

При выполнении дипломного проекта со специальной частью, посвященной планированию горных работ, приводятся таблицы выемки горной массы по горизонтам, видам горной массы, погашения запасов полезного ископаемого по залежам, качества рудной массы и пр.

3.7. Комплексная механизация работ на карьере

В табличной форме приводится наименование и количество бурового, зарядного и выемочно-погрузочного оборудования, необходимого для ведения горных работ по добыче, вскрыше, на отвалах и при рекультивации.

3.7.1. Подготовка горной массы к выемке

Расчеты проводятся соответственно принятому способу подготовки пород отдельно для вскрыши и полезного ископаемого. Результаты вычислений рекомендуется приводить в табличном виде.

Буровые работы. Обоснование типа и модели бурового станка, диаметра бурового инструмента (скважин) и параметров режима бурения. Скорость бурения. Параметры скважин: диаметр рабочей зоны, угол наклона, длина перебура и скважины в целом.

Обоснование режима работы и сменной производительности станков. Годовая производительность и парк станков.

Взрывные работы. Выбор типа ВВ. Конструкция скважинных зарядов. Определение проектного удельного расхода ВВ. Расчет ЛСПП, вместимости

ВВ в 1 пог. м скважины, массы заряда ВВ, сетки скважин. Число рядов скважин. Фактическая ширина развала. Схема коммуникации взрывной сети, степень замедления при взрывах. Выход горной массы.

Объем взрывного блока. Число скважин, расход ВВ на блок с учетом вторичного взрывания. Прогнозирование показателей взрывания: средний кусок, высота развала, коэффициент разрыхления в развале.

Расчет безопасных расстояний по действию ударной воздушной волны, разлету кусков горной массы и сейсмике.

Механизация разделки негабарита, выравнивания подошвы, доставки ВВ, зарядки, забойки скважин. Потребность в оборудовании.

При необходимости и расчет параметров БВР при заоткоске уступов в приконтурной зоне.

3.7.2. Выемочно-погрузочные работы

Обоснование типа и модели выемочной машины на добыче и вскрыше. Ширина заходки, число проходов по развалу, паспорт установки выемочной машины в забое. Технологические схемы отработки уступов на рабочих площадках, законсервированных бортах и при их консервации.

Техническая и эксплуатационная сменная (по расчету или по нормативам) производительность выемочно-погрузочного оборудования. Режим его работы. Годовая производительность, парк машин.

3.7.3. Отвальные работы

Способ отвалообразования и параметры отвала. Общий объем вскрышных пород, намеченный для размещения в отвалах. Выбор места расположения отвалов, высоты яруса и количества ярусов на отвале, угла устойчивого откоса. Расчет потребной площади для отвалов. Количество, форма и размеры отвалов в плане. Схема заполнения и порядок развития фронта отвальных работ во времени.

Расчет основных параметров отвалообразования.

При экскаваторном отвалообразовании рассчитываются параметры (и вычерчивается паспорт) отвальной заходки, длина отвального тупика, коэффициент использования отвального экскаватора во времени и его производительность, пропускная способность тупика по условиям транспорта, приемная способность, удельная емкость (на 1 пог. м) отвального тупика; объем породы, размещаемой в отвальной заходке за время, проходящее между передвижками рельсового пути, количество отвальных тупиков в работе, резервных и общее число их. Показывается размещение отвальных тупиков на отвале.

При бульдозерном отвалообразовании обосновываются: способ складирования породы (площадное или периферийное); схемы развития автодорог на отвале, количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале одновременно и в течение одного часа; длина фронта разгрузки; число участков на отвале, в том числе разгрузочных в одновременной работе, находящихся в планировке и резервных; длина отвального фронта и объем бульдозерных работ; среднее расстояние перемещения грунта, производительность и парк бульдозеров.

Расчеты других способов отвалообразования ведутся по общепринятым методикам.

