

Первый этап планирования эксперимента для получения линейной модели основан на варьировании факторов на двух уровнях — $\tilde{x}_i^B$ и $\tilde{x}_i^H$, симметрично расположенных относительно основного (нулевого) уровня $\tilde{x}_i^0$ (рис. 5.2, а). Так как каждый фактор принимает лишь два значения: $\tilde{x}_i^B = \tilde{x}_i^0 + \Delta\tilde{x}_i$ и $\tilde{x}_i^H = \tilde{x}_i^0 - \Delta\tilde{x}_i$, для стандартизации, упрощения записи условий эксперимента удобно закодировать их символами «+1» и «-1». С этой целью масштабы по осям выбираются так, чтобы верхний уровень соответствовал «+1», нижний — «-1», а основной (нулевой) — «0» (рис. 5.2, б).

Кодирование — это перевод натуральных значений уровней факторов в кодированные безразмерные величины с целью построения стандартной матрицы эксперимента. Для факторов с непрерывной областью определения это всегда можно сделать с помощью преобразования:

$$x_i = \frac{\tilde{x}_i - \tilde{x}_i^0}{\Delta\tilde{x}_i}, \quad (5.2)$$

где x_i — кодированное значение i -го фактора; $\tilde{x}_i$ — натуральное текущее значение i -го фактора; $\tilde{x}_i^0$ — натуральное значение основного (нулевого) уровня i -го фактора;

$\Delta\tilde{x}_i = \frac{\tilde{x}_i^B - \tilde{x}_i^H}{2}$ — интервал (шаг) варьирования i -го фактора.

Кодирование факторов означает переход от системы координат в натуральных единицах (см. рис. 5.2, а) к системе координат в кодированной форме (см. рис. 5.2, б).

Расположение точек для двух исследуемых факторов в кодированной форме приведено на рис. 5.2, б. Здесь каждая точка факторного пространства $(-1, -1)$, $(+1, -1)$, $(-1, +1)$, $(+1, +1)$ — это опыт в эксперименте.

По аналогии можно дать геометрическую интерпретацию и для трех факторов. Геометрической интерпретацией полного факторного эксперимента 2^3 служит куб, координаты вершин которого задают условия опытов.

В общем случае план эксперимента типа 2^k (при $k>3$) геометрически представляет собой совокупность точек, расположенных в вершинах гиперкуба, размещенного в многомерном пространстве. Пространство, заключенное внутри гиперкуба, или гиперсферы, описывающей гиперкуб, и является областью планирования.

Пример 5.1

При оптимизации процесса алмазного бурения в качестве управляемых факторов выбрали осевую нагрузку x_1 и частоту вращения x_2 .

На основе априорной информации принята следующая область определения факторов: $\tilde{x}_1=10\div 30$ кН и $\tilde{x}_2 = 500\div 1000$ об/мин. Априорно считается, что наилучшим сочетанием уровней факторов будет $\tilde{x}_1 = 15$ кН и $\tilde{x}_2 = 700$ об/мин. Также априорно известно, что поверхность отклика нелинейная, а диапазон изменения параметра оптимизации широкий. Точность фиксирования уровней факторов высокая.

Определить интервалы варьирования уровней каждого фактора, вычислить значение их уровней и закодировать.

Исходя из данной априорной информации, следует принять узкий интервал варьирования факторов, поэтому принимаем его шириной, равной 10 % от интервала изменения соответствующих факторов. По условию границы интервалов изменения факторов в натуральных единицах будут $\tilde{x}_{1\min}=10$ кН, $\tilde{x}_{2\min}=500$ об/мин, $\tilde{x}_{1\max}=30$ кН, $\tilde{x}_{2\max}=1000$ об/мин, а их основные (нулевые) уровни $\tilde{x}_1^0=15$ кН и $\tilde{x}_2^0=700$ об/мин.

Тогда интервалы варьирования уровней факторов будут следующие:

$$\Delta\tilde{x}_1 = \frac{\tilde{x}_{1\max} - \tilde{x}_{1\min}}{100} \cdot 10 = \frac{30 - 10}{10} = 2 \text{ кН};$$

$$\Delta\tilde{x}_2 = \frac{\tilde{x}_{2\max} - \tilde{x}_{2\min}}{100} \cdot 10 = \frac{1000 - 500}{10} = 50 \text{ об/мин},$$

а нижние и верхние уровни факторов будут соответственно:

$$\tilde{x}_1^H = \tilde{x}_1^0 - \Delta\tilde{x}_1 = 15 - 2 = 13 \text{ кН}; \quad \tilde{x}_1^B = \tilde{x}_1^0 + \Delta\tilde{x}_1 = 15 + 2 = 17 \text{ кН};$$

$$\tilde{x}_2^H = \tilde{x}_2^0 - \Delta\tilde{x}_2 = 700 - 50 = 650 \text{ об/мин};$$

$$\tilde{x}_2^B = \tilde{x}_2^0 + \Delta\tilde{x}_2 = 700 + 50 = 750 \text{ об/мин}.$$

Кодированные значения факторов для рассмотренного примера (верхние и нижние уровни) согласно выражению (5.2):

$$x_1^B = \frac{17-15}{2} = +1; \quad x_1^H = \frac{13-15}{2} = -1;$$

$$x_2^B = \frac{750-700}{50} = +1; \quad x_2^H = \frac{650-700}{50} = -1.$$

5.2. Матрица планирования и ее свойства

Факторный эксперимент осуществляется с помощью матрицы планирования, в которой используют кодированные значения факторов.

Матрицей планирования называется план, содержащий запись всех комбинаций факторов или их части в кодированной форме. Этот план представляется в виде таблицы, в которой строки соответствуют различным независимым опытам, а столбцы — значениям (уровням) факторов.

Каждый столбец матрицы планирования называется вектор-столбцом, а строка — вектор-строкой. Каждому фактору соответствует только один вектор-столбец.

Рассмотрим прежде всего простейший случай, когда варьируются только два фактора — x_1 и x_2 , причем каждый на двух уровнях $+1$ и -1 . Все возможные комбинации уровней факторов будут исчерпаны в следующих четырех опытах, указанных в табл. 5.1. Такая таблица будет матрицей планирования эксперимента.

В матрице планирования указываются все возможные сочетания нижних и верхних уровней по каждому из факторов модели, в последнем столбце записываются значения параметра оптимизации, соответствующие определенным сочетаниям факторов.

Для удобства при расчетах коэффициентов математической модели в матрицу планирования вводится так называемая фиктивная независимая переменная x_0 , которая во всех опытах принимает только одно значение +1. В этом случае матрица планирования принимает вид (табл. 5.2) и называется расширенной информационной матрицей.

Таблица 5.1

Матрица планирования

Номер опыта	x_1	x_2	y
1	-1	-1	y_1
2	+1	-1	y_2
3	-1	+1	y_3
4	+1	+1	y_4

Таблица 5.2

Расширенная информационная матрица

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	y
1	+1	-1	-1	y_1
2	+1	+1	-1	y_2
3	+1	-1	+1	y_3
4	+1	+1	+1	y_4

Таблица 5.3

Матрица ПФЭ типа 2^2 с эффектом взаимодействия

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	$x_1 x_2$	y
1	+1	-1	-1	+1	y_1
2	+1	+1	-1	-1	y_2
3	+1	-1	+1	-1	y_3
4	+1	+1	+1	+1	y_4

Из полного факторного эксперимента для двухуровневых факторов можно оценить все линейные эффекты и эффекты взаимодействия факторов (двойные, тройные, четверные и т. д.) независимо друг от друга. Общее число всех эффектов, включая b_0 , равно числу опытов полного факторного эксперимента, т. е. 2^k .

Линейным называется эффект, характеризующий линейную зависимость параметра оптимизации от соответствующего фактора. Эффект взаимодействия характеризует совместное влияние нескольких факторов на параметр оптимизации.

С учетом эффекта взаимодействия двух факторов или, как говорят, эффекта парного взаимодействия приведем матрицу планирования эксперимента (табл. 5.3).

Здесь элементы столбца x_1 x_2 получают путем построчного перемножения соответствующих элементов столбцов x_1 и x_2 . Эффект взаимодействия в данном случае показывает силу влияния одного из факторов на параметр оптимизации в зависимости от уровня, на котором находится другая.

Мы рассмотрели самый простой случай, когда построение матриц полного факторного эксперимента для двух факторов на двух уровнях не вызывает затруднений, так как все возможные комбинации уровней факторов легко найти простым перебором.

Обратимся теперь к полному факторному эксперименту типа 2^3 . Матрица планирования для трех факторов с учетом всех возможных взаимодействий приведена в табл. 5.4.

В табл. 5.4 столбец эффекта взаимодействия x_1 x_2 x_3 получается перемножением всех трех столбцов x_1 , x_2 и x_3 и называется эффектом взаимодействия второго порядка, в то время как эффекты взаимодействия двух факторов x_1x_2 , x_1x_3 , и x_2x_3 называются эффектом взаимодействия первого порядка. Довольно часто для них применяют синонимы: парные эффекты взаимодействия (x_1 , x_2 , ...), тройные (x_1 x_2 x_3 , ...) и т. д.

Таблица 5.4

Матрица ПФЭ типа 2^3 с эффектами взаимодействия

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y
1	+ 1	- 1	- 1	- 1	+ 1	+ 1	+ 1	- 1	y_1
2	+ 1	+ 1	- 1	- 1	- 1	- 1	+ 1	+ 1	y_2
3	+ 1	- 1	+ 1	- 1	- 1	+ 1	- 1	+ 1	y_3
4	+ 1	+ 1	+ 1	- 1	+ 1	- 1	- 1	- 1	y_4
5	+ 1	- 1	- 1	+ 1	+ 1	- 1	- 1	+ 1	y_5
6	+ 1	+ 1	- 1	+ 1	- 1	+ 1	- 1	- 1	y_6
7	+ 1	- 1	+ 1	+ 1	- 1	- 1	+ 1	- 1	y_7
8	+ 1	+ 1	+ 1	+ 1	+ 1	+ 1	+ 1	+ 1	y_8

Из табл. 5.4 видно, что с увеличением числа факторов число возможных взаимодействий быстро растет и матрица планирования усложняется. Поэтому возникает необходимость в некоторых приемах построения матриц.

Существует несколько приемов построения матриц полного факторного эксперимента. Среди них рассмотрим два наиболее простых приема.

Первый прием основан на правиле чередования знаков, согласно которому в первом столбце x_1 знаки меняются через один, во втором – x_2 – они чередуются через два, в третьем – x_3 – через четыре, а в четвертом – x_4 – через восемь и т. д.

Второй прием основан на последовательном достраивании матрицы (табл. 5.5). Для этого при добавлении нового фактора необходимо повторить комбинации уровней исходного плана сначала при значении нового фактора на верхнем уровне, а затем на нижнем. Для простоты записи в табл. 5.5 единицы опущены, оставлены только знаки. Первые подчеркнутые четыре опыта представляют собой матрицу 2^2 . Далее они еще раз повторены, и в столбце x_3 для первой матрицы 2^2 проставлены четыре знака «+», для второй — четыре знака «-». Таким образом, подчеркнутые восемь опытов представляют собой уже матрицу планирования 2^3 . Затем эта процедура повторяется до построения матрицы типа 2^5 .

Одним из преимуществ полного факторного эксперимента является то, что по построенной матрице можно найти свойства, определяющие качество математической модели. Эксперимент и планируется для того, чтобы получить модель с некоторыми оптимальными свойствами. Это значит, что оценки коэффициентов модели должны быть наилучшими и что точность предсказания параметра оптимизации не должна зависеть от направления в факторном пространстве, ибо заранее неизвестно, в каком направлении предстоит двигаться в поисках оптимума.

Два свойства следуют непосредственно из построения матрицы: симметричность и условие нормировки.

Симметричность относительно центра экспериментального плана – алгебраическая сумма элементов вектор – столбца каждого фактора, кроме x_0 , равна нулю, т. е.

$$\sum_{u=1}^N x_{iu} = 0, \quad (5.3)$$

где x_{iu} – и – е кодированное значение i -го фактора; N — число опытов; $i=1, 2, \dots, k$.

Условие нормировки — сумма квадратов элементов каждого столбца матрицы равна числу опытов или

$$\sum_{u=1}^N x_{iu}^2 = N. \quad (5.4)$$

Это следствие того, что значения факторов в матрице задаются $+1$ и -1 . Следующие два свойства относятся к совокупности вектор-столбцов матрицы планирования.

Таблица 5.5

**Построение матриц планирования ПФЭ
при увеличении числа факторов от 2 до 5**

План эксперимента	Номер опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5
	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	+	+	+	+	-	-
	26	+	-	+	+	-	-
	27	+	+	-	+	-	-
	28	+	-	-	+	-	-
	29	+	+	+	-	-	-
	30	+	-	+	-	-	-
	31	+	+	-	-	-	-
	32	+	-	-	-	-	-

Ортогональность — сумма почленных произведений любых вектор-столбцов матрицы равна нулю:

$$\sum_{u=1}^N x_{iu} x_{ju} = 0 \quad (j \neq i). \quad (5.5)$$

Ротатабельность — точки в матрице планирования подбираются так, что точность предсказания значений параметра оптимизации одинакова на равных расстояниях от центра эксперимента и не зависит от направления.

5.3. Дробные реплики от полного факторного эксперимента

Полный факторный эксперимент позволяет получить весьма обширную информацию, однако при большом числе факторов ($k > 3$) число опытов в нем резко возрастает. Так, при четырех факторах требуется поставить $2^4=16$ опытов, при шести факторах — $2^6=64$, а уже при восьми факторах — $2^8=256$ опытов. Конечно, увеличение числа опытов повышает точность математической модели, однако при этом значительно возрастают затраты времени и средств.

В то же время на первых этапах планирования, когда используется линейная модель в виде полинома $\hat{y} = b_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + \dots + b_k x_k$ применение полного факторного эксперимента становится нецелесообразным вследствие избыточности опытов, т. е. разности между числом всех опытов и числом оцениваемых коэффициентов модели. В этом случае есть смысл сократить число опытов за счет той информации, которую несут эффекты взаимодействия факторов и которая для построения линейной модели не существенна. Сделать это можно с помощью плана, представляющего собой некоторую часть ($1/2, 1/4, 1/8$ и т. д.) от полного факторного эксперимента и называемого дробным факторным экспериментом или дробной репликой.

Рассмотрим принцип построения такого плана. Для этого обратимся к полному факторному эксперименту 2^2 и составим уже известную нам матрицу (табл. 5.6)

Пользуясь таким планированием, можно построить модель

$$\hat{y} = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_{12}x_1x_2.$$

Таблица 5.6

Полуреплика 2^{3-1}

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	$x_1x_2 \equiv x_3$	y
1	+	+	+	+	y_1
2	+	-	+	-	y_2
3	+	+	-	-	y_3
4	+	-	-	+	y_4

Однако, если есть основания считать, что в выбранных интервалах варьирования процесс может быть описан линейной моделью, то достаточно определить коэффициенты b_0 , b_1 , b_2 , а коэффициент b_{12} можно принять равным нулю, т. е. взаимодействие факторов x_1x_2 отсутствует. Это позволяет включить в схему эксперимента еще один новый фактор x_3 и приписать ему знаки столбца x_1x_2 (см. табл. 5.6). Эта процедура записывается так: $x_3 \equiv x_1x_2$. Теперь получилась матрица планирования уже для трех факторов, и линейная модель будет выражаться уравнением $\hat{y} = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3$. Для определения коэффициентов этого уравнения (см. табл. 5.6) достаточно провести четыре опыта вместо восьми в полном факторном эксперименте типа 2^3 . Итак, поставив четыре опыта для оценки влияния трех факторов, мы воспользовались половиной полного факторного эксперимента 2^3 или дробной репликой.

Аналогично можно построить дробную реплику с четырьмя факторами, используя план типа 2^3 (см. табл. 5.4). В этом случае целесообразно произвести замену столбца $x_1x_2x_3$ четвертым фактором x_4 . Тогда получим план эксперимента с 8

опытами для четырех факторов. Такой план также содержит половину опытов полного факторного эксперимента.

План эксперимента, предусматривающий реализацию половины опытов полного факторного эксперимента, называется полуреplikой. При увеличении числа факторов ($k > 3$) возможно применение реплик большей дробности. Составляют дробные реплики заменой некоторых эффектов взаимодействия, которыми можно пренебречь, новыми факторами. Эти реплики условно обозначают 2^{k-p} , где p — число линейных эффектов, приравненных к эффектам взаимодействия. При $p=1$ получают полуреplikу, при $p=2$ получают $1/4$ реплики, при $p=3$ получают $1/8$ реплики и т. д. Дробный факторный эксперимент, указанный в табл. 5.6, представляет полуреplikу 2^{3-1} .

Наиболее распространены так называемые регулярные реплики, в которых число опытов получается делением числа опытов полного факторного эксперимента на число, кратное двум.

В табл. 5.7 приведены основные показатели дробных реплик.

Для сравнения в последнем столбце приведено число опытов для полного факторного эксперимента. Преимущество дробных реплик по числу опытов очевидно, и эффект от их использования становится тем больше, чем больше число факторов.

Отметим наиболее важное отличие дробных реплик от полного факторного эксперимента. В связи с тем, что в дробных репликах часть взаимодействий заменена новыми факторами, найденные коэффициенты уравнения регрессии будут являться совместными оценками линейных эффектов и эффектов взаимодействия. Величина коэффициента b_3 в точности совпадает с величиной коэффициента b_{12} (знаки столбцов x_3 и x_1x_2 одинаковы) (см. табл. 5.6). Если в дополнение к указанным столбцам (см. табл. 5.6) построить столбцы x_1x_3 и x_2x_3 , они в точности совпадут соответственно со столбцами x_2 и x_1 , и, следовательно, коэффициенты b_{13} и b_{23} совпадут соответственно с коэффициентами b_2 и b_1 . Таким

образом, здесь уже нельзя получить отдельных, независимых оценок коэффициентов, как это делало при полном факторном эксперименте. В данном случае говорят, что линейные эффекты смешаны с эффектами парных взаимодействий.

Таблица 5.7

Основные показатели дробных реплик

Число факторов k	Дробные реплики	Условное обозначение 2^{k-p}	Число опытов	
			дробной реплики	полного факторного эксперимента
3	1/2 реплики от 2^3	2^{3-1}	4	8
4	1/2 реплики от 2^4	2^{4-1}	8	16
5	1/2 реплики от 2^5	2^{5-1}	16	32
5	1/4 реплики от 2^5	2^{5-2}	8	32
6	1/2 реплики от 2^6	2^{6-1}	32	64
6	1/4 реплики от 2^6	2^{6-2}	16	64
6	1/8 реплики от 2^6	2^{6-3}	8	64
7	1/4 реплики от 2^7	2^{7-2}	32	128
7	1/8 реплики от 2^7	2^{7-3}	16	128
7	1/16 реплики от 2^7	2^{7-4}	8	128
8	1/8 реплики от 2^8	2^{8-3}	32	256
8	1/16 реплики от 2^8	2^{8-4}	16	256
9	1/32 реплики от 2^9	2^{9-5}	16	512
10	1/64 реплики от 2^{10}	2^{10-6}	16	1024

Следовательно, коэффициенты b_1, b_2, b_3 будут оценками совместных эффектов, а именно:

$$b_1 \rightarrow \beta_1 + \beta_{23}; \quad b_2 \rightarrow \beta_2 + \beta_{13}; \quad b_3 \rightarrow \beta_3 + \beta_{12},$$

где b_i – вычисленные выборные оценки коэффициентов; β_i – неизвестные истинные значения коэффициентов.

Приведенную запись можно прочесть так: коэффициент b_1 , например, является совместной оценкой влияния фактора x_1 и парного взаимодействия x_2x_3 на функцию отклика (параметр

оптимизации). Влияние фактора x_1 в этом случае характеризуется величиной β_1 а влияние взаимодействия x_2x_3 – величиной β_{23} . Итак, в рассматриваемой дробной реплике нельзя отделить линейное влияние факторов от их парных взаимодействий, что свидетельствует о значительной потере информации по сравнению с полным факторным экспериментом.

Таблица 5.8

Две полуреплики 2^{3-1}

Номер опыта	$x_3 \equiv x_1x_2$			Номер опыта	$x_3 \equiv -x_1x_2$		
	x_1	x_2	x_3		x_1	x_2	x_3
1	-	+	-	1	-	+	+
2	+	+	+	2	+	+	-
3	-	-	+	3	-	-	-
4	+	-	-	4	+	-	+

Оценки, в которых невозможно разделить линейный эффект и эффект взаимодействия, называются смешанными. Линейные эффекты рекомендуется смешивать прежде всего с теми взаимодействиями, которые, согласно априорной информации, незначимы.

В реальных условиях часто приходится решать задачи, в которых заранее можно полагать, что эффекты взаимодействия, хотя и малы по сравнению с линейными эффектами, все же не равны нулю. В таких случаях необходимо заранее определить, когда и какие эффекты определяются совместно, т. е. рассмотреть вопрос о разрешающей способности дробных реплик.

Прямая оценка разрешающей способности дробной реплики затруднена. Поэтому дробные реплики обычно задают с помощью генерирующих соотношений. Генерирующим называется такое соотношение, которое показывает, какое из взаимодействий принято незначимым и заменено новым фактором.

План типа 2^{3-1} может быть представлен двумя полурепликами (см. табл. 5.8), которые задаются одним из следующих генерирующих соотношений:

$$x_3 \equiv x_1 x_2; \quad x_3 \equiv -x_1 x_2. \quad (5.6)$$

Генерирующие соотношения умножим на новый фактор:

$$x_3^2 \equiv x_1 x_2 x_3; \quad x_3^2 \equiv -x_1 x_2 x_3. \quad (5.7)$$

Поскольку всегда $x_i^2 = 1$, получим следующие выражения:

$$1 \equiv x_1 x_2 x_3; \quad 1 \equiv -x_1 x_2 x_3. \quad (5.8)$$

В результате умножения генерирующего соотношения на новый фактор получают, так называемый, определяющий контраст.

Для указанных полуреplik (см. табл. 5.8) определяющими контрастами будут выражения (5.8). Зная определяющий контраст, можно найти соотношения, задающие совместные оценки. Для этого необходимо перемножить факторы x_1 , x_2 и x_3 на определяющий контраст. Умножая по очереди определяющие контрасты (5.8) на x_1 , x_2 и x_3 , получим соотношения:

$$x_1 \cdot 1 \equiv x_1^2 x_2 x_3; \quad x_1 \cdot 1 \equiv -x_1^2 x_2 x_3;$$

$$x_2 \cdot 1 \equiv x_1 x_2^2 x_3; \quad x_2 \cdot 1 \equiv -x_1 x_2^2 x_3;$$

$$x_3 \cdot 1 \equiv x_1 x_2 x_3^2; \quad x_3 \cdot 1 \equiv -x_1 x_2 x_3^2,$$

но так как $x_i^2 = 1$, то

$$x_1 \equiv x_2 x_3; \quad x_1 \equiv -x_2 x_3;$$

$$x_2 \equiv x_1 x_3; \quad x_2 \equiv -x_1 x_3;$$

$$x_3 \equiv x_1 x_2; \quad x_3 \equiv -x_1 x_2.$$

Это значит, что коэффициенты линейного уровня регрессии будут оценками

$$b_1 \rightarrow \beta_1 + \beta_{23}; \quad b_1 \rightarrow \beta_1 - \beta_{23};$$

$$b_2 \rightarrow \beta_2 + \beta_{13}; \quad b_2 \rightarrow \beta_2 - \beta_{13};$$

$$b_3 \rightarrow \beta_3 + \beta_{12}; \quad b_3 \rightarrow \beta_3 - \beta_{12},$$

т. е. получено то же, что и ранее.

Рассмотрим различия в оценках влияния эффектов факторов, даваемых дробными репликами с разными определяющими контрастами. Предположим, в задаче четыре фактора. Решено поставить дробный факторный эксперимент типа 2^{4-1} , включающий 8 опытов. В этом случае можно составить несколько матриц планирования, т. е. несколько полуреplik. Две из них приведены в табл. 5.9 и 5.10. Восемь опытов представляют собой полный факторный эксперимент 2^3 . Поэтому для первых трех факторов x_1 , x_2 и x_3 (см. табл. 5.9 и 5.10) записана матрица 2^3 . Фактор x_4 в одном случае (см. табл. 5.9) приравнен тройному взаимодействию x_1 , x_2 и x_3 , в другом (см. табл. 5.10) - двойному x_1 , x_2 .

Полуреплика 2^{4-1} в табл. 5.9 задана генерирующим соотношением $x_4 \equiv x_1x_2x_3$, а в табл. 5.10 – $x_4 \equiv x_1x_2$. Соответственно, определяющие контрасты будут выражены соотношениями $1 \equiv x_1x_2x_3x_4$ и $1 \equiv x_1x_2x_4$.

Совместные оценки будут определяться следующим образом: 1) для первой полуреплики (см. табл. 5.9); 2) для второй полуреплики (см. табл. 5.10):

$x_1 \equiv x_2x_3x_4$	$b_1 \rightarrow \beta_1 + \beta_{234}$	$x_1 \equiv x_2x_4$	$b_1 \rightarrow \beta_1 + \beta_{24}$
$x_2 \equiv x_1x_3x_4$	$b_2 \rightarrow \beta_2 + \beta_{134}$	$x_2 \equiv x_1x_4$	$b_2 \rightarrow \beta_2 + \beta_{14}$
$x_3 \equiv x_1x_2x_4$	$b_3 \rightarrow \beta_3 + \beta_{124}$	$x_3 \equiv x_1x_2x_3x_4$	$b_3 \rightarrow \beta_3 + \beta_{1234}$
$x_4 \equiv x_1x_2x_3$	$b_4 \rightarrow \beta_4 + \beta_{123}$	$x_4 \equiv x_1x_2$	$b_4 \rightarrow \beta_4 + \beta_{12}$
$x_1x_2 \equiv x_3x_4$	$b_{12} \rightarrow \beta_{12} + \beta_{34}$	$x_1x_3 \equiv x_2x_3x_4$	$b_{13} \rightarrow \beta_{13} + \beta_{234}$
$x_1x_3 \equiv x_2x_4$	$b_{13} \rightarrow \beta_{13} + \beta_{24}$	$x_2x_3 \equiv x_1x_3x_4$	$b_{23} \rightarrow \beta_{23} + \beta_{134}$
$x_1x_4 \equiv x_2x_3$	$b_{14} \rightarrow \beta_{14} + \beta_{23}$	$x_3x_4 \equiv x_1x_2x_3$	$b_{34} \rightarrow \beta_{34} + \beta_{123}$

В практических задачах тройные и более высокого порядка взаимодействия значительно чаще, чем двойные, бывают равны нулю, и ими можно пренебречь. Полуреплика 2^{4-1} , заданная генерирующим соотношением $x_4 \equiv x_1x_2x_3$, позволяет получить отдельные оценки четырех линейных эффектов и три совместные оценки парных взаимодействий. В этом случае отдельными оценками будут b_1 , b_2 , b_3 и b_4 , так как тройными

взаимодействиями β_{234} , β_{134} , β_{124} , β_{123} вследствие их незначимости можно пренебречь. В другой полуреплике, заданной генерирующим соотношением $x_4 \equiv x_1 x_2$, три линейных эффекта, а именно b_1 , b_2 , b_4 , оказались смешанными с парными взаимодействиями. Разрешающая способность полуреплики, заданной генерирующим соотношением $x_4 \equiv x_1 x_2 x_3$ (см. табл. 5.9), получилась значительно выше, чем у полуреплики, заданной генерирующим соотношением $x_4 \equiv x_1 x_2$ (см. табл. 5.10). Следовательно, разрешающая способность полуреплики зависит от генерирующего соотношения, которым она задана.

Таблица 5.9

Полуреплика 2^{4-1} с определяющим контрастом $I \equiv x_1 x_2 x_3 x_4$

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_4 \equiv x_1 x_2 x_3$
1	+	+	+	+	+
2	+	-	+	+	-
3	+	+	-	+	-
4	+	-	-	+	+
5	+	+	+	-	+
6	+	-	+	-	-
7	+	+	-	-	-
8	+	-	-	-	+

Таблица 5.10

Полуреплика 2^{4-1} с определяющим контрастом $I \equiv x_1 x_2 x_4$

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_4 \equiv x_1 x_2$
1	+	+	+	+	+
2	+	-	+	+	-
3	+	+	-	+	-
4	+	-	-	+	+
5	+	+	+	-	+
6	+	-	+	-	-
7	+	+	-	-	-
8	+	-	-	-	+

Используя аналогичные способы замены эффектов взаимодействия факторов на эффекты других факторов, можно построить планы эксперимента большей дробности и оценить разрешающую способность дробной реплики.

Выбор степени дробности плана эксперимента должен осуществляться всякий раз в зависимости от поставленной задачи и имеющихся сведений о процессе. Целесообразность практического применения дробных реплик возрастает с увеличением числа факторов, а эффективность зависит от удачного выбора системы смешивания линейных эффектов с эффектами взаимодействия, а также от интуиции исследователя в случае значимости некоторых взаимодействий. Независимость оценок нелинейных взаимодействий можно достигнуть, создавая план дробной реплики на основе специально подобранного генерирующего соотношения.

При использовании регулярных дробных реплик необходимо учитывать их свойства: симметричность, условие нормировки, ортогональность и ротатабельность, аналогичные свойствам полного факторного эксперимента.

5.4. Реализация плана эксперимента

После выбора основных (нулевых) уровней и интервалов варьирования факторов их натуральные значения заносятся в таблицу (табл. 5.11). Это делается для того, чтобы облегчить работу экспериментатора и исключить ошибки при выборе условий опыта.

Проведение любого эксперимента связано с погрешностями, знание которых необходимо для оценки его результатов. В связи с этим план эксперимента должен быть выбран таким, чтобы имелась возможность исключить влияние возможных систематических погрешностей и оценить случайную погрешность эксперимента.

Таблица 5.11

Уровни факторов и интервалы варьирования

Факторы	$\tilde{x}_1$	$\tilde{x}_2$	...	$\tilde{x}_k$	Размер- ность
Основной уровень $\tilde{x}_i^0$	$\tilde{x}_1^0$	$\tilde{x}_2^0$	...	$\tilde{x}_k^0$	
Интервал варьирования $\Delta\tilde{x}_i$	$\Delta\tilde{x}_1$	$\Delta\tilde{x}_2$	...	$\Delta\tilde{x}_k$	
Верхний уровень (+1)	$\tilde{x}_1^B$	$\tilde{x}_2^B$	...	$\tilde{x}_k^B$	
Нижний уровень (-1)	$\tilde{x}_1^H$	$\tilde{x}_2^H$	...	$\tilde{x}_k^H$	

Чтобы исключить влияние систематических погрешностей, вызванных различными внешними условиями (мешающими факторами), необходимо опыты, заданные планом эксперимента, проводить рандомизированно во времени, т. е. в случайной последовательности. Порядок проведения опытов следует выбирать по таблице равномерно распределенных случайных чисел (см. табл. 5.12).

Если, например, необходимо провести восемь опытов (эксперимент типа 2^3), то в случайном месте таблицы последовательно выписывают числа от 1 до 8, отбрасывая числа больше 8 и уже выписанные. Эти числа, взятые из табл. 5.12, будут, например, 5, 4, 8, 2, 7, 6, 1, 3. Это значит, что первым следует провести опыт № 5, вторым – № 4, третьим – № 8 и т. д.

Другой подход состоит в разбивке матрицы на блоки. Если экспериментатор знает заранее об изменении каких-то внешних условий, он может составить план эксперимента так, чтобы эффект влияния этих условий был связан с определенным взаимодействием факторов, которым можно пренебречь. Например, матрицу 2^3 можно разбить на два блока таким образом, чтобы эффект влияния условий сказался на величине тройного эффекта взаимодействия. В первый блок следует сгруппировать все опыты, в которых это взаимодействие $x_1x_2x_3$ равно +1, а во второй – где оно равно – 1 (табл. 5.13).

Таблица 5.12

**Фрагмент из таблицы равномерно распределенных
случайных чисел**

10 09 73 25 33	76 52 01 35 86	34 67 35 48 76	80 95 90 91 17	39 29 27 49 45
37 54 20 48 05	64 89 47 42 96	24 80 52 40 37	20 63 61 04 02	00 82 29 16 65
08 42 26 89 53	19 64 50 93 03	23 20 90 25 60	15 95 33 47 64	35 08 03 36 06
99 01 90 25 29	09 37 67 07 15	38 31 13 11 65	88 67 67 43 97	04 43 62 76 59
12 80 79 99 70	80 15 73 61 47	64 03 23 66 53	98 95 11 68 77	12 17 17 68 33
66 06 57 47 17	34 07 27 68 50	36 69 73 61 70	65 81 33 98 85	11 19 92 91 70
31 06 01 08 05	45 57 18 24 06	35 30 34 26 14	86 79 90 74 39	23 40 30 97 32
85 26 97 76 02	02 05 16 56 92	68 66 57 48 18	73 05 38 52 47	18 62 38 85 79
63 57 33 21 35	05 32 54 70 48	90 55 35 75 48	28 46 82 87 09	83 49 12 56 24
73 79 64 57 53	03 52 96 47 78	35 80 83 42 82	60 93 52 03 44	35 27 38 84 35
98 52 01 77 67	14 90 56 86 07	22 10 94 05 58	60 97 09 34 33	50 50 07 39 98
11 80 50 54 31	39 80 82 77 32	50 72 56 82 48	29 40 52 42 01	52 77 56 78 51
83 45 29 96 34	06 28 89 80 83	13 74 67 00 78	18 47 54 06 10	68 71 17 78 17
88 68 54 02 00	86 50 75 84 01	36 76 66 79 51	90 36 47 64 93	29 60 91 10 62
99 59 46 73 48	87 51 76 49 69	91 82 60 89 28	93 78 56 13 68	23 47 83 41 13
65 48 11 76 74	17 46 85 09 50	58 04 77 69 74	73 03 95 71 86	40 21 81 65 44
80 12 43 56 35	17 72 70 80 15	45 31 82 23 74	21 11 57 82 53	14 38 55 37 63
74 35 09 98 17	77 40 27 72 14	43 23 60 02 10	45 52 16 42 37	96 28 60 26 55
69 91 62 68 03	66 25 22 91 48	36 93 68 72 03	76 62 11 39 90	94 40 05 64 18
09 89 32 05 05	14 22 56 85 14	46 42 75 67 88	96 29 77 88 22	54 38 21 45 98
91 49 91 45 23	68 47 92 76 86	46 16 28 35 54	94 75 08 99 23	37 08 92 00 48
80 33 69 45 98	26 94 03 68 58	70 29 73 41 35	53 14 03 33 40	42 05 08 23 41
44 10 48 19 49	85 15 74 79 54	32 97 92 65 75	57 60 04 08 81	22 22 20 64 13
12 55 07 37 42	11 10 00 20 40	12 86 07 46 97	96 64 48 94 39	28 70 72 58 15
63 60 64 93 29	16 50 53 44 84	40 21 95 25 63	43 65 17 70 82	07 20 73 17 90

Таблица 5.13

Разбивка матрицы 2^3 на два блока

Блок	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y
1	+1	-1	-1	+1	+1	-1	-1	+1	y_1
	+1	+1	-1	-1	-1	-1	+1	+1	y_2
	+1	-1	+1	-1	-1	+1	-1	+1	y_3
	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	y_4
2	+1	-1	-1	-1	+1	+1	+1	-1	y_5
	+1	+1	-1	+1	-1	+1	-1	-1	y_6
	+1	-1	+1	+1	-1	-1	+1	-1	y_7
	+1	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1	y_8

Для разбивки любого эксперимента типа 2^k на два блока следует выбирать взаимодействие, которым можно пожертвовать (обычно это взаимодействие самого высокого порядка).

Дать оценку случайной погрешности эксперимента можно только при повторении (дублирования) каждого опыта строки матрицы m раз. Такие опыты называются параллельными. Обычно число m параллельных опытов принимается равным 2 – 3, иногда – 4 – 5. Первоначальное число m выбирается по результатам специально поставленных опытов, оценивающих их воспроизводимость. План эксперимента, в который вносятся результаты параллельных опытов, записывается в виде табл. 5.14.

Постановка параллельных опытов не дает полностью совпадающих результатов, хотя и опыты воспроизводятся по возможности в одинаковых условиях. Это происходит за счет погрешности измерения значений факторов и самого параметра оптимизации, влияния неучтенных факторов и т. п. Получение среднего арифметического значения параметра оптимизации $\bar{y}_u$ по каждой строке матрицы планирования связано с применением методов статистической обработки результатов наблюдений (гл. 4).

При проведении исследований экспериментатор может иметь дело с тремя вариантами дублирования опытов в каждой

точке факторного пространства: 1) эксперимент проведен при равномерном дублировании опытов; 2) эксперимент выполнен при неравномерном дублировании опытов; 3) эксперимент поставлен с дублированием опытов в центре плана.

При равномерном дублировании все строки матрицы планирования имеют одинаковое число параллельных опытов (см. табл. 5.14).

Таблица 5.14

План эксперимента типа 2^k с параллельными опытами

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	$\dots$	x_k	Параллельные опыты				$\bar{y}_u$
						y_{u1}	y_{u2}	$\dots$	y_{um}	
1	+1	+1	+1	$\dots$	+1	$\bar{y}_{11}$	$\bar{y}_{12}$	$\dots$	$\bar{y}_{1m}$	$\bar{y}_1$
2	+1	-1	+1	$\dots$	+1	y_{21}	y_{22}	$\dots$	y_{2m}	$\bar{y}_2$
3	+1	+1	-1	$\dots$	+1	y_{31}	y_{32}	$\dots$	y_{3m}	$\bar{y}_3$
$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$			$\dots$	$\dots$	$\dots$
N	+1	-1	-1	$\dots$	-1	y_{N1}	y_{N2}	$\dots$	y_{Nm}	$\bar{y}_N$

В случае неравномерного дублирования число параллельных опытов по строкам матрицы неодинаково. Это происходит на практике из-за случайных грубых нарушений условий эксперимента, когда опыт признается неудачным, а повторить его по каким-либо причинам нельзя. Пример такого плана приведен в табл. 5.15.

Таблица 5.15

План эксперимента типа 2^2 с неравномерным дублированием параллельных опытов

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	$x_1 x_2$	Параллельные опыты			$\bar{y}_u$
					y_{u1}		y_{u3}	
1	+1	+1	+1	+1	$\bar{y}_{11}$	$\bar{y}_1$	y_{13}	$\bar{y}_1$
2	+1	-1	+1	-1	y_{21}	$\bar{y}_2$	-	$\bar{y}_2$
3	+1	+1	-1	-1	y_{31}	$\bar{y}_3$	y_{32}	$\bar{y}_3$
4	+1	-1	-1	+1	-	y_{42}	y_{43}	$\bar{y}_4$

В третьем варианте все опыты, заданные планом, выполняются по одному разу, и лишь один из них, находящийся в центре плана, дублируется 3 – 4 раза. Это становится возможным, если экспериментатору известна заранее хорошая воспроизводимость опытов на объекте исследования. В этом случае резко сокращается число опытов и план эксперимента принимает следующий вид (см. табл. 5.16).

Из рассмотренных вариантов дублирования наиболее предпочтителен вариант с равномерным дублированием опытов.

Таблица 5.16

**Матрица планирования эксперимента типа 2^2
с дублированием опытов в центре плана**

Номер опыта	x_1	x_2	Параметр оптимизации y_u	
1	+ 1	+ 1	y_1	
2	- 1	+1	y_2	
3	+ 1	- 1	y_3	
4	- 1	- 1	y_4	
Опыты в центре плана				
1	0	0	y_{10}	$\bar{y}_0 = \frac{1}{4} \sum_1^4 y_{u_0}$
2	0	0	y_{20}	
3	0	0	y_{30}	
4	0	0	y_{40}	

При этом варианте эксперимент отличается повышенной точностью, а математическая обработка экспериментальных данных — простотой. Характер дублирования опытов влияет на содержание математической обработки результатов наблюдений. Исходя из этого, рассмотрим алгоритм расчета полного факторного эксперимента при равномерном дублировании опытов.

5.5. Алгоритм расчета полного факторного эксперимента типа 2^k при равномерном дублировании опытов

Выбор модели и построение матрицы планирования

Выбор модели состоит в выборе вида функции

$$y = f(x_1, x_2, \dots, x_k), \quad (5.9)$$

где y — параметр оптимизации; $x_1, x_2, \dots, x_k$ — факторы, влияющие на параметр оптимизации. Обычно функцию (5.9) выбирают в виде линейного алгебраического полинома вида

$$\hat{y} = b_0 x_0 + b_1 x_1 + \dots + b_k x_k. \quad (5.10)$$

Планируя эксперимент на первом этапе, всегда стремятся получить линейную модель. Однако нет никакой гарантии, что в выбранных интервалах варьирования факторов процесс описывается линейной моделью типа (5.10). На практике приходится прибегать к более сложным зависимостям, т. е. когда модель нелинейна (5.1). Это связано с тем, что эффект одного фактора зависит от уровней, на которых находятся другие факторы. В этом случае имеют место эффекты взаимодействия, количественную оценку которых позволяет получить полный факторный эксперимент. Для этого надо, пользуясь правилом перемножения столбцов, получить столбцы произведений всех факторов. При добавлении столбцов эффектов взаимодействий все рассмотренные свойства матрицы планирования сохраняются.

Теперь модель, например, для двух факторов будет иметь вид

$$\hat{y} = b_0 x_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_{12} x_1 x_2, \quad (5.11)$$

а для эксперимента типа 2^3 выглядит следующим образом:

$$\hat{y} = b_0 x_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_3 x_3 + b_{12} x_1 x_2 + b_{13} x_1 x_3 + b_{23} x_2 x_3 + b_{123} x_1 x_2 x_3. \quad (5.12)$$

В столбцах x_1, x_2, x_3 (см. табл. 5.4) задают планирование, по ним непосредственно определяются условия опытов, а остальные столбцы $x_0, x_1x_2, x_1x_3, x_2x_3$ и $x_1x_2x_3$ служат только для расчета.

Для полного факторного эксперимента типа 2^2 матрица планирования для модели вида (5.11) представлена в табл. 5.17.

При решении задач оптимизации всегда рассчитываются коэффициенты b_{ij} уравнения (5.1), которые в дальнейшем используются для проверки адекватности полученной по результатам эксперимента модели.

Таблица 5.17

Матрица планирования эксперимента типа 2^2

Номер опыта	x_0	План		x_1x_2	Параметр оптимизации						Дисперсия $(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2$
		x_1	x_2		y_{u1}	y_{u2}	$\dots$	y_{um}	$\bar{y}_u$	$\hat{y}_u$	
1	+1	-1	-1	+1	y_{11}	y_{12}	$\dots$	y_{1m}	$\bar{y}_1$	$\hat{y}_1$	$(\bar{y}_1 - \hat{y}_1)^2$
2	+1	+1	-1	-1	y_{21}	y_{22}	$\dots$	y_{2m}	$\bar{y}_2$	$\hat{y}_2$	$(\bar{y}_2 - \hat{y}_2)^2$
3	+1	-1	+1	-1	y_{31}	y_{32}	$\dots$	y_{3m}	$\bar{y}_3$	$\hat{y}_3$	$(\bar{y}_3 - \hat{y}_3)^2$
4	+1	+1	+1	+1	y_{41}	y_{42}	$\dots$	y_{4m}	$\bar{y}_4$	$\hat{y}_4$	$(\bar{y}_4 - \hat{y}_4)^2$

Расчет построчных дисперсий и дисперсии воспроизводимости

Для каждой строки матрицы планирования по результатам m параллельных опытов находится среднее арифметическое значение параметра оптимизации:

$$\bar{y}_u = \frac{1}{m} \sum_{r=1}^m y_{ur}, \quad (5.13)$$

где $r=1, 2, \dots, m$ – число параллельных опытов, одинаковое по всей матрице; $u=1, 2, \dots, N$ – число строк матрицы планирования; y_{ur} – значение параметра оптимизации по параллельным опытам u -й строки матрицы планирования.

С целью оценки отклонений параметра оптимизации от его среднего значения для каждой строки матрицы планирования вычисляется дисперсия опыта по данным m параллельных опытов:

$$S_u^2 = \frac{1}{m-1} \sum_{r=1}^m (y_{ur} - \bar{y}_u)^2 \quad (5.14)$$

и проверяется с помощью G -критерия Кохрена их однородность:

$$G_p = \frac{S_{u\max}^2}{\sum_{u=1}^N S_u^2}, \quad (5.15)$$

где $S_{u\max}^2$ – максимальная из рассчитанных построчных дисперсий; $\sum_{u=1}^N S_u^2$ – сумма всех дисперсий по N строкам матрицы планирования. Если выполняется условие

$$G_p < G_{\text{т}}, \quad (5.16)$$

то гипотеза об однородности дисперсий принимается.

Табличное значение G -критерия находят по табл. 5.18 для чисел степеней свободы $v_1 = m-1$ и $v_2 = N$ и выбранного уровня значимости.

Если $G_p > G_{\text{т}}$, то дисперсии неоднородны, и одним из решений является увеличение числа параллельных опытов, т. е. еще раз или несколько раз необходимо реализовать план эксперимента. Если это не дает результата, то необходимо изменить метод контроля параметра оптимизации, увеличив его точность. В то же время неоднородность дисперсий требует провести более тщательную проверку гипотезы о нормальности распределения исследуемой величины и сделать соответствующие выводы.

Таблица 5.18

Значения G-критерия при уровнях значимости 0,05 (верхняя строка) и 0,01 (нижняя строка)

$v_2=N$	$v_1=m-1$						
	1	2	3	4	5	6	7
4	0,9065	0,7679	0,6841	0,6287	0,5895	0,5598	0,5365
	0,9676	0,8643	0,7814	0,7212	0,6761	0,6410	0,6129
6	0,7808	0,6161	0,5321	0,4803	0,4447	0,4184	0,3980
	0,8828	0,7218	0,6258	0,5635	0,5195	0,4866	0,4608
8	0,6798	0,5157	0,4377	0,3910	0,3595	0,3362	0,3185
	0,7945	0,6152	0,5209	0,4627	0,4226	0,3932	0,3704
10	0,6020	0,4450	0,3733	0,3311	0,3029	0,2823	0,2666
	0,7175	0,5358	0,4469	0,3934	0,3572	0,3308	0,3106
12	0,5410	0,3924	0,3264	0,2880	0,2624	0,2439	0,2299
	0,6528	0,4751	0,3919	0,3428	0,3099	0,2861	0,2680
15	0,4709	0,3346	0,2758	0,2419	0,2195	0,2034	0,1911
	0,5747	0,4069	0,3337	0,2882	0,2593	0,2386	0,2228
20	0,3894	0,2705	0,2205	0,1921	0,1735	0,1602	0,1501
	0,4799	0,3297	0,2654	0,2288	0,2048	0,1877	0,1748
24	0,3434	0,2354	0,1907	0,1656	0,1493	0,1374	0,1286
	0,4247	0,2871	0,2295	0,1970	0,1759	0,1608	0,1495
30	0,2929	0,1980	0,1593	0,1377	0,1237	0,1137	0,1061
	0,3632	0,2412	0,1913	0,1635	0,1454	0,1327	0,1232
40	0,2370	0,1576	0,1259	0,1082	0,0968	0,0887	0,0827
	0,2940	0,1915	0,1508	0,1281	0,1135	0,1033	0,0957

При выполнении условия (5.16) построчные дисперсии усредняют по формуле

$$S_y^2 = \frac{1}{N} \sum_{u=1}^N S_u^2, \quad (5.17)$$

получая, таким образом, дисперсию воспроизводимости S_y^2 . Отсюда, случайная погрешность эксперимента может быть определена как корень квадратный из дисперсии воспроизводимости:

$$S_y = + \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{u=1}^N S_u^2} . \quad (5.18)$$

Расчет коэффициентов уравнения регрессии

По результатам проведенного эксперимента в выбранной области факторного пространства производится оценка численных коэффициентов уравнения регрессии.

Для расчета оценок коэффициентов математической модели вида (5.1) применяется метод наименьших квадратов. При этом ортогональность матрицы планирования позволяет получить независимые друг от друга оценки коэффициентов. Это означает, что величина любого коэффициента не зависит от того, какие величины имеют другие коэффициенты,

В общем случае для ортогональных планов коэффициенты рассчитываются по следующим формулам:

$$b_0 = \frac{1}{N} \sum_{u=1}^N x_0 \bar{y}_u ; \quad (5.19)$$

$$b_i = \frac{1}{N} \sum_{u=1}^N x_i \bar{y}_u ; \quad (5.20)$$

$$b_{ij} = \frac{1}{N} \sum_{u=1}^N x_i x_j \bar{y}_u , \quad (5.21)$$

где $\bar{y}_u$ - среднее значение параметра оптимизации, определяемое по формуле (5.13); $x_0, x_i, x_i x_j$ - кодированное значение факторов и их взаимодействий.

Воспользуемся формулами (5.19), (5.20) и (5.21) и матрицей планирования (см. табл. 5.15) для оценки коэффициентов b_0, b_1, b_2 и b_{12} модели (5.11):

$$b_0 = \frac{(+1)\bar{y}_1 + (+1)\bar{y}_2 + (+1)\bar{y}_3 + (+1)\bar{y}_4}{4} = \frac{\bar{y}_1 + \bar{y}_2 + \bar{y}_3 + \bar{y}_4}{4} ;$$

$$b_1 = \frac{(-1)\bar{y}_1 + (+1)\bar{y}_2 + (-1)\bar{y}_3 + (+1)\bar{y}_4}{4} = \frac{-\bar{y}_1 + \bar{y}_2 - \bar{y}_3 + \bar{y}_4}{4} ;$$

$$b_2 = \frac{(-1)\bar{y}_1 + (-1)\bar{y}_2 + (+1)\bar{y}_3 + (+1)\bar{y}_4}{4} = \frac{-\bar{y}_1 - \bar{y}_2 + \bar{y}_3 + \bar{y}_4}{4},$$

$$b_{12} = \frac{(+1)\bar{y}_1 + (-1)\bar{y}_2 + (-1)\bar{y}_3 + (+1)\bar{y}_4}{4} = \frac{\bar{y}_1 - \bar{y}_2 - \bar{y}_3 + \bar{y}_4}{4}$$

Из изложенного видно, что, благодаря кодированию факторов, расчет коэффициентов уравнения регрессии превратился в простую арифметическую процедуру. Для подсчета коэффициентов b_0 , b_1 , b_2 и b_{12} используются соответственно вектор-столбцы: x_0 , x_1 , x_2 и x_1x_2 и средние значения параметра оптимизации $\bar{y}_u$ каждой вектор-строки матрицы планирования.

Для оценки влияния факторов на параметр оптимизации производится проверка значимости каждого коэффициента двумя равноценными способами: 1) с помощью t -критерия Стьюдента; 2) сравнением абсолютной величины коэффициента с доверительным интервалом. В обоих случаях вначале находится дисперсия коэффициентов регрессии, которая при m параллельных опытов рассчитывается по формуле

$$S_{b_i}^2 = \frac{S_y^2}{m \sum_{u=1}^N x_{iu}^2}, \quad (5.22)$$

а при выполнении условия нормировки (5.4)

$$S_{b_i}^2 = \frac{1}{mN} S_y^2. \quad (5.23)$$

Из формул (5.22) и (5.23) видно, что дисперсии коэффициентов равны друг другу, а поэтому их среднеквадратические отклонения могут быть определены как

$$S_{b_0} = S_{b_i} = S_{b_{ij}} = \frac{1}{\sqrt{mN}} S_y. \quad (5.24)$$

По первому способу оценка значимости коэффициентов осуществляется по формуле

$$t_{i_p} = \frac{|b_i|}{S_{b_i}} . \quad (5.25)$$

Коэффициент считается статистически значимым, если t_{i_p} больше или равен t_T , т. е.

$$t_{i_p} \geq t_T , \quad (5.26)$$

где $|b_i|$ — абсолютное значение i -го коэффициента уравнения регрессии; t_T — табличное значение критерия Стьюдента, которое находится из таблицы (табл. 4.13) по числу степеней свободы $\nu = N(m - 1)$ и заданном уровне значимости (доверительной вероятности); S_{b_i} — среднеквадратическое отклонение в определении коэффициента регрессии, вычисляемое по формуле (5.24).

По второму способу для проверки значимости коэффициентов используется доверительный интервал Δb_i , который является одинаковым для всех коэффициентов регрессии и находится по формуле

$$\Delta b_i = \pm t_T S_{b_i} . \quad (5.27)$$

Коэффициент значим, если его абсолютная величина больше доверительного интервала или равна ему, т. е.

$$|b_i| \geq \Delta b_i . \quad (5.28)$$

Статистическая незначимость коэффициента интерпретируется как отсутствие влияния соответствующего эффекта.

Если какой-то из коэффициентов окажется статистически незначимым, то он может быть исключен из уравнения регрессии без пересчета остальных. После этого математическая модель исследуемого процесса вида (5.1) может быть

представлена уравнением регрессии с факторами и их взаимодействиями, имеющими только значимые коэффициенты. Здесь же необходимо заметить, что статистическая незначимость одного или нескольких коэффициентов могла быть вызвана следующими причинами: неудачно выбранным интервалом варьирования, неправильным выбором уровней факторов в экспериментальной области факторного пространства, значительными погрешностями эксперимента. Отсюда ясно, что более правильным является решение повторить эксперимент, например, при расширенном интервале варьирования для исследуемого фактора. Конечно, при этом число опытов, а значит, и время эксперимента возрастают. В этом случае половину опытов можно сохранить тем, что расширение интервала варьирования проводится только в одну сторону – один (верхний или нижний) уровень оставить. Если фактор все же остается незначимым после повторения эксперимента и всех необходимых расчетов, то его отбрасывают и переходят к следующему этапу обработки экспериментальных данных – проверке адекватности модели, т. е. выяснению пригодности уравнения регрессии для поиска области оптимума.

Проверка адекватности модели

Адекватность модели проверяют с помощью F -критерия Фишера. Для этого сравниваются две дисперсии – дисперсия адекватности $S^2_{ад}$ и дисперсия воспроизводимости S^2_y . Первая показывает рассеяние средних опытных данных параметра оптимизации $\bar{y}_u$ относительно тех значений параметра оптимизации $\hat{y}_u$, которые предсказаны полученным линейным уравнением регрессии. Эта дисперсия рассчитывается по формуле

$$S^2_{ад} = \frac{m}{N-l} \sum_{u=1}^N (\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2, \quad (5.29)$$

где m — число параллельных опытов; N — число строк матрицы планирования; l — число значимых коэффициентов в уравнении регрессии (включая свободный член).

Вторая дисперсия — это дисперсия воспроизводимости S_y^2 — определяется из выражения (5.17).

Расчетное значение критерия Фишера вычисляется по формуле

$$F_p = \frac{S_{ад}^2}{S_y^2}, \quad (5.30)$$

при этом предполагается, что $S_{ад}^2 > S_y^2$.

Гипотеза адекватности уравнения регрессии принимается в том случае, если расчетное значение F -критерия не превышает табличного для соответствующих степеней свободы $v_1 = N - l$, $v_2 = N(m-1)$ и принятого уровня значимости (см. табл. 4.11), т. е, когда

$$F_p \leq F_T. \quad (5.31)$$

На практике бывает, что $S_{ад}^2 \leq S_y^2$, и тогда вывод об адекватности модели может быть сделан без проверки условия (5.31).

При невыполнении условия (5.31), т. е. при неадекватной линейной модели, наиболее часто принимается решение об уменьшении интервалов варьирования факторов и повторении эксперимента. Такое решение хотя и уменьшает кривизну поверхности отклика параметра оптимизации, может привести к появлению незначимых коэффициентов. Эффективным в этом случае считается включение в план эксперимента нового фактора из числа тех, которые были близки по своему эффекту к другим факторам, но были предварительно отсеяны.

Если условие (5.31) выполняется, то адекватный линейный полином используется для поиска области оптимума объекта (процесса) исследования.

При проверке адекватности необходимо, чтобы соблюдалось неравенство $v_1 > 0$, т. е. число опытов N должно превышать число членов l уравнения регрессии.

Однако в практике проведения технологических исследований возможны различные ситуации при статистической оценке полученного уравнения регрессии. Например, возможна ситуация, когда в полученном уравнении регрессии все коэффициенты значимы. Тогда для проверки адекватности уравнения не остается степеней свободы ($N=1$ и $v_1 = 0$). В этом случае адекватность уравнения регрессии можно проверить способом, основанным на оценке разности значений коэффициента b_0 и параметра оптимизации $\bar{y}_0$, полученного в опыте на нулевых уровнях факторов. Полученная разность $|b_0 - \bar{y}_0|$ является оценкой суммы эффектов взаимодействия факторов. Если разность велика, уравнением регрессии пользоваться нельзя, а если эта разность мала, т. е. соизмерима с погрешностью эксперимента, то использование данного уравнения возможно. Здесь следует иметь в виду, что коэффициенты при эффектах взаимодействий могут быть с разными знаками, а потому их сумма — небольшой величиной.

Значимость различия между b_0 и $\bar{y}_0$ оценивается по t^* - критерию

$$t_p^* = \frac{|b_0 - \bar{y}_0| \sqrt{N}}{S_y}, \quad (5.32)$$

где S_y — погрешность эксперимента, вычисленная по формуле (5.18).

Гипотеза адекватности уравнения регрессии принимается, если

$$t_p^* \leq t_t. \quad (5.33)$$

Табличное значение критерия Стьюдента при заданном уровне значимости и числе степеней свободы $v = N (m-1)$ берется из таблицы (табл. 4.13).

Если условие (5.33) не соблюдается, т. е. $t_p^* > t_t$, то это свидетельствует о значимости коэффициентов при эффектах взаимодействия факторов и позволяет сделать вывод о неадекватности полученной модели.

Таким образом, изложенная последовательность обработки результатов эксперимента при равномерном дублировании опытов может быть представлена следующей схемой:

1) для каждой строки матрицы планирования по формуле (5.13) вычисляется среднее арифметическое значение $\bar{y}_u$ параметра оптимизации;

2) по формуле (5.14) определяются построчные дисперсии S^2_u для каждого опыта матрицы планирования;

3) проверяется гипотеза однородности дисперсий S^2_u всех опытов по G-критерию Кохрена (5.15), (5.16);

4) по формуле (5.17) вычисляется дисперсия воспроизводимости S_y^2 (при условии однородности дисперсий S^2_u);

5) вычисляется погрешность эксперимента S_y из выражения (5.18);

6) по формулам (5.19), (5.20), (5.21) определяются коэффициенты уравнения регрессии;

7) по выражению (5.23) находятся дисперсии $S_{b_i}^2$ коэффициентов регрессии;

8) определяются среднеквадратические отклонения S_{b_i} коэффициентов уравнения регрессии по формуле (5.24);

9) по формуле (5.27) устанавливается величина доверительного интервала Δb_i ;

10) проверяется статистическая значимость коэффициентов уравнения регрессии (5.28);

11) по выражению (5.29) определяется дисперсия адекватности $S^2_{ад}$;

12) проверяется гипотеза адекватности модели с помощью F-критерия Фишера (5.30), (5.31).

В заключение необходимо отметить, что использование критериев Кохрена, Стьюдента и Фишера предполагает нормальное распределение полученных результатов эксперимента.

5.6. Интерпретация результатов

В качестве адекватной модели принимается полином, коэффициенты которого являются частными производными функции отклика по соответствующим переменным. Их геометрический смысл — тангенсы углов наклона гиперплоскости к соответствующим осям. Большой по абсолютной величине коэффициент соответствует большому углу наклона и, следовательно, более существенному изменению параметра оптимизации при изменении данного фактора.

Полученную математическую модель для предварительного анализа переводят на язык экспериментатора. Это называется интерпретацией модели.

Задача интерпретации является весьма сложной и решается в несколько этапов. На первом этапе устанавливается, в какой мере каждый из факторов влияет на параметр оптимизации. Величина коэффициента уравнения регрессии — количественная мера этого влияния. Чем больше численная величина коэффициента, тем большее влияние оказывает фактор. О характере влияния факторов говорят знаки коэффициентов. Здесь необходимо запомнить следующее правило: если коэффициент регрессии отрицателен, то для увеличения параметра оптимизации необходимо уменьшать значения фактора, а если коэффициент регрессии положителен, — увеличивать. Это, в конечном итоге, зависит от того, ищем ли мы максимум или минимум функции отклика. Если ищем максимум функции, то увеличение положительных коэффициентов благоприятно, если необходимо найти минимум функции, то благоприятно уже увеличение отрицательных коэффициентов. Далее факторы располагаются в ряд по силе их влияния на параметр оптимизации. Факторы, коэффициенты которых незначимы, конечно, не интерпретируются. Про эти факторы можно сказать только то, что при данных интервалах варьирования и погрешности эксперимента они не оказывают существенного влияния на параметр оптимизации.

Изменение интервалов варьирования факторов приводит к изменению коэффициентов уравнения регрессии. Абсолютные значения коэффициентов возрастают с увеличения интервалов варьирования. Инвариантными к изменению интервалов варьирования факторов остаются знаки линейных коэффициентов уравнения регрессии. Однако и они изменяются на обратные, если «проскочили» экстремум функции.

На следующем этапе проверяется правильность априорных сведений, которые дают перед экспериментом некоторые представления о характере действия факторов на параметр оптимизации. Источниками таких сведений могут служить теория изучаемого процесса, опыт работы с аналогичными процессами, предварительные опыты и т. д.

Если, например, ожидается, что с ростом одного из факторов должно происходить увеличение параметра оптимизации, а его коэффициент регрессии имеет знак «минус», то возникает противоречие. В этом случае возможны следующие две причины возникновения такой ситуации: либо в эксперименте допущена ошибка, и он должен быть подвергнут ревизии, либо неверны априорные представления о механизме процесса. Здесь нужно иметь в виду, что эксперимент проводится в локальной области факторного пространства и коэффициент отражает влияние фактора только в этой области. Заранее не известно, в какой мере можно распространить результат эксперимента на другие области. Теоретические же представления имеют обычно более общий характер. Кроме того, априорная информация часто основывается на однофакторных зависимостях. При переходе к многофакторному пространству ситуация может измениться. Поэтому мы должны быть уверены, что эксперимент проведен корректно. Тогда для преодоления противоречия можно выдвигать различные гипотезы и проверять их экспериментально.

Далее анализируются эффекты взаимодействия факторов.

Пусть, например, взаимодействие двух факторов значимо и имеет положительный знак. Это свидетельствует о том, что для увеличения параметра оптимизации требуется одновременное увеличение или уменьшение значений факторов, а для уменьшения параметра оптимизации значения факторов должны одновременно изменяться в разных направлениях. Если же эффект взаимодействия имеет отрицательный знак, то для увеличения параметра оптимизации значения факторов должны одновременно изменяться в разных направлениях, а для уменьшения параметра оптимизации требуется одновременное увеличение или уменьшение значений факторов.

Отсюда видно, что интерпретация эффектов взаимодействия факторов не так однозначна, как линейных эффектов. В каждом случае имеется два варианта. Какому из вариантов отдать предпочтение? Прежде всего необходимо учесть знаки линейных эффектов соответствующих факторов. Если эффект взаимодействия имеет знак «плюс» и соответствующие линейные эффекты отрицательны, то выбор однозначен; требуется одновременное уменьшение факторов, т. е. сочетание $x_1 = -1$ и $x_2 = -1$. Однако возможен такой случай, когда знаки линейных эффектов различны, тогда приходится учитывать численные значения коэффициентов и жертвовать самым малым эффектом.

Интерпретация уравнения регрессии является важной не только для понимания процесса, но также и для принятия решений при оптимизации.

5.7. Принятие решений после построения модели

После интерпретации полученных результатов переходят к принятию решений о дальнейших действиях: исправлять эксперимент или переходить к следующему этапу — поиску области оптимума. Этап принятия решений включает в себя эвристические моменты, зависящие от опыта и интуиции экспериментатора. При этом количество возможных ситуаций даже невозможно перечислить. Поэтому рассмотрим только наиболее часто встречающиеся случаи и выделим так

называемые типичные решения, в основу которых положена многоаспектная классификация ситуаций: по адекватности и неадекватности модели, значимости и незначимости коэффициентов уравнения регрессии, информация о положении оптимума.

Линейная модель адекватна. Здесь возможны три варианта ситуации: 1) все коэффициенты регрессии значимы; 2) часть коэффициентов регрессии значима, часть — незначима; 3) все коэффициенты регрессии незначимы.

В каждом варианте оптимум может быть близко, далеко или в неопределенной ситуации, т. е. о его положении нет информации.

Рассмотрим первый вариант, когда все коэффициенты регрессии значимы. Если область оптимума близка, то возможны три решения: окончание исследования, движение по градиенту и переход к планам второго порядка. Движение по градиенту используется при малой погрешности опыта и дает возможность найти оптимальную область. Переход к планированию второго порядка позволяет получить математическое описание области оптимума и найти экстремум. При удаленной области оптимума или когда неопределенная ситуация, принимается одно и то же решение — движение по градиенту.

Второй вариант — часть коэффициентов регрессии значима, часть незначима. Если часть коэффициентов линейной модели незначима и оптимум не близок или информация о нем отсутствует, необходимо выявить причины незначимости. Ими могут быть неправильный выбор интервалов варьирования, слабое влияние соответствующих факторов на параметр оптимизации, большая погрешность опыта. По устранению выявленной причины незначимости принимается решение: расширить интервалы варьирования незначимых факторов при проведении опытов; исключить факторы, не оказывающие влияние; увеличить число параллельных опытов для уменьшения погрешности. Изменение интервалов варьирования факторов иногда сочетают с переносом центра плана в точку, соответствующую условиям наилучшего опыта. Целью каждого

из этих решений является получение значимых коэффициентов. Это необходимо делать, так как движение по градиенту наиболее эффективно при значимых коэффициентах. Если область оптимума близка, то можно принимать такие же решения, как и при значимости всех коэффициентов, т. е. по первому варианту.

По третьему варианту – все коэффициенты регрессии незначимы (кроме b_0). Чаще всего это происходит вследствие большой погрешности эксперимента или узких интервалов варьирования факторов. Поэтому возможные решения направлены прежде всего на увеличение точности эксперимента и расширение интервалов варьирования. Увеличение точности может достигаться двумя путями: улучшением методики проведения опытов или постановкой дополнительных параллельных опытов.

Линейная модель неадекватна. Для неадекватной модели не делается различия между случаями значимых и незначимых линейных коэффициентов уравнения регрессии, потому что решения для них обычно совпадают. При неадекватной линейной модели центр плана (нулевая точка) переносится в экспериментальную точку с наилучшим значением параметра оптимизации, а интервал варьирования уменьшается пропорционально абсолютной величине коэффициента регрессии. Этим самым уменьшается кривизна поверхности отклика в точке эксперимента, что должно привести к адекватной линейной модели.

Если и при этом модель неадекватна, то очевидно, что нулевая точка эксперимента попала в область оптимума, которая описывается полиномом второго порядка. Однако такая ситуация встречается редко, поэтому в этом случае необходимо оценить вклад эффектов взаимодействия и квадратичных членов в суммарную дисперсию и, если в статистическом смысле он невелик, двигаться в область оптимума и при неадекватной модели.

Движение в область оптимума осуществляется с помощью методов оптимизации, среди которых в планировании

эксперимента широко используется метод крутого восхождения.

Рассмотрение данного метода для поиска области оптимума, как и применение планов второго порядка для ее исследования, выходят за рамки настоящего пособия.

5.8. Пример применения полного факторного эксперимента с равномерным дублированием опытов

Применение полного факторного эксперимента типа 2^k проиллюстрируем следующим примером.

В определенных геолого-технических условиях изучали зависимость механической скорости от технологических параметров режима бурения: осевой нагрузки P , расхода промывочной жидкости Q и частоты вращения n .

Локальную область определения факторов установили на основе априорных сведений. Основной (нулевой) уровень и интервал варьирования для каждого фактора были выбраны произвольно. Интервалы варьирования факторов и их натуральные значения на основном, верхнем и нижнем уровнях указаны в табл. 5.19.

Выбор модели и построение матрицы планирования. На первом этапе исследования для оценки влияния указанных факторов на параметр оптимизации (механическую скорость) и математического описания процесса бурения была использована модель вида

$$\hat{y} = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + b_{23}x_2x_3 + b_{123}x_1x_2x_3 \quad (5.34)$$

Матрица планирования эксперимента с расчетными столбцами взаимодействия факторов и результатами бурения представлена в табл. 5.20. В соответствии с выбранным планом было выполнено рандомизированно во времени 8 опытов. Порядок реализации указан в табл. 5.20. Каждый опыт был повторен три раза.

Таблица 5.19

Уровни и интервалы варьирования факторов

Факторы	Интервалы варьирования $\Delta \tilde{x}_i$	Уровни факторов		
		основной 0	верхний +1	нижний -1
Осевая нагрузка x_1 , кН	4	12	16	8
Расход промывочной жидкости x_2 , л/мин	35	55	70	40
Частота вращения x_3 , об/мин	120	460	576	340

Таблица 5.20

Матрица планирования эксперимента типа 2^3

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,80	0,78	0,69
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	2,00	1,80	2,48
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	1,28	1,20	1,34
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	2,00	2,06	2,18
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	4,00	3,60	3,12
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	5,54	4,80	4,50
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	4,24	5,54	3,80
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	5,54	5,14	6,00

Расчет дисперсии воспроизводимости

По формуле (5.13) определяем средние значения параметра оптимизации (механической скорости бурения) $\bar{y}_u$ для каждой строки матрицы планирования по параллельным опытам:

$$\bar{y}_1 = \frac{0,80 + 0,78 + 0,69}{3} = 0,76; \quad \bar{y}_5 = \frac{4,00 + 3,60 + 3,12}{3} = 3,57;$$

$$\bar{y}_2 = \frac{2,00 + 1,80 + 2,48}{3} = 2,09; \quad \bar{y}_6 = \frac{5,54 + 4,80 + 4,50}{3} = 4,95;$$

$$\bar{y}_3 = \frac{1,28 + 1,20 + 1,24}{3} = 1,27; \quad \bar{y}_7 = \frac{4,24 + 5,54 + 3,80}{3} = 4,53;$$

$$\bar{y}_4 = \frac{2,00 + 2,06 + 2,18}{3} = 2,08; \quad \bar{y}_8 = \frac{5,54 + 5,14 + 6,00}{3} = 5,56.$$

Для удобства вычислений составим таблицу (табл. 5.21) и для каждого опыта по формуле (5.14) рассчитаем построчные дисперсии S_u^2 :

$$S_1^2 = \frac{0,0016 + 0,0004 + 0,0049}{3 - 1} = 0,0035;$$

$$S_2^2 = \frac{0,0081 + 0,0841 + 0,1521}{3 - 1} = 0,1222;$$

$$S_3^2 = \frac{0,0001 + 0,0049 + 0,0049}{3 - 1} = 0,0050;$$

$$S_4^2 = \frac{0,0064 + 0,0004 + 0,0100}{3 - 1} = 0,0084;$$

$$S_5^2 = \frac{0,1949 + 0,0009 + 0,2025}{3 - 1} = 0,1942;$$

$$S_6^2 = \frac{0,3481 + 0,0225 + 0,2025}{3 - 1} = 0,2866;$$

$$S_7^2 = \frac{0,0841 + 1,0201 + 0,5329}{3 - 1} = 0,8186;$$

$$S_8^2 = \frac{0,0004 + 0,1764 + 0,1936}{3 - 1} = 0,1852.$$

Таблица 5.21

Расчет дисперсии опыта

Номер опыта	Механическая скорость бурения, м/ч				$y_{u1} - \bar{y}_u$	$y_{u2} - \bar{y}_u$	$y_{u3} - \bar{y}_u$	$(y_{u1} - \bar{y}_u)^2$	$(y_{u2} - \bar{y}_u)^2$	$(y_{u3} - \bar{y}_u)^2$	S_u^2
	y_{u1}	y_{u1}	y_{u2}	$\bar{y}_u$							
1	0,80	0,78	0,69	0,76	+0,04	+0,02	-0,07	0,0016	0,0004	0,0049	0,0035
2	2,00	1,80	2,48	2,09	-0,09	-0,29	+0,39	0,0081	0,0841	0,1521	0,1222
3	1,28	1,20	1,34	1,27	+ 0,01	-0,07	+0,07	0,0001	0,0049	0,0049	0,0050
4	2,00	2,06	2,18	2,08	-0,08	-0,02	+0,10	0,0064	0,0004	0,0100	0,0084
5	4,00	3,60	3,12	3,57	+0,43	+0,03	-0,45	0,1849	0,0009	0,2025	0,1942
6	5,54	4,80	4,50	4,95	+0,59	-0,15	-0,45	0,3481	0,0225	0,2025	0,2866
7	4,24	5,54	3,80	4,53	-0,29	+ 1,01	-0,73	0,0841	1,0201	0,5329	0,8186
8	5,54	5,14	6,00	5,56	-0,02	-0,42	+0,44	0,0004	0,1764	0,1936	0,1852
Σ				24,8							1,6237
				1							

Проверяем однородность ряда построчных дисперсий S_u^2 , для чего по формуле (5.15) рассчитаем величину критерия Кохрена. В данном случае

$$\sum_{u=1}^N S_u^2 = 1,6237 \text{ и } S_{u\max}^2 = 0,8186$$

(см. табл.5.21), поэтому

$$G_p = \frac{0,8186}{1,6237} = 0,5042 .$$

Расчетное значение критерия сравниваем с табличным (см. табл. 5.18) для степеней свободы $\nu_1 = 3 - 1 = 2$, $\nu_2 = 8$ и при заданном уровне значимости 0,05

$$G_T = 0,5157 > G_p = 0,5042.$$

Поскольку выполняется условие (5.16), ряд дисперсий S_u^2 можно считать однородным, и поэтому по формуле (5.17) рассчитываем дисперсию воспроизводимости:

$$S_y^2 = \frac{1,6237}{8} = 0,2030.$$

Погрешность эксперимента, согласно (5.18):

$$S_y = \sqrt{0,2030} \approx 0,45.$$

Расчет коэффициентов регрессии

Для расчета коэффициентов воспользуемся расширенной матрицей планирования (см. табл. 5.20) и полученным средним значением параметра оптимизации y_u по каждой строке (см. табл. 5.21). Коэффициенты подсчитываем по формулам (5.19), (5.20) и (5.21). Их значения оказались следующими:

$$\begin{aligned}
b_0 &= \frac{0,76+2,09+1,27+2,08+3,57+4,95+4,53+5,56}{8} = 3,10; \\
b_1 &= \frac{-0,76+2,09-1,27+2,08-3,57+4,95-4,53+5,56}{8} = 0,57; \\
b_2 &= \frac{-0,76-2,09+1,27+2,08-3,57-4,95+4,53+5,56}{8} = 0,26; \\
b_3 &= \frac{-0,76-2,09-1,27-2,08+3,57+4,95+4,53+5,56}{8} = 1,55; \\
b_{12} &= \frac{0,76-2,09-1,27+2,08+3,57-4,95-4,53+5,56}{8} = -0,11; \\
b_{13} &= \frac{0,76-2,09+1,27-2,08-3,57+4,95-4,53+5,56}{8} = 0,03; \\
b_{23} &= \frac{0,76+2,09-1,27-2,08-3,57-4,95+4,53+5,56}{8} = 0,13; \\
b_{123} &= \frac{-0,76+2,09+1,27-2,08+3,57-4,95-4,53+5,56}{8} = 0,02
\end{aligned}$$

После расчета всех коэффициентов уравнение (5.34) принимает вид

$$\begin{aligned}
\hat{y} &= 3,10 + 0,57x_1 + 0,26x_2 + 1,55x_3 - 0,11x_1x_2 + \\
&+ 0,03x_1x_3 + 0,13x_2x_3 + 0,02x_1x_2x_3.
\end{aligned} \tag{5.35}$$

Проверка статистической значимости коэффициентов

Проверку статистической значимости коэффициентов проводим двумя равноценными способами. Для этого вначале по формуле (5.24) вычисляем среднеквадратическое отклонение S_{b_i} , которое для всех коэффициентов одинаковое и численно равно

$$S_{b_i} = \frac{0,45}{\sqrt{3 \cdot 8}} = 0,09.$$

По первому способу, согласно формуле (5.25), получаем следующие расчетные значения критерия Стьюдента:

$$t_0 = \frac{3,10}{0,09} = 34,44 ; t_1 = \frac{0,57}{0,09} = 6,33 ; t_2 = \frac{0,26}{0,09} = 2,89 ; t_3 = \frac{1,55}{0,09} = 17,22 ;$$

$$t_{12} = \frac{0,11}{0,09} = 1,22 ; t_{13} = \frac{0,03}{0,09} = 0,33 ; t_{23} = \frac{0,13}{0,09} = 1,44 ; t_{123} = \frac{0,02}{0,09} = 0,22$$

и сравниваем их с табличным (см. табл. 4.13) для степеней свободы $\nu = 8(3 - 1) = 16$ и заданной доверительной вероятности 0,95 ($t_{\tau} = 2,12$). Коэффициенты b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} оказались статистически незначимыми, так как условие (5.26) не выполняется, а именно $t_{12} = 1,22 < t_{\tau} = 2,12$; $t_{13} = 0,33 < t_{\tau} = 2,12$ и т. д.

По второму способу определяем величину доверительного интервала Δb_i по формуле (5.27) и получаем для всех коэффициентов его численное значение

$$\Delta b_i = 2,12 \cdot 0,09 = 0,19.$$

Согласно условию (5.28), статистически значимыми признаются коэффициенты, величина которых равна доверительному интервалу или больше его. В данном случае это коэффициенты b_0 , b_1 , b_2 , b_3 . Статистически незначимые коэффициенты b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} из модели (5.35) исключаются, так как $b_{12} = 0,11 < \Delta b_i = 0,19$; $b_{23} = 0,03 < \Delta b_i = 0,19$ и т. д.

После исключения статистически незначимых коэффициентов b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} получено следующее уравнение регрессии:

$$\hat{y} = 3,10 + 0,57x_1 + 0,26x_2 + 1,55x_{33}. \quad (5.36)$$

Проверка адекватности модели

Прежде всего определим с помощью уравнения (5.36) расчетные значения механической скорости бурения. Напомним, что все x_i в данное уравнение входят в кодированной форме, а поэтому расчетное значение механической скорости получаем с учетом условий опытов, приведенных в табл. 5.20:

$$\hat{y}_1 = 3,10 - 0,57 - 0,110 - 1,55 = 0,72;$$

$$\hat{y}_2 = 3,10 + 0,57 - 0,26 - 1,55 = 1,86;$$

$$\hat{y}_3 = 3,10 - 0,57 + 0,26 - 1,55 = 1,24;$$

$$\hat{y}_4 = 3,10 + 0,57 + 0,26 - 1,55 = 2,38;$$

$$\hat{y}_5 = 3,10 - 0,57 - 0,26 + 1,55 = 3,82;$$

$$\hat{y}_6 = 3,10 + 0,57 - 0,26 + 1,55 = 4,96;$$

$$\hat{y}_7 = 3,10 - 0,57 + 0,26 - 1,55 = 4,34;$$

$$\hat{y}_8 = 3,10 + 0,57 + 0,26 + 1,55 = 5,48.$$

Далее составляем таблицу, в которую заносим все полученные экспериментальные $\bar{y}_u$ и расчетные $\hat{y}_u$ значения механической скорости, а также все исходные данные, необходимые для расчета дисперсии адекватности $S^2_{ад}$ (табл. 5.22).

Таблица 5.22

Сопоставление экспериментальных и расчетных данных

Номер опыта	$\bar{y}_u$	$\hat{y}_u$	$\bar{y}_u - \hat{y}_u$	$(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2$
1	0,76	0,72	0,04	0,0016
2	2,09	1,86	0,23	0,0529
3	1,27	1,24	0,03	0,0009
4	2,08	2,38	-0,30	0,0900
5	3,57	3,82	-0,25	0,0625
6	4,95	4,96	-0,01	0,0001
7	4,53	4,34	0,19	0,0361
8	5,56	5,48	0,08	0,0064

Из табл. 5.22 подсчитываем сумму квадратов отклонений:

$$(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2 = 0,0016 + 0,0529 + 0,0009 + 0,0900 + 0,0625 + 0,0001 + 0,0361 + 0,0064 = 0,2465$$

$$+ 0,0625 + 0,0001 + 0,0361 + 0,0064 = 0,2505.$$

Дисперсию адекватности $S^2_{ад}$ рассчитываем по формуле (5.29):

$$S^2_{ад} = \frac{3}{8-4} \cdot 0,2505 = 0,1879.$$

Так как в данном случае $S^2_{ад} < S^2_y$ ($0,1879 < 0,2030$), то гипотезу об адекватности модели (5.36) принимаем, не выполняя при этом расчета (5.36) и не проверяя условия (5.31).

Анализ модели

Полный факторный эксперимент типа 2^3 был использован для нахождения уравнения (5.36), описывающего связь между механической скоростью бурения и основными технологическими параметрами— осевой нагрузкой, количеством промывочной жидкости и частотой вращения.

Из анализа уравнения регрессии можно заключить, что все три параметра режима бурения оказывают положительное влияние на механическую скорость. Об этом свидетельствуют знаки при коэффициентах. Что касается численной величины коэффициентов, то они показывают силу влияния соответствующего фактора на параметр оптимизации. Так, в нашем примере при выбранных интервалах варьирования наибольшее влияние на механическую скорость бурения оказывает частота вращения ($b_3=1,55$), наименьшее — расход промывочной жидкости ($b_2=0,26$).

Наибольшее значение механической скорости бурения было получено, когда все факторы были на верхнем уровне (+1). Эти уровни факторов ($p=16$ кН, $Q = 70$ л/мин, $n = 576$ об/мин) могут быть приняты за основные при планировании следующего этапа эксперимента.

Анализ квадратов отклонений $(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2$ по строкам (см. табл. 5.22) показывает, что наибольший вклад в дисперсию адекватности вносят опыты 2, 4, 5 и 7. Отсюда рекомендация: повторить эти опыты и после уточнения их значений можно переходить к крутому восхождению.

Контрольные вопросы

1. В чем сущность полного факторного эксперимента?
2. Как производится выбор области проведения эксперимента, основного уровня и интервалов варьирования факторов?
3. Что такое кодирование факторов?
4. Опишите матрицу планирования и ее свойства.
5. Каков принцип построения дробной реплики от полного факторного эксперимента?
6. Как реализуется план эксперимента при равномерном дублировании опытов?
7. Объясните алгоритм расчета полного факторного эксперимента при равномерном дублировании опытов.
8. Опишите интерпретацию результатов эксперимента и принятие решений после построения модели.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В рамках данного пособия сделана попытка в максимально доступной и понятной форме изложить планирование многофакторного эксперимента для поиска оптимальных условия процесса бурения на этапе получения математической модели в виде полинома первой степени.

Для этого объект исследования рассматривается как кибернетическая система, характеризующаяся совокупностью входных переменных (факторов) и выходной величины (параметров оптимизации), связанных между собой определенным соотношением, представленным после реализации эксперимента в виде уравнения регрессии.

Изменение стратегии исследования технологических объектов связано с применением ряда методологических концепций, внесенных в теорию и практику эксперимента математической статистикой и кибернетикой.