3.8. Горнотехническая рекультивация

Выбор вида рекультивационных работ по объектам: горнотехническая рекультивация, биологическая рекультивация. Выбор способа рекультивации карьера: полная засыпка выработанного пространства, создание внутренних отвалов, выполаживание бортов, затопление карьера и пр. Определение объемов рекультивационных работ. Расчет сроков рекультивации, количества потребного оборудования. Выбор способа рекультивации нарушенных поверхностей (отвалов, трасс, водоводов, временных автодорог, отстойников, шламохранилищ и пр.).

Расчетные объемы работ по рекультивации (выполаживание бортов, отвалов, планировка, нанесение плодородного слоя и пр.).

Расчет количества рекультивированных земель по проектируемому предприятию по видам дальнейшего использования. Укрупненный расчет затрат, связанных с рекультивацией.

4. Карьерный транспорт

Принятые виды транспорта полезного ископаемого и вскрыши на расчетный период. Возможные виды транспорта на последующих этапах разработки карьера.

Схема транспортирования полезного ископаемого и вскрыши, расчетные участки трассы и их параметры: длина, уклоны, тип покрытия (при автотранспорте) и тип путей при железнодорожном транспорте (передвижные, капитальные), перегрузочные пункты. Средняя глубина вывозки и дальности откатки для вскрыши и полезного ископаемого на расчетный год. Расчетный грузооборот, интенсивность движения на участках расчетной трассы.

Расчет пропускной и провозной способностей дорог, элементов, конструирование системы коммуникаций в соответствии с интенсивностью движения и возможностями элементов трассы.

Схемы движения на рабочих уступах и транспортного обслуживания забоев: схемы маневров, подъездов и установки автомашин под погрузку и разгрузку, путевое развитие на рабочих уступах в карьере и на отвалах при железнодорожном транспорте, схемы транспортного обеспечения забоев при конвейерном транспорте.

Эксплуатационные расчеты. При использовании железнодорожного транспорта рассчитываются и определяются: полная и полезная массы поезда (совместно с выбором рациональной модели локомотива, вагона и уклона дорог), скорость движения поезда на участках, элементы его оборота, производительность и парк локомотивов, вагонов. Годовой расход ГСМ и электроэнергии.

При автотранспорте осуществляют выбор модели автосамосвала, определяют скорости движения, элементы оборота машин, суточный и годовой пробег одной рабочей машины. Производительность и парк автомашин, годовой пробег всего парка, общий расход ГСМ.

При конвейерном транспорте принимают и рассчитывают тип и характеристики конвейерных лент, ширину и скорости их движения, расчетные производительности отдельных ставов и линий, углы наклона конвейеров, допускаемые длины ставов и их расчетные (стандартные) значения, мощности приводов, годовой расход электроэнергии и ГСМ.

Технология и организация вспомогательных процессов. Содержание автодорог и механизация по их устройству, механизация и способ переукладки временных железных дорог на рабочих уступах. Передвижка конвейеров, меры борьбы с примерзанием грузов к лентам и с просыпью грузов.

5. Охрана недр и окружающей среды

Охрана недр. Мероприятия, обеспечивающие эффективное использование недр: селективная выемка (технические средства и решения, обеспечивающие селективность добычи), усреднение руд (технические решения: объем усреднительного склада, организация транспорта, число резервных забоев и т. д.). Полнота выемки полезного ископаемого, ожидаемые показатели потерь и разубоживания. Технологические мероприятия, направленные на комплексное использование сырья и пород вскрыши.

Охрана окружающей природной среды. Природные объекты, подлежащие охране. Основные технические решения по охране отдельных объектов. Оценка токсичности и почвенно-агрономических характеристик вскрышных пород, плодородного слоя. Решения по очистке внутрикарьерных вод, вод с отвалов, складов руд, с других загрязненных участков.

Инвентаризация источников пылегазовых выбросов на территории предприятия. Инвентаризация источников сброса загрязненных вод. Расчет зон загрязнения атмосферы и поверхностных вод. Уточнение границ санитарно-защитных зон в сравнении с нормативными.