На предварительном этапе исследования производится постановка небольшого числа опытов и обработка результатов наблюдений с помощью методов математической статистики. Это дает некоторое представление о свойствах и поведении изучаемого объекта и способствует повышению эффективности его исследования на последующих этапах.

Так, по данным предварительного исследования, становится возможным определить: 1) области существования факторов; 2) основные (нулевые) уровни и интервалы варьирования факторов; 3) предварительное число параллельных опытов; 4) число факторов и их взаимодействий, включаемых в план полного факторного эксперимента или дробной реплики.

В соответствии с выбранной моделью и задачами исследования намечается план эксперимента, реализация которого является наиболее ответственной частью работы. Здесь требуется высокая культура эксперимента, тщательное соблюдение условий рандомизации опытов.

Обработка результатов с помощью методов наименьших квадратов приводит к получению математической модели объекта в области проведения эксперимента. После получения полинома проводится проверка статистической значимости коэффициентов и его адекватности.

Анализ полученной математической модели позволяет наметить направление движения из исходной точки, наиболее быстро приводящее к оптимизации выбранного параметра. Дальнейшие исследования связаны с применением метода крутого восхождения и планов второго порядка.

Библиографический список

Адлер, Ю. П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных решений / Ю. П. Адлер, Е. В. Маркова, Ю. В. Грановский. – М.: Наука, 1976.

Башкатов, Д. Н. Оптимизация процесса бурения / Д. Н. Башкатов. – Нижний Новгород, 2007.

Бражников, В. А. Информационные устройства для определения эффективности процесса бурения / В. А. Бражников, В. А. Кузнецов. – М.: Недра, 1988.

Ганджумян, Р. А. Математическая статистика в разведочном бурении / Р. А. Ганджумян. – М.: Недра, 1990.

Ермаков, С. М. Статистическое моделирование / С. М. Ермаков, Г. А. Михайлов. – М.: Недра, 1978.

Игнатов, В. И. Организация и проведение эксперимента в бурении / В. И. Игнатов. – М.: Недра, 1978.

Козловский, Е. А. Оптимизация процесса бурение (структура и элементы управления). – М.: МГГА, 2000.

Крутов, В. Н. Основы научных исследований / В. Н. Крутов, Н. М. Глушко, В. В. Попов [и др.] – М.: Высшая школа, 1989.

Налимов, В. В. Теория эксперимента / В. В. Налимов. – М.: Наука, 1981.

Ошкордин, О. В. Качество разведочного бурения / О. В. Ошкордин, А. А. Мецгер, С. Г. Фролов; СГИ. – Свердловск, 1990.

Ошкордин, О. В. Технологический опыт как ресурс бурового производства: науч. изд. – Екатеринбург: Изд-во УГГГУ, 2003. – 156 с.



**ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ**



**ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ
Кафедра технологии и техники разведки МПИ**

Ф.П. Сердюков

ОПТИМИЗАЦИЯ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

*Методические указания для практических занятий
студентов по дисциплине
«Оптимизация в геологоразведочном производстве»*

*Для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки*

1

Очное, заочное

**Екатеринбург
2020**

ВВЕДЕНИЕ

Выполнение задания по курсу «Оптимизация в геологоразведочном производстве» имеет целью закрепить и углубить знания по исследованию объекта и его научном анализе, функционирование которого желательно в оптимальном режиме, где центральное место занимает эксперимент. Для повышения эффективности экспериментальных исследований применяют математические методы, теорию планирования эксперимента и методы обработки результатов исследований.

Задание выполняются на персональных компьютерах, и отчет о выполнении должен быть составлен согласно общим правилам оформления аттестационных и квалификационных работ. Для выполнения заданий необходимы базовые навыки работы в текстовом редакторе *Word* и электронных таблицах *MS Excel*.

Расчетно-графическое задание «Полный факторный эксперимент 2³»

Цель и условие задания

Цель задания: освоить методы планирования и обработки полного факторного эксперимента.

Условие задания: Объектом экспериментальных исследований является новая конструкция коронки. Параметром исследований выбрана механическая скорость бурения. В качестве факторов приняты осевая нагрузка, частота вращения и расход промывочной жидкости, которыми варьируют в следующих пределах:

- $8 \leq x_1 \leq 16$ кН;
- $70 \leq x_2 \leq 40$ л/мин;
- $340 \leq x_3 \leq 580$ об/мин

Верхние и нижние границы интервалов варьирования выбраны за соответствующие уровни факторов. Вероятность взаимодействия факторов не исключается. Число параллельных опытов во всех точках плана равно трем. План полного факторного эксперимента 2³ и результаты определения параметра исследований приведены в приложении 1 в таблицах соответствующих вариантов.

Требуется: Построить математическую модель с учетом взаимодействия факторов. При выполнении статистических процедур уровень значимости табличных критериев следует принять равным 0,05.

Содержание отчета:

- условие задания;
- вариант рабочей матрицы экспериментов с использованием рандомизации опытов (включая параллельные опыты);
- расчет коэффициентов уравнения с учетом взаимодействия факторов и целевую функцию в виде неполного квадратичного полинома;
- расчет относительной погрешности вычисленных по этому уравнению значений параметра для всех строк плана;
- оценка воспроизводимости результатов экспериментов при помощи G-критерия Кохрена;
- проверка значимости отдельных коэффициентов построенного уравнения с помощью t-критерия Стьюдента и определение целевой функции, состоящей только из значимых эффектов;
- проверку адекватности модели с помощью F-критерия Фишера;
- анализ полученных результатов.

1. Пример применения полного факторного эксперимента с равномерным дублированием опытов

Применение полного факторного эксперимента типа 2^k проиллюстрируем следующим примером.

В определенных геолого-технических условиях изучали зависимость механической скорости от технологических параметров режима бурения: осевой нагрузки P , расхода промывочной жидкости Q и частоты вращения n .

Локальную область определения факторов установили на основе априорных сведений. Основной (нулевой) уровень и интервал варьирования для каждого фактора были выбраны произвольно. Интервалы варьирования факторов и их натуральные значения на основном, верхнем и нижнем уровнях указаны в табл. 1.

Выбор модели и построение матрицы планирования. На первом этапе исследования для оценки влияния указанных факторов на параметр оптимизации (механическую скорость) и математического описания процесса бурения была использована модель вида

$$\hat{y} = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + b_{23}x_2x_3 + b_{123}x_1x_2x_3 \quad (1)$$

Матрица планирования эксперимента с расчетными столбцами взаимодействия факторов и результатами бурения представлена в табл. 2. В соответствии с выбранным планом было выполнено рандомизированно во времени 8 опытов. Порядок реализации указан в табл. 2. Каждый опыт был повторен три раза.

Таблица 1

Уровни и интервалы варьирования факторов

Факторы	Интервалы варьирования $\Delta \tilde{x}_i$	Уровни факторов		
		основной 0	верхний +1	нижний -1
Осевая нагрузка x_1 , кН	4	12	16	8
Расход промывочной жидкости x_2 , л/мин	35	55	70	40
Частота вращения x_3 , об/мин	120	460	576	340

Таблица 2

Матрица планирования эксперимента типа 2^3

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	x_1x_2	x_1x_3	x_2x_3	$x_1x_2x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,80	0,78	0,69
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	2,00	1,80	2,48
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	1,28	1,20	1,34
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	2,00	2,06	2,18
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	4,00	3,60	3,12
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	5,54	4,80	4,50
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	4,24	5,54	3,80
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	5,54	5,14	6,00

Расчет дисперсии воспроизводимости

По формуле определяем средние значения параметра оптимизации (механической скорости бурения) $\bar{y}_u$ для каждой строки матрицы планирования по параллельным опытам:

$$\begin{aligned}\bar{y}_1 &= \frac{0,80 + 0,78 + 0,69}{3} = 0,76; \quad \bar{y}_5 = \frac{4,00 + 3,60 + 3,12}{3} = 3,57; \\ \bar{y}_2 &= \frac{2,00 + 1,80 + 1,05}{3} = 2,09; \quad \bar{y}_6 = \frac{5,54 + 4,80 + 4,50}{3} = 4,95; \\ \bar{y}_3 &= \frac{1,28 + 1,20 + 1,24}{3} = 1,27; \quad \bar{y}_7 = \frac{4,24 + 5,54 + 3,80}{3} = 4,53; \\ \bar{y}_4 &= \frac{2,00 + 2,06 + 2,18}{3} = 2,08; \quad \bar{y}_8 = \frac{5,54 + 5,14 + 6,00}{3} = 5,56.\end{aligned}$$

Для удобства вычислений составим таблицу (табл. 3) и для каждого опыта по формуле рассчитаем построчные дисперсии S_u^2 :

$$\begin{aligned}S_1^2 &= \frac{0,0016 + 0,0004 + 0,0049}{3-1} = 0,0035; \\ S_2^2 &= \frac{0,0081 + 0,0841 + 0,1521}{3-1} = 0,1222; \\ S_3^2 &= \frac{0,0001 + 0,0049 + 0,0049}{3-1} = 0,0050; \\ S_4^2 &= \frac{0,0064 + 0,0004 + 0,0100}{3-1} = 0,0084; \\ S_5^2 &= \frac{0,1949 + 0,0009 + 0,2025}{3-1} = 0,1942; \\ S_6^2 &= \frac{0,3481 + 0,0225 + 0,2025}{3-1} = 0,2866; \\ S_7^2 &= \frac{0,0841 + 1,0201 + 0,5329}{3-1} = 0,8186; \\ S_8^2 &= \frac{0,0004 + 0,1764 + 0,1936}{3-1} = 0,1852.\end{aligned}$$

Таблица 3

Расчет дисперсии опыта

Номер опыта	Механическая скорость бурения, м/ч				$y_{u1} - \bar{y}_u$	$y_{u2} - \bar{y}_u$	$y_{u3} - \bar{y}_u$	$(y_{u1} - \bar{y}_u)^2$	$(y_{u2} - \bar{y}_u)^2$	$(y_{u3} - \bar{y}_u)^2$	S_u^2
	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}	$\bar{y}_u$							
1	0,80	0,78	0,69	0,76	+0,04	+0,02	-0,07	0,0016	0,0004	0,0049	0,0035
2	2,00	1,80	2,48	2,09	-0,09	-0,29	+0,39	0,0081	0,0841	0,1521	0,1222
3	1,28	1,20	1,34	1,27	+0,01	-0,07	+0,07	0,0001	0,0049	0,0049	0,0050
4	2,00	2,06	2,18	2,08	-0,08	-0,02	+0,10	0,0064	0,0004	0,0100	0,0084
5	4,00	3,60	3,12	3,57	+0,43	+0,03	-0,45	0,1849	0,0009	0,2025	0,1942
6	5,54	4,80	4,50	4,95	+0,59	-0,15	-0,45	0,3481	0,0225	0,2025	0,2866
7	4,24	5,54	3,80	4,53	-0,29	+1,01	-0,73	0,0841	1,0201	0,5329	0,8186
8	5,54	5,14	6,00	5,56	-0,02	-0,42	+0,44	0,0004	0,1764	0,1936	0,1852
Σ				24,8							1,6237
				1							

Проверяем однородность ряда построчных дисперсий S_u^2 , для чего по формуле рассчитаем величину критерия Кохрена. В данном случае

$$\sum_{u=1}^N S_u^2 = 1,6237 \text{ и } S_{u_{\max}}^2 = 0,8186$$

(см. табл.3), поэтому

$$G_p = \frac{0,8186}{1,6237} = 0,5042 .$$

Расчетное значение критерия сравниваем с табличным для степеней свободы $v_1 = 3 - 1 = 2$, $v_2 = 8$ и при заданном уровне значимости 0,05

$$G_T = 0,5157 > G_p = 0,5042.$$

Поскольку выполняется условие, ряд дисперсий S_u^2 можно считать однородным, и поэтому по формуле рассчитываем дисперсию воспроизводимости:

$$S_y^2 = \frac{1,6237}{8} = 0,2030.$$

Погрешность эксперимента, согласно формулы:

$$S_y = \sqrt{0,2030} \approx 0,45 .$$

Расчет коэффициентов регрессии

Для расчета коэффициентов воспользуемся расширенной матрицей планирования (см. табл. 2) и полученным средним значением параметра оптимизации y_u по каждой строке (см. табл. 3). Коэффициенты подсчитываем по формулам. Их значения оказались следующими:

$$\begin{aligned} b_0 &= \frac{0,76 + 2,09 + 1,27 + 2,08 + 3,57 + 4,95 + 4,53 + 5,56}{8} = 3,10; \\ b_1 &= \frac{-0,76 + 2,09 - 1,27 + 2,08 - 3,57 + 4,95 - 4,53 + 5,56}{8} = 0,57; \\ b_2 &= \frac{-0,76 - 2,09 + 1,27 + 2,08 - 3,57 - 4,95 + 4,53 + 5,56}{8} = 0,26; \\ b_3 &= \frac{-0,76 - 2,09 - 1,27 - 2,08 + 3,57 + 4,95 + 4,53 + 5,56}{8} = 1,55; \\ b_{12} &= \frac{0,76 - 2,09 - 1,27 + 2,08 + 3,57 - 4,95 - 4,53 + 5,56}{8} = -0,11; \\ b_{13} &= \frac{0,76 - 2,09 + 1,27 - 2,08 - 3,57 + 4,95 - 4,53 + 5,56}{8} = 0,03; \\ b_{23} &= \frac{0,76 + 2,09 - 1,27 - 2,08 - 3,57 - 4,95 + 4,53 + 5,56}{8} = 0,13; \\ b_{123} &= \frac{-0,76 + 2,09 + 1,27 - 2,08 + 3,57 - 4,95 - 4,53 + 5,56}{8} = 0,02 \end{aligned}$$

После расчета всех коэффициентов уравнение (1) принимает вид

$$\hat{y} = 3,10 + 0,57x_1 + 0,26x_2 + 1,55x_3 - 0,11x_1x_2 + 0,03x_1x_3 + 0,13x_2x_3 + 0,02x_1x_2x_3. \quad (2)$$

Проверка статистической значимости коэффициентов

Проверку статистической значимости коэффициентов проводим двумя равноценными способами. Для этого вначале по формуле вычисляем среднеквадратическое отклонение S_{b_i} , которое для всех коэффициентов одинаковое и численно равно

$$S_{b_i} = \frac{0,45}{\sqrt{3 \cdot 8}} = 0,09.$$

По первому способу, согласно формуле, получаем следующие расчетные значения критерия Стьюдента:

$$t_0 = \frac{3,10}{0,09} = 34,44; \quad t_1 = \frac{0,57}{0,09} = 6,33; \quad t_2 = \frac{0,26}{0,09} = 2,89; \quad t_3 = \frac{1,55}{0,09} = 17,22;$$

$$t_{12} = \frac{0,11}{0,09} = 1,22; \quad t_{13} = \frac{0,03}{0,09} = 0,33; \quad t_{23} = \frac{0,13}{0,09} = 1,44; \quad t_{123} = \frac{0,02}{0,09} = 0,22$$

и сравниваем их с табличным для степеней свободы $\nu = 8(3 - 1) = 16$ и заданной доверительной вероятности 0,95 ($t_r = 2,12$). Коэффициенты b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} оказались статистически незначимыми, так как условие не выполняется, а именно $t_{12} = 1,22 < t_r = 2,12$; $t_{13} = 0,33 < t_r = 2,12$ и т. д.

По второму способу определяем величину доверительного интервала Δb_i по формуле и получаем для всех коэффициентов его численное значение

$$\Delta b_i = 2,12 \cdot 0,09 = 0,19.$$

Согласно условию, статистически значимыми признаются коэффициенты, величина которых равна доверительному интервалу или больше его. В данном случае это коэффициенты b_0 , b_1 , b_2 , b_3 . Статистически незначимые коэффициенты b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} из модели (2) исключаются, так как $b_{12} = 0,11 < \Delta b_i = 0,19$; $b_{23} = 0,13 < \Delta b_i = 0,19$ и т. д.

После исключения статистически незначимых коэффициентов b_{12} , b_{13} , b_{23} и b_{123} получено следующее уравнение регрессии:

$$\hat{y} = 3,10 + 0,57x_1 + 0,26x_2 + 1,55x_3. \quad (3)$$

Проверка адекватности модели

Прежде всего определим с помощью уравнения (3) расчетные значения механической скорости бурения. Напомним, что все x_i в данное уравнение входят в кодированной форме, а поэтому расчетное значение механической скорости получаем с учетом условий опытов, приведенных в таблице 2:

$$\hat{y}_1 = 3,10 - 0,57 - 0,26 - 1,55 = 0,72;$$

$$\hat{y}_2 = 3,10 + 0,57 - 0,26 - 1,55 = 1,86;$$

$$\hat{y}_3 = 3,10 - 0,57 + 0,26 - 1,55 = 1,24;$$

$$\hat{y}_4 = 3,10 + 0,57 + 0,26 - 1,55 = 2,38;$$

$$\hat{y}_5 = 3,10 - 0,57 - 0,26 + 1,55 = 3,82;$$

$$\hat{y}_6 = 3,10 + 0,57 - 0,26 + 1,55 = 4,96;$$

$$\hat{y}_7 = 3,10 - 0,57 + 0,26 - 1,55 = 1,24;$$

$$\hat{y}_8 = 3,10 + 0,57 + 0,26 + 1,55 = 5,48.$$

Далее составляем таблицу, в которую заносим все полученные экспериментальные $\bar{y}_u$ и расчетные $\hat{y}_u$ значения механической скорости, а также все исходные данные, необходимые для расчета дисперсии адекватности $S^2_{ад}$ (табл. 4).
Таблица 4

Сопоставление экспериментальных и расчетных данных

Номер опыта	$\bar{y}_u$	$\hat{y}_u$	$\bar{y}_u - \hat{y}_u$	$(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2$
1	0,76	0,72	0,04	0,0016
2	2,09	1,86	0,23	0,0529
3	1,27	1,24	0,03	0,0009
4	2,08	2,38	-0,30	0,0900
5	3,57	3,82	-0,25	0,0625
6	4,95	4,96	-0,01	0,0001
7	4,53	4,34	0,19	0,0361
8	5,56	5,48	0,08	0,0064

Из таблицы 4 подсчитываем сумму квадратов отклонений:

$$(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2 = 0,0016 + 0,0529 + 0,0009 + 0,0900 + 0,0625 + 0,0001 + 0,0361 + 0,0064 = 0,2505.$$

Дисперсию адекватности $S^2_{ад}$ рассчитываем по формуле:

$$S^2_{ад} = \frac{3}{8-4} \cdot 0,2505 = 0,1879.$$

Так как в данном случае $S^2_{ад} < S^2_y$ ($0,1879 < 0,2030$), то гипотезу об адекватности модели (3) принимаем, не выполняя при этом расчета (3) и не проверяя условия.

Анализ модели

Полный факторный эксперимент типа 2^3 был использован для нахождения уравнения (3), описывающего связь между механической скоростью бурения и основными технологическими параметрами — осевой нагрузкой, количеством промывочной жидкости и частотой вращения.

Из анализа уравнения регрессии можно заключить, что все три параметра режима бурения оказывают положительное влияние на механическую скорость. Об этом свидетельствуют знаки при коэффициентах. Что касается численной величины коэффициентов, то они показывают силу влияния соответствующего фактора на параметр оптимизации. Так, в нашем примере при выбранных интервалах варьирования наибольшее влияние на механическую скорость бурения оказывает частота вращения ($b_3=1,55$), наименьшее — расход промывочной жидкости ($b_2=0,26$).

Наибольшее значение механической скорости бурения было получено, когда все факторы были на верхнем уровне (+1). Эти уровни факторов ($p=16$ кН, $Q=70$ л/мин, $n=576$ об/мин) могут быть приняты за основные при планировании следующего этапа эксперимента.

Анализ квадратов отклонений $(\bar{y}_u - \hat{y}_u)^2$ по строкам (см. табл. 4) показывает, что наибольший вклад в дисперсию адекватности вносят опыты 2, 4, 5 и 7. Отсюда рекомендация: повторить эти опыты и после уточнения их значений можно переходить к крутому восхождению.

Варианты задания

Вариант 1

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,35	0,43	0,41
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,72	0,75	0,73
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,53	0,58	0,55
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,84	0,86	0,85
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,41	0,48	0,44
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,86	0,87	0,86
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,62	0,65	0,64
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	0,97	0,98	0,96

Вариант 2

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,33	0,4	0,36
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,65	0,77	0,68
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,48	0,58	0,5
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,76	0,89	0,8
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,38	0,46	0,39
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,77	0,91	0,81
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,55	0,67	0,59
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	0,88	1,02	0,91

Вариант 3

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,39	0,47	0,45
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,79	0,83	0,80
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,58	0,64	0,61
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,92	0,95	0,94
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,45	0,53	0,48
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,95	0,96	0,95
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,68	0,72	0,70
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,07	1,08	1,06

Вариант 4

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,33	0,41	0,39
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,69	0,71	0,70
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,50	0,55	0,52
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,80	0,82	0,81
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,39	0,46	0,42
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,82	0,83	0,82
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,59	0,62	0,61
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	0,92	0,93	0,91

Вариант 5

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,52	0,50	0,44
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,88	0,85	0,84
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,69	0,66	0,63
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,00	0,99	0,97
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,58	0,53	0,50
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,01	1,00	1,00
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,77	0,75	0,73
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,13	1,11	1,12

Вариант 6

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,48	0,40	0,46
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,80	0,77	0,78
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,63	0,58	0,60
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,91	0,89	0,90
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,53	0,46	0,49
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,92	0,91	0,91
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,70	0,67	0,69
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,03	1,02	1,01

Вариант 7

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,36	0,44	0,42
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,73	0,76	0,74
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,54	0,59	0,56
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,86	0,88	0,87
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,42	0,49	0,45
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,88	0,89	0,88
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,63	0,66	0,65
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	0,99	1,00	0,98

Вариант 8

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,50	0,42	0,52
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,88	0,87	0,91
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,67	0,64	0,70
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,03	1,02	1,04
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,53	0,50	0,58
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,04	1,04	1,05
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,77	0,75	0,79
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,16	1,17	1,19

Вариант 9

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,38	0,47	0,45
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,79	0,82	0,80
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,58	0,64	0,60
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,92	0,94	0,93
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,45	0,53	0,48
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,94	0,95	0,94
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,68	0,71	0,70
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,06	1,07	1,05

Вариант 10

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,45	0,37	0,47
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,83	0,82	0,86
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,62	0,59	0,65
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,98	0,97	0,99
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,48	0,45	0,53
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,99	0,99	1,00
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,72	0,70	0,74
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,11	1,12	1,14

Вариант 11

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,42	0,49	0,51
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,86	0,87	0,89
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,63	0,66	0,69
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,00	1,01	1,03
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,49	0,52	0,57
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,03	1,03	1,04
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,74	0,76	0,77
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,16	1,14	1,17

Вариант 12

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,68	0,60	0,66
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	1,00	0,97	0,98
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,83	0,78	0,80
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,11	1,09	1,10
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,73	0,66	0,69
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,12	1,11	1,11
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,90	0,87	0,89
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,23	1,22	1,21

Вариант 13

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,47	0,58	0,55
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,97	1,01	0,98
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,71	0,78	0,74
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,13	1,15	1,14
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,55	0,64	0,59
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,15	1,17	1,15
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,83	0,87	0,86
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,30	1,32	1,29

Вариант 14

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,56	0,47	0,54
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,91	0,88	0,89
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,73	0,67	0,69
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,03	1,01	1,02
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,62	0,54	0,57
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,04	1,03	1,03
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,80	0,77	0,79
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,16	1,15	1,14

Вариант 15

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,43	0,51	0,54
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,93	0,94	0,97
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,67	0,70	0,74
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,09	1,10	1,11
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,51	0,55	0,60
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,11	1,11	1,13
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,79	0,82	0,83
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,26	1,25	1,28

Вариант 16

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,71	0,63	0,69
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	1,03	1,00	1,01
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,86	0,81	0,83
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,14	1,12	1,13
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,76	0,69	0,72
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,15	1,14	1,14
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,93	0,90	0,92
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,26	1,25	1,24

Вариант 17

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,67	0,56	0,64
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	1,10	1,06	1,07
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,87	0,80	0,83
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,24	1,22	1,23
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,73	0,64	0,68
6	8	+	+	-	+	+	+	-	-	1,26	1,24	1,24
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,96	0,92	0,95
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,41	1,39	1,38

Вариант 18

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,70	0,59	0,67
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	1,13	1,09	1,10
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,90	0,83	0,86
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,27	1,25	1,26
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,76	0,67	0,71
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,29	1,27	1,27
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,99	0,95	0,98
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,44	1,42	1,41

Вариант 19

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,57	0,69	0,66
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	1,12	1,16	1,13
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,84	0,91	0,87
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	1,30	1,32	1,31
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,66	0,76	0,70
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	1,32	1,34	1,32
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,97	1,01	1,00
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,49	1,50	1,47

Вариант 20

Номер опыта	Порядок реализации	Планирование				Расчет				Параметр оптимизации		
		x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 x_2$	$x_1 x_3$	$x_2 x_3$	$x_1 x_2 x_3$	y_{u1}	y_{u2}	y_{u3}
1	6	+	-	-	-	+	+	+	-	0,38	0,46	0,48
2	2	+	+	-	-	-	-	+	+	0,83	0,84	0,86
3	5	+	-	+	-	-	+	-	+	0,60	0,62	0,66
4	1	+	+	+	-	+	-	-	-	0,97	0,98	0,99
5	7	+	-	-	+	+	-	-	+	0,46	0,49	0,54
6	8	+	+	-	+	-	+	-	-	0,99	0,99	1,01
7	3	+	-	+	+	-	-	+	-	0,71	0,73	0,74
8	4	+	+	+	+	+	+	+	+	1,13	1,11	1,14

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Башкатов Д.Н. Планирование эксперимента в разведочном бурении. М.: Недра, 1985, – 181 с.
2. Башкатов Д.Н. Оптимизация процесса бурения. – Н. Новгород: Красная книга, 2006, 331 с.
3. Ганджумян Р.А. Математическая статистика в разведочном бурении: Справочное пособие. М.: Недра, 1990, 218 с.
4. Нескоромных В.В. Оптимизация в геологоразведочном производстве: учебник / В.В. Нескоромных, В.Г. Храменков // Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013, 256 с.
5. Еркалов В.И., Усов Г.А., Сердюков Ф.П. Планирование эксперимента в бурении. – Екатеринбург, 2017, 116 с.



**ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ**



ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

**Кафедра технологии и техники разведки месторождений полезных
ископаемых**

Усов Г.А.

ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

Методическое пособие по самостоятельной работе
дисциплина "Бурение скважин"
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург 2020

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ.....	4
2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ.....	10
3. СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ.....	14
4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ.....	17
5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ.....	21
5.1. Гидравлические перемешиватели.....	21
5.2. Механические перемешиватели.....	23
5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами.....	24
6. ГИДРОАКУСТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”.....	26
6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2».....	26
6.2. Барабанный измельчитель.....	28
6.3. Струйная вихревая мельница.....	29
6.4. Гидродинамическая роторная мельница ГРМ-2.....	31
6.5. Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ - 3”.....	32
6.6. Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов.....	34
6.7. Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”.....	37
6.8. Малогабаритная щеточная мельница ММЩ-2М для приготовления буровых промывочных жидкостей.....	39
6.9. Вихревой гидродинамический излучатель “ГДИ”.....	41
6.10. Центробежная мельница мокрого помола “МЦ-Т”.....	43
6.11. Малогабаритная щеточная мельница «МЩ-1».....	45
6.12. Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей.....	46
6.13. Экспресс технология производства импортозамещающих буровых реагентов с использованием эффекта механоактивации крахмалосодержащего сырья.....	50
6.14. Универсальный буровой реагент “РБЦ-4” на основе механоактивированного древесного волокна с повышенным содержанием смол.....	52
6.15. Буровой реагент для освоения шельфовых нефтегазовых месторождений «Рeat-МА».....	64
7. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ.....	69
7.1. Меры безопасности при работе с промывочными жидкостями.....	69
7.2. Производственная санитария.....	72
7.3. Меры пожарной безопасности.....	73
СПИСОК ИСПОЛЪЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	75

ВВЕДЕНИЕ

По современным представлениям со все возрастающими объемами и глубинами бурения увеличение скорости проходки скважины возможно лишь при быстром и качественном приготовлении буровых промывочных жидкостей. Производительность приготовления и качество применяемых очистных агентов оказывает влияние практически на все показатели в бурении, например, скорость проходки скважин может быть увеличена до 20-30% и выше. При этом общая доля затрат на приготовление буровых промывочных жидкостей составляет от 5 до 14% стоимости сооружения скважин. К промывочным жидкостям предъявляются требования с учетом комплекса геологических, технологических и организационных факторов, возникающих в процессе бурения. Это обуславливает необходимость применения разнотипных машин для приготовления буровых очистных агентов по принципу действия, энергозатрат, производительности, металлоемкости, габаритов и т.д.

Для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов требуется лишь тщательное перемешивание частиц твердой и жидкой фазы и создание условий для полного смачивания твердых частиц. Для приготовления промывочных жидкостей из комовых материалов или влажных порошков необходимо предварительное дробление кусков или слипшихся комков. Процессы дробления исходных твердых материалов и перемешивание их с жидкостью, в частности с водой, осуществляются в механических или гидравлических мешалках.

Машиностроительные заводы по заявкам предприятий бурения продолжают выпускать оборудование для приготовления и утяжеления промывочных жидкостей из комовых материалов. В настоящее время можно найти описание некоторых видов такого оборудования, применяемого различными объединениями, хотя известно, что наиболее прогрессивным, наиболее экономичным является оборудование для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов, что подтверждается зарубежной практикой.

Глинистые растворы готовят в специальных устройствах — глиномешалках механическим или гидравлическим способами. Глиномешалки соответственно подразделяются на механические и гидравлические. Механические глиномешалки по характеру действия делятся — прерывного (циклового) и непрерывного; по конструктивному исполнению — лопастные, роторные, шаровые; по расположению валов — с горизонтальным и вертикальным расположением. Лопастные глиномешалки делятся по числу валов - наодновальные и двухвальные.

В методическом пособии рассмотрены конструкции основных технических средств для приготовления буровых промывочных жидкостей, применяемых в геолого-разведочной и нефтегазодобывающей отраслях, а так же гидродинамические и гидромеханические измелчительные устройства разработанные на кафедре ТТР МПИ за последние 30 лет.

1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ

Механические глиномешалки используются для приготовления глинистых растворов, как из комовых, так и из порошковых глин. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Механические глиномешалки могут быть одновальные, двухвальные, трехвальные с вертикальным или горизонтальным расположением валов. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Характеристика глиномешалок, применяемых при разведочном бурении, приведена в табл.1.

Механическая лопастная глиномешалка с горизонтальным валом (рис.1) состоит из металлической емкости-корпуса 1, в которой вращается вал 4 с укрепленными на нем поперечными лопастями 6 для измельчения и перемешивания глины с водой. Лопасти расположены одна относительно другой под углом 90°. Между внутренней поверхностью корпуса и лопастями имеется просвет в 30—35 мм.

Таблица 1

Техническая характеристика глиномешалок

Тип глиномешалки	Емкость, м ³	Расположение валов	Число валов	Скорость вращения рабочих валов, об/мин.	Мощность приводного двигателя, кВт.	Габариты, мм.			Масса, кг.
						Длина	Ширина	Высота	
Г-1-0,25	0,25	горизонт.	1	80	2,0	1400	870	115	260
Г1-0,30	0,30	горизонт.	1	37	2,0	2230	895	0	309
ГМ-0,7	0,70	горизонт.	1	125	5,0	1650	1000	108	-
ГМЭ-0,75	0,75	горизонт.	2	78	2,8	2050	1450	0	696
ОГХ-7А	0,75	вертик.	1	95	6,0	1250	1220	125	385
ГК-1	1,0	горизонт.	2	-	3,0	-	-	0	-
МГ-1-0,75	0,75	горизонт.	-	-	2,8	-	-	131	-
МГ-1-0,80	0,80	горизонт.	2	165	4,5	2450	1130	7	760
Г2-П-2-4	4,0	горизонт.	2	95	21,5	-	-	168	3734
МГ-2-4	4,0	горизонт.	2	90-100	14,0	3890	3015	5	3565
	3,0	горизонт.	2	-	8,8	-	-	-	-
	2,0	горизонт.	2	-	7,0	1450	2150	-	1857

Глину загружают через загрузочный люк 5, который закрывается крышкой. Приготовленный раствор выпускают через спускной люк 7. Вращение с рабочего шкива 2 на горизонтальный вал передается с помощью зубчатого редуктора 3. Как правило, глиномешалка устанавливается на полозьях. Для приготовления глинистого раствора лопастную глиномешалку заполняют водой примерно на $\frac{1}{3}$ объема и загружают в нее необходимое количество глины, периодически проворачивая вал с помощью электродвигателя. Затем доливают воду до верха глиномешалки, закрывают люк крышкой и включают электродвигатель.

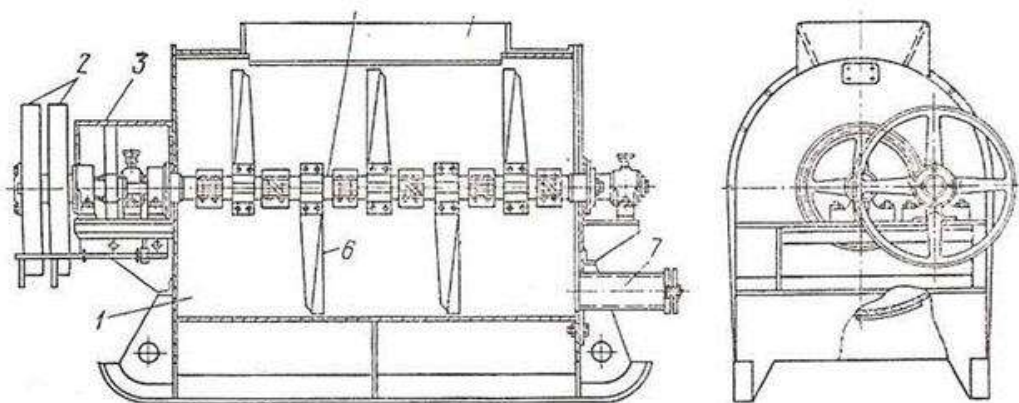


Рис. 1. Горизонтальная одновальная глиномешалка.

Глиномешалка МГ-2-4Х (рис. 2) представляет собой овальный сварной барабан 1, внутри которого на шарикоподшипниках, закрепленных на кронштейнах 6, параллельно установлены два рабочих вала 7 квадратного сечения. К этим валам с помощью болтов крепятся лопасти. Привод валов осуществляется от электродвигателя, передающего вращение ведомому шкиву 9, расположенному на одном валу с шестерней 8, которая, в свою очередь, передает вращение зубчатым колесам 5 на валу 7. Вода, глина и другие компоненты раствора подаются в барабан через загрузочный люк 2. Барабан установлен на раме 4. Рабочие лопасти, вращаясь, разбивают комья глины, в результате чего при смешивании их с водой образуется глинистый раствор. Приготовленный раствор сливается через спускной патрубок 3, расположенный в нижней части барабана, с помощью специального рычага. Конструкция глиномешалки ГКЛ-2М отличается от МГ-2-4Х существенно.

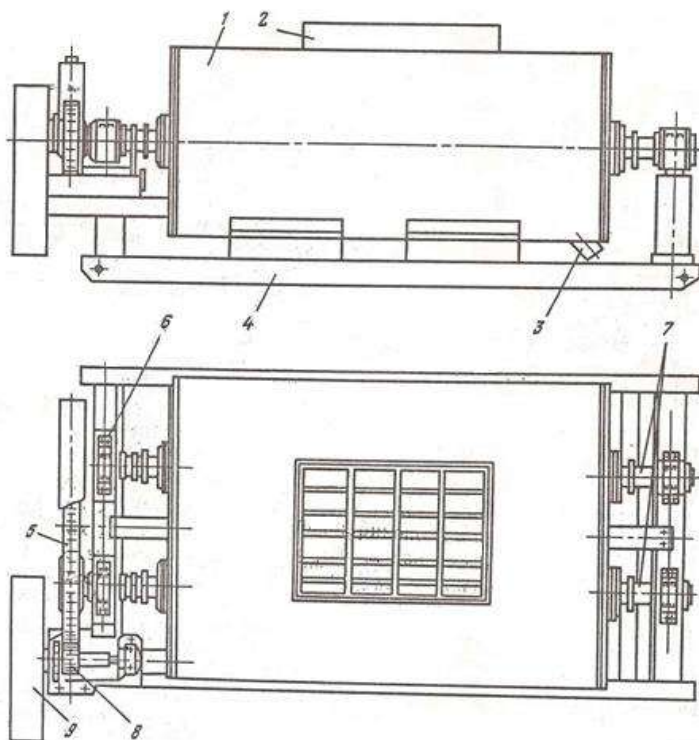


Рис. 2. Глиномешалка МГ-2-4Х

Техническая характеристика лопастных глиномешалок

Тип глиномешалки.....	МГ-2-4Х	ГКЛ-2М
Вместимость барабана, м ³	4	2
Число рабочих валов	2	2
Частота вращения валов, об/мин.....	90—100	184
Максимальная производительность по комовой глине, м ³ /ч	2	1,5
Мощность приводного двигателя, кВт	14	7
Габариты, мм:		
Длина	3890	1450
ширина.....	3015	2150
высота.....	1445	1500
Масса, кг	3565	1957

Механические лопастные глиномешалки отличаются простотой конструкции, но имеют и ряд существенных недостатков: сравнительно невысокую производительность; трудность доступа внутрь глиномешалки для выполнения ремонта и чистки; частые заклинивания и поломки лопастей при попадании в глину твердых включений большого размера; уменьшение рабочего объема глиномешалки при налипании глины к внутренним стенкам. Разновидность механических глиномешалок — фрезерно - струйные мельницы (ФСМ), разработанные Воронежским инженерно-строительным институтом для приготовления и утяжеления промывочных растворов. ФСМ—машины непрерывного действия, используются для приготовления глинистых растворов из комовых глин и глинопорошков.

Фрезерно-струйная мельница (рис.3) состоит из следующих основных узлов: лопастного ротора 2, приемного бункера 9, предохранительной шарнирной плиты 13, диспергирующей рифленной плиты 1, ловушки 16 и лотка 4 для отвода готового глинистого раствора.

Комовые или порошкообразные материалы подаются, в приемный бункер 9, вода—по перфорированной трубе 11. Подвижной щиток 10 ограничивает предельный размер комьев, попадающих из бункера во внутреннюю часть корпуса. Исходные материалы попадают по предохранительной плите 13 на вращающийся, на валу 3 ротор 2. Большие камни или куски металла, имеющиеся в глинистом материале, заклиниваются между лопастями ротора и предохранительной плитой. Значительные усилия, возникающие при ударе лопастей 7 ротора о крупные твердые включения, приводят к срезыванию специальных сменных штифтов 15. При этом предохранительная плита, поворачиваясь вокруг шарнира 12, отходит к задней стенке корпуса мельницы, а посторонние включения проваливаются в ловушку 16, закрытую снизу специальной откидной крышкой 18 с резиновой прокладкой 17. Из ловушки они периодически удаляются путем открывания крышки с помощью механизма 19.

Расстояние между лопастным ротором и предохранительной плитой изменяется путем перестановки штифтов в регулирующей планке 14. В нижней части корпуса мельницы расположена сменная диспергирующая рифленная плита 1, огибающая с небольшим зазором четверть ротора. В боковой части корпуса укреплен решетка 6. Размер отверстий ее обусловлен требованиями, предъявляемыми к приготовляемому раствору. Сверху решетка закрыта отражательным щитком 5, который может быть откинут поворотом вокруг шарнира 8.

Готовый раствор стекает, по внешней поверхности решетки и по лотку 4 отводится в сторону. Корпус мельницы укреплен на раме 20. Предусмотрен разъем

корпуса по горизонтальной плоскости, проходящей через ось вала лопастного ротора.

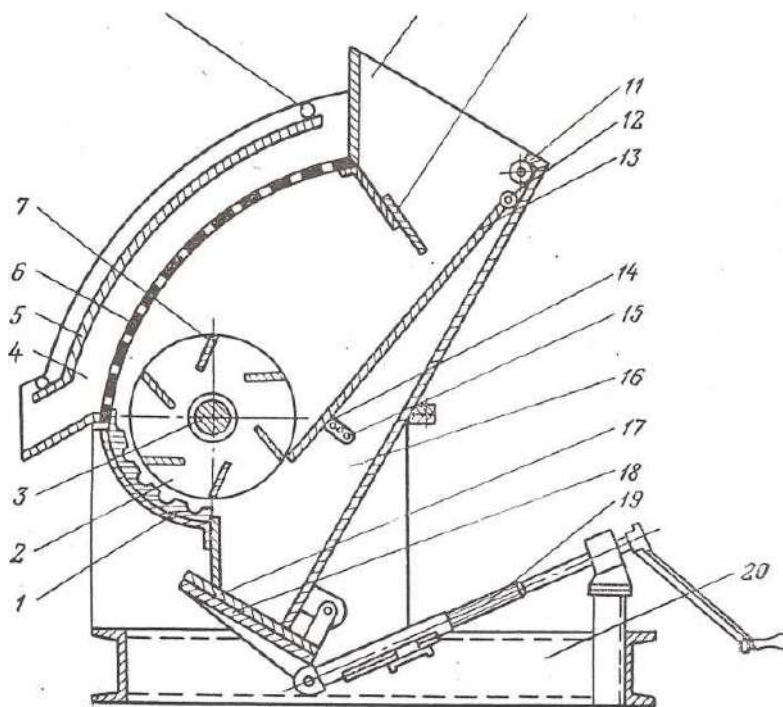


Рис. 3 Фрезерно-струйная мельница ФСМ-7

Принцип работы ФСМ заключается в следующем. Глина и вода, подаваемые в приемный бункер мельницы, захватываются лопастями ротора. При перемещении вдоль диспергирующей плиты происходит первичное измельчение глины. Дополнительное более тонкое измельчение их осуществляется при ударе струй, выбрасываемых лопастями ротора, о выходную решетку, а также при последующем перемещении суспензии вдоль решетки и прохождении раствора через ее отверстия. Частицы, не успевшие измельчиться в мельнице, вследствие циркуляции раствора вновь попадают под лопасти ротора.