Расчет платежей за загрязнение окружающей природной среды (воздушный бассейн и поверхностные воды) и складирование отходов (вскрыша, некондиционные руды, продукты обогащения).

Расчеты выполняются в соответствии с методическими указаниями кафедры инженерной экологии. Объем работ по разделу согласуется с консультантом.

6. Промышленная безопасность. Охрана труда

Идентификация опасных производственных объектов, действующих на предприятии.

Техника безопасности на опасных производственных объектах. Основные меры безопасности при бурении, взрывании, экскавации, отвалообразовании и транспортировании горной массы.

Защита карьеров от затопления атмосферными водами, подземными водами. Требования к водоотливным установкам. Предотвращение снежных заносов и оползней. Способы и устройства для безопасного передвижения людей.

Организационные мероприятия по безопасному ведению взрывных работ, безопасные расстояния при взрывных работах (расчеты приводятся в разделе 3.7.1).

Инженерно-технические мероприятия по предотвращению и ликвидации чрезвычайных ситуаций: защита населения и снижение потерь и разрушений в условиях стихийных бедствий; повышение устойчивости работы объектов предприятия при чрезвычайных ситуациях; создание условий, способствующих успешному проведению спасательных и неотложных восстановительных работ при ликвидации последствий аварий. План ликвидации аварий на карьере. Противопожарная профилактика на карьерах.

Охрана труда на горном предприятии. Освещение карьеров и соответствие его нормам освещенности. Борьба с производственным шумом и вибрацией в условиях карьера.

Санитарно-бытовое и медицинское обслуживание рабочих. Функции административно-бытовых комбинатов по обслуживанию рабочих. Мероприятия против обморожения.

Источники газо– и пылеобразования в условиях карьера. Оценка состояния атмосферы карьера и обоснование мероприятий и способов борьбы с вредными газами и пылью в условиях карьера. Естественное проветривание карьеров. Обоснование искусственной вентиляции. Выбор способа искусственного проветривания карьера. Расчет искусственного проветривания карьера.

7. Генеральный план

Обоснование состава объектов рудника. Обоснование места размещения постоянных и временных отвалов, ДОФ, промплощадки, жилого массива (если он входит в состав рудника), складов ВМ, электростанций (районных, тяговых), линий высоковольтных передач до карьерной подстанции, компрессорных станций и др. объектов. Транспортная связь между объектами. Перечень основных транспортных коммуникаций и дорог на поверхности. Определение площади земельного, в том числе горного отвода.

Установление на плане положения границ горного и земельного отводов, взрывоопасной и санитарно-защитной зоны, площадей, подлежащих рекультивации.

Графическая планировка объектов предприятия в увязке с природными объектами и существующими постройками и сооружениями. Расчет площадей, занимаемых объектами горного производства. Обоснование размещения объектов наземного комплекса, обеспечивающих ведение горных работ и переработку полезного ископаемого. Транспортные, энергетические и прочие коммуникации на территории горного предприятия и его промплощадки.

Организация доставки на промплощадку и в карьер рабочих, оборудования и материалов.

Генеральный план промплощадки. Обоснование состава промышленных объектов, размещаемых на промплощадке: обогатительной (сортировочной) фабрики, административно-бытового комбината, депо (гаража), материального склада, складов ГСМ, вторичных черных металлов и т. д. Состав непромышленных объектов: зоны отдыха, спортплощадки, противопожарные водоемы и т. д.

8. Вспомогательное карьерное хозяйство

В табличной форме приводится перечень, назначение и количество вспомогательных технических средств по основным процессам открытой разработки (бульдозеры, перфораторы, компрессоры, поливочная и дорожная техника, транспорт для доставки людей на рабочие места и т. п.).

9. Карьерный водоотлив

Решения по осушению естественных водоемов в пределах карьерного поля или их отводу. Обоснование способа (подземный, открытый, комбинированный), системы (опережающая, параллельная, совмещенная) и схемы (линейная, контурная, кустовая и т. д.) осушения. Расчетная схема дренажа. Необходимый уровень водопонижения.

Защита карьерного поля от поверхностных вод, размещение нагорных канав. Расчет площади поперечного сечения, уклона, ширины и глубины канав. Объем работ по строительству канав, водосборников и прудов-осветлителей. Размещение очистных устройств при открытом водоотливе. Выбор и обоснование типа и производительности насосов.

10. Электроснабжение карьера

В расчетно-пояснительной записке раздела приводится общее описание применяемого электрооборудования и электроприемников карьера, выбирается схема электроснабжения, определяются количество и мощность силовых трансформаторов на ГПП, средства компенсации реактивной мощности. Выбирается передвижная подстанция для потребителей до 1000 В наиболее энергонасыщенного участка.

Производится расчет распределительных ЛЭП (наиболее нагруженной), выбираются кабели для электроприемников карьера (экскаваторов, бурстанков и пр.). Выполняется расчет токов короткого замыкания в сети до 1000 В и установки максимальной токовой защиты автоматического выключателя наиболее энергонасыщенного участка.

Производится расчет защитного заземления электроприемников карьера, выбираются устройства защитного отключения и индивидуальные средства защиты от поражения людей электрическим током, определяются основные показатели электроснабжения карьера: удельные расходы электроэнергии по основным процессам (бурение, выемка, транспорт, отвалообразование) и в целом на разработку 1 т горной массы, годовой расход электроэнергии, показатель электровооруженности труда, средневзвешенный cos φ и др.

Расход электроэнергии или топлива на транспорт рекомендуется определять по методике кафедры РМОС, остальные расчеты выполняются согласно методическим указаниям к разделу проекта, составленных кафедрой ЭГП.

11. Сметно-экономическая часть

В сметно-экономической части дипломного проекта, направленного на строительство нового карьера или его реконструкцию, необходимо:

– определить капитальные вложения, потребные для строительства или реконструкции карьера, в том числе: на горнокапитальные работы, на приобретение и монтаж оборудования, на строительство или реконструкцию транспортных коммуникаций в системе «карьер – отвалы – обогатительная фабрика»;

– рассчитать штат промышленно-производственного персонала, годовой фонд заработной платы;

– определить годовые эксплуатационные затраты и себестоимость единицы горной массы, вскрыши, полезного ископаемого;

– определить размеры амортизационных отчислений, налогов и различных платежей;

– определить технико-экономические показатели, необходимые для заполнения таблицы (приложение 1) на расчетный год.

Содержание экономических расчетов согласуется с руководителем экономического раздела при получении задания на проектирование и увязывается с содержанием специальной части проекта.

По согласованию с консультантом раздела или руководителем проекта часть расчетов может производиться укрупненно, а необходимые показатели могут быть приняты по аналогам и нормативам или на основании экономико-математического моделирования.

В сметно-экономической части дипломного проекта, темой которой является планирование горных работ, делаются более детальные расчеты штата трудящихся, фонда зарплаты, годовых затрат, себестоимости, расхода материалов и электроэнергии и другие расчеты по указанию консультанта раздела и руководителя проекта.

В дипломных работах исследовательского характера содержание экономической части определяется руководителем.

Объем раздела, как правило, не должен превышать 10-15 страниц. В реальных проектах или дипломных работах, выполняемых по заказу предприятий, а также в тех случаях, когда в проекте необходимо производить детальные многовариантные расчеты по оценке эффективности инвестиций, объем и содержание сметно-экономической части могут быть изменены по согласованию с руководителем проекта.

12. Оценка эффективности инвестиций в строительство (реконструкцию, модернизацию оборудования и др.)

Расчеты эффективности инвестиций производятся:

– для расчета экономической эффективности инвестиций в строительство или реконструкцию карьера, обновление оборудования и т. п. на завершающем этапе проектирования;

– для сравнения вариантов технических решений на стадии укрупненной оценки принципиальных решений в специальной части дипломного проекта.