Имеется ряд типов ФСМ: ФСМ-3, ФСМ-7, ФСМ-12, отличающихся, друг от друга, несущественными конструктивными изменениями.

Техническая характеристика фрезерно-струйной мельницы ФСМ-7

Производительность, т/ч:	
по комовой глине	8—10
по глинопорошку.....	20—25
Диаметр ротора, мм	400
Частота вращения ротора, об/мин	500
Мощность приводного электродвигателя, кВт	28
Габариты, ...	1950x1530x1410
Масса, кг.....	1400

Бесперебойная работа фрезерно-струйной мельницы может быть обеспечена только при наличии механизированной загрузки исходных материалов.

К преимуществам ФСМ относятся: высокая производительность, как по комовым глинам, так и по глинопорошку; простота конструкции и небольшие габариты; высокая экономичность.

Недостатками являются: низкое качество раствора, так как он содержит много нераспустившихся частиц глины относительно высокая приводная мощность, исключающая применение ФСМ в отдаленных партиях с ограниченными энергетическими ресурсами.

Первый недостаток устраняется многократной циркуляцией раствора по схеме ФСМ — емкость — насос — ФСМ. При приготовлении глинистого раствора по такой схеме производительность ФСМ остается более высокой, чем у лопастных глиномешалок.

В Канимансурской ГРЭ С. В. Яковлевым предложена, а Э. Н. Карповским усовершенствована высокопроизводительная вихревая глиномешалка с небольшой приводной мощностью.

Глиномешалка состоит (рис. 4) из корпуса 5 с конусной нижней частью и сливным крапом 10 и кронштейна 1, на котором установлен электродвигатель 2. Вращение от электромотора на рабочий элемент — активатор 8 (диск с ребрами на наружной поверхности) передается через вертикальный вал 6 и соединительную муфту 3. Вал крепится в верхней части к кронштейну с помощью опоры 4 с подшипниковым узлом внутри, а в нижней — фиксируется специальным опорным устройством 9. При работе с мерзлой глиной над активатором устанавливается предохранительный конус 7.

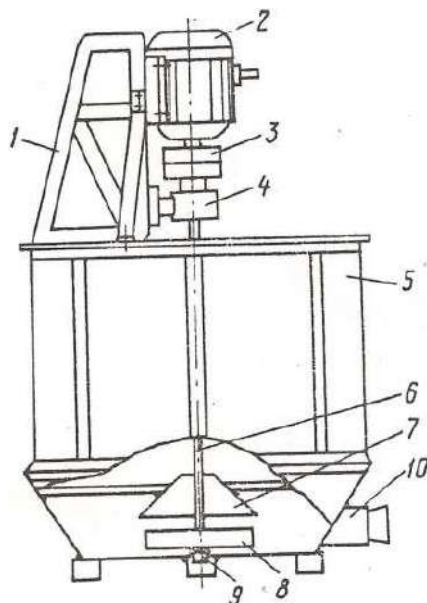


Рис. 4 Вихревая глиномешалка с вертикальным валом

При вращении активатора внутри глиномешалки создается завихрение жидкости и происходит размыв глины струями воды. Комья глины, отбрасываемые от активатора, после удара о стенки корпуса подхватываются струями раствора и вновь ударяются о ребра активатора, что способствует более интенсивному их разрушению.

Производительность вихревых глиномешалок примерно в три раза выше известных лопастных. Так, вместо 30—40 мин на приготовление 0,5 м³ раствора из комовой глины затрачивается 10—12 мин. За счет применения электродвигателя небольшой мощности (глиномешалка емкостью 0,5 м³ имеет двигатель мощностью 2,3 кВт) и повышения скорости приготовления раствора в несколько раз сокращается расход электроэнергии.

Вихревые глиномешалки просты по устройству и могут быть изготовлены в условиях механических мастерских экспедиций. Емкость их может быть практически любой.

Последнее время в некоторых геологоразведочных организациях применяется новая скоростная высокопроизводительная глиномешалка-диспергатор со шнековым перемешивающим устройством (рис.5) производительностью при механизированной загрузке до 240 м³/сут. Габариты ее примерно в два раза меньше, чем у двухвальной глиномешалки, масса 800 кг. Принципиальная схема глиномешалки приведена на рис. 5. Она состоит из шнекового перемешивающего устройства, диспергирующих крыльчаток, вращающихся на одном валу, и броневых гребенок со сменными пропускными решетками, неподвижно закрепленных в корпусе. Общий вид профиля пропускной решетки показан на разрезе А—А. Регулировка производительности глиномешалки осуществляется вентилями.

Приготовление раствора производится следующим образом: глина из приемного бункера захватывается шнеком и направляется на диспергирующее устройство. Удаление твердых включений, не поддающихся диспергированию, производится через ловушку с нижней откидной крышкой. Глиномешалка может работать в замкнутом прямом и обратном цикле. Принудительная циркуляция создается вращением шнека и крыльчаток.

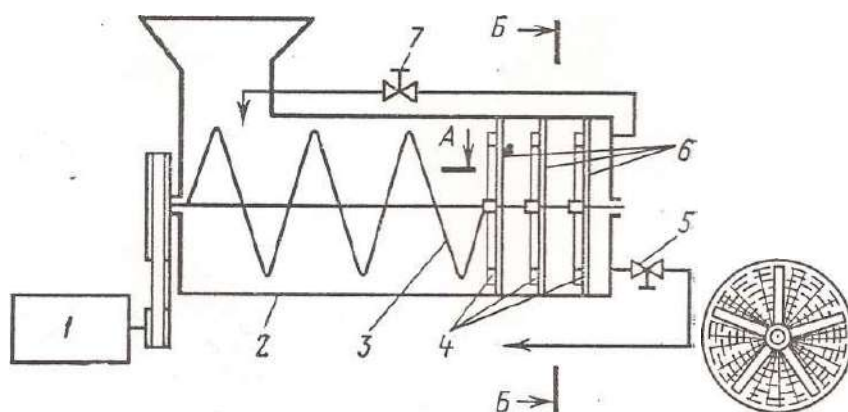


Рис. 5. Скоростная глиномешалка.

1- электромотор; 2- корпус; 3- шнековое устройство; 4- диспергирующие крыльчатки; 5- регулировочный вентиль; 6- пропускные решетки ; 7- регулировочный вентиль

Шаровые глиномешалки выпускали несколько последних лет. В качестве истирающих элементов в них применялись металлические шары. Барабан таких глиномешалок вращается, что приводит к перекатыванию шаров и истиранию твердой фазы. При более сложной конструкции производительность шаровых глиномешалок остается низкой, что и обусловило их снятие с производства.

Невысокая производительность лопастных и шаровых глиномешалок и высокая энергоемкость ФСМ вынуждают искать более приемлемые конструкции устройства, которые бы в большей мере учитывали конкретные условия работ. Так, имеются глиномешалки вихревого типа, (в которых перемешивание осуществляется по принципу, заложенному в стиральной машине), комбинированного типа, (в которых совмещены процесс предварительной пластической деформации и измельчения глины и перемешивание ее с жидкостью) и др.

2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ.

В разведочном бурении подчиненное значение имеет гидравлический способ приготовления глинистых растворов, при котором для разрушения части твердой фазы используется только кинетическая энергия струи. Устройства для гидравлического способа приготовления глинистых растворов получили название гидравлических смесителей или гидромешалок. Различают гидромониторные и эжекторные гидросмесители.

Гидромониторные глиномешалки ГСТ, ГВФТ, Папировского, Резниченко и другие используют при бурении глубоких скважин. Производительность таких гидромешалок 40—120 м³/ч, давление жидкости перед насадками гидромониторов 4—10 МПа. Для условий разведочного колонкового бурения наиболее приемлем гидромониторный смеситель ГСТ (рис. 6)

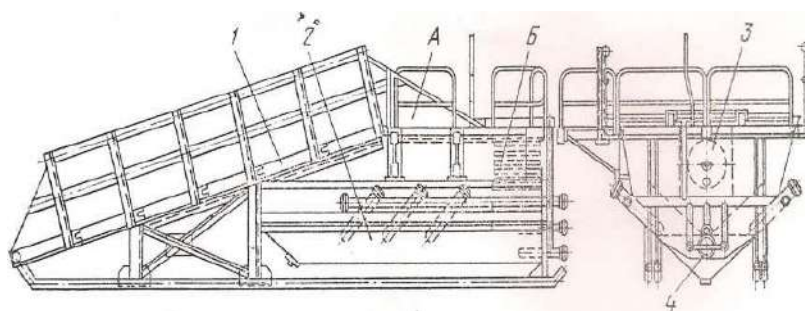


Рис. 6. Гидромониторный смеситель ГСТ.

Смеситель состоит из резервуара 2 и загрузочного трапа 1, по которому бульдозером подаются в резервуар исходные материалы. Резервуар разделен перегородкой на два сообщающихся отсека А и В. В отсек А встроены шесть мониторов, направленных под углом к оси резервуара. Такое расположение гидромониторов обеспечивает создание в отсеке А мощного потока, интенсивно размывающего глину.

В отсек В встроены три гидромонитора. Образовавшаяся в отсеке А суспензия движется в отсек В, который разделен перегородками на четыре полости. Проходя между перегородками, жидкость теряет нераспустившиеся комки глины, которые под действием трех гидромониторов возвращаются в отсек А. Освобожденная от комков суспензия поступает в барабанный фильтр 3, а оттуда через сливную трубу в приемный или запасной резервуар. Смеситель очищается через люк 4.

За один цикл нельзя получить высококачественный глинистый раствор, поэтому в процессе приготовления суспензия несколько раз циркулирует по замкнутому циклу буровой насос — смеситель — запасной резервуар — буровой насос до полной диспергации твердой фазы.

Производительность гидромониторного смесителя ГСТ 40 м³/ч, объем резервуара 14 м³, рабочее давление при работе одного насоса 4—5 МПа, двух насосов 7,5—9,5 МПа, масса 8390 кг.

Для получения глинистых растворов из комовых глин используют гидромониторную мешалку (гидросмеситель) Л. Т. Папировского (рис. 7). Она представляет собой корпус 6, имеющий форму горизонтально расположенного цилиндра, усеченного в нижней части. В корпусе на специальных опорах 2 монтируется нагнетательная линия, состоящая из нагнетательного кольца 1, с размывными трубками 3 и задвижками 9.

Приготовление глинистого раствора осуществляется по замкнутому циклу. После заправки глиномешалки расчетным количеством глины и воды включается насос. Жидкость забирается насосом из глиномешалки по всасывающей линии и вновь поступает в нее по нагнетательной линии. Для предохранения от попадания во всасывающую линию насоса крупных комков глины в корпусе глиномешалки устанавливают две сетки 7 и 8.

Загрузку глиномешалки глиной осуществляют при помощи бульдозера или автомашин-самосвалов. Вода подается из трубопровода или с помощью насоса.

Количество приготовленного раствора зависит от скорости истечения жидкости из размывных сопел и времени перемешивания. Количество одновременно работающих мониторов может меняться путем отключения части мониторов задвижками. Давление в нагнетательной линии должно поддерживаться в пределах 30—40 кгс/см². Длительность приготовления составляет 1,0—1,5 ч.

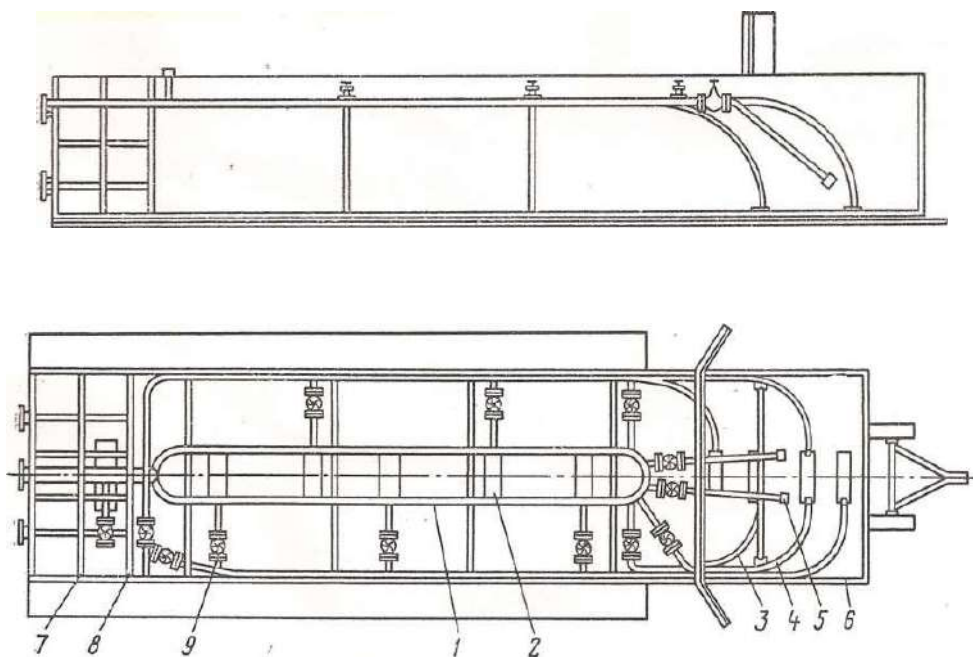


Рис. 7. Общий вид гидромониторной мешалки Л. Т. Папировского:

- 1 — нагнетательное кольцо гидромониторной системы; 2 — опора нагнетательного кольца; 3 — размывная трубка; 4 — водяная линия; 5 — штуцер размывной трубки; 6 — металлический корпус гидромешалки; 7 и 8 — металлические защитные сетки; 9 — задвижка высокого давления

Емкость глиномешалок Л. Т. Папировского может быть различной (от 25 до 200 м³). Производительность ее зависит от объема и примерно в 10—15 раз превышает производительность наиболее крупных лопастных глиномешалок МГ2-4 и Г2-П-2-4.

Для приготовления растворов из глинопорошка используются гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки). Это устройство непрерывного действия.

Гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки) используются для приготовления раствора из глинопорошка. Это — устройство непрерывного действия, наиболее распространена гидравлическая мешалка ГДМ-1 (рис. 8.). Она состоит из воронки 2 для загрузки глинопорошков, сопла 1, камеры смешения 3 и бака 5, смонтированных на общей раме 6. К соплу 1 под давлением подводится вода; при истечении ее в камере смешения образуется вакуум, благодаря чему туда засасывается порошок из воронки 2. Образовавшаяся пульпа поступает в бак и ударяется о специальный башмак, что способствует измельчению комочков глины и более интенсивному их перемешиванию с водой. Готовый глинистый раствор сливается через выходную трубу 4 в верхней части бака. Поднимаясь вверх, раствор теряет скорость, и из него выпадают на дно нераспустившиеся комочки глины.

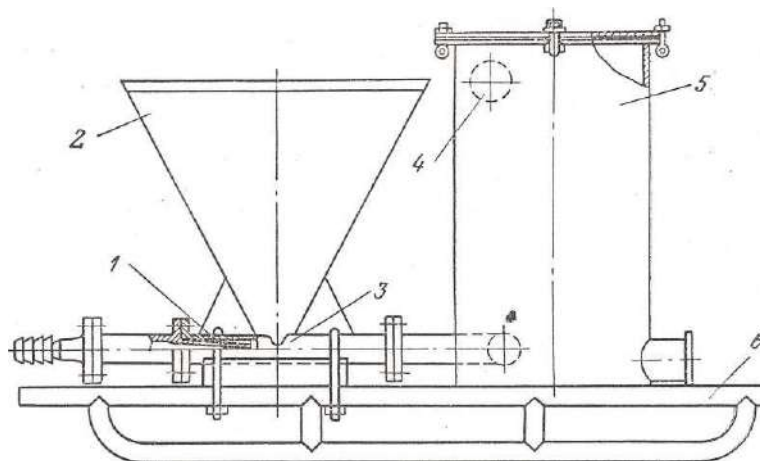


Рис. 8. Гидравлическая мешалка ГДМ-1

Имея относительно небольшие массу и габариты, гидроворонки отличаются высокой производительностью. Так, производительность гидравлической мешалки ГДМ-1 составляет по готовому раствору 70—90 м³/ч при объеме воронки 0,175 м³ и объеме бака 1 м³. Масса гидроворонки 1120 кг.

Следует отметить, что качество глинистого раствора, приготовленного в гидроворонках, довольно низкое. Несмотря на тонкий помол, частицы глинопорошка в процессе перемешивания с водой должны пройти дальнейшее диспергирование. Однако такое диспергирование происходит недостаточно интенсивно. За счет броуновского движения происходит частичная диспергация глины, но качество раствора остается хуже, чем при приготовлении в лопастных глиномешалках.

Качество раствора может быть существенно улучшено его многократным пропуском через гидроворонку без добавления твердой фазы.

Гидроэжекторный смеситель (рис. 9.) используется для приготовления глинистых растворов из глинопорошков. Смеситель для нужд разведочного бурения серийно не выпускается. Однако в различных конструктивных вариантах изготавливается в ГРЭ, широко использующих глинопорошки. Он состоит из насадки 1, загрузочной воронки 2 с клапаном 3, приемной 4 и смесительной 5 камер, диффузора 6 и сливного патрубка 7. Жидкость, прокачиваемая насосом через насадку 1, создает разрежение, под действием которого глинопорошок поступает в камеру гидросмесителя, где смешивается с жидкостью. Порошок может вводиться в смеситель через воронку 2 вручную.

Раствор, полученный в гидроэжекторном смесителе, для дополнительной диспергации глины должен выстоять в течение нескольких часов в приемной емкости с последующим интенсивным перемешиванием и обработкой в специальном диспергаторе.

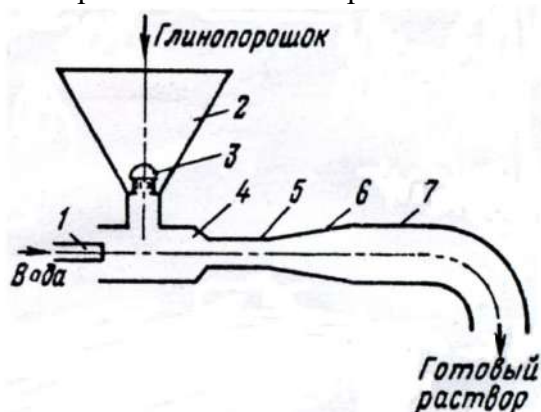


Рис. 9. Гидроэжекторный смеситель

Гидравлический диспергатор ДГ-1 (рис. 10.) состоит из корпуса с камерой 2, внутри которой помещены соосно керамические (металлокерамические, твердосплавные) насадки 3, закрепленные с помощью накладных гаек в посадочных выточках. Сверху камера закрыта глухим фланцем, открывающим доступ для смены насадок. К ней приварены входные и выходной патрубки для подачи и слива бурового раствора. Выходной патрубком 4 позволяет подсоединяться к гидроэжекторному смесителю БПР. На входной трубе 1 устанавливается задвижка высокого давления, манометр и предохранительный клапан на давление до 15 МПа.

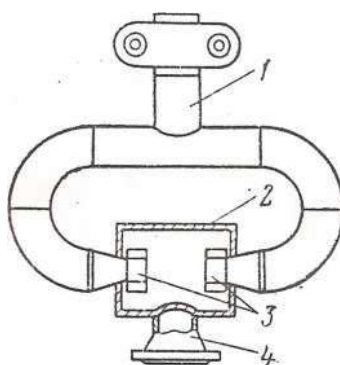


Рис. 10. Гидравлический диспергатор ДГ-1

Техническая характеристика ДГ-1

Рабочее давление, МПа	12 – 15
Подача по готовому буровому раствору, м ³ /ч.....	15 – 20
Диаметр насадок, мм.....	9; 11; 13; 16
Масса, кг	76

Принцип действия гидравлического диспергатора основан на том, что при соударении высокоскоростных встречных струй в камере ограниченного объема возникают кавитационные явления, ультразвук и другие эффекты, интенсифицирующие процессы диспергирования. Обработанные таким способом суспензии или эмульсии в последующем не изменяют своих свойств под влиянием менее мощных диспергирующих эффектов, возникающих при работе насосов, турбобуров, долот и других механизмов, в процессе бурения скважины. Кроме того, происходит дополнительное измельчение

глиноматериалов, нефти, битума, в результате чего для получения бурового раствора с одними и теми же показателями этих материалов и химических реагентов (стабилизаторов, эмульгаторов) требуется меньше.

3 СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ

Приготовление глинистых растворов в рассмотренных выше устройствах не обеспечивает полной диспергации твердой фазы. Увеличение времени перемешивания оказывается неэффективным, так как при этом резко падает производительность глиномешалок. Поэтому при необходимости глинистые растворы подвергают дополнительной обработке, пропуская их через специальные устройства — диспергаторы (иногда их называют также активаторами, дезинтеграторами). Методы диспергирования делятся на гидродинамические и механико-гидравлические.

Гидродинамическое воздействие обусловлено комплексом эффектов, из которых в качестве основных можно отметить энергию пульсирующих давлений в жидкости, взаимодействие ударных волн, гидравлический перетир слоев промывочной жидкости с твердой фазой, соударение частичек твердой фазы. Основным фактор измельчения частиц при гидродинамическом воздействии — кавитационный эффект, возникающий в поле переменного давления потока жидкости. Гидродинамическое воздействие реализуется гидравлическим, гидроакустическим и электрогидравлическим методами.

Механико-гидравлические методы воздействия осуществляются за счет энергии движущихся элементов механических устройств. Такие элементы могут быть либо свободно- движущимися телами, либо жесткозакрепленными.

В настоящее время разработаны и применяются диспергаторы различных конструкций. Примером гидравлического диспергатора является разработанное во ВНИИК нефти устройство, принцип действия которого основан на соударении двух струй жидкости, направленных навстречу друг другу.

Струйный диспергатор (рис. 11.) состоит из корпуса 8, в который вмонтированы два патрубка 4 с насадками 6, удерживаемыми заглушками 7. Гайками 5 патрубки крепятся к корпусу. Глинистый раствор подается через тройник 1, быстроразъемные соединения 2, по изогнутым трубкам 3 к насадкам 6. В корпусе происходит встреча потоков, обработанный раствор отводится по патрубку 9. У выходной кромки вследствие понижения давления образуются газовые пузырьки, которые, захлопываясь в зоне встречи струй, создают скачки давления, достигающие десятков и сотен МПа.

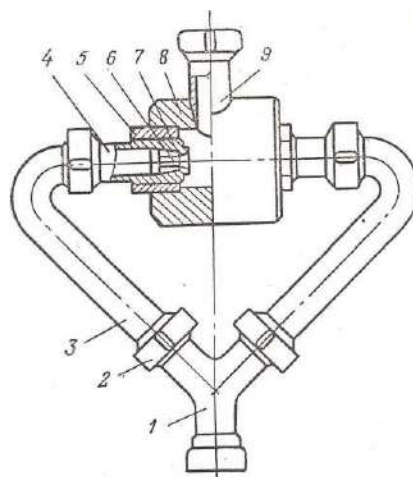


Рис. 11. Струйный диспергатор

Гидродинамический шаровой диспергатор представляет собой патрубок, заполненный стальными шарами, которые фиксируются с обеих сторон решетками. Он прост по устройству. Решетки удерживаются крышками с быстросъемными соединениями. Буровой раствор, проходя через толщу шаров, разделяется на ряд потоков, каждый из которых характеризуется множеством последовательных чередований зон повышения и понижения давления. Диспергация происходит за счет соударений частиц твердой фазы с шарами, а также вследствие кавитации.

Вихревой диспергатор ИГВ-2 (рис. 12.) представляет собой ультразвуковой излучатель. Устройство состоит из корпуса 5, в который с помощью стакана 4 вмонтирована улитка 2 с многоходовой винтовой канавкой и осевым соплом 1. Раствор под давлением поступает одновременно через осевое сопло и по канавкам улитки, попадая в вихревую камеру 3. Закручиваясь в ней, струи жидкости образуют вихревой слой, в котором генерируется мощное акустическое поле, усиливаемое диафрагмой 5. При встрече осевого потока и вихревого слоя за счет кинетической энергии встречных затопленных струй формируется кавитационный эффект.

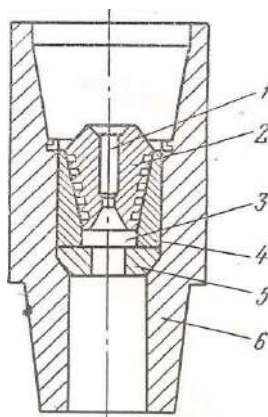


Рис. 12. Вихревой диспергатор ИГВ-2

Дисковый измельчитель (рис. 13.) состоит из корпуса 1 с подающим 2 и сливным 3 патрубками. В корпусе 1 смонтированы верхний неподвижный диск 4 и нижний диск 5, соединенный непосредственно с валом вертикально установленного электродвигателя 6. Глинистый раствор, поступающий по патрубку 2 в зазоры между дисками и корпусом, приобретает вращательное движение, при котором частицы твердой фазы интенсивно истираются.

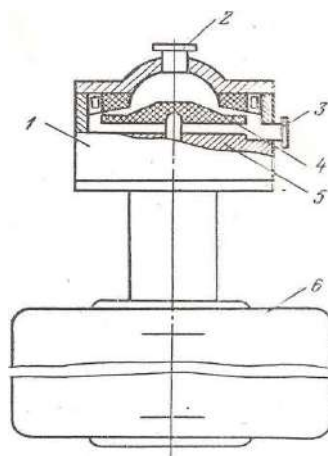


Рис. 13. Дискový измельчитель

Гидродинамический шариковый диспергатор показан на рис. 14. Диспергация происходит за счет соударения частиц твердой фазы с шарами, а также кавитации. Избыточное давление 1—3 МПа.

Многокамерный дисковый диспергатор приведен на рис. 15. Гидродинамический режим работы диспергатора обеспечивается тем, что отверстия в дисках расположены по концентрическим окружностям с попеременным смещением в ряду.

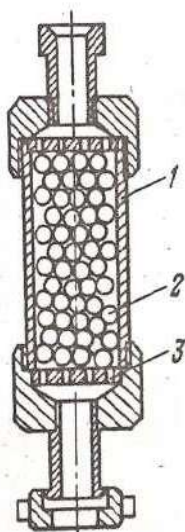


Рис. 14. Гидродинамический шариковый диспергатор

- 1-корпус;
- 2-стальные шары
- 3-решетки

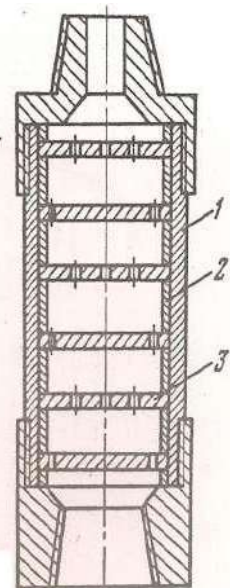


Рис. 15. Многокамерный дисковый диспергатор

- 1- корпус
- 2 – распорное кольцо
- 3 – диск с отверстиями

Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С (рис. 16.) предназначен для улучшения и интенсифицирования процесса эмульгирования. Он состоит из цилиндрического корпуса 4 с пазами, регулировочного штока / отражателей 2 патрубко-сопла 5, штифта 3. Смесь воды и эмульгирующего реагента под давлением 0,5-0,6 МПа поступает в патрубок и с большой скоростью отбрасывается отражателем в узкую кольцевую щель сопла в виде веерообразной струи. Турбулентно обтекая пластины жидкость возбуждает упругие колебания ультразвуковой частоты, способствующие тонкому диспергированию эмульгируемой смеси и улучшению качества эмульсионного

раствора. Спектр, упругих колебаний излучателя 5-12 кГц, интенсивность колебаний (1,0-И,2)-10 Вт/м .

Для каждого диспергатора существует определенная длительность процесса, увеличение которой уже не приводит к дальнейшему диспергированию твердых частиц. Наоборот, увеличение времени воздействия на глинистые растворы, особенно при ультразвуковой обработке, вызывает обратный процесс т. е. агрегирование частиц дисперсной фазы. Оптимальное время обработки зависит от типа глины и колеблется от 8,5 мин для монтмориллонита до 4,5 мин для каолина.

Диспергаторы можно устанавливать в нагнетательной линии циркуляционной системы скважин; на буровой установке в качестве самостоятельного аппарата с индивидуальным приводом или приводом от бурового насоса; входить в качестве узла в состав комбинированных установок для приготовления глинистых растворов (например, в агрегате АПР-I совместно с гидромониторным смесителем).

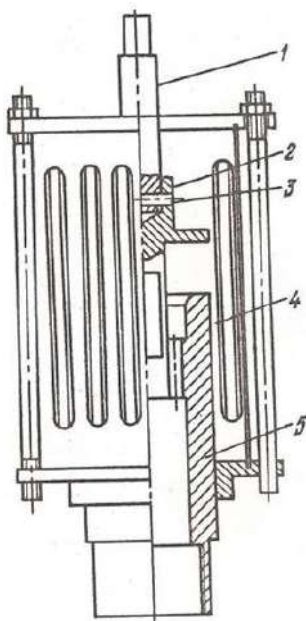


Рис. 16. Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С

Все рассмотренные устройства могут использоваться и для приготовления прочих промывочных жидкостей.

4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ

Некоторые полимеры трудно растворяются в воде, поэтому приготовление раствора из них сводится к постепенному уменьшению их концентрации. Так, при использовании ПАА сначала исходный 8%-ный реагент разбавляют до 1%-ной концентрации, а затем добавляют в воду до заданной концентрации. Для механизации процесса приготовления применяют различного рода устройства. На рис. 17 показана установка для приготовления полимерных растворов ППР, разработанная ВИТРОм.

Установка представляет собой бак 5, заключенный в водяную рубашку 4 с нагревательными элементами 2. В баке смонтировано лопастное устройство 3 с электродвигателем 7 для перемешивания компонентов. Дополнительное

перемешивание осуществляется вихревым^ насосом 11.через систему трубопроводов. Компоненты загружают через устройство 6, которым управляют с пульта Р, расположенного в шкафу 10. Для регулирования температуры, которая контролируется термометром 8, служит температурное реле 1.

Техническая характеристика установки ППР

Полезная вместимость бака, м ³	0,25
Вместимость бака водяной рубашки, м ³	0,12
Частота вращения перемешивающего устройства, об/мин.....	955
Потребляемая мощность, кВт:	
нагревательными элементами.....	10,5
электродвигателем перемешивающего устройства.....	4,0
электродвигателем насоса.....	1,5
Габариты, мм:	
длина	2090
ширина	920
высота.....	1740
Масса, кг.....	450

Время приготовления раствора 1,5—3%-ной концентрации из желеобразного ПАА составляет 15—25 мин, а из сухого гранулированного без предварительного замачивания — 2—3 ч. Установка ППР позволяет осуществлять гидролиз ПАА.

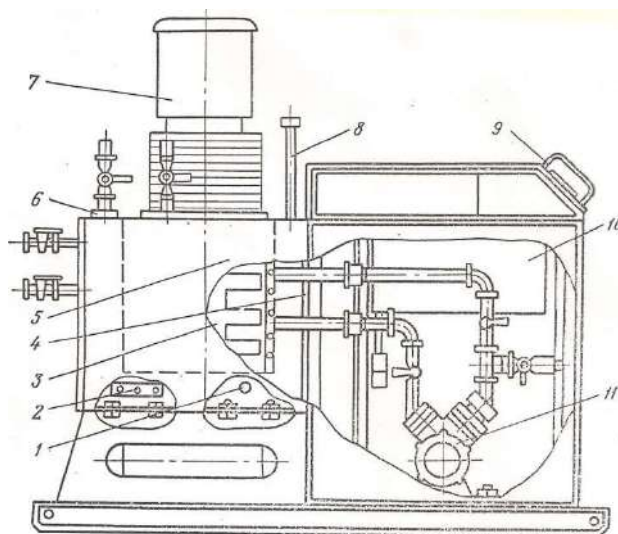


Рис. 17. Установка для приготовления полимерных растворов ППР

Наряду с глиномешалками широко распространены ультразвуковые генераторы. Установка на базе ультразвукового генератора (рис. 18.) отличается простотой, экономичностью, относительно высокой производительностью. Приготовление эмульсий на ней производится следующим образом.

В бак 3 установки (см. рис. 18.), смонтированной на раме 1, заливается вода (или другая исходная жидкость), а в маслобак 4 — концентрат-эмульгатор, например мылонафт. Концентрат подогревается с помощью тепло-электронагревателя 7 до 50—60 °С. Затем включается насос 2, из бака 3 по всасывающему трубопроводу 8 в насос поступает эмульгируемая жидкость, а из маслобака по маслопроводу 9 — концентрат. Образующаяся смесь подается в гидродинамический излучатель 6, а получаемая эмульсия из приемного бака 5

отводится в емкость. Затем эмульсия дозируется в соответствии с заданной концентрацией и подачей насоса в процессе эмульгирования.

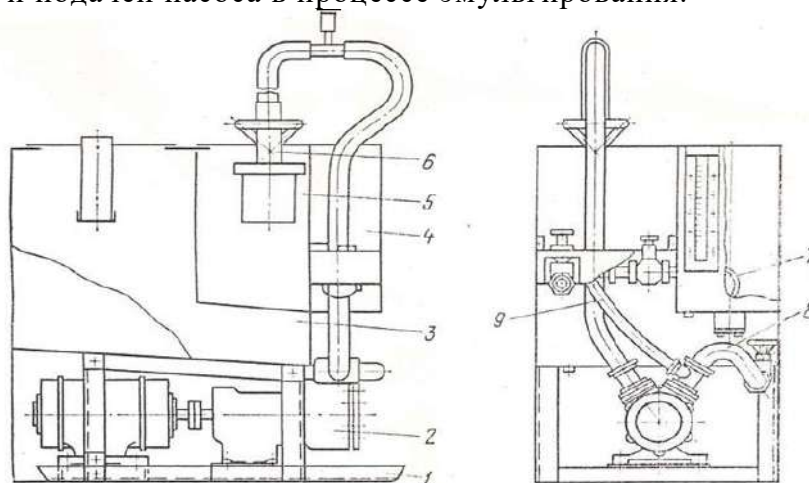


Рис. 18. Ультразвуковая установка для приготовления эмульсионных промывочных жидкостей

Принцип работы используемого в установке ультразвукового генератора (рис. 19.) заключается в следующем. Смесь исходной промывочной жидкости с эмульгируемым составом нагнетается насосом под давлением 0,6—0,8 МПа и поступает в зазор между насадкой 2 и отражателем 4. Выходя из зазора веерообразной струей, жидкость ударяется о пластины 5, закрепленные в дисках 3 и 6. Упругие колебания, образующиеся в результате завихрений жидкости, усиливаются резонансными колебаниями пластин и передаются в окружающую среду. Изменяя величину зазора между насадкой и отражателем с помощью штурвала 7, можно получить разную толщину выходящей струи смеси и настроить излучатель на оптимальный режим работы. Излучатель помещается в корпусе 1 и соединяется с нагнетательной линией с помощью муфты 8.

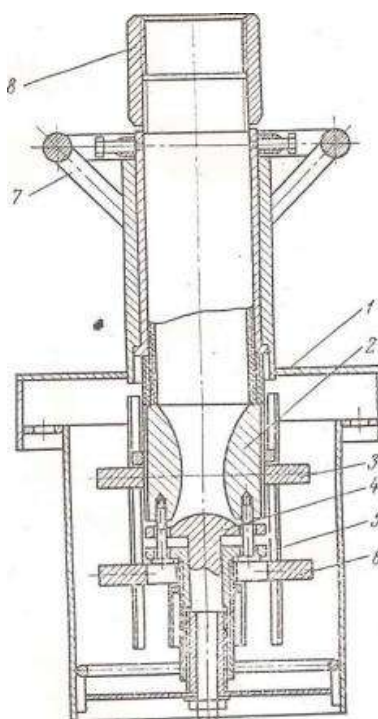


Рис. 19. Ультразвуковой генератор

Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5 разработана в ИГО «Красноярскгеология». Она предназначена для приготовления тонкодисперсных эмульсий. Установка УЭМ-5 (рис. 20) выполнена в виде автономного агрегата, состоящего из насоса, электродвигателя 15, трехпозиционного крана 14, фильтра 13, всасывающего трубопровода 2, бака для воды 2, всасывающего трубопровода для эмульсола крана 4у бака для эмульсола 7, тройника 5, соединенного с излучателем 5, установленного в приемной камере 9, водонагревательного бака 6, уровнемеров 10 и 11 и пульта контрольно-измерительной аппаратуры.

Принцип действия установки заключается в следующем. При работе насоса 1 из бака 12 по всасывающему трубопроводу 2 (или непосредственно из водоема) поступает вода, а из бака 7 — разогретый концентрат (эмульсол). Смесь воды и концентрата через тройник 5 поступает в излучатель 5, где под действием ультразвукового эффекта в приемной камере 9 образуется тонкодисперсная эмульсия.

Установка УЭМ-5 при необходимости может быть использована для приготовления эмульсий непосредственно на скважине.

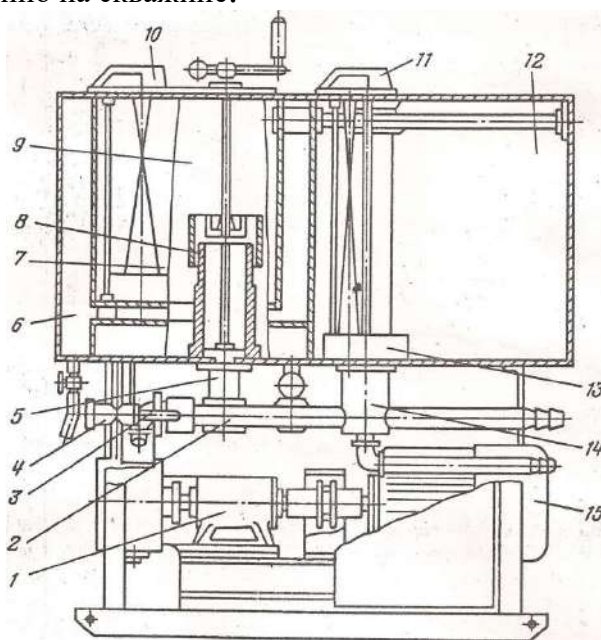


Рис. 20. Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5

Техническая характеристика установки УЭМ-5

Производительность (для эмульсий 1-1.5 %-ной концентрации), м ³ /ч.....	5
Тип излучателя.....	гидродинамический стержневой (УГИ-С)
Частота возбуждаемых колебаний, кГц.....	6-20
Давление на излучателе, МПа.....	0,5
Объем бака, м ³ :	
для воды.....	0,25
для эмульсола.....	0,05
Мощность, кВт:	
электродвигателя.....	5,5
нагревателя ТЭН.....	7,5
Габариты, мм:	
длина.....	1000
ширина.....	700
высота.....	1500
Масса, кг.....	350

5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ

Основная функция перемешивателей — не допустить расслоения бурового раствора и обеспечить равномерное распределение его компонентов во всем объеме циркуляционной системы. Для приготовления, обработки и циркуляции бурового раствора в практике бурения скважин применяют гидравлические и механические перемешиватели.

5.1 Гидравлические перемешиватели

Отечественная промышленность выпускает гидравлические перемешиватели трех типов: 4УПГ, ПГ и ПГС. Перемешиватель 4УПГ (рис. 21) состоит из корпуса 2, вращающегося в тройнике 3 ствола 4 и закрепленной на консоли ствола насадки 5. Подвижные сочленения выполнены таким образом, что ствол с насадкой имеет возможность поворачиваться в двух взаимно перпендикулярных плоскостях, обеспечивая тем самым любое направление струи посредством рукоятки 1.

Техническая характеристика перемешивателя 4УПГ

Рабочее давление, МПа	4,0
Диаметр сменной насадки, мм	16; 20; 30; 40
Расход жидкости, л/с	15—90
Габариты, мм	335x170x2200
Масса, кг.....	33,5

Раствор подается буровым или центробежным насосом по манифольду в корпус гидравлического перемешивателя, откуда через тройник и ствол поступает к насадке. Здесь поток существенно ускоряется и с высокой скоростью выбрасывается из насадки. Поворачивая ствол за рукоятку, оператор направляет струю бурового раствора в застойные и наиболее отдаленные от приема насоса зоны, тем самым обеспечиваются вовлечение всего объема бурового раствора в циркуляцию, гомогенизации раствора, диспергирование твердой фазы и эмульгирование жидких компонентов при приготовлении эмульсионных растворов.

Принцип работы перемешивателя ПГ такой же, как и 4УПГ, однако перемешиватель ПГ позволяет фиксировать с помощью двух пальцев положение монитора по отношению к корпусу и корпуса по отношению к приемному патрубку. Для этой цели к приемному патрубку и к корпусу приварены диски с отверстиями. Угольник монитора и приемный патрубок фиксируют в корпусе от осевого перемещения при помощи шариков, которые выполняют также роль подшипников качения. В связи с тем, что основные детали перемешивателя литые, масса его в 1,5 раза меньше массы перемешивателя 4УПГ.