Методика расчетов изложена в учебном пособии «Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых разработок».

На основании потока денег, рассчитанного вручную или на компьютере, определяются критерии экономической эффективности инвестиций: чистый дисконтированный доход (ЧДД), внутренняя норма доходности (ВНД), индекс доходности (ИД) и срок окупаемости ($T_{ок}$). Полученные значения вышеуказанных критериев необходимо сравнить с их заданными или нормативными значениями и тем самым оценить уровень экономической эффективности инвестиций, предусмотренных проектом. Расчет потока денег может быть произведен приближенно на основе удельных стоимостных показателей, а в реальных проектах – детально, на основе калькуляций. Результаты расчетов могут быть представлены в виде графиков, что облегчает визуальную оценку их достоверности.

Раздел включает обоснование базовых исходных экономических показателей: удельных капитальных вложений и текущих эксплуатационных затрат, нормативов амортизационных отчислений и платежей за пользование природными ресурсами, стоимости изымаемых земель и отпускной цены на производимую продукцию. Принимаются характеристики внешних экономических условий финансовой деятельности предприятия: размер банковской ставки платы за кредит, налога на прибыль и нормы дисконтирования, предполагаемый уровень инфляции. Базовые исходные данные представляются в виде таблицы с обязательным обоснованием или ссылками на источник получения данных (аналог, расчет, нормативные документы). Дополнительно приводятся сведения об оцениваемой производственной программе предприятий (таблицы календарного распределения объемов добычных и вскрышных работ).

Результаты расчетов представляются также в виде сопоставительных таблиц, которые сопровождаются выводами об экономической, технической, финансовой и бюджетной допустимости реализации оцениваемых решений.

13. Основные технико-экономические показатели проекта

Инструкция о порядке разработки проектов требует представления результатов проекта в виде нескольких таблиц, основной из которых является следующая.

Примерный перечень технико-экономических показателей для объектов производственного назначения

Показатели	Единицы измерения
Мощность предприятия, годовой выпуск продукции:	
в стоимостном выражении	руб.
в натуральном выражении	в соответ. ед.
Общая площадь участка	га
Удельный расход на единицу мощности:	

Показатели	Единицы измерения
электроэнергии	кВт·ч
ГСМ	т/ $м^3$
Общая численность работающих	чел.
Годовой выпуск продукции на одного работающего:	
в стоимостном выражении	руб./чел.
в натуральном выражении	ед./чел.
Общая стоимость строительства	руб.
Удельные капитальные вложения	руб./ед. мощности
Продолжительность строительства	мес.
Стоимость основных производственных фондов	руб.
Себестоимость продукции	руб./ед.
Балансовая (валовая) прибыль	руб.
Чистая прибыль	руб.
Рентабельность производства	%
Внутренняя норма доходности	%
Срок окупаемости	лет
Срок погашения кредита и других заемных средств	лет

IV. СОДЕРЖАНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

Раздел «Геолого-промышленная характеристика месторождения»

1. Геологическая карта месторождения с контурами карьера на перспективу и промежуточными положениями горных работ, с сеткой разведочных скважин по характерным разрезам. М 1:10000, 1:5000, 1:2000.
2. Характерные поперечные (два-три) и продольный разрезы по месторождению с перспективными и промежуточными контурами карьера, отметками глубин, разведанными скважинами. М 1:5000, 1:2000, 1:1000.
3. Стратиграфическая и структурная колонки в удобном для восприятия изображений масштабе (для горизонтальных и пологих месторождений).

Раздел «Горные работы»

4. Расчетные профили бортов при устойчивых и конструктивных углах. М 1:000, 1:2000.
5. План карьера (или план-схема) на конец разработки. М 1:2000, 1:5000.
6. Поперечные сечения по бортам карьера в конце разработки. М 1:1000, 1:500.
7. Графики режима горных работ и календарные графики горных работ.
8. Линейный или сетевой график горно-строительных работ на карьере.
9. План горных работ - современное состояние. М 1:2000, 1:5000.
10. План и поперечные разрезы карьера на год сдачи в эксплуатацию. М 1:1000, 1:2000.
11. План карьера на момент полного развития горных работ (указать год). М 1:1000, 1:2000.
12. Сечения по бортам карьера на расчетные периоды. М 1:500, 1:1000.

13. План, продольный профиль и поперечные сечения внешних капитальных траншей. М 1:500, 1:1000.
14. Паспорта проходки внешней капитальной траншеи и съездов (план и поперечный разрез). М 1:200, 1:500.
15. План горных работ на промежуточный год реконструкции карьера. М 1:2000.
16. Технологические схемы консервации и расконсервации бортов карьера (на поперечном разрезе). М 1:500, 1:1000.
17. Конструкция рабочих площадок на добычных и вскрышных уступах в периоды строительства и полного развития работ. М 1:500.
18. План и поперечный разрез рабочей зоны с расстановкой оборудования при бестранспортных и транспортно-отвальных схемах работ. М 1:200, 1:500.
19. Усреднительные склады и перегрузочные пункты: планы, сечения. М 1:200, 1:500.
20. Технологическая схема структуры механизации вскрышных и добычных работ с указанием моделей оборудования, парка машин и сменной их производительности.
21. Паспорта взрывных работ на добычном и вскрышном уступах. М 1:200, 1:500.
22. Конструкция скважинных зарядов. М 1:100, 1:200. Схема коммутации взрывной сети в блоке расчетного объема. М 1:500, 1:1000.
23. Схема разделения взорванного блока на заходки с указанием порядка и направления их отработки (план, М 1:1000, 1:2000, поперечные сечения М 1:500).
24. План и поперечный разрез забоя с указанием его параметров, экскаватора, размещения транспортных путей и сосудов при погрузке. М 1:500.
25. Схема и параметры селективной отработки уступов. М 1:200, 1:500.
26. План отвалов на период полного развития горных работ с расположением транспортных коммуникаций, отвальных тупиков, рабочего оборудования. М 1:2000, 1:5000.
27. План и поперечный разрез отвального забоя с размещением отвального оборудования. М 1:200, 1:500.
28. Схема рекультивации отвала, карьера и пр. М 1:10000.

Раздел «Карьерный транспорт»

29. План-схема трассы транспортных коммуникаций (конвейерных линий) на расчетный момент с выделением расчетных участков, их параметрами и т. д. (безмасштабная).
30. Элементы транспорта: конструкция автодорог (план и разрез), перегрузочных пунктов, железнодорожных станций и т. д. М 1:500, 1:1000.
31. Конструкция транспортных берм и съездов. М: 1:200, 1:500.

Раздел «Генеральный план»

32. Ситуационный план карьера с указанием горного и земельного отвода, взрывоопасной и санитарно-защитной зон и пр. М 1:10000, 1:5000.
33. Генеральный план промплощадки с указанием основных производственных объектов. М 1:500, 1:1000.

Раздел «Карьерный водоотлив»

34. Схема дренажной системы с указанием контуров карьера, рельефа местности, дренажных выработок, нагорных канав области фильтрации карьерного поля, элементов системы открытого водоотлива. М 1:10000, 1:5000.

Раздел «Электроснабжение карьера»

35. План-схема электроснабжения карьерного оборудования и питания контактных сетей электрифицированного транспорта (безмасштабная).

V. ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ПРОЕКТА

Оценка результатов проекта должна быть произведена по следующим направлениям:

- технической возможности осуществления проекта;
- экологической допустимости реализации проекта;
- финансовой возможности осуществления проекта;
- экономической эффективности инвестиций и проектных решений.

Для выполнения оценки результатов проекта используются технические и экономические показатели, полученные в соответствующих разделах проекта.

Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составления проектной документации 1995 года требует в заключении проекта представлять обязательный перечень технико-экономических показателей (см. стр. 22), которые служат для оценки результатов проекта.