Техническая характеристика перемешивателя ПГ

Наибольшее рабочее давление, МПа	6,0
Диаметр сменной насадки, мм	20; 25; 30; 40
Габариты, мм.....	273x160x2000
Масса, кг	23,8

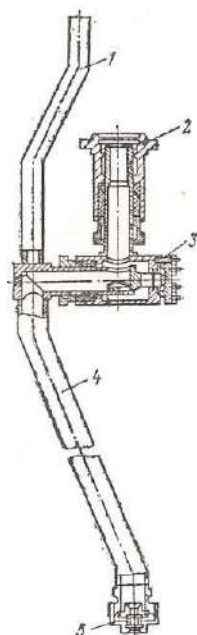


Рис. 21. Гидравлический
перемешиватель 4УПГ

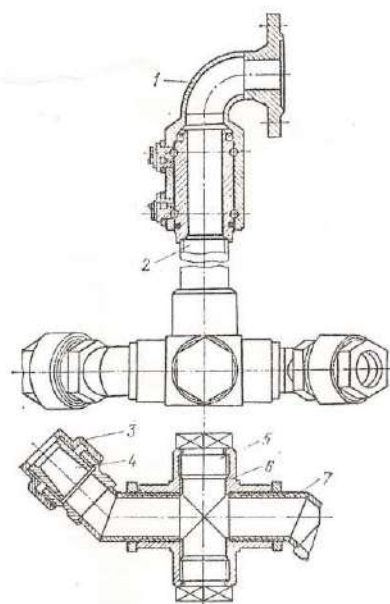


Рис. 22. Гидравлический
перемешиватель ПГС

Гидравлический самовращающийся перемешиватель ПГС (рис. 22.) перемешивает жидкость без вмешательства оператора. Он состоит из приемного патрубка 7, ствола 2, крестовины 6, двух колен 7 с резьбовыми ниппелями, сменных насадок 4, закрепляемых с помощью накидных гаек 3. Сочленение ствола с приемным патрубком осуществляется при помощи специального шарикового подшипника. Крестовина присоединяется к нижней части ствола при помощи резьбы. Два конца крестовины заглушены пробками 5, а к двум другим (противоположащим) подсоединены колена с насадками.

Техническая характеристика ПГС

Наибольшее рабочее давление, МПа.....	4,0
Диаметр, мм:	
сменных насадок	20; 25; 30; 40
окружности, описываемой вращающимися коленями	480
Высота, мм	1777
Масса, кг	38

Буровой раствор, нагнетаемый насосом в ствол перемешивателя, с большой скоростью вытекает из насадок в противоположных направлениях. Возникающая при этом реактивная пара сил заставляет вращаться крестовину в подшипнике, в результате чего изменяется направление действия струи с некоторой постоянной скоростью, зависящей от рабочего давления, развиваемого насосом, и реологических свойств бурового раствора. Крестовина вращается против часовой стрелки.

Основной недостаток перемешивателя типа ПГС – направление действия струи бурового раствора изменяется только в одной плоскости.

5.2 Механические перемешиватели

Для циркуляционных систем буровых установок отечественной промышленностью выпускаются механические перемешиватели ПМ, ПМ₄, ПМ₂, ПЛ₁, ПЛ₂.

Механический перемешиватель ПМ (рис. 23.) состоит из мотор-редуктора который крепится болтами к опоре 2, установленной на сварной раме 3, промежуточного вала 4, закрепленного на валу мотор-редуктора при помощи пальцевой муфты, лопастного вала 5 и перемешивающего органа 6. Промежуточный вал установлен в двух шариковых подшипниках, расположенных в верхнем и нижнем концах цилиндрического корпуса, прикрепленного жестко к раме 3. Подшипники защищены от внешних воздействий и загрязнения кожухом, который при варен к фланцу промежуточного вала и вращается вместе с ним.

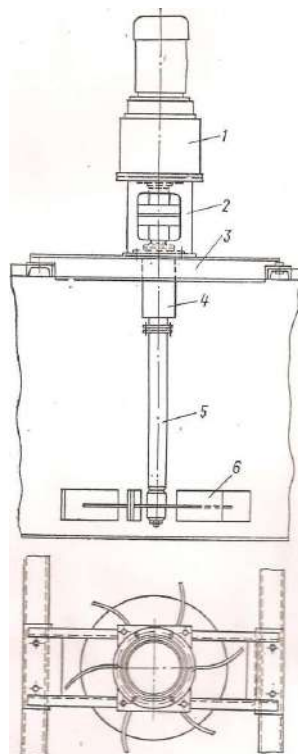


Рис. 23. Механический перемешиватель ПМ

Сварная рама ПМ устанавливается на верхней площадке емкости циркуляционной системы так, что зазор между лопастями и дном емкости составляет не менее 90 мм. На каждую емкость (или отдельный отсек) циркуляционной системы устанавливают, как правило, два механических перемешивателя.

На ПМ₁ установлен взрывозащищенный электродвигатель, а ПМ₂ отличается от описанного отсутствием цилиндрической опоры и пальцевой муфты.

В настоящее время налажен:» серийное производство наиболее совершенных механических перемешивателей ПЛ₁ и ПЛ₂ (рис. 24.). Главным преимуществом их является то? что они оснащены комбинированным турбинно-пропеллерным перемешивающим органом, позволяющим значительно повысить эффективность перемешивания буровых растворов. Кроме того, их конструкция упрощена, а вместо дефицитного мотор-редуктора МПО2-15В-5,5/45,5 используются редукторы массового производства.

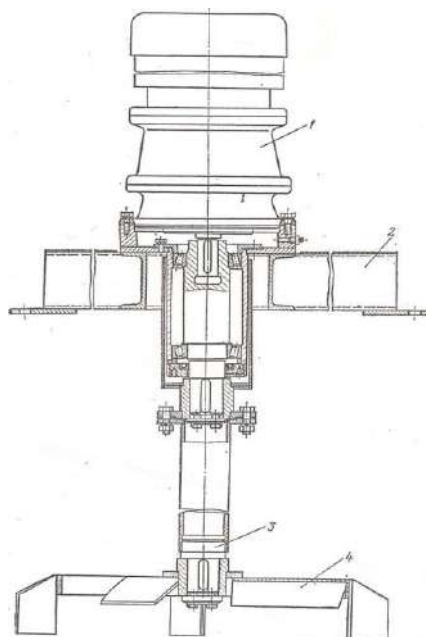


Рис. 24. Механический перемешиватель с турбинно-пропеллерной мешалкой:
1 — мотор-редуктор; 2 — основание; 3 — вал; 4 — мешалка

Техническая характеристика механического перемешивателя

Шифр.....	ПМ
Привод перемешивателя.....	мотор-редуктор МПО2-15В-5,5/45,5
Тип электродвигателя.....	АО-42-4
Мощность электродвигателя, кВт.....	5,5
Передаточное число планетарного редуктора.....	32,1
Скорость вращения вала с лопастями, об/мин.....	45,5
Диаметр лопастей мешалки, мм.....	950
Габаритные размеры, мм:	
длина	1430
ширина	950
высота.....	3262
Масса, кг.....	477

5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами

Зарубежные фирмы выпускают гидравлические перемешиватели, называемые гидравлическими пушками, трех, разновидностей.

Неподвижный перемешиватель, состоящий из патрубка диаметром 125—200 мм, внутри патрубка установлена насадка, питающаяся от нагнетательного трубопровода циркуляционной системы. Использование патрубка увеличивает эффективность действия струи, вытекающей из насадки. Неподвижные перемешиватели монтируют у дна резервуаров. Обычно монтируют два перемешивателя в двух противоположных углах резервуара. Насадки перемешивателей направлены параллельно продольным стенкам резервуара. Таким образом создаются условия: для вращения слоя жидкости, ограниченного стенками резервуара, а по высоте — эффективностью действия струй.

Фирма «Пенрод дриллинг компани» монтирует неподвижные перемешиватели посередине резервуара на расстоянии 450 мм от дна.

Самовращающиеся гидравлические перемешиватели, использующие для вращения реактивное действие вытекающих из насадок струй, благодаря чему осуществляется равномерное интенсивное перемешивание жидкости в плоскости насадок (рис. 25).

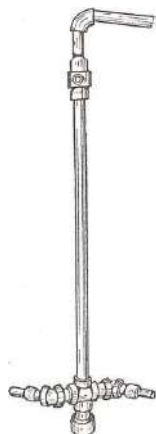


Рис. 25. Самовращающийся гидравлический перемешиватель.

Фирма «Сосьетэ де форажпетролье» применяет вращающиеся перемешиватели в прямоугольных резервуарах емкостью по 24 м³. В каждом резервуаре установлено по четыре перемешивателя, две насадки в каждом. Диаметр насадок 32 мм. Насадки укреплены на вращающейся трубе на расстоянии 300 мм от дна и наклонены под углом к горизонту вниз. Такое их расположение, по данным фирмы, приводит к образованию турбулентных потоков, направленных от дна резервуара вверх.

При этом газ, имеющийся в жидкости, выносится этими потоками на поверхность, воздух же не проникает в жидкость. По данным той же фирмы, описанная установка при скорости вращения насадок 60 об/мин способна за 3 мин привести в однородное состояние 24 м³ промывочной жидкости плотностью 2 г/см³, которая перед этим оставалась в покое в течение 3 сут.

Поворотные гидравлические перемешиватели изготавливают двух типов — одношарнирные и двухшарнирные. На (рис. 26) показан двухшарнирный перемешиватель фирмы «Демко», установленный на буровой установке «Айдекопиньёпи». Перемешиватель состоит из трубы с рукояткой, на конце трубы смонтирована сменная насадка, двух шарниров с фиксирующими дисками и приемного патрубка, смонтированного на пусковой задвижке. Благодаря наличию двух шарниров труба с помощью рукоятки может направляться оператором в любую точку резервуара. Наличие фиксирующих дисков с пальцами позволяет оператору зафиксировать трубу с насадкой в любом положении.

Фирма «Лайтнин» (США) изготавливает механические перемешиватели двух типов —лопастные (рис. 27.) и пропеллерные.

Перемешиватели приводятся от электродвигателей мощностью от 2 до 15 л. с. Перемешиватели крепятся на резервуарах или желобах в вертикальном положении, при этом лопасти вращаются в горизонтальной плоскости. Скорость вращения лопастного вала составляет около 60 об/мин. Наружный диаметр лопастей колеблется от 700 до 1200 мм. В зависимости от диаметра лопастей выбирают мощность приводного электродвигателя.

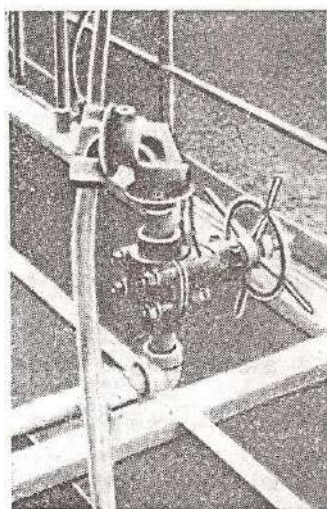


Рис. 26. Двухшарнирный гидравлический перемешиватель фирмы «Демко»

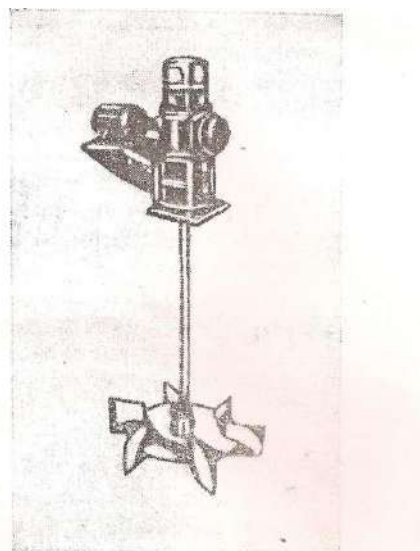


Рис. 27. Лопастной механический перемешиватель фирмы «Лайтнин»

У перемешивателей, устанавливаемых на желобах, предусматриваются лопасти диаметром менее 700 мм. Нижняя кромка лопастей отстоит от дна резервуара или желоба на 50— 100 мм.

6. ГИДРОАКУСТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВочНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”

6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2»

Целью настоящей разработки конструкции мельницы с лопастным ротором явилась необходимость повышения степени измельчения и однородности твердой фазы в приготовлении суспензии роторными мельницами. Другой задачей явилось обеспечение предварительного измельчения крупных кусков исходной твердой фазыготавливаемых суспензий.

Работает мельницы следующим образом (рис. 28): исходный материал например, крупно-комовая глина непрерывно подается в загрузочный бункер 1, одновременно в мельницу подается жидкая фаза по трубопроводу 16. Крупные куски твердого материала проходят предварительное измельчение на более мелкие фракции между дисками 14 и лопастями 10 первой ступени ротора, т.е. предварительное измельчение твердой фазы невозможно без вращения ротора. При этом за счет свободного поворота дисков на оси 13 и наличия на них зубцов (или выступов) происходит смена режущих кромок в зазоре между дисками 14 и лопастями 10. Отсюда, в процессе измельчения участвуют все режущие кромки, расположенные по окружности дисков, и длительное время они остаются острыми, не затупляются из-за их значительной протяженности.

Вращаясь, диски 14 одновременно очищаются зубьями гребенки 15. Струя жидкости, истекая под давлением из сплошной щели трубопровода 16, дополнительно промывает диски. Дисками, очищенными от кусков налипшего или застрявшего между ними твердого материала, производится наиболее эффективно предварительное измельчение. Независимое друг от друга свободное вращение дисков обеспечивает наилучшее прохождение и измельчение более крупных кусков твердого материала.

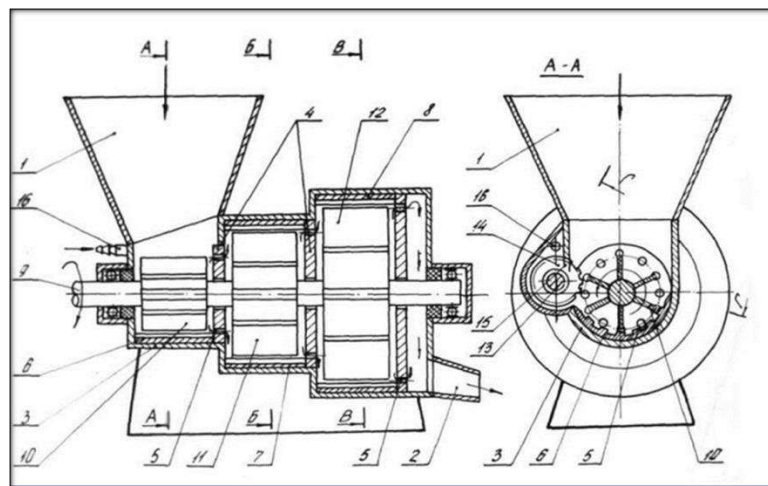


Рис. 28. Конструктивная схема роторной мельницы «ММР-2»

Пройдя стадию предварительного измельчения, твердая фаза продолжает измельчаться лопастями 10 о ребристую поверхность ударной плиты 6. Затем полученная в первой секции корпуса 3 крупнодисперсная пульпа под действием центробежных сил (а значит и давления пульпы), возникающих во вращающемся потоке, по сквозным отверстиям 5, расположенным в боковой стенке 4, поступает во вторую секцию. Во второй и последующей секциях крупнодисперсная пульпа претерпевает более тонкое измельчение, после чего готовая суспензия по отводному лотку 2 выводится наружу. Малый диаметральный размер первой секции корпуса 3 позволяет увеличить силовое усилие лопасти для раздавливания твердых комков исходного продукта измельчения, и, наоборот увеличения размеров последующих секции обеспечивает лучшее измельчение твердой фазы крупнодисперсной пульпы (приготовление в первой секции) при больших окружных скоростях движущегося потока пульпы в зонах измельчения (находящихся между ребристой поверхностью ударных плит 7,8 и периферийными кромками лопастей 11,12). Последовательное измельчение в первой, второй и третьей секциях позволяет получить суспензию однородной по фракционному составу и значительно повысить степень измельчения ее твердой фазы.

Производительность описанной мельницы выше известных в 2, 3 раза и более (в зависимости от числа секции корпуса). Она обеспечивает быстрое и качественное приготовление больших объемов буровых растворов, что позволяет упростить и осложнение при бурении скважин и получить существенный экономический эффект. Далее, уменьшается рабочая площадь глинозаводов, поскольку данная мельница заменяет несколько известных роторных мельниц типа «ФСМ». Более эффективно измельчение мельницы сокращает расход электроэнергии в 1.2-1.3 раза.

Техническая характеристика многосекционной роторной мельницы.

Вид измельчаемого материала.....	любая горная порода
Крупность кусков исходного материала (в поперечнике), мм.до	100/150
Производительность , м ³ /час.....	до 30
Частота вращения лопастного ротора в минуту.....	1000
Диаметр лопастного ротора, мм:	
первой ступени.....	30
второй ступени.....	50
третьей ступени.....	70
Длина лопастного ротора, мм.....	1100

Потребляемая мощность, кВт.....	20
Габаритные размеры, м	
Длина.....	200
Ширина.....	1600
Высота.....	1050
Масса (без электродвигателя), кг.....	420

6.2. Барабанный измельчитель.

Конструктивные особенности барабанного измельчителя в отличие от всех других устройств гидромеханического типа, применяемых для приготовления буровых промывочных жидкостей, позволяют реализовать в нем принципиально новый и эффективный способ диспергации глинистого материала. Отличие заключается и в расширении функциональных возможностей; разработанный измельчитель работает не только в качестве диспергатора, он осуществляет транспортирование промывочной жидкости, т.е. одновременно выполняет функцию перекачивающего насоса.

Принципиальная конструктивная схема измельчителя представлена на рис. 29: а- продольный разрез устройства; б- сечение по А-А. Барабанный измельчитель имеет цилиндрический корпус 1 с приводом и станину 2. внутри корпуса 1 соосно ему неподвижно закреплен на станине 2 рабочий орган, содержащий два параллельно расположенных диска 3 и 4. В центре диска 3 выполнено отверстие, соединенное посредством полой оси 5 с разгрузочным патрубком 6.

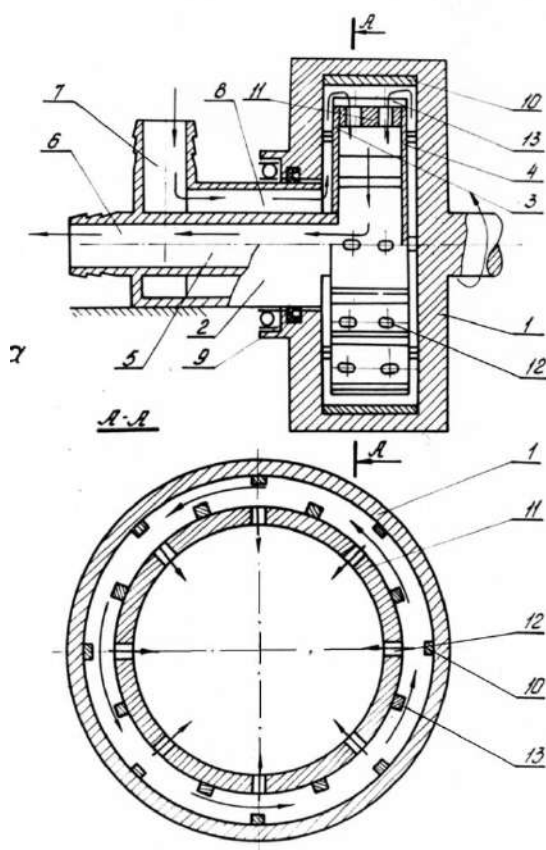


Рис.29. Конструктивная схема барабанного измельчителя.

а- продольный разрез; б- сечение по А-А.

1- цилиндрический корпус; 2- станина; 3- диск; 4- диск; 5-полая ось; 6-разгрузочный патрубок; 7- загрузочный патрубок; 8- кольцевые каналы; 9- герметизирующее устройство; 10- продольный ребра; 11- кольцевая муфта; 12- отверстия; 13- износостойкие вставки.

Конструкция мельницы представлена на рис. 30. Мельница состоит из двух полых цилиндрических вихревых камер 1, снабженных тангенциально расположенными насадками 2 входного 3 и выходного 4 патрубков. Между вихревыми камерами 1 и выходным патрубком 4 помещены шайбы 5 с калиброванными отверстиями. В конструкции выходного патрубка 4 предусмотрена возможность расположения здесь приемника звуковых колебаний 6 для измерения параметров работы мельницы.

Мельница работает следующим способом. В полость вихревых камер 1 по тангенциальным насадкам 2 поступает обрабатываемая промывочная жидкость, подаваемая насосом через входной патрубок 3 мельницы. В камерах 1 поступающая жидкость раскручивается, образуя так называемый первичный вихрь. За счет вязкостного трения получает вращательное движение промывочная жидкость, которая уже находилась в полости камер, образуя вторичный вихрь. Вакуумизация осевой части вторичного вихря в полости камеры 1 вызывает поступление сюда жидкости из выходного патрубка 4, в результате чего происходит гидравлический удар с повышением давления в полости камеры до значения звукового. После рассеивания избыточного давления, т.е. после единичного звукового импульса, процесс повторяется.

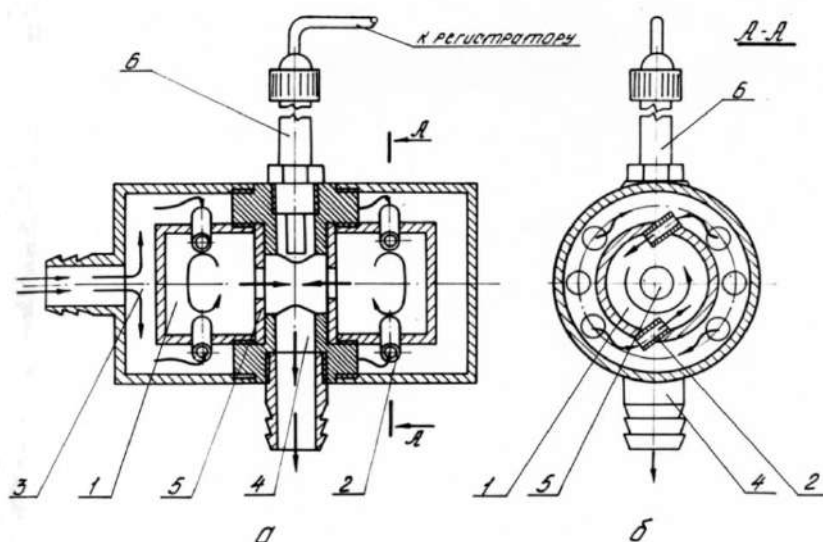


Рис. 30. Конструктивная схема струйной вихревой мельницы.

а-продольный разрез; б- сечение по А-А.

1-вихревая камера; 2- насадки; 3- входной патрубок; 4- выходной патрубок;
5- калибровочные шайбы; 6- приемник звуковых колебаний.

Техническая характеристика струйной вихревой мельницы.

Вид измельчаемого материала.....	глина бентонитовая
Степень измельчения (линейный размер частиц), м	
исходный.....	10^{-6}
минимальный.....	10^{-7}
Производительность по сухому глиноматериалу, м ³ /ч.....	0,5
Удельный затраты энергии на привод, кВт/м ³	2,4
Давление пульпы, МПа:	
на выходе.....	0,4
на входе.....	4,4
Частота генерируемых звуковых колебаний, кГц.....	20

Работает мельница следующим образом. Исходный материал, например, комовая глина, подается в бункер I. Затем исходный материал захватывается лопастями 9 и, попадая на ударную плиту 3, измельчается силовым усилием лопастей. Одновременно по трубопроводу 5 подается под давлением (до 2,0 - 5,0 МПа) жидкая фаза, например, вода, которая, истекая из сопел 12 с высокой скоростью через отверстия 11 в дисках 8, попадает в зону измельчения, расположенную между кромками лопастей 3 и ударной плитой 3. Поскольку диски 8 вращаются вместе с лопастями 9, то струя жидкости, истекающая из сопел 12, периодически прерывается; при этом достигается частота порядка 1500-2000 Гц. В результате в зоне измельчения предложенной мельницы возникает мощное гидроакустическое поле. В это поле лопастями ротора подаются все новые и новые порции твердого материала. При этом исходный твердый материал одновременно с силовым разрушающим воздействием лопастей ротора подвергается мощным звуковым колебаниям, передаваемым жидкой средой в зону измельчения. Данные колебания резко ослабляют связи между твердыми частицами, вследствие чего материал легко разрушается от силового воздействия лопастей ротора. Измельчаемый твердый материал вместе с жидкой фазой в виде суспензии выводится наружу через выходной канал 4. Подача глиноматериала лопастями 9 ротора в зону измельчения делает процесс разрушения материала непрерывным [3]. Техническая характеристика гидроакустической роторной мельницы МГР-2 представлена в таблице.

Техническая характеристики измельчительной машины “ГРМ-2”

Вид измельчаемого материала	Глина, мел, барит, слюда и др.
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	0,05
Конечный	$10^{-6} \dots 10^{-7}$
Производительность по глиноматериалу, м ³ /ч	1,5...2,0
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	1500...2000
Потребляемая мощность, кВт	28
Габаритные размеры, мм	
высота	1720
длина	1340
ширина	1065
Масса без электродвигателя, кг	280

Благодаря высокой эффективности измельчения в данной гидроакустической мельнице в несколько раз сокращается число циклов повторного прохождения суспензии через мельницу для измельчения твердого материала до требуемой фракции. В результате производительность мельницы увеличивается в 2-4 раза по сравнению с известными роторными мельницами. Это особенно важно для быстрого и качественного приготовления промывочных жидкостей при бурении скважин в сложных геологических условиях.

6.5 Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ-3”

В предлагаемой измельчительной машине реализован перспективный принцип постадийного измельчения исходного продукта. Разработанная мельница конструкции “СВМ – 3” отличается от аналогичных конструкций тем, что позволяет на порядок

повысить дисперсность приготавливаемых суспензий при одновременном снижении энергозатрат на 30-40 % на работу устройства. Мельница предназначена для активации промывочных жидкостей после их длительного хранения и дополнительного диспергирования грубодисперсных промывочных жидкостей. Конструкция струйной вихревой мельницы поясняется чертежами на рис.36.

Мельница состоит из герметичного корпуса 1, выполненного в виде барабана с входным 2 и выходным 3 патрубками, расположенными по оси корпуса 1 с противоположных торцов. Внутри корпуса 1 размещен смеситель, выполненный из группы последовательно расположенных дисков 4 и 5, которые жестко прикреплены к корпусу 1 перпендикулярно его оси. В дисках 4 и 5 в направлении от входного 2 к выходному 3 патрубку выполнены отверстия 6 и 7 с определенной последовательностью. Первый диск 4 имеет периферические отверстия 6, второй диск 5 - центральные отверстия 7. Корпус 1 выполнен с возможностью вращения, которое передается от двигателя (на чертеже он не показан) с помощью клиноременной передачи через шкив 8, установленный на входном патрубке 2. Для обеспечения возможности вращения корпуса 1 входной 2 и выходной 3 патрубки установлены в опорах на радиальных самоустанавливающихся подшипниках 9.

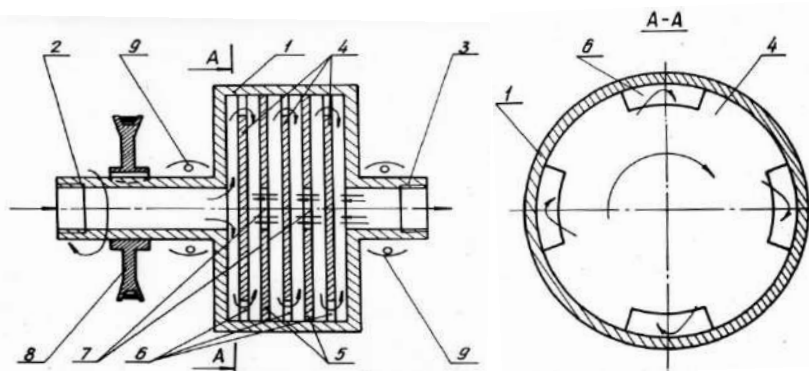


Рис. 36. Струйная вихревая мельница для активации промывочной жидкости СВМ-3
1 - корпус; 2 - входной патрубок; 3 - выходной патрубок; 4 и 5 - диски; 6 и 7 - отверстия; 8 - шкив; 9 - подшипники.

Работает мельница следующим образом.

Во внутрь вращающегося корпуса 1 по входному патрубку 2 через вертлюг (на чертеже не показан) непрерывно под давлением подают крупнодисперсную пульпу. Здесь пульпа, двигаясь по зазору между торцом корпуса 1 и диском 4 и через периферические отверстия 6, благодаря наличию сил трения внутри жидкости, раскручивается и приобретает частоту вращения, равную частоте вращения корпуса 1. Во вращающемся потоке происходит измельчение твердой фазы пульпы. Кроме того, пульпа, раскручиваясь в корпусе 1, под действием центробежных сил, возникающих во вращающемся потоке, прижимается к боковым стенкам корпуса 1. В результате этого в центре вращающегося потока около отверстия 7 диска 5 образуется зона разряжения. С одной стороны, в зону разряжения из отверстия 7 устремится часть пульпы, с другой стороны сюда по зазору между дисками 4 и 5 пульпа поступает непрерывно. Вследствие этого объем вращающегося потока возрастает, и пульпа стремится выйти по зазору между дисками 4 и 5, в результате происходит гидравлический удар встречных потоков. Одновременно с этим давление в зазоре между дисками 4 и 5 возрастает, в результате чего происходит выброс части пульпы через отверстие 7 в сторону выходного патрубка 3. А в центре вращающегося потока около отверстия 7 опять возникает зона разряжения и процесс повторяется с высокой частотой, достигая звукового или ультразвукового диапазонов. Так как смеситель мельницы выполнен в виде группы дисков, то пульпа, двигаясь через него, периодически и многократно подвергается колебаниям с высокой частотой, а твердая фаза интенсивно разрушается. Это повышает эффективность измельчения и

позволяет с высокой производительностью осуществлять приготовление буровых промывочных жидкостей [3]. Техническая характеристика многоступенчатой струйно-вихревой мельницы СВМ - 3 представлена в таблице.

Техническая характеристика измельчительной машины СВМ-3

Параметры	Значения
Вид измельчаемого материала	Крупнодисперсная пульпа
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	10^{-5}
Конечный	$10^{-7} \dots 10^{-8}$
Производительность по глиноматериалу, м ³ /ч	18...20
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	20000
Потребляемая мощность, кВт	18
Габаритные размеры, мм	
высота	650
длина	1340
ширина	720
Масса без электродвигателя, кг	176
Статистический напор потока, МПа:	
на выходе	0,4
на входе	4,5
Амплитуда звукового давления генерируемой волны, МПа	0,12

6.6 Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов

Важным резервом повышения производительности бурения скважин и сокращения сроков разведки месторождений полезных ископаемых является правильный выбор технологии бурения, в том числе вида и качества промышленных жидкостей с высокой степенью механоактивации исходных компонентов. При этом для приготовления таких механоактивированных промывочных жидкостей используются самые разнообразные по физико-механическим свойствам сходные компоненты из твердых материалов: глина, мел, барит, гипс, доломит, гематит, торф, целлюлозосодержащие твердые материалы и другое минеральное и органическое сырье. Исходя из этого для качественного и производительного приготовления механоактивированных промывочных жидкостей необходимо использовать энергонапряженную измельчительную технику, обеспечивающую высокий потенциал передачи механической энергии мелющих органов измельчаемому продукту. Особенно это требование важно, как показывает практика, для разрушения при измельчении вязких и пластичных материалов с высокими деформационными характеристиками физико-механических свойств.

Учитывая вышеизложенное, на кафедре ТТР МПИ разработана новая технология энергонапряженного измельчения минерального и органического сырья с повышенным диапазоном величин прочностных и деформационных параметров физико-механических свойств этих твердых материалов. Причем конструкция измельчительного устройства, реализующая данную технологию измельчения, выполнена с учетом технологических и эксплуатационных требований приготовления высококачественных

буровых промывочных жидкостей из самых разнообразных исходных компонентов. Основными задачами разработки предлагаемой технологии измельчения многоступенчатой мельницей микромолоткового типа являлось повышение эффективности измельчения и однородности по степени дисперсности готового продукта путем создания условий для последовательного перемещения всей массы материала через зоны наиболее интенсивного измельчения, а также увеличение долговечности работы мелющих тел.

Измельчительная машина (рис. 37.), реализующая предлагаемую технологию измельчения, представлена на рисунке. Она содержит камеру дробления 1, два вертикально установленных ротора на валах 2 и 3 с дисками 4. В дисках 4 на окружностях разного диаметра выполнены отверстия 5, в которых установлены оси 6 с размещенными на них пакетами длинных 7 и коротких 8 молотков. В некоторых местах вместо них установлены молотки 9 в форме лопастей. Количество лопастей, их размещение в пространстве камеры дробления и угол установки по отношению к потоку определяются свойствами материала и заданной степенью его измельчения. Камера дробления 1 снабжена входным 10 и выходным 11 каналами. Молотки 7 и 8 упрочнены по всей поверхности, например, путем цементирования, борирования, нитрирования и т. д., так, что толщина неупрочненной части составляет 40 % от общей толщины молотка, обычно равной 2-3 мм. По мере износа молотков их переставляют на новые места крепления так, чтобы сохранился заданный наружный диаметр молотков, установленных на роторе.

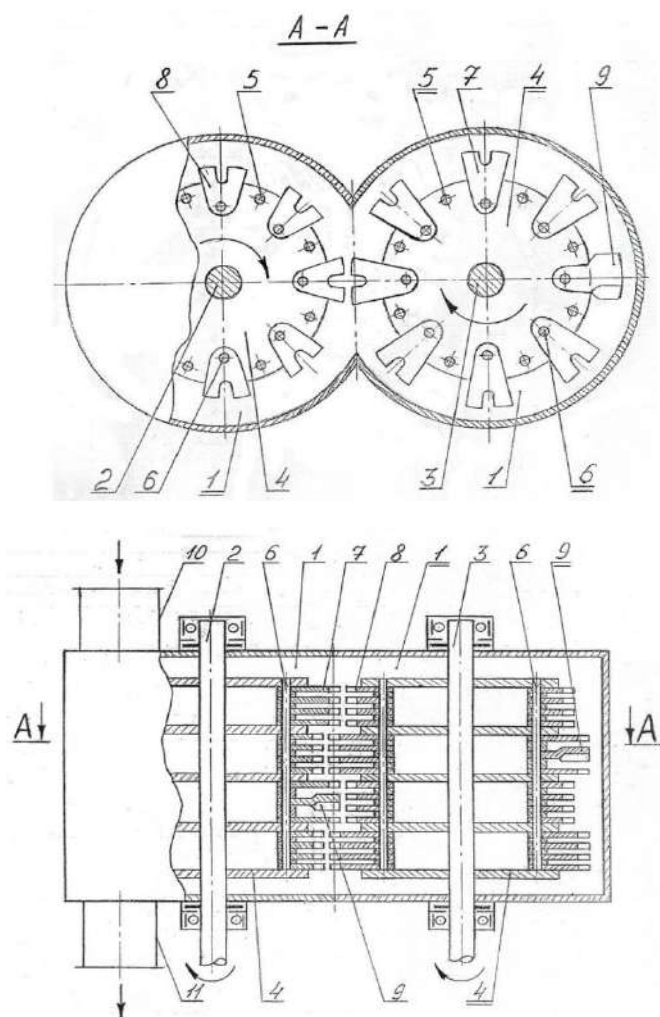


Рис. 37. Схема многоступенчатой микромолотковой мельницы конструкции МММ-2.

При работе устройства измельчаемый материал через входной канал 10 подается в верхнюю часть камеры дробления 1 к пакету длинных молотков 7 ротора на валу 2, вращающегося в одном направлении с ротором на валу 3. Измельчаемый и перемещаемый этими молотками в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 2 материал поступает в зону встречного движения молотков 7 и 8, где интенсивно измельчается благодаря удвоенной скорости взаимодействия частиц материала с молотками в стесненных условиях и полностью перемещается в кольцевое пространство вокруг ротора на валу 2 за счет окружной скорости потока, большей, чем окружная скорость потока материала в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 3. По мере измельчения молотками 8 частицы материала под действием силы тяжести опускаются к нижележащему пакету длинных молотков 7 ротора на валу 3, и процесс измельчения повторяется аналогичным образом до тех пор, пока материал не достигнет самого нижнего пакета коротких молотков 8, после чего измельченный материал поступает в нижний выходной канал 11. Скорость перемещения продукта в зоне измельчения регулируют путем варьирования количеством на роторах молотков 9 и направлением угла атаки их лопастей.

Предлагаемая конструкция многоступенчатой микромолотковой мельницы МММ-2 имеет следующие технические данные.

Вид материала	Глина, барит, доломит, известняк, цемент, полевой шпат, слюда, тальк, древесный и каменный уголь, доменные шлаки и др.
Линейный размер частиц, м: исходного продукта конечного продукта	(2-10)*10-3 (5-20)*10-6
Степень измельчения	30-50
Число одновременно протекающих актов разрушения твердого материала в измельчительной машине, с-1	(1,1-1,4)*104
Общее количество ударных рабочих элементов, шт.	2240
Тип системы охлаждения	Водяное
Потребляемая мощность, кВт	75
Производительность, т/ч	1,0-1,5
Габариты, мм	3200x2150x1650
Масса, кг	3950

Проведенные стендовые исследования опытного образца многоступенчатой молотковой мельницы МММ-2 показали высокую эффективность ее работы при измельчении материалов с различными прочностными и деформационными свойствами (глина комовая, барит, гематит, каменный уголь, торф и т. д.). Это позволяет рекомендовать ее для эксплуатации в различных геологоразведочных организациях при приготовлении весьма разнообразных по составу буровых промышленных жидкостей, поскольку помимо высокой эффективности измельчения твердых материалов данная мельница обеспечивает высокую степень массообмена (т. е. перемешивания) при измельчении. Наконец, предлагаемая конструкция мельницы МММ-2 может найти широкое применение при получении высокодиспергированных пульп и порошков различных технологических материалов в горно-обогатительной, химической, строительной и других отраслях промышленности.

6.7 Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”

Мокрый метод механоактивации дисперсных систем является наиболее технологичным при реализации в полевых условиях, с целью повышения вяжущих свойств тампонажных буровых растворов. Поэтому разработка новых высокоэффективных методов данного вида механоактивации дисперсных систем вяжущих материалов является актуальной проблемой, особенно при цементировании нефтегазовых скважин.

Эффективность мокрого метода механоактивации тампонажных смесей на основе цемента авторами предварительно исследовалась в лабораторных условиях. Выполнение лабораторных работ включало в себя предварительную активацию исходных вяжущих, из которых готовятся исследуемые тампонажные смеси, а затем активировались сами смеси. В качестве вяжущих использовались цементы следующих марок: М200; М300; М400.

Активация вяжущих осуществлялась путем мокрого механического сверхтонкого измельчения лабораторными лопастными активаторами до размеров частиц преимущественно от 10 до нескольких микрон с удельной поверхностью до $0,6-0,8 \text{ м}^2/\text{г}$. Пробы были изготовлены из цементного теста, подвергнутого вышеуказанному гидромеханическому воздействию. Мокрая механоактивация растворов производилась на протяжении разных интервалов времени (20, 40, 60 мин.).

Анализ результатов лабораторных исследований подтверждает эффективность мокрого метода механоактивации вяжущих (предел прочности цементного камня на сжатие $\sigma_{сж}$ увеличивается на 30-40 %) и необходимость существенного увеличения энергонапряженности процесса механоактивации вяжущих. Для повышения эффективности мокрой механоактивации, как показали лабораторные исследования, целесообразно повышение скорости движения измельчающей среды. Это возможно осуществить в закрученных потоках жидкости.

Закрученный поток формирует поле центробежных массовых сил и обладает следующими специфическими особенностями:

- в случае формирования кольцевых закрученных потоков без механического воздействия на него рабочих органов измельчительного аппарата успешно решается проблема чистого помола, так как в кольцевом закрученном потоке реализуется процесс самоизмельчения;
- поток имеет соизмеримые значения осевой, вращательной и радиальной составляющих скорости;
- поток имеет продольный и поперечный градиенты статического и полного давления;
- поток имеет существенное значение градиента скорости в поперечном сечении; отличается высоким уровнем турбулентных пульсаций;
- осуществляет активное и консервативное воздействие центробежных сил на поток.

Закрученные потоки эффективно используются во многих механизмах для реализации сложных процессов.

Принцип работы предложенного способа, работающего в режиме самоизмельчения в кольцевом закрученном потоке, поясняется эскизом на рисунке 1.

Устройство, с помощью которого реализуется предлагаемый способ измельчения твердых материалов (рис.38), состоит из цилиндрического горизонтального корпуса 1 с футеровкой 2 внутренней его поверхности, загрузочного бункера 3 и выгрузочного патрубка 4 с регулировочным краном 5. Внутри корпуса 1 соосно размещен ротор, содержащий вал 6 с подшипниковыми опорами 7, две ступицы 8, на которых закреплены лопасти 9 с одинаковым зазором 10 между периферийной кромкой лопасти 9 и поверхностью футеровки 2 корпуса 1.

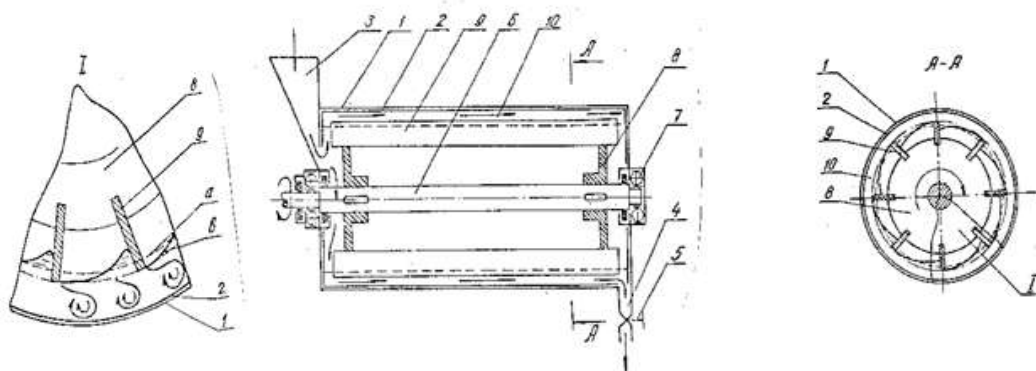


Рис. 38. Схема лопастного механоактиватора “ЛМА-2М”

Измельчение твердых материалов по предлагаемому способу осуществляется следующим образом.

При вращающемся роторе исходный продукт подается в рабочую камеру в виде пульпы с крупностью кусков от 1 до 10-15 мм при водотвердом отношении в пределах от 0,5 до 1,5. Вращающиеся лопасти 7 ротора механически формируют внутри корпуса кольцевой закрученный поток с усредненной внутренней поверхностью S' . При этом лопасти 7, вращаясь с высокой скоростью, порядка 1500-3000 об/мин, интенсивно деформируют внутреннюю поверхность кольцевого потока до некоторой граничной области S'' . В результате такой деформации во всем объеме кольцевого потока на всю его толщину возникают завихрения, обладающие повышенными турбулентными характеристиками. Твердый материал при этом активно взаимодействует друг с другом и с лопастями 7 ротора, измельчаясь вследствие малого значения водотвердого отношения измельчаемого продукта. Кроме того, находясь в области активного протекания кавитационных процессов в закрученном потоке, материал также эффективно разрушается. В процессе работы устройства необходимая толщина закрученного кольцевого потока устанавливается регулировочным краном 5. Проходя через рабочую камеру, исходный продукт в виде текучей пульпы измельчается и выводится наружу через выгрузочный патрубок 4.

Предлагаемое водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 обеспечивает высокую степень взаимодействия твердых частиц друг с другом и рабочими органами, например, лопастями вышеприведенного устройства, что способствует существенному повышению интенсификации разрушения твердых частиц путем их истирания. При этом во встречных закрученных потоках, имеющих, как известно, высокие скорости вращения, твердые частицы дополнительно разрушаются при соударении друг с другом.

Процесс механической активации дисперсных систем возможно интенсифицировать двумя путями: за счет увеличения доли динамической составляющей разрушающей нагрузки и за счет увеличения количества одновременно протекающих актов разрушения, что обеспечивает сокращение интервалов времени между двумя последовательными актами. Реализация намеченных путей может быть достигнута только при высоких скоростях движения рабочих органов и их количестве в устройстве. Однако ключевым условием эффективности измельчения по предложенному способу, как показали экспериментальные исследования, является водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 %. Это вполне отвечает требованиям приготовления буровых тампонажных растворов, в том числе при цементировании нефтегазовых скважин. Экономически внедрение предлагаемой разработки в производство, по мнению авторов, является крайне актуальным.

6.8 Малогабаритная щеточная мельница ММЩ-2М для приготовления буровых промывочных жидкостей

Разработанная щеточная мельница отличается от других измельчителей механического типа, применяемых для приготовления буровых промывочных жидкостей тем, что процесс измельчения глиноматериала осуществляется за счет непрерывного разрушения его поверхностного слоя щеткой ротора. Как показали теоретические исследования, затраты энергии на измельчение глиноматериала в мельницах со щеточным вооружением ротора гораздо ниже, чем в мельницах с лопастным ротором, где процесс разрушения материала носит объемный характер.

Конструктивная схема разработанной щеточной мельницы представлена на рис. 39. Мельница состоит из вертикального цилиндрического корпуса 1 с приемным бункером 2 и выходным каналом 3. Цилиндрические стенки внутри полости корпуса 1 покрыты футированной поверхностью 4. По оси в корпусе 1 размещен ротор 5, выполненный в виде щетки 6, охватывающий вал 7 ротора 5 по всей длине. Между валом 7 и щеткой 6 ротора 5 выполнен кольцевой канал 8. В его нижней части соосно с валом 7 установлена потоконаправляющая труба 9 с окнами 10, закрепленная с корпусом 1. Вал ротора 5 снабжен шнеком 11, расположенным внутри потоконаправляющей трубы 9.

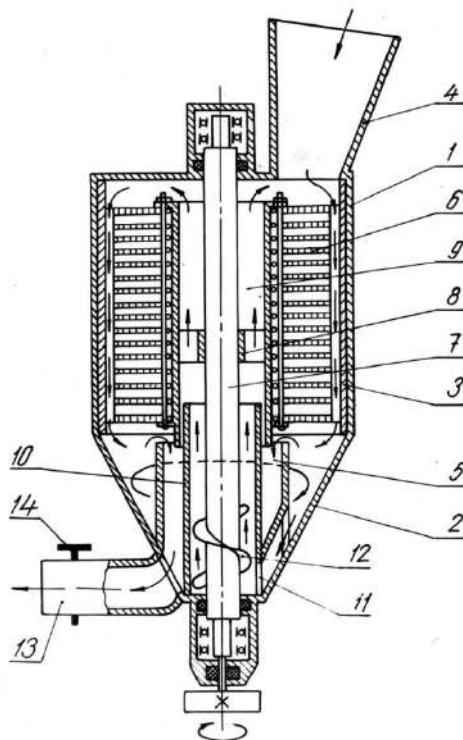


Рис.39. Схема щеточной мельницы ММЩ-2М.

Мельница работает следующим образом. В корпус 1 через приемный бункер 2 производится непрерывная подача твердой и жидкой фазы приготавливаемой буровой промывочной жидкости. Перемещаясь в корпусе 1 сверху вниз глиноматериал подвергается разрушению и одновременно перемешивается с жидкой фазой под воздействием щеток 6 вращающегося ротора 5. В нижней части корпуса 1 мельницы происходит разделение потока приготавливаемой промывочной жидкости. Приготовленная жидкость (глиноматериал измельчен до частиц заданного линейного размера) отводится из корпуса 1 через выходной канал 3. Недоизмельченные частицы твердой фазы, линейный размер

которых больше задаваемого, осаждаются в нижней части корпуса 1 мельницы. Отсюда они подхватываются движущимся потоком жидкости, который создается шнеком 11 и перемещаются через окна 10 по полости потоконаправляющей трубы 9 и кольцевому каналу 8 к верхнему пространству корпуса 1, т.е. в исходное положение.

Разработанная конструкция щеточной мельницы позволяет производить разделение измельчаемого глиноматериала по фракциям и выводить из рабочей полости готовую промывочную жидкость с частицами твердой фазы, измельченными до заданной степени дисперсности. Это способствует сокращению непроизводительных затрат энергии на осуществление процесса приготовления бурового раствора, т.к. практически конструкция мельницы исключает процесс переизмельчения.

Затраты мощности $N_{\text{ш}}$ на привод мельницы складываются из затрат мощности на осуществление процесса измельчения $N_{\text{ш}}'$, на преодоление вязкостного трения $N_{\text{в}}$ при вращении ротора мельницы в среде приготавливаемой промывочной жидкости и на транспортирование $N_{\text{т}}$ недоизмельченного глиноматериала в рабочей полости мельницы

$$N_{\text{ш}} = N_{\text{ш}}' + N_{\text{в}} + N_{\text{т}} \quad (1)$$

Затраты мощности $N_{\text{ш}}'$ на осуществление процесса измельчения определяются производительностью $Q_{\text{ш}}$ мельницы по глиноматериалу и величиной удельной энергии $E_{\text{ш}}$, затрачиваемой на измельчение единицы его объема.

$$N_{\text{ш}}' = E_{\text{ш}} * Q_{\text{ш}} \quad (2)$$

Затраты мощности на преодоление вязкостного трения при вращении ротора мельницы в среде приготавливаемой промывочной жидкости определяется как

$$N_{\text{в}} = \frac{200 \mu \omega^2 \pi}{1} ((R_{\text{ш}}^4 - \chi_{\text{ш}}^4) * 2 / Z_1 + (h_{\text{ш}} * R_{\text{ш}}^3) / Z_2) \quad (3)$$

где μ - динамический коэффициент вязкости приготавливаемой промывочной жидкости;

ω - угловая скорость вращения ротора;

$R_{\text{ш}}$ и $\chi_{\text{ш}}$ - радиусы рабочей полости и ротора мельницы;

$h_{\text{ш}}$ - длина ротора;

Z_1 и Z_2 - зазоры, соответственно, между торцевыми поверхностями ротора и верхней и нижней крышками корпуса, и между щеткой ротора и футированной поверхностью корпуса.

Затраты мощности $N_{\text{т}}$ на транспортирование недоизмельченного материала в рабочей полости определяется как

$$N_{\text{т}} = 2,72 Q_{\text{т}} * q_p * h_{\text{ш}} * K_{\text{т}} (W + 1) \quad (4)$$

где $Q_{\text{т}}$ - производительность транспортирования шнеком;

$K_{\text{т}}$ - коэффициент учитывающий потери на трение ($K_{\text{т}} = 1,3 - 1,5$);

q - постоянная ($q = 9,82$);

W - опытный коэффициент сопротивления при перемещении материала шнеком ($W = 1,9 - 2,3$)

$$Q_{\text{т}} = 1800 \pi^2 D_{\text{ш}}^2 \psi h_{\text{ш}} \xi \quad (5)$$

где $D_{\text{ш}}$ - диаметр шнека;

ψ - коэффициент заполнения шнека ($\psi = 1$);

$h_{\text{ш}}$ - шаг винта шнека;

ξ - коэффициент, учитывающий влияние угла наклона оси шнека к горизонту на его производительность (при $\delta = 90^\circ$, $\xi = 0,4$).

Решение уравнений (3), (4) и (5) при следующих конструктивных параметрах: $\mu = 10^{-4}$ Нс/м²; $\omega = 104,86$ рад/с; $R_{\text{ш}} = 0,25$ м и $\chi_{\text{ш}} = 0,24$ м; $Z_1 = 0,25$ м и $Z_2 = 0,81$ м; $h_{\text{ш}} = 0,6$ м; $D_{\text{в}} = 0,15$ м; $h_{\text{в}} = 0,07$ м, дало следующие численные значения: $N_{\text{в}} = 6,88$ кВт; $N_{\text{т}} = 1,77$ кВт при $Q_{\text{т}} = 16,11$ м³/ч.

Затраты энергии на привод мельницы без учета затрат на осуществление процесса измельчения составляет 8,65 кВт*ч. В зависимости от степени измельчения S и подачи $Q_{\text{ш}}$

материала в мельницу общие затраты мощности, необходимые для осуществления процесса измельчения будут изменяться от 9,0 кВт до 12,5 кВт.

Техническая характеристика мельницы:

Вид материала.....	глина бентонитовая
Линейный размер частиц ,м; исходная.....	0,1
минимальная.....	10 ⁻⁴
Производительность, м³/ч.....	16
Мощность, кВт*ч.....	12,5
Скорость вращения ротора, рад/с.....	104,86
Габариты рабочего органа ,м;	
диаметр.....	0,48
длина.....	0,60
Габариты шнекового устройства, м;	
диаметр.....	0,15
длина.....	0,35
шаг винта шнека.....	0,07
Габариты мельницы, мм;	
длина.....	1500
ширина.....	1000
высота.....	1800
Масса, кг.....	350

Следует отметить, что щеточная мельница, как показали результаты ее эксплуатации в производственных условиях, может с успехом применяться не только для приготовления буровых промывочных жидкостей на основе глиноматериалов, но и с использованием мела, извести, цемента, их смесей и одновременной обработкой различными химическими реагентами.

6.9 Вихревой гидродинамический излучатель “ГДИ”

Обработка промывочных жидкостей, с целью дальнейшей диспергации твердой фазы, под воздействием ультразвуковых колебаний в последнее время находит широкое применение. В практике для этих целей используются два типа излучателей звуковых колебаний: с резонансными клиньями и с вихревой камерой. Последние нашли большое распространение при обработке буровых промывочных жидкостей ввиду простоты конструкции и малых габаритов, что позволяет производить их установку в колонне буровых труб (рис. 40).

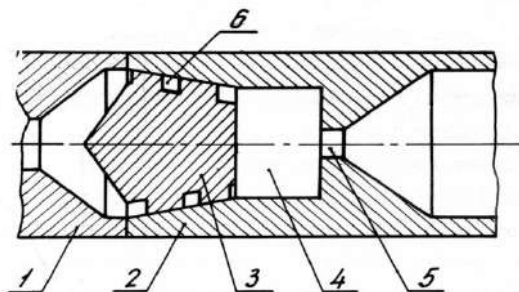


Рис. 40. Схема вихревого гидродинамического излучателя “ГДИ”

1 - корпус; 2 - крышка; 3 - вкладыш; 4 - вихревая камера; 5 - входное сопло;
6 – входные каналы

Генерирование звуковых колебаний в излучателях с вихревой камерой осуществляется за счет создания в системе интенсивного энергообмена между первичным, вводимым тангенциально в цилиндрическую полость камеры, и вторичным, поступающим из выходного патрубка, вихрями. При этом давление на выходном патрубке меняется с частотой f , определяемой диаметром камеры D и перепадом давлений P_1 и P_2 на входе и выходе излучателя [1]:

$$f = \frac{C}{\pi D} \left(\frac{P_1 - P_2}{P_2} \right)^{0,5}, \quad (1)$$

где: C - скорость распространения звуковой волны в обрабатываемой среде

Излучатели с вихревой камерой надежны в работе, просты в конструктивном исполнении.

Их мощность в ультразвуковом диапазоне (до 30 кГц) составляет от 0,5 до 3 Вт.

Процесс диспергации твердой фазы суспензии в ультразвуковом поле происходит двумя путями: во-первых, под действием ударных волн, возникающих при захлопывании кавитационных пузырьков, которые зарождаются при частоте свыше 20 кГц и мощности звуковой волны до 1 Вт; во-вторых, под действием микроструек жидкости, возникающих при захлопывании несферических кавитационных пузырьков. Преобладание того или иного механизма разрушения обуславливается масштабным фактором, так как связано с начальной формой кавитационного пузырька при его захлопывании. Если размер кавитационного пузырька преобладает над размерами диспергируемых частиц, то условий для начального искажения формы пузырька нет, и он захлопывается с образованием ударной волны. В том случае, когда размер диспергируемых частиц больше диаметра кавитационного пузырька, последний теряет свою форму и при захлопывании образует микроструйку жидкости. При обработке буровых промывочных жидкостей имеет место механизм разрушения, связанный с действием ударных волн, что обусловлено малым линейным размером (до 10^{-6} м) частиц твердой фазы.

Причиной возникновения кавитации является высокочастотный перевод жидкостной среды обрабатываемой суспензии в метастабильное состояние, а затем возвращение ее в исходное. Переход в метастабильное состояние осуществляется вследствие создающегося отрицательного давления в местах разряжения распространяющейся звуковой волны. Кавитационный пузырек, попадая в область высокой интенсивности ультразвуковых колебаний, начинает пульсировать. Частота колебаний пузырька, кавитирующего под действием звуковых волн, практически равна частоте последних:

$$f = \frac{1}{2\pi R_0} \sqrt{\frac{3K}{\rho_B}} \left(P_1 - P_2 + \frac{2\sigma_B}{R_0} \right), \quad (2)$$

где: K - отношение удельных теплоемкостей среды;

σ_B - поверхностное натяжение;

R_0 - радиус кавитационного пузырька.

Зависимость, определяющая радиус кавитационного пузырька, была эмпирически найдена Брониным Ф.А.:

$$R_0 = \frac{0,4}{f} \left(1 - \frac{P_r}{P} \right) \left(\frac{P}{\rho_B} \right)^{0,5}, \quad (3)$$

где: P_r - величина гидростатического давления, $P_r = P_1 - P_2$;

P - величина звукового давления.

На скорость протекания процесса ультразвуковой диспергации оказывает влияние тот факт, что единичный кавитационный пузырек обрабатывает одновременно только те

частицы, которые находятся в его зоне захвата, определяемой радиусом R_k воздействия кавитационного пузырька:

$$R_k = (XR_0^3 \rho_f f / \eta)^{0.5}, \quad (4)$$

где: ρ_f - плотность материала твердых частиц обрабатываемой суспензии;
 η - сдвиговая вязкость кавитирующей среды.

В результате захвата кавитационным пузырьком диспергируемые частицы флотируются у его поверхности, при этом их концентрация не должна быть выше

$$n_m \leq 4R_0^2 / X^2, \quad (5)$$

в противном случае наблюдается блокировка кавитационного пузырька.

Анализ материалов исследований показывает, что при диспергировании в ультразвуковом поле механизм разрушения частиц носит поверхностный характер. При каждом единичном всхлapyвании кавитационного пузырька, энергия ударной волны распространяется на частицы, флотированные у его поверхности. Под воздействием ударной нагрузки происходит отшелушивание материала с их поверхности. Величина энергии ударной волны, передаваемой диспергируемым частицам, определяется исходя из условия равенства кинетической энергии E_k жидкости, движущейся в поле кавитационного пузырька, и согласно Новицкому Б.Г. равна

$$E_k = 2\pi \rho_v R_0^5 f^2, \quad (6)$$

где: ρ_v - плотность жидкой фазы обрабатываемой суспензии.

Так как флотированные частицы твердой фазы суспензии располагаются вблизи поверхности кавитационного пузырька, то величину эффективной энергии E' ударной волны, т.е. энергии волны в месте расположения частиц суспензии, определит соотношение:

$$E' = E_k / R_0^2, \quad (7)$$

Процесс ультразвукового диспергирования суспензии значительно интенсифицируется, если наряду со знакопеременным звуковым давлением на жидкость наложить определенное постоянное или гидростатическое давление. Очевидно, исходя из приведенной выше зависимости (3), определяющей радиус кавитационного пузырька, что при повышении гидростатического давления размер последнего будет уменьшаться, а это в свою очередь ведет к увеличению скорости распространения ударной волны при его всхлapyвании. Принцип работы и конструктивное исполнение излучателей с вихревой камерой позволяют регулировать величину гидростатического давления в весьма широких пределах.

6.10. Центробежная мельница мокрого помола “МЦ-Т”

Мокрый метод механоактивации дисперсных систем является наиболее технологичным для повышения вяжущих свойств тампонажных буровых растворов в полевых условиях. Поэтому разработка новых высокоэффективных методов данного вида механоактивации дисперсных систем вяжущих материалов является актуальной проблемой, особенно при цементировании нефтегазовых скважин.

Эффективность мокрого метода механоактивации тампонажных смесей на основе цемента авторами предварительно исследовалась в лабораторных условиях. Выполнение лабораторных работ включало в себя предварительную активацию исходных вяжущих, из которых готовятся исследуемые тампонажные смеси, а затем активировались сами смеси. В качестве вяжущих использовались цементы следующих марок: М400 и М500. Для повышения эффективности мокрой механоактивации, как показали лабораторные

исследования, целесообразно повышение скорости движения измельчающей среды. Это возможно осуществить в закрученных потоках жидкости.

Закрученный поток формируется в поле центробежных сил и обладает следующими специфическими особенностями: - в случае формирования кольцевых закрученных потоков без механического воздействия на него рабочих органов измельчительного аппарата успешно решается проблема чистого помола, так как в кольцевом закрученном потоке реализуется процесс самоизмельчения; - поток имеет соизмеримые значения осевой, вращательной и радиальной составляющих скорости; - поток имеет продольный и поперечный градиенты статического и полного давления; - поток имеет существенное значение градиента скорости в поперечном сечении, отличается высоким уровнем турбулентных пульсаций; - осуществляет активное и консервативное воздействие центробежных сил на поток.

Принцип работы предложенного способа, работающего в режиме самоизмельчения в кольцевом закрученном потоке, осуществляется измельчительной машиной центробежного типа МЦ-Т и поясняется эскизом на рис. 41. Измельчение твердых материалов по предлагаемому способу осуществляется следующим образом.

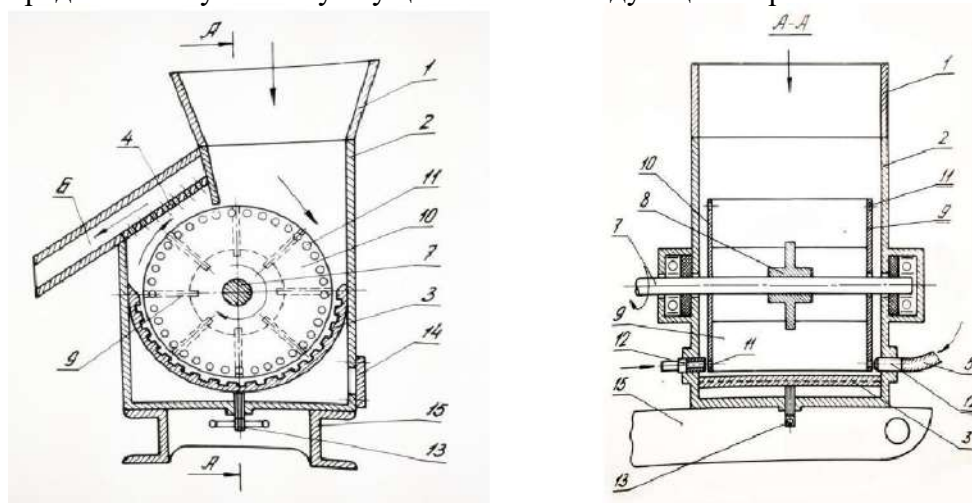


Рис. 41. Схема центробежной мельницы мокрого помола “МЦ-Т”

При вращающемся роторе исходный продукт подается в рабочую камеру в виде пульпы с крупностью частиц до 3 мм и водо-твердом отношением в пределах от 0,5 до 1,5. Вращающиеся лопасти 9 ротора механически формируют внутри корпуса кольцевой закрученный поток с усредненной внутренней поверхностью S' . При этом лопасти 9, вращаясь с высокой скоростью, порядка 1500-3000 об/мин, интенсивно деформируют внутреннюю поверхность кольцевого потока до некоторой граничной области S'' . В результате такой деформации во всем объеме кольцевого потока на всю его толщину возникают завихрения, обладающие повышенными турбулентными характеристиками. Твердый материал при этом активно взаимодействует друг с другом и с лопастями 9 ротора, измельчаясь вследствие малого значения водотвердого отношения измельчаемого продукта. Кроме того, находясь в области активного протекания кавитационных процессов в закрученном потоке, материал также эффективно разрушается. В процессе работы устройства необходимая толщина закрученного кольцевого потока устанавливается регулировочным краном 5. Проходя через рабочую камеру, исходный продукт в виде текучей пульпы измельчается и выводится наружу через выгрузочный патрубок 6. Формирование закрученного кольцевого потока, состоящего из текучей пульпы, с повышенным содержанием твердой фазы позволяет при заявленном способе производить механическое деформирование этого потока, например, лопастями 9 с высокими скоростями до 30-50 м/с. Механическое деформирование кольцевого потока при этом

производится частично с внутренней стороны. Высокие скорости деформирования кольцевого потока позволяют существенно повысить эффективность разрушения твердого материала, так как известно, что при высокодинамическом воздействии на твердое тело его разрушение происходит при меньших нагрузках по сравнению с низкоскоростным его нагружением.

Аналогичное высокоскоростное механическое воздействие на диспергируемую пульпу во всем объеме корпуса невозможно в известных гидромеханических способах из-за неоправданно высоких затрат энергии на вязкое течение потока. В то время как предлагаемый способ реализуется при относительно низких затратах энергии, которая расходуется на раскручивание небольшой массы потока и на частичное деформирование этого потока. Аналогичное высокоскоростное деформирование потока диспергируемой пульпы достигается лишь в струйных мельницах. Однако работа струйных мельниц характеризуется гораздо большими энергозатратами, в 4-6 раз по сравнению с предложенным способом, так как в них используется гидравлический привод с КПД, равным в пределах 6-7 %, не более.

Предложенный энергонапряженный гидродинамический способ измельчения твердых материалов, по сравнению с известными, обеспечивает активно протекающие процессы взаимодействия твердых частиц друг с другом и с рабочими органами измельчительных машин, а интенсивные процессы кавитации во всем объеме кольцевого потока существенно повышают эффективность измельчения материала по предлагаемому способу. Увеличение эффективности измельчения достигается также за счет высокоскоростного механического воздействия вращающихся рабочих органов устройства со скоростью до 40-60 м/с на измельчаемый материал, а также за счет многократной доставки закрученными потоками твердого тела в зону интенсивного измельчения, т. е. в зону скоростной механической деформации кольцевого потока.

Механическое измельчение как физический процесс характеризуется законом, который выражает соотношение между линейными размерами измельчаемого тела, его удельной поверхностью и удельными затратами энергии на разрушение. Следовательно процесс механической активации дисперсных систем возможно интенсифицировать двумя путями: за счет увеличения доли динамической составляющей разрушающей нагрузки и за счет увеличения количества одновременно протекающих актов разрушения, что обеспечивает сокращение интервалов времени между двумя последовательными актами. Реализация отмеченных путей может быть достигнута только при высоких скоростях движения рабочих органов и их количестве в устройстве. Однако ключевым условием эффективности измельчения по предложенному способу, как показали экспериментальные исследования, является водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 %. Это вполне отвечает требованиям приготовления буровых тампонажных растворов, в том числе при цементировании нефтегазовых скважин. Экономически внедрение предлагаемой разработки в производство, по мнению авторов, является крайне актуальным

6.11 Малогабаритная щеточная мельница «МЩ-1»

Для приготовления тампонажных смесей или реагентов на основе трудно смешиваемых компонентов (например, полиакриламида, УЩР и т. п.) очень важное значение приобретает увеличение перемешивающей способности и степени измельчения исходного продукта.

В предлагаемой мельнице МЩ-1 (рис. 42) выполнение рабочих органов ротора в виде щетки, состоящей из большого количества упругих стержней, повышает степень измельчения исходного продукта за счет увеличения числа наносимых ударов по измельчаемому продукту, по сравнению с лопастным ротором. Кроме того, щетка из упругих стержней гораздо лучше, чем лопасти, перемешивает и истирает измельчаемый

продукт за счет увеличения трения между отдельными кусками продукта, что также повышает степень измельчения материала.

Малогабаритная роторная мельница МЩ-1 может использоваться при бурении поисково-разведочных, гидрогеологических, инженерно-геологических скважин и позволяет решать следующие задачи:

- приготовление естественных промывочных жидкостей из неглинистых пород;
- приготовление глинистых, утяжеленных и тампонажных растворов;
- дегазация буровых растворов;
- восстановление качественных характеристик буровых промывочных жидкостей.

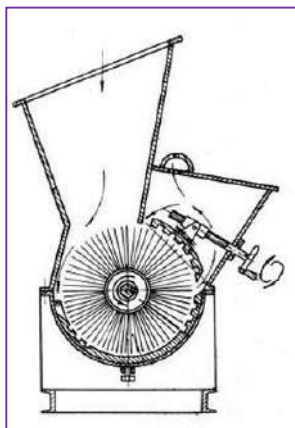


Рис. 42. Схема малогабаритной щеточной мельницы «МЩ-1»

Техническая характеристика

Вид измельчаемого материала.....	глина, мел, слежавшийся цемент и т. п.
Частота вращения ротора в минуту.....	1000-1500
Диаметр щеточного ротора, мм.....	450
Длина щеточного ротора, мм.....	600
Потребляемая мощность, кВт.....	15
Габаритные размеры, мм	
длина.....	1300
ширина.....	1000
высота.....	1250
Масса без электродвигателя, кг.....	350

6.12 Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей.

Вообще, разработка измельчителей производилась с целью создания единого как стационарного, так и передвижного комплекса, способных удовлетворить потребности современной геологоразведочной партии по объему приготавливаемых промывочных жидкостей и их качеству и типам. Ниже будет рассмотрена передвижная установка, созданная на основе разработанных машин, в число которых вошли щеточная и струйная вихревая мельницы, барабанный измельчитель. Основное назначение установки состоит в обеспечении отдельного участка буровых работ из 5-7 буровых агрегатов комплексом промывочных жидкостей. Конструкция установки позволяет производить ее транспортировку волоком, с погрузкой на трейлер, вертолетом. Все это делает ее

пригодным для применения в труднодоступных районах, удаленных геологоразведочных партиях, отдельных участках буровых работ.

Технические средства, используемые в передвижной установке, позволяют при различных вариантах их применения получать глинистые растворы обрабатывать их реагентами, приготавливать растворы на основе полиакриламида и т.п. Наличие в установке перекачивающих средств делает возможным заливку приготовленных промывочных жидкостей в емкость автоцистерны или резервуары установки, подачу по трубопроводам к буровым агрегатам.

На рис. 31 и 32 показан вид агрегатного отсека установки. Все машины, осуществляющие процесс приготовления промывочных жидкостей смонтированы в единую технологическую линию, содержащую скреперную лебедку 1 марки ЛС-30, щеточную мельницу 2, барабанный измельчитель 3 и перекачивающий насос 4 со струйной вихревой мельницей 5. Основанием установки служит металлическая рама с настилом, выполненная в виде саней. В здании передвижной установки помещены резервуары 6, 7, 8, в которые производится заливка приготавливаемых промывочных жидкостей. Общий полезный объем резервуаров составляет 7,5 м³, т.е. рассчитан на получасовую работу установки. На крыше здания размещены привод лебедки 1 и питающие емкости 11, 12, 13, заполняемые концентрированными растворами УЩР, КМЦ и гидролизом полиакриламида. Управление оборудованием производится с пульта 9. Регистрация рабочих режимов струйной вихревой мельницы осуществляется комплексом ИШВ-1-10. Управление лебедкой 1 может осуществляться с выносного пульта 9.

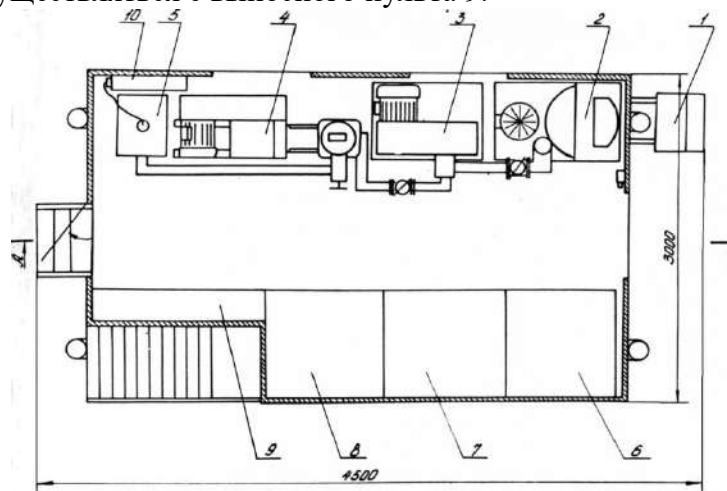


Рис. 31. Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей.

- 1 – скреперная лебедка; 2 – щеточная мельница; 3 – барабанный измельчитель;
4 – перекачивающий насос; 5 – струйная вихревая мельница; 6, 7, 8 – резервуары; 9 – пульт управления; 10 – комплекс ИЖВ-1.

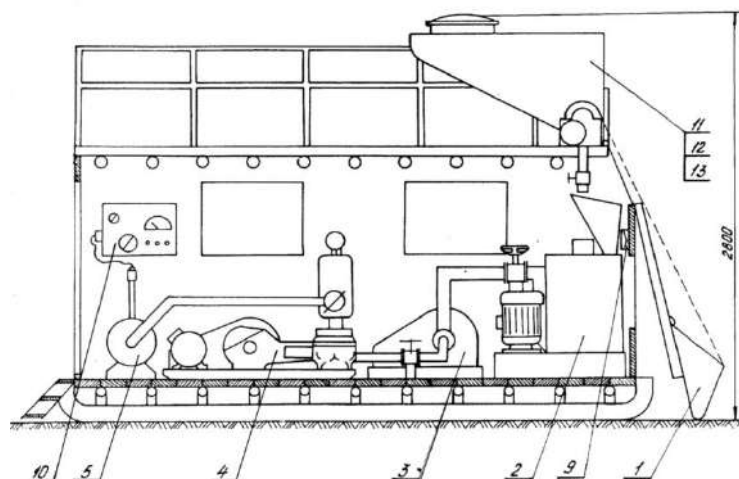


Рис. 32. Вид агрегатного отсека передвижной установки для приготовления буровых промывочных жидкостей, в плане.

1- скреперная лебедка; 2- щеточная мельница; 3- барабанный измельчитель;
4- перекачивающий насос; 5- струйная вихревая мельница; 6, 7, 8- резервуары;
9 - пульт управления; 10- комплекс ИШВ-1.

На рис. 33 показана схема управления гидросистемой установки. Кранами 14, 15, 16 и 17 регулируется подача в приемный бункер щеточной мельницы 2 воды, УЩР, КМЦ, полиакриламида, поступающих из питающих емкостей 11, 12, 13. Изменением объема подачи воды или реагентов регулируют плотность приготавливаемых промывочных жидкостей. Краны 18 и 19 служат для перекрытия трубопроводов к барабанному измельчителю 3 и струйной вихревой мельницы 5. Перекрытие осуществляется в том случае, когда производится приготовление крупнодисперсных глинистых растворов, применяемых при забурке скважин. Краны 20, 22 и 24 перекрывают отвод приготовленных промывочных жидкостей при их сливе в автоцистерны.

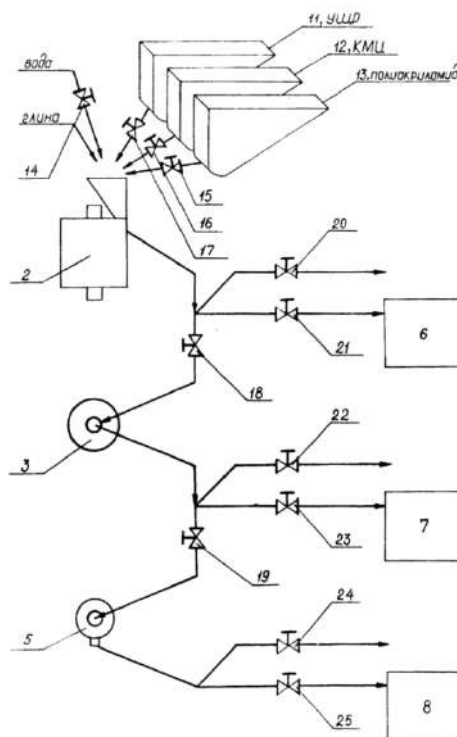


Рис. 33. Схема управления гидросистемой установки.

1- щеточная мельница; 3- барабанный измельчитель; 5- струйная вихревая мельница;
6, 7, 8- резервуары; 14, 15, 16, 17- краны регулировки подачи материала в бункер
щеточной мельницы; 18, 19- краны перекрытия трубопроводов; 20, 22, 24-краны
перекрытия отвода в автоцистерны; 21, 23, 25- краны перекрытия отвода в резервуары.

Краны 21,23 и 25 установлены для осуществления слива жидкостей в резервуары 6,7 и 8. Технологическая схема приготовления буровых промывочных жидкостей (рис. 34.) в зависимости от применяемых компонентов может быть осуществлена по следующим вариантам.

Первый вариант: приготовление жидкостей из комовых глин. Скреперной лебедкой 1 производят загрузку комовой глины в приемный бункер щеточной мельницы 2, при этом должен быть открыт кран 14 подачи сюда же воды. Крупнодисперсная пульпа, приготавливаемая мельницей 2, поступает на доизмельчение в барабанный измельчитель 3, а оттуда в струйную вихревую мельницу 5. Для этого должны быть открыты краны 18 и 19. Приготовленная промывочная жидкость может быть отведена открытием кранов 24 или 25 в емкость автоцистерны или в резервуар 8.

Второй вариант: приготовление глинистого раствора с обработкой его УЩР, КМЦ или приготовление малоглинистого раствора с обработкой полиакриламидом. При приготовлении данных типов растворов кроме воды и глины в приемный бункер щеточной мельницы подается один из вышеперечисленных компонентов. Их подача из питающих емкостей 11, 12 и 13 осуществляется открытием кранов 15, 16 и 17. Приготовление осуществляется последовательно в щеточной мельнице 2, барабанном измельчителе 3 и струйной вихревой мельнице 5.

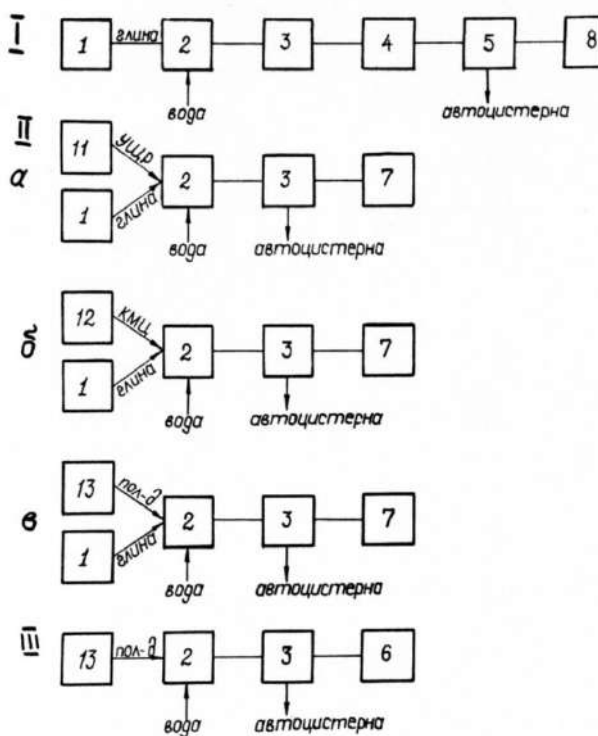


Рис. 34. Схема приготовления различных буровых растворов.

- I- приготовление глинистого раствора из комовых глин; II- приготовление глинистых растворов обработанных; III- приготовление полиакриламидного раствора; а- углекислотным реагентом; б- КМЦ; в- полиакриламидом

получения нативного крахмала из исходного сырья и энергоемкие процессы его клейстеризации, сушки и дробления (рис. 43).

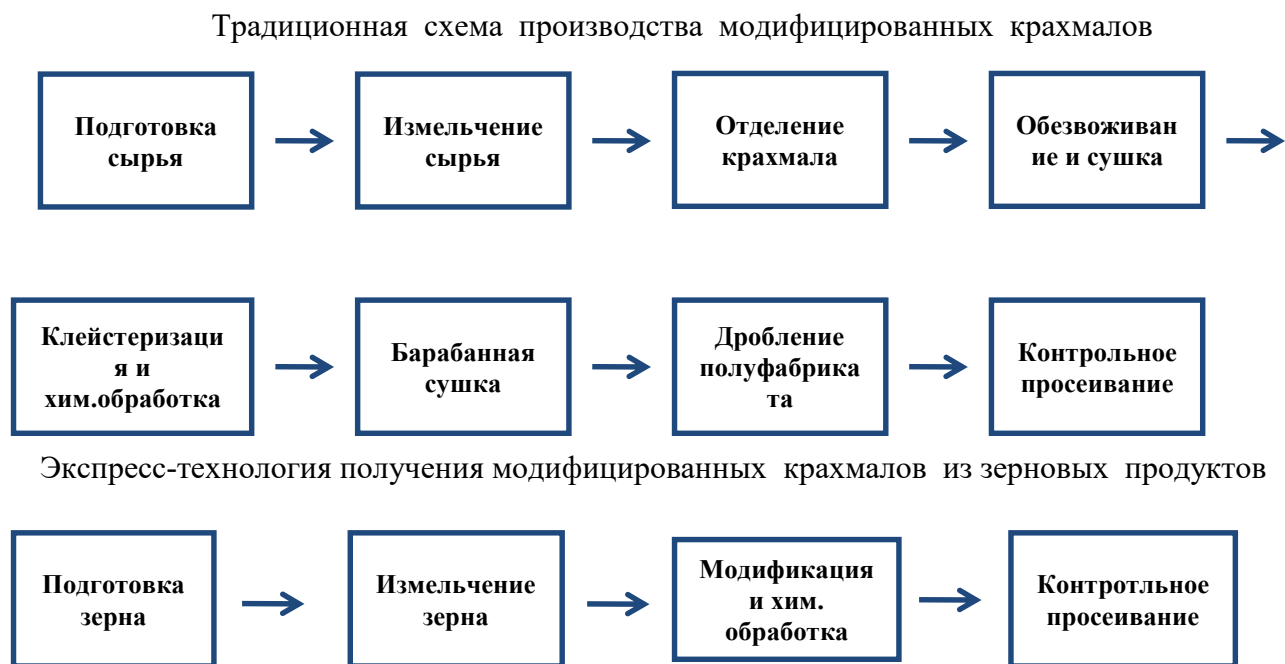


Рис. 43. Схемы традиционной и экспресс-технологии производства модифицированных крахмалов.

Разработанный на кафедре ТТР МПИ опытный образец каскадной измельчительной машины центробежного типа МКЦ-М (рис. 44.) работает в режиме энергонапряженного измельчения твердых материалов при ультраскоростных разрушающих нагрузках в измельчаемом продукте, находящимся в стесненных условиях. Рабочая камера измельчительной машины имеет три зоны измельчения, отличающихся по форме, массе и степени оснащения мелющими телами. В первой (самой верхней) зоне измельчения происходит дробление зерна и перемешивание с добавленным химреагентом, во второй зоне с мелющими телами, имеющими большую степень кривизны, а значит большую контактную нагрузку на измельчаемый материал, происходит измельчение зерновой смеси и химреагента до размеров сопоставимых с размерами кристалла крахмала, т.е. до состояния муки очень тонкого помола. В третьей зоне оснащенной значительно большим количеством (в 5 раз) мелющих тел с большой кривизной рабочей поверхности происходит модификация, высвободившегося из белковой оболочки, крахмала и его обработка необходимыми химреагентами.