В различных отраслях, в том числе в горном производстве, для оценки результатов проекта, кроме указанных, используются специфические для данной отрасли показатели.

В дипломном проекте, как правило, нет возможности достаточно обоснованного расчета всех показателей, предусмотренных инструкцией. Кроме того, для различных тем проекта или работы показатели, характеризующие их результаты, могут быть различными.

Тем не менее в каждом проекте (работе) должны быть определены показатели, на основании которых автор проекта должен критически оценить его результаты.

Указываются:

– годовая мощность предприятия по полезному ископаемому и горной массе, сроки строительства карьера и его эксплуатации, балансовые запасы полезного ископаемого, величина потерь и разубоживания, размеры земельного отвода;

– модели и количество основного оборудования;
– общая численность промышленно-производственного персонала;
– годовой расход электроэнергии и дизельного топлива;
– другие показатели, имеющие значение для оценки проекта.

Если в проекте предусматриваются инвестиции, то в числе показателей должны быть приведены следующие: размер капитальных вложений и срок их окупаемости, величина кредита и срок его погашения, чистого дисконтированного дохода, внутренней нормы дохода, индекса доходности. На основании этих показателей делается оценка технологической возможности, экологической допустимости и экономической целесообразности принятых решений о разработке или доработке месторождения в соответствии с данным проектом.

Затем должна быть произведена оценка технико-экономического уровня принятых технологии и техники. Для этого полученные в проекте удельные технико-экономические показатели – производительность трудящихся в натуральном выражении по горной массе (т/год, т/смену и т. п.), а также годовая производительность буровых станков, экскаваторов, транспортных средств, бульдозеров и др. оборудования, выраженная в тоннах горной массы на списочную единицу оборудования, также удельный расход электроэнергии, дизельного топлива, ВВ и др. – сравниваются с аналогичными показателями отечественных и зарубежных предприятий, ведущих разработку аналогичных месторождений (см. приложения). Результаты сравнения могут быть даны в табличной форме. В итоге делается вывод о технико-экономическом уровне принятых проектных решений. В заключении необходимо четко указать те технические и организационные решения, введение которых обеспечило повышение эффективности проекта.

Рекомендуемая литература

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технологические процессы открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 448 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. 700 с.

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей: учебник для вузов. М.: Недра, 1981. 278 с.

Единые правила безопасности при взрывных работах. ПБ13-407-01. Утв. Госгортехнадзором РФ, Постановление № 3 от 30.01.01. 58 с.

Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом /Редколл.: М. П. Васильчук и др. 3-е изд., перераб. и доп. Утв. Госгортехнадзором России 1992 г. М.: НПО ОБТ, 1992. 72 с.

Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составления проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СНиП-01-95. Минстрой России, 1995. 21 с.

Ковалев В. В. Методы оценки инвестиционных проектов. М.: Финансы и статистика, 2000. 144 с.

Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. Официальное издание. М., 1994 (Утв. Госстроем Рос-

сии, Мин. экономики, Мин. финансов РФ, Госпланом России № 7-12/47 от 31 марта 1994 г.). 29 с.

Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: учебное пособие /В. С. Хохряков, С. В. Корнилков, И. Н. Сандригайло и др. Екатеринбург: Изд-во УГГГА. 1996. 180 с.

Порядок разработки, согласования, утверждения и состав обоснований инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений. СП-11-101-95. Минстрой России. 1995. 18 с.

Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом ПБ 05-356-00. Утв. Госгортехнадзором России. Постановление № 50 от 18.09.2000. 63 с.

Проектирование карьеров: учебник /К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко. 3-е изд., перераб. М.: Высшая школа, 2009. 694 с.

Ржевский В. В. Открытые горные работы: учебник для вузов. 1 и 2 ч. М.: Недра. 1985. 549 с.

Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: учебник для техникумов. 5-е изд., перераб. и доп. М.: Недра. 1991. 336 с.

Хохряков В. С. Проектирование карьеров: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1992. 383 с.