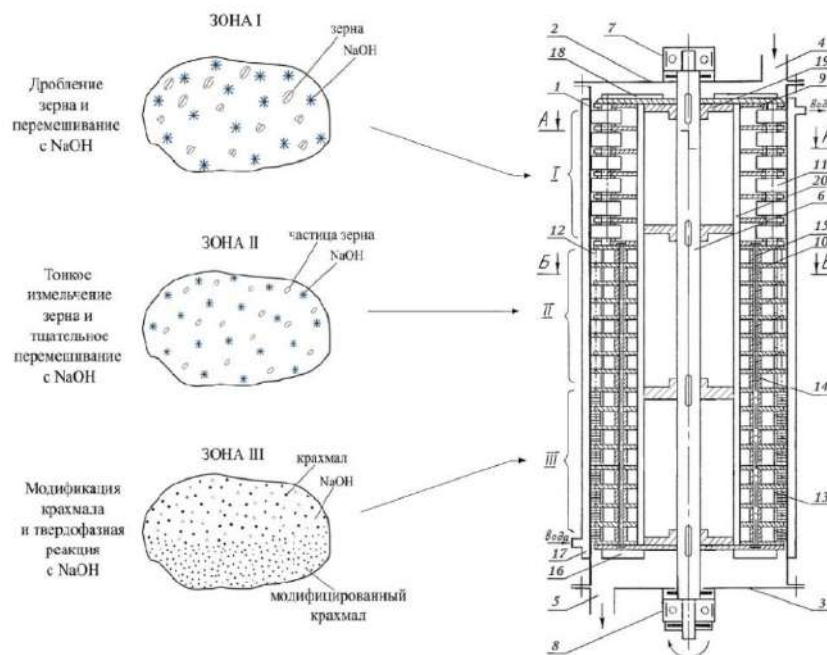


Рис.44. Схема процесса модификации крахмалосодержащего сырья методом механоактивации

Разработанная авторами экспресс-технология модификации нетрадиционного крахмалосодержащего сырья позволит значительно снизить себестоимость производства импортозамещающих, высокоэффективных буровых реагентов (на десятки процентов), за счет исключения операций производства самого нативного крахмала, его последующей клейстеризации, сушки и дополнительного дробления готового продукта.

Потенциальными потребителями крахмальных реагентов являются не только нефтегазодобывающие и геологоразведочные организации, но и горнообогатительные предприятия, производители строительных материалов, целлюлозно-бумажные, текстильные и другие предприятия. Экономический эффект от внедрения разработанной технологии только в нефтегазодобывающей отрасли ориентировочно может составить порядка 45-50 млн. рублей в год. На основе разработанной технологии и техники возможно открытие стационарного, многотоннажного, достаточно компактного и быстро окупаемого производства по выпуску импортозамещающих высокоэффективных буровых крахмальных реагентов типа “РБК-М” из нетрадиционного крахмалосодержащего сырья.

6.14 Универсальный буровой реагент “РБЦ-4” на основе механоактивированного древесного волокна с повышенным содержанием смол

В практике разведочного бурения из всего перечня геологотехнических осложнений наиболее трудоемкими являются поглощения промывочной жидкости, затраты календарного времени на ликвидацию которых составляют от 4 до 10 %. Поглощения приурочены, в основном, к карбонатным породам с естественной кавернозностью и трещиноватостью вторичного (экзогенного) и тектонического происхождения, а также песчаникам и некоторым разновидностям глин, где наблюдаются провалы бурильного

инструмента от 0.5 до 4 м и более, Поглощения техногенного характера связаны с гидроразрывом пласта в виду избыточного гидростатического давления, которое возникает при повышении плотности и реологических показателей бурового раствора.

Основными технологическими мероприятиями по предупреждению и ликвидации поглощений буровых промывочных жидкостей в нефтегазовом и геологоразведочном бурении являются следующие:

- регулирование гидравлического равновесия в системе “пласт-скважина” путем использования облегченных промывочных жидкостей и технологических ограничений при бурении (понижение скорости спускоподъемных операций, уменьшение подачи промывочной жидкости в скважину, увеличение зазора между буровым инструментом и стенками скважины, долив бурового раствора в скважину и др.);

- регулирование реологических свойств буровых растворов, путем перехода на бурение структурированными промывочными жидкостями с обработкой химическими реагентами;

- применение комбинированных методов (химическая обработка азрированных жидкостей и растворов с пониженным содержанием твердой фазы);

- закупоривание каналов поглощения одновременно с их вскрытием путем использования наполнителей различных типов.

Впервые наполнители для ликвидации поглощений применили в 40-е годы в США, в России их использование началось в начале 60-х годов. В зарубежных компаниях девяносто процентов всех поглощений ликвидируется путем добавки наполнителей, в качестве которых используются отходы различных производств. Наполнители подразделяются на волокнистые, зернистые (жесткие или упругие) и чешуйчатые (рис. 45.). Кроме этого, используется твердая фаза получаемая химическими методами (коагуляция, конденсация и др.), а также разбухающие наполнители. Большинство наполнителей закачиваемых в составе тампонажных смесей, позволяет закупорить трещины размером не более 6 мм, а в виде тампонов или при намыве до 20 мм. Волокнистые наполнители применяют при ликвидации всех видов поглощений при их размере $\frac{1}{2}$ диаметра поглощающего канала, но в первую очередь, в крупно пористых и трещиноватых породах с размером каналов 3-5 мм. При вводе в комплексе зернистых и чешуйчатых - соотношение составляет 1:1:1. Зернистые жесткие наполнители применяются при ликвидации всех видов поглощений при этом их размеры должны быть в три раза меньше поглощающих каналов. Зернистые упругие наполнители по своей закупоривающей способности занимают промежуточное положение между волокнистыми и зернистыми жесткими, при этом соотношение к гранулированным жестким составляет от 2:1 до 3:1. Чешуйчатые наполнители применяются при ликвидации поглощений с размером каналов в породах от 2.5 до 30мм, при этом эффект закупорки выше при их сочетании с волокнистыми и зернистыми наполнителями в соотношении 2:1:1 (при профилактике поглощений такое сочетание не рекомендуется) [2].

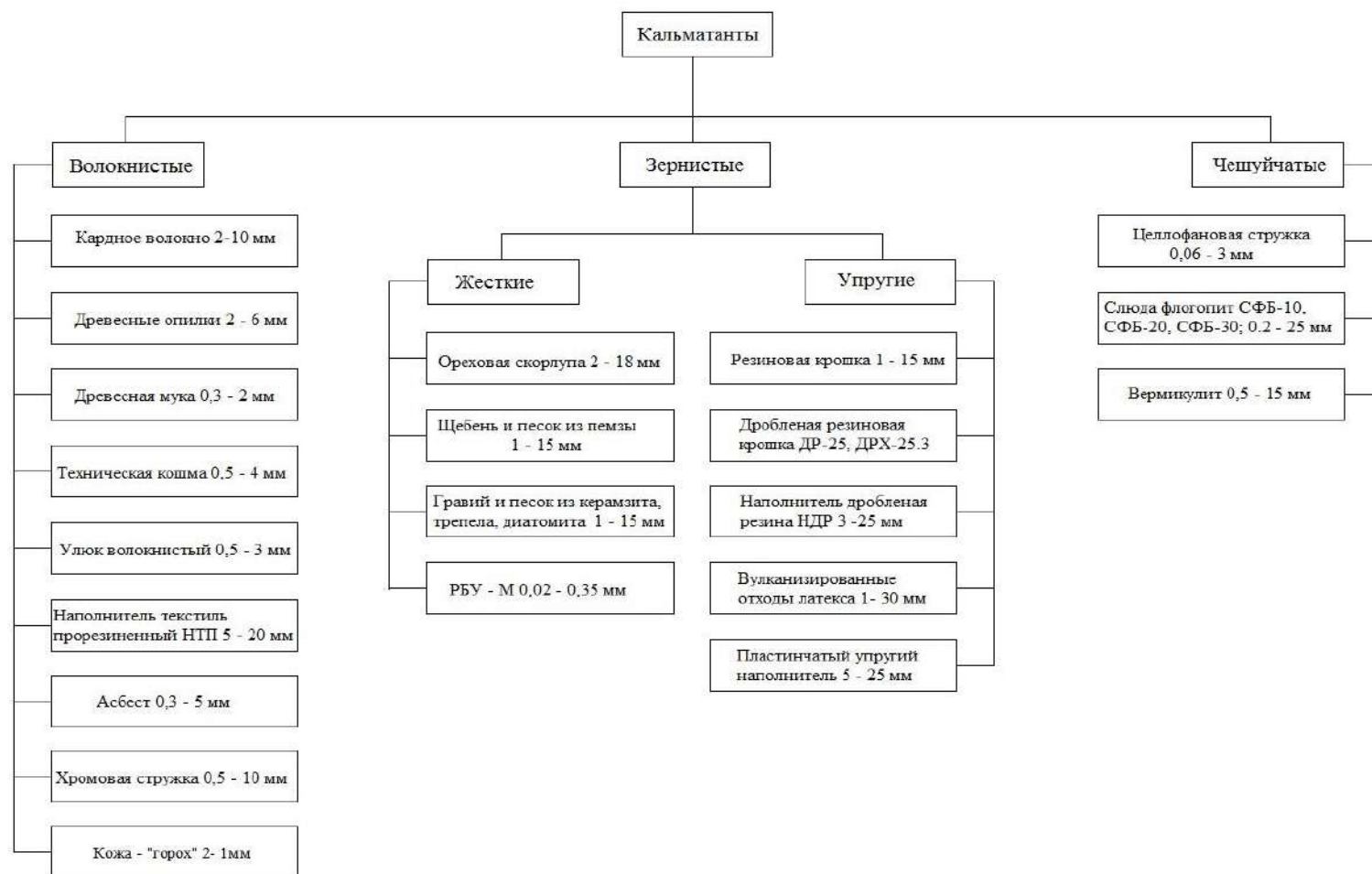


Рис. 45. Классификация материалов используемых в качестве кальматантов при ликвидации поглощений промывочной жидкости

Проведенный авторами анализ производственного опыта использования наполнителей и предварительные лабораторные исследования по использованию наиболее дешевых, доступных и экологически чистых материалов в качестве кальматанта позволяет сделать следующие выводы:

- с точки зрения экологической чистоты буровых промывочных жидкостей наиболее приемлемо использование органических материалов, подвергающихся после их применения разложению на безвредные составляющие;
- по кальматирующим свойствам, доступности и дешевизне исходного сырья наиболее подходящими являются целлюлозосодержащие материалы в измельченном состоянии с разной степенью дисперсности;
- улучшенные реологические и закупоривающие свойства буровых растворов с наполнителями на основе целлюлозосодержащих материалов объясняются сложным вещественным составом исходного сырья и возможностью его модификации путем химической обработки в процессе механоактивации;
- наиболее подходящим для решения поставленной задачи по мнению авторов является древесное волокно, состоящее из необходимого набора исходных компонентов, позволяющих в процессе их механохимической деструкции и химобработки получить multifunctional буровой реагент.

Древесина - продукт биологического (растительного) происхождения, представляющий сложный комплекс, как в анатомическом, так и химическом отношении. Вещество древесины - это вещество оболочек клеток (клеточных стенок) и биологическое происхождение этого вещества обуславливает его сложный химический состав, представленный на рис. 46.



Рис. 46. Схема химического состава древесины.

Древесина примерно на 99% состоит из органических веществ. Минеральные вещества составляют обычно очень небольшую часть - до 1 %. Элементный состав органической части древесного вещества у различных древесных пород практически одинаков: 49. ..50 % углерода, 43...44 % кислорода, около 6 % водорода и 0,1...0,3 % азота по отношению к массе абсолютно сухой древесины.

Структурные компоненты древесины подразделяют на углеводную и ароматическую части. Углеводная часть, представляющая комплекс полисахаридов, называется

холоцеллюлозой. Массовая доля холоцеллюлозы составляет в древесине примерно 70...80 %, причем ее содержание в древесине лиственных пород выше по сравнению с хвойными. Выход холоцеллюлозы при выделении ее из древесины различными методами составляет в среднем для хвойных пород 70...73 %, лиственных пород - 72...79 %.

Ароматическая часть древесины - лигнин представляет собой смесь ароматических полимеров родственного строения фенольной природы, построенных из мономерных звеньев, называемых фенилпропановыми структурными единицами. Массовая доля лигнина в древесине составляет 20...30%, причем хвойные породы содержат больше лигнина, чем лиственные.

Целлюлоза в нативном состоянии представляет собой полимолекулярное соединение, в состав которого входят молекулы, идентичные по своему строению, но отличающиеся по длине. Элементарные звенья макромолекулы целлюлозы находятся в форме кресла, гидроксильные группы расположены в горизонтальном направлении, а атомы водорода — в вертикальном (рис. 47). Каждое второе звено цепи повернуто на 180° по отношению к оси молекулы.

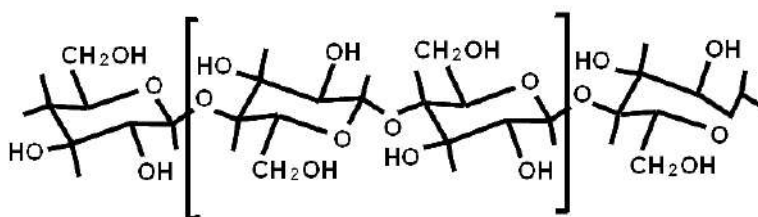


Рис. 47. Молекулярное строение целлюлозы

Целлюлоза состоит из звеньев β -D-глюкозы. Эмпирическая формула целлюлозы ($C_6H_{10}O_5$). В одной молекуле целлюлозы находится 10 000 единиц глюкозы. Молекулы целлюлозы соединены друг с другом в пучки. Самый маленький пучок в стенке клетки называется элементарной или начальной фибриллой, диаметр которой равен приблизительно 3,5 нанометра ($3,5 \cdot 10^{-9}$ м).

Фибриллы состоят приблизительно из 40 расположенных в одном направлении молекул целлюлозы. Элементарные фибриллы объединены в более крупные пучки - микрофибриллы, которые состоят из двух или больше элементарных фибрилл. Микрофибрилла – это самая маленькая частица волокна. Ее можно без особого труда наблюдать под электронным микроскопом. (Рис. 48).

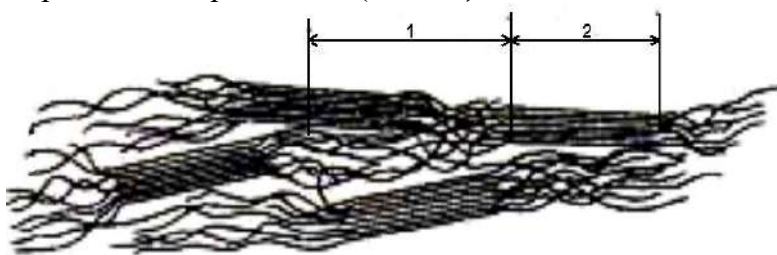


Рис.48. Элементарные фибриллы под микроскопом.

1 – кристаллический участок

2 – амфорный участок

О строении микрофибриллы существует много разных теорий. Одни ученые считают, что она почти цилиндрической формы (диаметр 20—30 нм), другие считают ее плоской нитью, ширина которой 10—30 нм, толщина 5—10 нм и длина несколько микрон ($1 \text{ мкм} = 10^{-6}$ м). Между микрофибриллами находятся каналы шириной 10 нм, которые содержат лигнин и другие компоненты. Предполагают, что внутри микрофибрилл, точнее между элементарными фибриллами, имеются капилляры шириной 1 нм, по которым могут проходить молекулы воды и другие небольшие молекулы [3].

Макромолекулы целлюлозы в первичных фибриллах образуют однородные высокоупорядоченные кристаллические зоны (кристаллиты), которые чередуются с неоднородными менее упорядоченными аморфными зонами. В кристаллитах существует трехмерный дальний порядок в расположении цепей целлюлозы. В аморфных участках дальний порядок отсутствует и сохраняется лишь общая продольная направленность цепей. В аморфных участках относительно легко могут проходить реакции целлюлозы с другими веществами. Длина макромолекул целлюлозы значительно больше длины кристаллических участков, поэтому каждая макромолекула проходит последовательно ряд кристаллических и аморфных участков.

Первичные фибриллы целлюлозы соединяются между собой с помощью водородных связей в микрофибриллы, которые и являются основными звеньями строения волокон целлюлозы. Микрофибриллы состоят из нескольких первичных фибрилл, поперечное сечение их составляет примерно 100×200 ангстрем, длина — около 600 ангстрем (рис. 49). Между первичными фибриллами в микрофибрилле находится лигнин и гемицеллюлозы.

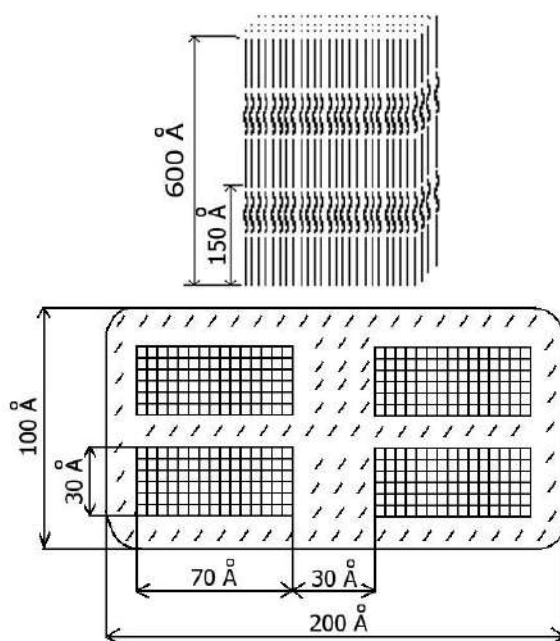


Рис. 49. Модель микрофибриллы целлюлозы (по теории Фрей-Висслинга)

Согласно данным большинства исследователей, лигнин впервые обнаруживается в растениях семейства папоротниковых и его появление связывается с выходом растений на сушу и возникшей в связи с этим необходимостью обеспечения механической прочности стеблей и стволов. Фрёйденберг еще в 1931 г. высказал предположение, что лигнин играет роль наполнителя, пронизывающего стенки растительных клеток и вместе с гемицеллюлозами заполняющего пространство между целлюлозными фибриллами, и в этом отношении его можно сравнить с цементом в армированном бетоне.

Лигнин — это ароматическая часть древесного вещества. С аналитической точки зрения лигнин рассматривают как ту часть древесины, которая получается в виде нерастворимого «негидролизующего» остатка после удаления экстрактивных веществ и полного гидролиза полисахаридов сильной кислотой. В действительности лигнин нельзя считать негидролизующим полимером, поскольку при действии кислот в лигнине могут гидролизироваться углерод-кислородные связи, но сохраняются существующие в нем углерод-углеродные связи и образуются новые.

Массовая доля лигнина в древесине хвойных пород составляет в среднем 27...30 %, а в древесине лиственных пород - 18...24 %. В отличие от целлюлозы и других

полисахаридов выделенный из древесины лигнин не является индивидуальным веществом, а представляет собой смесь ароматических полимеров родственного строения.

Размол древесины увеличивает доступность лигнина и вызывает его механическую деструкцию. При механической деструкции происходят реакции гемолитического расщепления связей лигнина с гемицеллюлозами и связей С-О-С и С-С в сетке лигнина с возникновением промежуточных свободных радикалов, которые вступают в реакции рекомбинации и инициируют реакции полимеризации и окисления кислородом воздуха.

Экстрактивными веществами называют вещества, которые могут извлекаться (экстрагироваться) из растительных тканей нейтральными растворителями: вода, диэтиловый эфир, петролейный эфир, толуол, метанол, этанол, ацетон и др. (рис. 50). Экстрактивные вещества широко распространены в природе. Они содержатся во всех древесных породах и травянистых растениях. Каждое растение, естественно, не может обладать всем набором экстрактивных веществ, но у любого ботанического вида их состав достаточно богат.



Рис. 50. Состав экстрактивных веществ

Содержание экстрактивных веществ в древесине пород умеренной климатической зоны, как правило, невелико; их массовая доля обычно не превышает 3...4 % (за исключением дуба и лиственницы, в древесине которых много водорастворимых веществ). Древесные породы тропической климатической зоны могут содержать значительно больше экстрактивных веществ, в отдельных случаях до 20...40 %.

По методу выделения экстрактивные вещества подразделяют на эфирные масла, древесные смолы и водорастворимые вещества (рис. 50). Эфирные масла представлены веществами с высокой летучестью, способными отгоняться с водяным паром. В их состав входят преимущественно монотерпены и другие летучие терпены и терпеноиды, а также ряд низкомолекулярных соединений различных классов (летучие кислоты, сложные и простые эфиры, лактоны, фенолы и др.). Древесные смолы (смола) - группа веществ, экстрагируемых из древесины органическими растворителями, но не способных растворяться в воде. Это - гидрофобные вещества, находящиеся в смолообразном состоянии из-за взаимного ингибирования кристаллизации. В смолах выделяют свободные кислоты (смоляные и жирные) и нейтральные вещества; последние, в свою очередь, подразделяют на омыляемые (жиры, воски) и неомыляемые (фитостерины, терпеновые спирты, высшие алифатические спирты, нелетучие терпеновые углеводороды и др.). Смолистые вещества древесины подразделяют на кислоты и нейтральные вещества. Массовая доля смоляных кислот в смоле хвойных пород может достигать 30...40 %, тогда как в смоле лиственных пород они отсутствуют (за редкими исключениями).

Смоляные кислоты относят к трудноэтерифицируемым кислотам. Карбоксильная группа в их молекуле находится у третичного атома углерода, т.е. в стерически затрудненном положении. Поэтому в отличие от жирных кислот смоляные кислоты находятся в древесине преимущественно в свободном виде. Соли смоляных кислот иногда называют резинатами.

Химические свойства наиболее распространенных смоляных кислот определяются также наличием в молекуле двух двойных связей - сопряженных или несопряженных. По этому признаку смоляные кислоты часто подразделяют только на две группы - кислоты абиеинового (17-52 % от всех смоляных кислот в живице хвойных пород деревьев) и пимарового типов.

Водорастворимые вещества экстрагируются холодной или горячей водой. Они содержат различные фенольные соединения (танины, красящие вещества и др.), углеводы, гликозиды, растворимые соли [4].

Предварительные исследования проведенные в лаборатории кафедры ТТР МПИ подтвердили возможность использования в качестве регулятора структурно-механических и реологических свойств промывочных жидкостей, понизителя водоотдачи (за счет гидрофобизации абиеатом натрия глинистой корки стенок скважины), смазочной противоизносной добавки (за счет большой концентрации дитерпенов) и тонкодисперсного кальматанта - модифицированное древесное волокно с повышенным содержанием смол.

Данный эффект возможен благодаря уникальному вещественному составу основных компонентов древесины (целлюлоза, гемицеллюлоза, лигнин, древесные смолы, дитерпены и другие вещества) модификация которых путем обработки едким натром в процессе сухой холодной механохимической деструкции приводит к следующим химическим изменениям последних:

1. измельченная целлюлоза является тонкодисперсным кальматантом (с повышенной проникающей способностью) и выполняет функцию твердой фазы бурового раствора с очень малым удельным весом;

- гемицеллюлоза, освобожденная в процессе измельчения от лигнина и под воздействием каустической соды частично переходят в щелочную целлюлозу, то есть становятся структурообразователем на уровне карбонатметилцеллюлозы с небольшой атомной массой;

2. при механоактивации лигнина в присутствии едкого натра получается щелочной лигнин, являющийся понизителем вязкости бурового раствора и в определенных условиях термическим стабилизатором;

3. абиеиновая кислота входящая в состав древесных смол (0,8-1,5 % от массы древесины хвойных пород) при обработке каустиком в процессе механоактивации омыляется с образованием абиеата натрия (канифольного мыла), который в свою очередь является сильнейшим гидрофобизатором и микропенообразователем;

4. дитерпены высвобождающиеся из смолистой части древесины являются уникальной смазывающей добавкой снижающей износ буровых, обсадных труб и породоразрушающего инструмента в 10 раз и более.

При разработке рецептуры реагента РБЦ-4 и технологии его получения авторами решались следующие научно-исследовательские задачи:

- выбор породы древесины наиболее подходящей по вещественному составу и экономико-технологическим показателям;

- определение оптимального соотношения исходных компонентов древесная мука и гидроксид натрия;

- подбор оптимальных режимов процесса механоактивации древесного волокна, обеспечивающих возможность получения щелочной целлюлозы и омыления абиеиновой кислоты минуя жидкую фазу химического процесса;

- исследование структурообразующей и стабилизирующей способностей механоактивированных органопоорошков древесины при обработке различных типов буровых промывочных жидкостей;

5. исследование влияния концентрации гидрофобизатора (абитата натрия) в буровом растворе на водопроницаемость глинистой корки и соответственно на его водоотдачу;

6. исследование смазывающей способности разработанного реагента методом истирания стержня по Барону Л.И. в присутствии водного раствора РБЦ-4;

7. исследование кальматирующих свойств буровых промывочных жидкостей на основе механоактивированной древесины;

8. исследование возможности использования реагента РБЦ-4 для получения облегченных и аэрированных растворов.

Механоактивированные органопоорошки древесины для проведения лабораторных исследований готовились путем сверхтонкого измельчения древесной муки из хвойных пород деревьев с повышенным содержанием древесной смолы на лабораторном стенде каскадной мельницы центробежного типа МКЦ-2М, оснащенной десятью рядами мелющих тел шарообразной формы (рис. 51). Результаты дисперсионного анализа механоактивированных порошков древесины показали - средний диаметр получаемых частиц при измельчении на лабораторном стенде каскадной мельницы центробежного типа МКЦ колеблется в пределах 35-50 микрон, а удельная поверхность 990-1550 см²/г, при этом 60 % частиц порошка имеют средний размер меньше 50 микрон и 25-30 % - меньше 20 микрон. Необходимая степень механоактивации смеси древесной муки с едким натром при измельчении на МКЦ определялась по минимальному количеству сухого остатка после растворения органопоорошка в воде. Полученные образцы с максимальной степенью ратворимости исследовались в качестве буровых реагентов для различных типов промывочных жидкостей на стандартных приборах в "Лаборатории промывочных жидкостей и тампонажных смесей" кафедры ТТР МПИ. Особое внимание уделялось изучению кальмотирующих свойств разработанного реагента РБЦ-4, возможности его использования в качестве гидрофобизатора глинистой корки и стенок скважины и смазывающей противоизносной функции реагента.

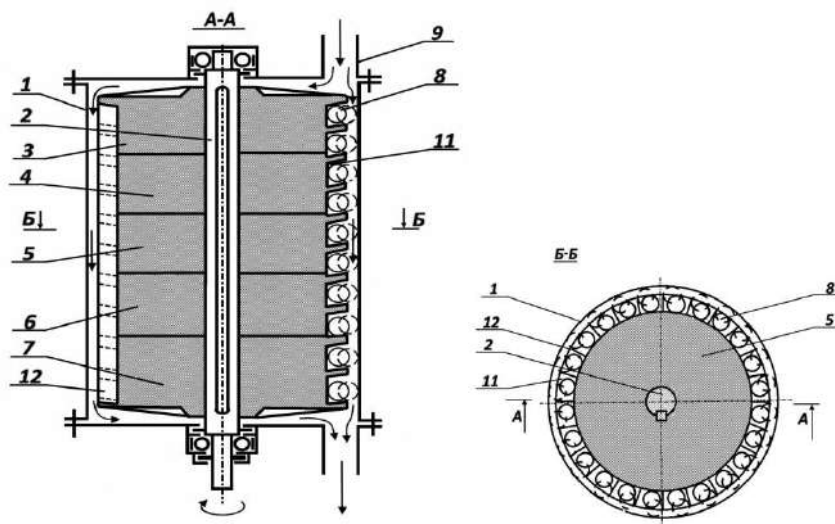


Рис. 51. Каскадная центробежная мельница МКЦ-2М.

1- корпус; 2 - вал; 3,4,5,6,7 - диски; 8 - мелющие тела; 9 - загрузочный; патрубок;
10 - выгрузочный патрубок; 11 - глухие радиальные каналы; 12 - пластина.

Фильтрационные свойства горных пород, определяющие в конечном счете поглощающую способность вскрытого скважиной пласта (интервала), характеризуются коэффициентом проницаемости «К» или просто проницаемостью. Наиболее распространенной практической единицей измерения коэффициента проницаемости

является 1 Д (дарси), когда через поперечное сечение породы площадью в 1 кв. см при перепаде давления в 1 кгс/см на 1 см пути проходит 1 см/с жидкости вязкостью 1 сП. В системе СИ единицей проницаемости является квадратный метр ($1 \text{ м}^2 = 10^{12} \text{ Д}$). В гидрогеологической литературе наиболее удобной единицей измерения проницаемости считается коэффициент фильтрации K_f в метрах в сутки (или реже в см/с).

Процесс фильтрации - это механическое движение свободной воды под действием градиента напора в порах и трещинах горных пород, т.е. их способность пропускать через себя воду. Водопроницаемость зависит от размера сообщающихся между собой пор и трещин в горных породах и характеризуется коэффициентом фильтрации, имеющим размерность скорости (см/с, м/с, м/сут). Такая размерность получается из закона линейности фильтрации – закона Дарси, согласно которому количество фильтрующей воды в единицу времени прямо пропорционально коэффициенту фильтрации K_f , площади фильтрации F и гидравлическому градиенту J [5]:

$$Q = K \cdot F \cdot J \quad (1)$$

Разделив правую и левую части этого уравнения на F , получим

$$Q/F = K \cdot J, \text{ где } Q/F = V \quad (2)$$

Из формулы (2) следует, что коэффициент фильтрации есть скорость фильтрации при градиенте, равном единице.

$$V = K \text{ при } J = 1 \quad (3)$$

Формулой (2) определяется скоростная размерность коэффициента фильтрации горных пород.

Следует отметить, что расчетная скорость фильтрации отличается от истинной скорости движения воды в породах, так как жидкость движется не через всю площадь, а через площадь поровых и трещинных пространств. Величина коэффициента фильтрации зависит от физических свойств горных пород (гранулометрический состав, плотность сложения и др.). Средние значения коэффициента фильтрации для различных горных пород приведены в таблице 1.

В связи с вышеизложенным авторами предложено в лабораторных исследованиях оценивать кальмотирующий эффект разработанных реагентов по коэффициенту фильтрации песчаных пород с помощью прибора – трубка “СпецГео” по методике учебного пособия «Общая гидрогеология» для студентов специальности 080300.

Группа	K_f , м/сут	Типы проницаемых пород
Весьма проницаемые	>100	Крупный гравий, закарстованные сильнотрещиноватые известняки, галечник с песчаным наполнителем
Хорошо проницаемые	100 -10	Гравийно-галечниковые отложения, крупнозернистые пески, сильнотрещиноватые породы
Проницаемые	10 -1	Пески разной зернистости, трещиноватые породы
Слабопроницаемые	$1-10^{-1}$	Мелко- и тонкозернистые пылеватые пески, слаботрещиноватые породы
Весьма слабопроницаемые	$10^{-1}-10^{-3}$	Мелкие и средние суглинки, песчаные породы
Относительно водоупорные	10^{-3}	Средние глины, плотные суглинки

В качестве поглощающей породы был использован гранитный отсев Шарташского корьера следующего фракционного состава:

- 1,5 – 5 мм – 50 %;
- 5 – 10 мм – 25 %;
- 10 – 20 мм – 25 %.

Данная модель поглощающего горизонта при испытаниях на технической воде показала коэффициент фильтрации 9,8 м/сут., что соответствует группе проницаемых пород (согласно табл. 2).

Лабораторным испытаниям подвергался биокomпозиционный реагент на основе механоактивированного древесного волокна РБЦ-4 четырех модификаций, отличающихся друг от друга степенью механоактивации и обработки исходного сырья гидроксидом натрия. Отдельно исследовались пробы РБЦ-4 с повышенным содержанием соли абиетиновой кислоты полученные при использовании в качестве исходного сырья наиболее смолистой древесины (подсочная сосна, корневая древесина срубленных деревьев) или путем дополнительного добавления канифоли в опил перед процессом механоактивации совместно с каустиком. Наиболее показательные результаты лабораторных исследований представлены в таблице 2 и на графиках (рис. 52 и 53).

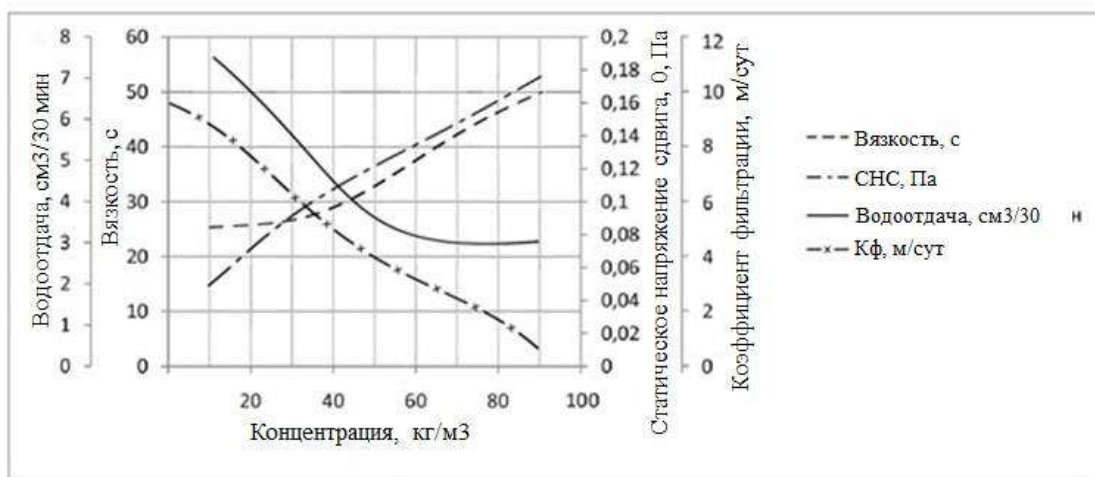


Рис. 52. Зависимость свойств биополимерного раствора на основе древесного волокна от концентрации реагента РБЦ-4

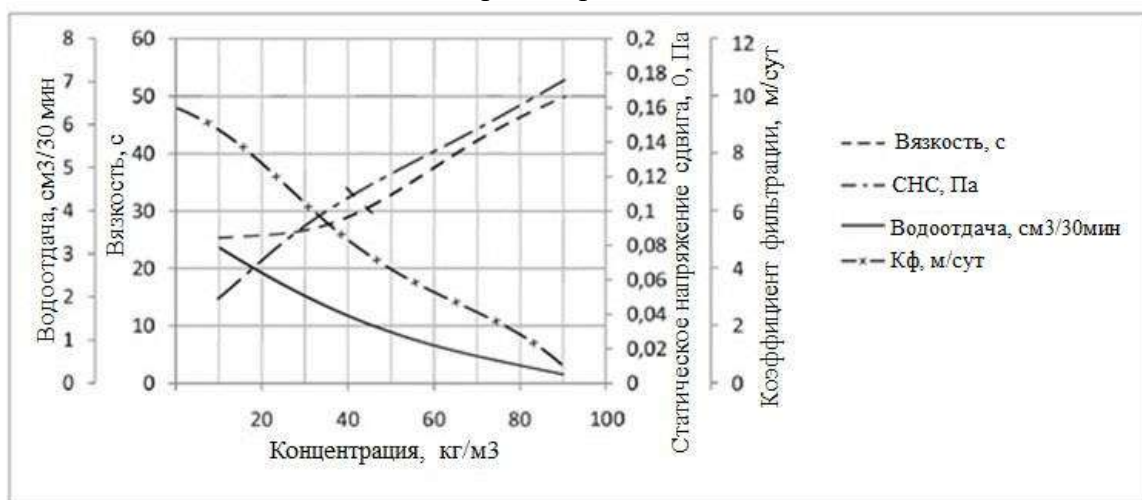


Рис. 53. Зависимость свойств биополимерного раствора на основе древесного волокна от концентрации соли абиетиновой кислоты в реагенте РБУ-М

Основные параметры бурового раствора на основе механоактивированного органопорошка РБЦ-4

№	Состав	Параметры

	пробы	Плотность ρ , г/см ³	Вязкость T , с	Водоотдач а В, см ³ /30 мин	Толщина корки К, мм	СНС θ_1 , Па	K_0 , м/сут
1	1 л. – вода 7 г. – NaOH 35 г. – РБЦ-4	1,02	25	7,5	1	0,05	7,9
2	1 л. – вода 7 г. – NaOH 50 г. – РБЦ-4	1,025	27	5,5	1	0,092	5,5
3	1 л. – вода 7 г. – NaOH 75 г. – РБЦ-4	1,025	33	3,5	1,2	0,12	3,7
4	1 л. – вода 7 г. – NaOH 100 г. – РБЦ-4	1,028	42	3	1,3	0,15	1,8
5	1 л. – вода 7 г. – NaOH 150 г. – РБЦ-4	1,028	50	3	1,5	0,175	0,3

Результаты лабораторных исследований влияния механоактивированных органопорошков (на основе древесного волокна хвойных пород деревьев с повышенным содержанием смолы) на свойства дисперсных систем различных типов буровых растворов позволяют авторам сделать следующие выводы рекомендательного характера:

- буровой раствор на основе реагента РБЦ-4 обладает высокими кальматирующими, структурообразующими, реологическими и смазывающими свойствами;

- при соответствующей химической обработке в процессе приготовления буровых промывочных жидкостей, обеспечивает приготовление высококачественных облегченных безглинистых промывочных жидкостей с плотностью до 1,02 - 1,03 г/см куб с весьма высокими структурно-механическими и реологическими показателями и возможностью их изменять в широких пределах, в зависимости от геолого-технических условий бурения скважин;

- в рецептурах буровых промывочных жидкостей органопорошок марки РБЦ-4 в отличие от глиен эффективно структурирует как пресные, так и соленащенные буровые промывочные жидкости различной степени минерализации;

- буровая промывочная жидкость на основе органопорошка существенно снижает трение бурового снаряда о стенки скважины при его вращении и спускоподъемных операциях, что достигается за счет достаточно высокой степени омыления смолистой составляющей органопорошка марки РБЦ-4 и высвобождения дитерпенов в процессе его приготовления;

- органопорошок марки РБЦ-4 является экологически безвредным продуктом, т.к. подвергается бактериологическому разложению, не образуя вредных веществ;

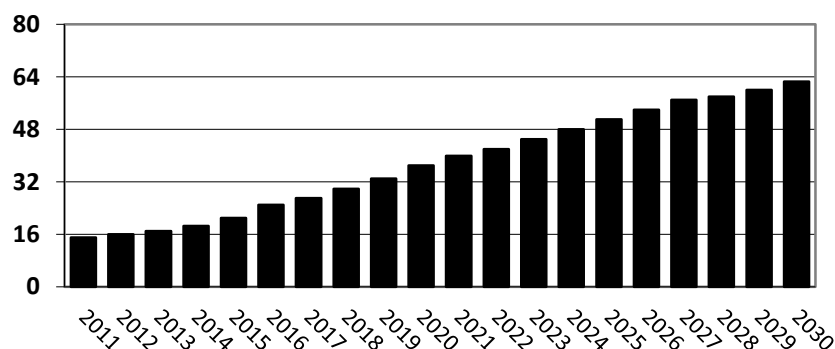
- регулирование структурно-механических и реологических параметров промывочных жидкостей, приготовленных на основе данного структурообразователя и кальматанта органопорошка РБЦ-4 можно производить в весьма широких диапазонах с применением традиционных буровых химических реагентов: полиакриламида, КМЦ, гипана, крахмальных реагентов и других отечественных и зарубежных химреагентов.

Технология и техника приготовления разработанного бурового универсального реагента марки РБЦ-4 защищена 5 патентами РФ на изобретения.

6.15. Буровой реагент для освоения шельфовых нефтегазовых месторождений «Peat-MA»

Повышение мировой потребности в углеводородном сырье и истощение его запасов на суше активизировали поисково – разведочные работы в акваториях морей и океанов, приведшие к существенному росту морской нефтегазодобычи. В 2010 – 2011 годах доли морской нефти и газа от мирового объема добычи составили, соответственно, 44 % и 35 %. Россия обладает около 21 % шельфа Мирового океана (свыше 6,2 млн. км²), при этом наиболее перспективный и доступный с точки зрения бурения шельф превышает 60 % площади ее акваторий. Общеизвестным является высокий углеводородный потенциал шельфа России – суммарные извлекаемые ресурсы оцениваются ведущими отечественными специалистами в 100 млрд. т., из которых газовая составляющая достигает 80 %. В соответствии с Энергетической стратегией РФ на период до 2030 г. освоение нефтегазовых месторождений на шельфе северных и дальневосточных морей является одним из стратегических направлений развития экономики (рис. 54).

■ Прогноз добычи нефти с меторождений шельфа РФ (млн тонн)



▨ Прогноз добычи газа с меторождений шельфа РФ (млрд куб. м)

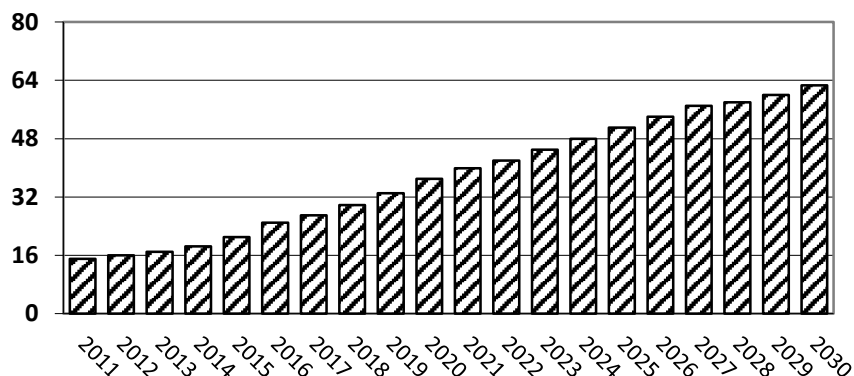


Рис. 54. Увеличение объемов добычи нефти и газа на шельфе РФ.

Кроме того нефтегазоносные площади на материковой части нашей страны (например Западно-Сибирский регион) в основном имеют низконапорные продуктивные горизонты. Для успешного их вскрытия при бурении скважин применяют облегченные промывочные жидкости, приготовленные из дорогостоящих зарубежных (США, Канада) бентонитовых глинопорошков стоимостью 1,2 – 1,5 \$ за килограмм и более, (например: Унифлок, ДК-дрилл, Сайдрил, Поликем-Д) которые содержат аномальное количество химреагентов, в том числе синтетических полимеров.

Такие промывочные жидкости, как известно, оказывают крайне недопустимую кальматацию (закупоривание) продуктивных горизонтов, вследствие чего на десятки

процентов снижается добыча полезных ископаемых. Так же, при этом происходит загрязнение акватории и практически неустраняемое экологическое загрязнение земных недр, вызванное чрезмерным количеством используемых синтетических трудно разлагающихся полимеров входящих в рецептуру промывочных жидкостей [1].

Значительную часть названных экологических проблем возможно решить путем использования специальных буровых очистных агентов и тампонажных растворов разработанных на основе экологически безопасных материалов органического происхождения (торфопорошки), прошедших специальную механо-химическую обработку. В связи с этим авторами статьи разработана эксклюзивная технология производства дешевого, экологически чистого бурового реагента «Peat-MA» (Peat - Mechanical Activation) для использования при бурении нефтегазовых скважин на шельфе и вскрытии низконапорных продуктивных горизонтов на материковых месторождениях. Непосредственно разработка рецептов и оценка эффективности регулирования параметров различных типов промывочных жидкостей реагентами типа «Peat-MA» проводилась научным коллективом кафедры ТТР МПИ. В качестве измельчающего устройства и механоактиватора при разработке технологии использовалась каскадная измельчительная машина центробежного типа МКЦ-4М (рис. 55) - так же авторская разработка кафедры.

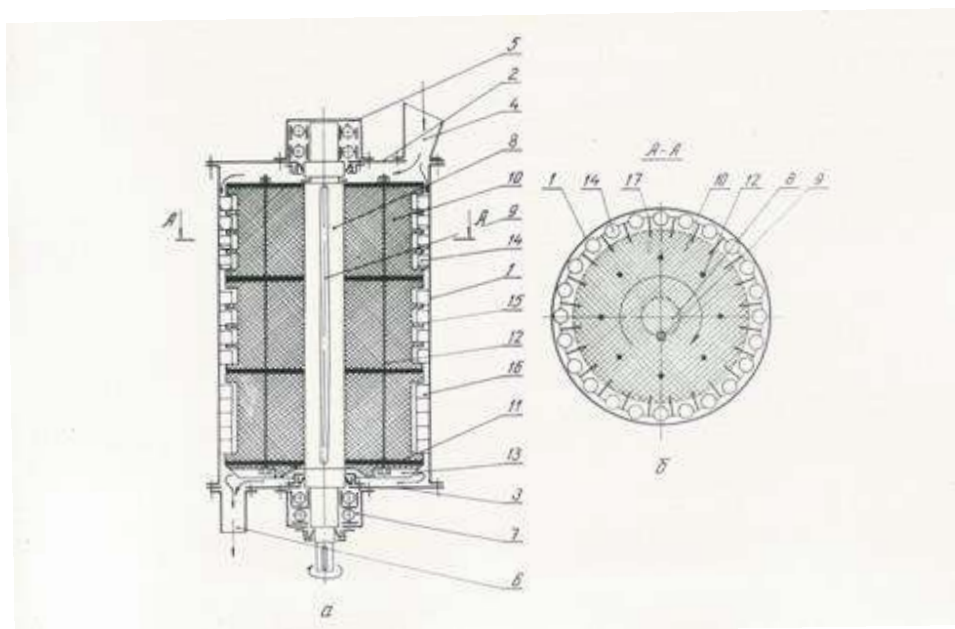


Рис. 55. Сема каскадной измельчительной машины центробежного типа МКЦ-4М.
1-корпус мельницы; 2 – крышка верхняя; 3 – нижняя плита; 4 – загрузочный патрубок; 5 – верхний подшипниковый узел; 6 – разгрузочный патрубок; 7 – нижний подшипниковый узел; 8 – вал ротора; 9 – шпонка; 10 – ротор; 11 – разделительный диск; 12 – стягивающие шпильки; 13 – выгребные лопатки; 14, 15, 16 – мелющие тела; 17 – толкающая пластина.

При выполнении значительного объема лабораторных работ решались следующие технико-технологические задачи:

- получение механоактивированных порошков путем их сверхтонкого измельчения на экспериментальном стенде каскадной центробежной мельницы;

- исследование структурно-механических и реологических параметров водных растворов и суспензий на основе механоактивированных порошков торфа «Peat-MA», применительно к требованиям параметров буровых промывочных жидкостей, используемых при бурении нефтяных скважин;

- модификация буровых промывочных жидкостей при обработке их буровым реагентом «Peat-MA»;
- исследование и оценка устойчивости к минеральной агрессии промывочных жидкостей, приготовленных на основе механоактивированных порошков торфа;
- исследование эффективности модификации технологических свойств буровых промывочных жидкостей, базовым материалом которых является реагент «Peat-MA», с использованием традиционных, применяемых в бурении химреагентов;
- аналитические исследования гидродинамики течения в циркуляционной системе буровой скважины промывочной жидкости на основе реагента «Peat-MA».

Механоактивированные порошки торфа для проведения вышеуказанных исследований готовились путем сверхтонкого измельчения высушенного торфа средней степени разложения на стенде каскадной центробежной мельницы МКЦ-4. При этом одна проба торфа проходила два цикла измельчения в прямоточном режиме, а вторая проба четыре цикла измельчения. В результате был получен торф измельченный дважды и четырежды. Задачей исследований являлось определение предела измельчаемости торфа и необходимая степень его механоактивации для использования в качестве бурового реагента. Суспензия на водной основе была получена путем щелочного гидролиза механоактивированного торфа. Целью начальных исследований был поиск наиболее эффективного соотношения: диспергированный торф - гидроксид натрия - вода. Как следует из табл. 1 и табл. 2 наиболее оптимальными параметрами данной промывочной жидкости являются: плотность $\rho = 1,028 \div 1,03$ г/см³; условная вязкость $T = 20 \div 25$ с; водоотдача $B = 21 \div 25$ см³/30 мин; толщина корки $K \leq 3$ мм; статическое напряжение сдвига $\Theta_1 = 0 \div 0,009$ Па и $\Theta_{10} = 0 \div 0,0045$ Па. Данные параметры бурового раствора достигаются при соотношении: 100 г тонкодисперсного торфа, 7,5 ÷ 10 г гидроксид натрия и 1,5 л воды. При этом наиболее выгодные параметры получаются при щелочном гидролизе торфа двойного помола в соотношении: 100 г торфа, 10 г гидроксид натрия и 1,5 л воды.

Следует отметить, что малые значения статического напряжения сдвига Θ_1 и Θ_{10} (соответственно динамического напряжения сдвига) при наличии оптимальных значений других параметров позволяют существенно снизить энергозатраты на работу забойных двигателей турбобуров и значительно уменьшить кальматацию продуктивных горизонтов, а следовательно увеличить нефтеотдачу данных горизонтов и сократить сроки освоения эксплуатационных скважин.

Исследование физико-химической совместимости бурового реагента «Peat-MA» с другими типами буровых реагентов проводились на рецептурах глинистых растворов наиболее часто используемых в нефтегазовом бурении. Проведенные исследования показали, что применение реагента «Peat-MA» позволяет повысить вязкость (T) в 1,5 - 2 раза при весьма незначительном повышении статического напряжения сдвига (Θ_1 и Θ_{10}).

Однако при этом значительно увеличивается водоотдача (B) с 12 до 30 см³/30 мин и толщина корки (K) с 2 до 4 мм соответственно. Поскольку вязкость глинистого раствора увеличивается на 15 ÷ 20 %, а статическое напряжение сдвига уменьшается примерно в таких же пределах при незначительном уменьшении водоотдачи, бурение нефтяных скважин такими специальными глинистыми промывочными жидкостями будет существенно снижать кальматацию продуктивных горизонтов, тем самым повышая их нефтеотдачу.

Исследование устойчивости к минеральной агрессии промывочной жидкости с добавлением гидролизованного реагента «Peat-MA» проводились путем сравнения параметров данной промывочной жидкости и глинистых растворов с достаточно высокой плотностью (ρ), равной 1,11 и 1,16 г/см³ в процессе их обработки хлористым натрием NaCl. Лабораторные исследования показали, что даже при такой большой разнице содержание твердой фазы сравниваемых промывочных жидкостей: $\rho = 1,02 \div 1,03$ г/см³ у раствора на

основе «Peat-MA», и $\rho = 1,1 \div 1,6 \text{ г/см}^3$ у глинистых растворов, первая промывочная жидкость более устойчиво сохраняет свои структурно-механические и реологические параметры при добавке NaCl 1÷2 %. Установлено, что при повышении содержания твердой фазы (т. е. плотности) устойчивость к минеральной агрессии промывочной жидкости на основе гидролизованного реагента «Peat-MA» повышается (см. табл.4,5,6,7). Следует так же отметить, что при увеличении степени минерализации дисперсионной среды исследуемой промывочной жидкости в виде водного раствора реагента «Peat-MA» ее вязкость изменяется незначительно, что очень важно в ряде случаев, например, для работы турбобуров в нефтегазовом бурении.

Исследование возможностей регулирования свойств буровых промывочных жидкостей путем применения гидролизованного реагента «Peat-MA», проводились с использованием самых распространенных в бурении реагентов - ПАА (гидролизированный полиакриламид) и КМЦ (карбоксиметилцеллюлоза) (табл. 8,9).

КМЦ - продукт взаимодействия целлюлозы с гидроксидом натрия и монохлоруксусной кислотой. Как реагент КМЦ используют в виде водного раствора, обычно 10 % концентрации, для чего КМЦ предварительно растворяют. Чем выше степень полимеризации карбоксиметилцеллюлозы, тем более устойчив буровой раствор к солевой агрессии и тем эффективнее снижает водоотдачу. Высоковязкие КМЦ способны снижать водоотдачу очень сильно. В растворе с небольшим содержанием твердой фазы добавка КМЦ может вызывать разжижение. Однако при достаточно высоком содержании твердой фазы КМЦ усиливает структурообразование, объединяя частицы, находящиеся даже за пределами действия молекулярных сил. Отличительной особенностью полученных результатов, при добавлении КМЦ в буровой раствор на основе гидролизованного реагента «Peat-MA», является малая плотность, порядка $1,03 \text{ г/см}^3$ и низкий показатель водоотдачи $7 \div 10 \text{ см}^3/30 \text{ мин}$ (см. табл.8). Оптимальная концентрация карбоксиметилцеллюлозы в растворе гидролизованного реагента «Peat-MA» порядка 5 %.

Полиакриламид получают путем преобразования ряда синтетических веществ: этилен, окись этилена и др., а водные и щелочные растворы ПАА являются полиэлектролитами. Наличие зарядов в молекулах полимера обуславливает их адсорбцию на бурильных трубах, на стенках скважины и частицах горной породы, оказывая ингибирующее действие. ПАА вводится в промывочные жидкости в виде 1÷2 % - го раствора. В результате лабораторных исследований выявлено, что при добавлении ПАА в буровой раствор на основе гидролизованного реагента «Peat-MA», значительно снижается его водоотдача и статическое напряжение сдвига.

Лабораторными исследованиями свойств гидролизованного реагента «Peat-MA» установлено следующее:

- разработанный буровой реагент позволяет регулировать структурно-механические и реологические параметры в весьма высоких пределах: условная вязкость $T=17 \div 18 \text{ с}$; водоотдача $B=4 \div 20 \text{ см}^3/30 \text{ мин}$; статическое напряжение $\Theta_1 \approx 0,1 \div 0,5 \text{ Па}$ и $\Theta_{10} \approx 0,15 \div 0,6 \text{ Па}$; плотность данных промывочных жидкостей при этом имеет крайне малые значения в пределах $\rho=1,01 \div 1,03 \text{ г/см}^3$;

- обработка промывочной жидкости гидролизированным реагентом «Peat-MA» позволяет получить облегченную промывочную жидкость плотностью до $\rho=0,01 \text{ г/см}^3$ с уникальными параметрами для такой малой величины плотности известных буровых промывочных растворов: условная вязкость $T=18 \div 20 \text{ с}$; водоотдача $B=10 \div 12 \text{ см}^3/30 \text{ мин}$; статическое напряжение $\Theta_1 \approx 0,1 \div 0,25 \text{ Па}$ и $\Theta_{10} \approx 0,04 \div 0,06 \text{ Па}$;

- промывочная жидкость на основе «Peat-MA», после дополнительной обработки химреагентами имеет весьма невысокие значения статического напряжения сдвига и условной вязкости, что существенно снижает энергозатраты на работу турбобуров и насосных станций.

Теоретические исследования гидродинамики течения в трубопроводах промывочных жидкостей на основе реагента «Peat-MA», применительно к промывке буровых скважин, дают основания однозначно утверждать о многократном снижении кавитационной физико-химической эрозии бурового оборудования. Это в первую очередь относится к значительному снижению вышеуказанного износа бурильных труб и их соединений, турбобуров и других погружных механизмов.

В целом вышеуказанные отличительные особенности буровых жидкостей на основе механоактивных порошков торфа «Peat-MA» позволяют:

- значительно повысить дебит продуктивных нефтеносных пластов при бурении и освоении скважин;
- увеличить механическую скорость бурения нефтегазовых скважин;
- снизить в ряде случаев энергозатраты на процесс бурения;
- снизить износ бурового оборудования и инструмента;
- исключить экологическое загрязнение среды, особенно при бурении на шельфе.

На основе разработанной технологии и техники модификации органических полимеров, методом механоактивации возможно открытие стационарного, много тоннажного, достаточно компактного и быстро окупаемого производства универсального экологически чистого бурового реагента «Peat-MA» или серийный выпуск малогабаритных измельчительных комплексов, для производства выше названного реагента непосредственно в районе прибрежном к нефтепромыслу, имеющем в достатке исходное сырье – торф. Дополнительно данная технология и техника сверхтонкого измельчения и механоактивации позволит производить различные импортозамещающие, экологически безопасные буровые реагенты (структурообразователи, понизители водоотдачи, смазывающие добавки, кальматанты и др.) в промышленных объемах. Использование последних при приготовлении высококачественных буровых растворов и тампонажных смесей позволит повысить механическую скорость бурения на 25-40 %, сократить временные и материальные затраты на сооружения скважин до 20%, снизить абразивный износ бурового оборудования в 10 раз, повысить на сотни процентов добычу жидких и газообразных ископаемых, а главное - полностью исключить экологическое загрязнение окружающей среды техногенными флюидами используемыми при бурении скважин, как на шельфе, так и на материке.

7. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

7.1. Меры безопасности при работе с промывочными жидкостями

Все работы по приготовлению промывочных жидкостей и их химической обработке должны проводиться в полном соответствии с правилами безопасности при геологоразведочных работах. Особое внимание следует обратить на оборудование

механизмов для приготовления промывочных жидкостей надежными ограждениями, на соблюдение правил пуска механизмов после осмотра и текущего ремонта.

Во время работы мешалок запрещается проталкивать торф и другие материалы в люки ломами, лопатами и другими предметами, снимать с люка крышку и брать пробу раствора через люк. Вращение лопастей и ротора и лопастей должно быть обязательно проведено перед пуском, крышки люков и отводных патрубков не должны пропускать раствор. Насосы должны иметь предохранительные клапаны.

Работать с реагентами, особенно щелочами и кислотами, необходимо в специальной одежде, включающей резиновые перчатки, очки или специальную маску с очками, респиратор, резиновые фартук и сапоги, с соблюдением правил безопасности при работе с щелочами и кислотами. Следует понимать, что попадание кислот и щелочей на кожу вызывает опасные ожоги. Порошкообразные, и жидкие в виде брызг и тумана кислоты и щелочи раздражают дыхательные пути иногда до язв. При длительной работе с растворами щелочей и кислот без соблюдения правил техники безопасности наблюдаются воспалительные процессы в виде покраснений и язв, кожа становится рыхлой. Попадание щелочей и кислот в глаза может вызвать потерю зрения.

Кожу или одежду, на которую попала щелочь, следует незамедлительно промыть разбавленной кислотой (рекомендуется 10 %-ный раствор уксусной кислоты). Запас такой кислоты должен быть обязательно на месте работ. Для промывки глаз в аптечке должен быть специальный стаканчик и марлевые салфетки. Кожу и одежду очищать от кислоты следует 10 %-ным раствором двууглекислой (чайной) соды.

Все работающие на приготовлении и химической обработке промывочных жидкостей должны пройти вводный инструктаж по технике безопасности, инструктаж на рабочем месте, а также регулярно, в установленные сроки, проходить повторные инструктажи.

А также должны выполняться следующие требования:

Площадка для приготовления раствора по размерам должна обеспечивать удобное обслуживание, иметь прочный настил (пол) из досок толщиной не менее 20 мм и дренажные канавки для отвода жидкости.

Вокруг люка глиномешалки, должен устанавливаться помост шириной не менее расстояния между перилами и трапами к нему.

Люк глиномешалки должен закрываться решеткой с заглушкой. Ячейки решетки могут иметь размер 10х10 см.

Земляные хранилища бурового раствора должны иметь ограждение не менее 1 м или перекрываться настилом.

На стационарной, передвижной и самоходной буровой должны быть освещены следующие объекты:

- а) рабочее место у станка и устье скважины;
- б) полати, площадка для кронблока или подвешенный блок;
- в) двигатель и насос;
- г) лестницы;
- д) слесарный верстак;
- е) приемный мост;
- ж) входы в буровую и отстойники промывочной жидкости;

Самоходные и передвижные буровые установки, питающиеся энергией от двигателя автомобиля, трактора, могут освещаться прожекторами или фарами, направленными к устью скважины, насосу, полатам бурового оборудования. Освещение не должно ослеплять рабочих.

В качестве аварийного освещения должны применяться переносные электрические лампы напряжением до 36 В или переносные керосиновые фонари закрытого типа. Применение факелов и других источников открытого огня для аварийного освещения запрещается.

Современная хозяйственная деятельность человека связана с все увеличивающимся воздействием на окружающую среду. Особую опасность представляют собой отходы производства. Не случайно поэтому, охрана окружающей среды стала одной из важнейших экономических и социальных задач, находящихся под пристальным вниманием.

При бурении промывочными жидкостями на основе механоактивированных порошков торфа должны соблюдаться общие для всех видов бурения, мероприятия по охране окружающей среды.

Буровой агрегат должен проверяться в начале смены машинистом буровой установки и периодически, но не реже одного раза в декаду, буровым мастером.

Результаты проверки следует заносить в буровой журнал, а обнаруженные неисправности устранять до начала работ.

Во время работы буровых станков запрещается:

а) переключать скорости лебедки и вращателя, а также переключать вращение с лебедки на вращатель и обратно до их полной остановки;

б) заклинивать рукоятки управления машин и механизмов;

в) пользоваться патронами шпинделя с выступающими головками зажимных болтов.

Во время спускоподъемных операций запрещается:

а) работать на лебедке с неисправными тормозами;

б) стоять в непосредственной близости от спускаемых (поднимаемых) труб и элеватора;

в) спускать трубы с не полностью завинченными резьбовыми соединениями;

г) производить быстрый спуск на всех уступах и переходах в скважине;

д) держать на весу талевую систему под нагрузкой или без нее при помощи груза, наложенного на рукоятку тормоза или путем ее заклинивания;

е) проверять или чистить резьбовые соединения голыми руками.

Запрещается охлаждать трущиеся поверхности тормозных шкивов водой, глинистым раствором.

Все операции по свинчиванию и развинчиванию сальника, бурильных труб и другие работы на высоте более 1,5 м, требуется производить со специальных полатей и площадок или переносных лестниц, огражденных перилами.

При кратковременных остановках бурения необходимо приподнять бурильные трубы на высоту, исключающую возможность их прихвата.

Подтягивание бурильных труб диаметром 63,5 мм и выше от устья скважины к подсвечнику и обратно, а также к полатам верхового рабочего на расстояние не более 0,7 м должно осуществляться с помощью специальных приспособлений (крючка, захвата и др.).

Находящиеся на полатах крючки для подтягивания, установки свечей за палец должны быть привязаны.

Соединять и отвинчивать вертлюг-сальник от рабочей трубы следует только штанговыми ключами.

После окончания разведочных буровых работ на скважине необходимо выполнить следующее:

а) засыпать все ямы и шурфы, оставшиеся после демонтажа буровой;

б) герметизировать устье скважины;

в) выровнять площадку.

Запрещается:

а) во время подъема бурильных труб очищать их непосредственно руками от глинистого раствора; очистка должна производиться механическим способом;

б) оставлять свечи, не заведенными за палец полатей;

в) составлять свечи бурового инструмента такой длины, что при выполнении спускоподъемных операций верховой рабочий вынужден становиться на перила полатей или работать с лестниц;

г) перемещать в шпинделе бурильные трубы, а также свинчивать и развинчивать их во время вращения шпинделя;

д) поднимать бурильные, колонковые и обсадные трубы из горизонтального положения в вертикальное со скоростью лебедки на прямом канате.

Для ограничения предельной высоты подъема элеватора (фарштуля, талевого блока) и предупреждения затягивания его в кронблок или подвесной блок в вышке или мачте требуется установить противозатаскиватель или на подъемном канате в надлежащем месте должна быть нанесена ясно видимая метка.

Подкладная вилка должна иметь скобу для держания и загнутый кверху конец рукоятки.

При работе лебедкой с помощью рукоятки ручного подъема следует:

а) правильно сочетать действия рукояток ручного подъема и тормоза;

б) по прекращении работы немедленно снять со станка рукоятку подъема.

Перекрепление патронов шпинделя необходимо производить при выключенном вращателе и полной остановке шпинделя.

Разрешается свинчивание и развинчивание рабочего наконечника и извлечение керна из подвешенной колонковой трубы при соблюдении следующих условий:

а) труба удерживается на весу тормозом, управляемым буровым мастером, причем для подвески трубы запрещается применять полуавтоматические элеваторы и фарштули;

б) если расстояние от нижнего конца трубы до пола не более 0,2 м.

При извлечении керна из колонковой трубы запрещается:

а) поддерживать руками снизу колонковую трубу, находящуюся в подвешенном состоянии;

б) проверять рукой положение керна в подвешенной колонковой трубе.

При использовании полуавтоматических элеваторов не обходимо:

а) проверять перед началом работы исправность их запоров, упорного подшипника подвесной головки, вращение подвесной головки;

б) содержать элеваторы и наголовники в чистоте;

в) производить операции, связанные с расхаживанием, перемещением и заменой бурового снаряда, только на фарштуле;

г) навинчивать свечу при ослабленном канате;

д) поднимать элеватор по свече, без рывков, со скоростью, не превышающей второй скорости лебедки на прямом канате;

е) довинчивать наголовники ключом или вилкой;

ж) обеспечить буровую бригаду шахтерскими касками. Запрещается применять полуавтоматические элеваторы при работе со свечами "на вынос".

Механизмы для свинчивания и развинчивания бурильных труб должны быть установлены на прочном основании, закреплены и отцентрированы по оси скважины и кронблока.

При свинчивании и развинчивании бурильных труб с помощью механизмов запрещается:

а) держать руками вращающуюся свечу;

б) вставлять или снимать вилки в прорези замка свечи при включенном двигателе механизма;

в) пользоваться ведущими вилками с удлиненными рукоятками без защелок и с разработанными зевами, превышающими размеры прорезей в замках и ниппелях более чем на 2,5 мм;

г) откреплять сильно затянутые резьбовые соединения одновременно с помощью трубных ключей;

д) стоять в направлении усилия водила в начальный момент открытия резьбового соединения.

7.2. Производственная санитария

Используемые в бурении промывочные жидкости в той или иной степени неизбежно загрязняют окружающую среду. Промывочная жидкость и ее компоненты при попадании в грунтовые и подземные воды, поверхностные водоемы, почву и атмосферу отрицательно влияют на окружающую среду. Бурение с промывкой скважин, как правило, связано с применением больших объемов материалов различной степени токсичности и с различным содержанием углеводородных соединений, представляющих опасность для окружающей среды, как флоры, так и фауны. Из практики бурения известно, что почва, подверженная воздействию промывочной жидкости, лишена растительности на долгие годы. Проблемы защиты окружающей среды обостряются, когда бурение ведут вблизи водоемов. В этих условиях возникает опасность отравления большого количества фауны, вследствие попадания в водоемы с поверхности или через проницаемые горизонты, вскрытые скважиной, токсичных компонентов промывочной жидкости. При этом наиболее опасными, с точки зрения токсичности, являются органические составляющие промывочной жидкости с низкой относительной молекулярной массой, соединения хлора, а также поверхностно-активные вещества, нефть и нефтепродукты. В комплекс природоохранных предприятий при использовании промывочных жидкостей входят предупредительные мероприятия, связанные с рекультивацией земель после окончания бурения скважины. Предупредительные мероприятия сводятся к организации работ, которые бы исключали потери вредных компонентов, уменьшали бы потребность в промывочных жидкостях и их компонентах, загрязняющих окружающую среду. К ним относятся следующие:

а) соответствующая организация транспортировки реагентов и готовых промывочных жидкостей. Такие не сложные меры, как затаривание рассыпных реагентов, максимальное сохранение заводской упаковки, герметизация емкостей, применяемых при перевозке реагентов и промывочных жидкостей, весьма эффективны и не требуют значительных затрат;

б) надежное хранение промывочных жидкостей и всех их компонентов. Предупреждение утечек промывочных жидкостей из желобной системы, предупреждение попадания и перетока дождевых вод через желобную систему;

в) непригодные промывочные жидкости целесообразно складировать в бункерах-накопителях с последующей утилизацией или обезвреживанием;

г) сбор буровых сточных вод с пола буровой. Для этого площадка под буровую установку должна быть подготовлена соответствующим образом;

д) выбор и применение нетоксичных или малотоксичных промывочных жидкостей и материалов для регулирования их свойств;

ж) предупреждение поглощения промывочной жидкости, а при возникновении - быстрая и надежная его ликвидация. Это важно не только с точки зрения предупреждения загрязнения водоносных зон, которые могут использоваться для питьевого и хозяйственного водоснабжения, но и сокращения потерь при транспортировке.

Обязательным условием успешной рекультивации земли после завершения бурения скважины является ликвидация желобной системы с предварительным сбором шлама, удалением из отстойников и приемных емкостей промывочных жидкостей или ее обезвреживанием. В противном случае при засыпке приемных емкостей промывочная жидкость будет вытеснена на поверхность и загрязнит плодородный слой земли.

Безвредный шлам засыпают в отстойниках и приемных емкостей. Шлам, содержащий вредные вещества, необходимо складировать с последующим обезвреживанием и засыпкой. Шлам нефтеэмульсионных растворов следует подвергать высокотемпературной термической обработке.

Все работы, связанные с уничтожением вредных промывочных жидкостей, должны согласоваться с санитарной службой в районе работ.

В настоящее время большое внимание уделяется созданию новых экологически чистых промывочных жидкостей. Торф, крахмал, какао-велла как сырье для приготовления промывочных жидкостей - экологически чистые и безопасные материалы.

7.3. Меры пожарной безопасности

При установке буровой, в радиусе 50 м, рабочая площадка должна быть очищена от валежника, листьев и травы.

Трубы от двигателей и печей должны быть выведены не менее чем на 1,5 м выше откоса буровой и снабжены искрогасителями. При прохождении выхлопной трубы через деревянные конструкции или около них зазор между трубой и конструкцией должен составлять не менее 15 см, а трубу необходимо обернуть асбестом.

Пол под печкой и возле нее на расстоянии 0,5 м, а со стороны топки - 0,7 м должен быть покрыт листовой сталью. У печки стенка буровой должна быть изолирована песком между листом и стенкой буровой слоем не менее 10 см. Расстояние от стенки до печки должно быть не менее 0,7 м.

Для выключения электроэнергии, питающей буровую, требуется предусмотреть отключающее устройство, расположенное снаружи на расстоянии не менее 5 м от буровой.

Запрещается:

а) в буровой разводить открытый огонь и применять факелы и другие источники открытого пламени для освещения;

б) утеплять буровую обшивкой легковоспламеняющимися материалами;

в) располагать электропроводку в буровой в местах возможного ее повреждения буровым снарядом или инструментом при ремонте;

г) хранить ГСМ в металлических бачках ближе 15 м от буровой, при обшитой вышке высотой более 15 м не ближе 50 м от вышки.

При установке в буровой двигателей внутреннего сгорания под них должен устанавливаться металлический противень для сбора стекающего горючего и масла, которые необходимо систематически убирать.

Пол помещения, в котором устанавливаются двигатели внутреннего сгорания, должен быть защищен от возгорания обивкой листовой сталью по асбесту на расстоянии 0,5 м вокруг двигателя.

Глушитель следует систематически очищать от нагара.

Бак двигателя должен иметь объем, который рассчитан не более чем на 8 ч работы, но не более 50 л.

Запрещается:

а) работающий двигатель заправлять ГСМ, а также пользоваться открытым огнем при заправке баков с горючим и для определения уровня горючего в баке;

б) разогревать масло- и топливопроводную систему двигателя открытым огнем (факелами, паяльной лампой) и допускать работу двигателя с неисправной подводкой горючего (подтекание).

Все буровые установки должны быть обеспечены противопожарным инвентарем в следующих количествах:

- огнетушители на буровые вышки с приводом от электродвигателя — один пенный, один углекислотный, на буровые с приводом от двигателя внутреннего сгорания - 2 пенных огнетушителя;

- ящики объемом 0,5 м³ с песком и лопатой - 2 комплекта (один в буровой и один у входа в буровую);

- бочки с водой емкостью 250 литров - 1 шт.

- ведра пожарные - 2 шт.
- комплект шанцевого инструмента (топор, багор, лом) -2 комплекта

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Подгорнов Ю.М. Эксплуатационное и разведочное бурение на нефть и газ – Учеб. пособие для рабочих на производстве. М.: Недра, 1988
2. Овчинников В.П., Грачева С.И., Фролов А.А. – Справочник бурового мастера. – Научно-практическое пособие в 2-х томах. М.: «Инфра-Инженерия», 2006.
3. Рябченко В. И. Управление свойствами буровых растворов. М.: Недра, 1990.
4. Рязанов Я.А. Энциклопедия по буровым растворам. Оренбург: «Летопись», 2005-664с.
5. Ахмадеев Р.Г., Данюшевский В.С. Химия промывочных и тампонажных жидкостей: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1981. - 152 с.

6. Круглицкий Н.Н., Агабалянц Э.Г. Методы физико-химического анализа промывочных жидкостей. - Киев: Техника, 1972
7. Малахова А.Я. Физическая и коллоидная химия. - Минск: Высшая школа, 1981. - 304 с.
8. Киреев В.А. Курс физической химии. - М.: Химия, 1975. - 776 с.
9. Ребиндер П.А. Поверхностные явления в дисперсных системах. - М.: Наука, 1979. - 381 с.
10. Дедусенко Г.Я., Иванников В.И., Липкес М.И. Буровые растворы с малым содержанием твердой фазы. - М.: Недра, 1985. - 160 с.
11. Паус К.Ф. Буровые промывочные жидкости. - М.: Недра, 1967. - 310 с.
12. Промывочные жидкости и тампонажные растворы (физикохимия и основы применения) // Булатов А.И., Круглицкий Н.Н., Мариампольский Н.А., Рябченко В.И. - Киев.: Техника, 1974.
13. Грей Дж. Р., Дарли Г.С. Состав и свойства буровых агентов (промывочных жидкостей): Пер. с англ. - М.: Недра, 1985. - 509 с.



МИНОБРНАУКИ РФ

**ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный
университет»**

Л. И. Кралина, Ф. П. Сердюков, Г. А. Усов

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ В БУРЕНИИ

**Учебно-методическое пособие
к практическим занятиям и самостоятельной работе
по профилирующим дисциплинам
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки
21.05.02 Прикладная геология
очного обучения**

**Екатеринбург
2020**

ВВЕДЕНИЕ

Настоящее учебно-методическое пособие предназначено в помощь преподавателям и студентам при проведении занятий по бурению скважин, а также для подготовки курсовых и квалификационных работ по профилирующим дисциплинам. Сборник выполнен для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки и 21.05.02 Прикладная геология. При выполнении работ используются справочные материалы, которые приведены в таблицах каждого расчета. Большинство работ рассчитано на выполнение и оформление непосредственно на занятиях. Если работа не закончена, то с разрешения преподавателя она может быть оформлена и сдана к следующему занятию.

В конце приводится список литературы, использованной при написании данного учебно-методического пособия.

Расчет №1

Расчет предельного значения кернопотерь

1. Расчет предельного значения кернопотерь

$$B_k^{\min} = F(\text{НП}, \text{И}, [m_k]).$$

При НП, И $[m_k]$ табличные значения (см. таблицу) расчет по формуле для реального (различного) B_k и по данным лабораторных анализов $P, P_k, P_{\text{сред}}$

$$B_k^{\min} = \frac{(\text{НП}-1)*\text{И}}{(\text{НП}-1)*\text{И}+m_k^{\text{доп}}} * 100 \%$$

где $B_k^{\min}$ - выход керна минимальный, %;
 НП- неоднородность оруденения, %;
 И- избирательность кернопотерь, %;
 $m_k^{\text{доп}}$ - погрешность опробования, %.

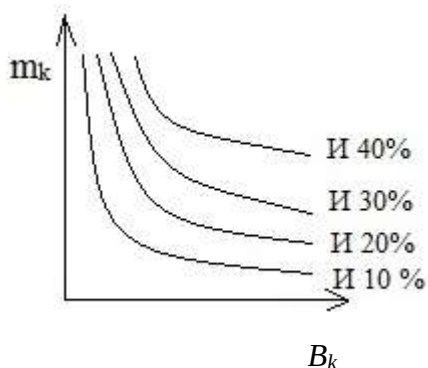
Группировка месторождений по значениям НП и И

Группы и типы руд	Примеры руд и месторождений	Характерные значения	
		НП, %	И
I. Сплошные массивные			
I.1. Мономинеральные	Сплошные мартитовые, магнетитовые, гидромагнетитовые и другие богатые железные руды криворожского типа, сплошные мономинеральные руды каменной соли, бокситы Боксонского месторождения, тальк Алгуйского месторождения и т. п.	1,2±10	40±15
I.2. Полиминеральные	Сплошные колчеданные медные и медно-цинковые месторождения уральского типа, сплошные полиметаллические руды Горевского, Риддер-Сокольного и других месторождений.	4±10	15±10
	Апатиты Ошурковского месторождения и т. п.	2,5±10	20±10
II. Вкрапленные			
II. 1. В массивных изверженных и осадочных породах	Вкрапленные руды полиметаллических месторождений Садовое, Миргалимсай. медные руды Алмалыка, редкометалльных месторождений Белозиминское, Африкандское и т. п.	6,5±10	7± 5
II. 2. В жилах и дайках	Руды жильных золоторудных месторождений Средней Азии, Забайкалья, Якутии, оловянных и вольфрамовых месторождений Приморья, Якутии и др.	16±5	5±4
III. Прожилково- и слоисто-вкрапленные			
III. 1. Руды штокверковых месторождений	Руды вольфрамовых, молибденовых, медно-молибденовых месторождений Забайкалья, Казахстана и Средней Азии	6,5±5	10±8
III. 2. В линейно-вытянутых зонах трещиноватости	Руды полиметаллических месторождений Алтая, Средней Азии, Прибайкалья, оловянных месторождений Комсомольского района, ртутных месторождений Терлиг-Хая и частично Никитовки и т. п.	8,3±6	10±8
IV.Прожилковые, слоистые и переливающиеся			
IV. 1. Прожилковые	Медные руды месторождения Дальнего: никель-кобальтовые руды Тувинской АССР, асбестовое месторождение Молодежное; оловянные - Тарбальджей, Иигода, Хрустальное; золотые - Советское, Коммунар и др.	3,3±15	25±15
IV. 2. Переслаивающиеся и полосчатые	Железистые кварциты Кольского полуострова, Кривого Рога, сферосидериты Дагестана	1,7±10	30±15
V. Прожилково-гнездовые			
V. Прожилково-гнездовые	Руды ртутных месторождений Средней Азии (Хайдаркан, Акташ, Чувай), отдельных участков Никитовки и др. Мусковит Луговского, Чуйского и Согдиондонского месторождений	20±10 6,5±5	4±3 8±5

2. Изучение влияния выхода керна на погрешность опробования для различных сортов руд (для бакалаврской работы)

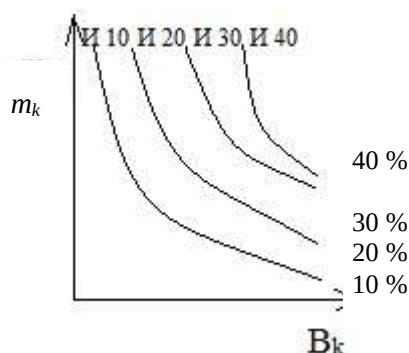
Слабонеоднородные руды **НП=2**

$m_k \backslash И$	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	...	...
10 %	...	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	...			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	...	...	B_k^{5-4}

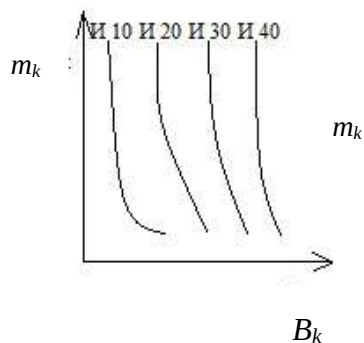


Средненеоднородные руды **НП=6**

$m_k \backslash И$	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	...	...
10 %	...	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	...			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	...	...	B_k^{5-4}



Сильнонеоднородные руды **НП=15**



$m_k \backslash И$	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	...	...
10 %	...	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	...			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	...	...	B_k^{5-4}

3. Основные аналитические задачи:

- 3.1. Для каких руд избирательность истирания более всего влияет на погрешность опробования?
- 3.2. При какой избирательности и в каких сортах руд наибольший эффект дают мероприятия по повышению выхода керна?
- 3.3. Постройте таблицу нормативных значений минимального выхода керна, при допустимой погрешности $m_k=5\%$ (10 %, 15 %, 20 %, 25 %) для всех сортов руд (для всех табличных комбинаций НП и И).

Расчет №2

Определение рациональной частоты вращения бурового снаряда при твердосплавном бурении, рад/с

$$n = \frac{60 \cdot 0,105 \omega_0}{\pi \cdot D_0} \approx \frac{2 \cdot \omega_0}{D_0} ;$$

$$n = \frac{60 \cdot \omega_0}{\pi \cdot D_0} \approx \frac{20 \cdot \omega_0}{D_0} .$$

Таблица исходных данных

Обозначение	Наименование	Ед.изм	Пределы изменения		Примечание
			от	до	
ω_0	Окружная скорость движения резцов	м/с	1,0 крепкие породы (УІ-УІІІ кат.)	3,0 мягкие породы (ІІ-ІУ кат.)	Ограничивается сверхнормативным износом
D_0	Средний диаметр коронки	м	$46 \cdot 10^{-3}$	$223 \cdot 10^{-3}$	Стандарт
n_0	Частота вращения	Рад/с об/ мин	9,3 93	65 500	Ограничение техническими условиями бурения

Расчет №3

Минимальная (критическая) частота вращения шнекового снаряда, рад/с

$$n_{\min} = \frac{30}{\pi} * \frac{\sqrt{g * (\tan a + f)}}{f' * R * (1 - f * \tan a)}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Единица измерения	Пределы измерения	
			от	до
R	Радиус вала шнека	м	$50 * 10^{-3}$	$89 * 10^{-3}$
a	Угол подъема винтовой ленты	град	10	30
f	Коэффициент трения породы о шнек	-	0,25	1,4
f'	Коэффициент трения породы о породу	-	0,2	1,5
g	Ускорение силы тяжести	м/с ²	9,8	

Основные аналитические задачи

- 1.1. Оцените влияние коэффициента трения породы о шнек и породы о породу на $n_{\min}$. Постройте графики зависимости $n_{\min}$ от f и f' для различных значений R и a .
- 1.2. Оцените влияние конструктивных параметров шнека (R и a) на $n_{\min}$ для вязких ($f'=1,5$; $F=0,25$). Постройте графики.

Расчет №4

Определение критической скорости восходящего потока и расхода очистного агента по предельным нормативным характеристикам (для воды малоглинистых растворов)

1. Критическая скорость восходящего потока очистного агента, м/с:

$$U_{kp} = K_{\phi} \sqrt{\frac{d_u(\gamma_p - \gamma_r)}{\gamma_r}}.$$

2. Рациональная скорость восходящего потока, м/с:

$$U_p = U_{kp} + U.$$

3. Расход промывочной жидкости, обеспечивающий рациональную скорость движения восходящего потока, м³/с:

$$Q_{kp} = U_p * \frac{\pi(D_{скв}^2 - d_{бур.тр.}^2)}{4}.$$

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
K_{ϕ}	Коэффициент формы частиц шлама	-	2,5 (плоские)	5,11 (ид. шар)
d_u	Диаметр (средний размер) частиц	м	$0,1 \cdot 10^{-3}$	$1,5 \cdot 10^{-3}$
γ_p	Удельный вес горной породы, руды	т/м ³	2,0	5,5
γ_r	Удельный вес раствора	т/м ³	1	1,15
U	Желательная скорость движения шлама вверх	м/с	0,1	0,3
$d_{бур.тр.}$	Диаметр бурильной колонны, номинальный (без учета износа)	м	$32 \cdot 10^{-3}$	$73 \cdot 10^{-3}$
$d'_{бур.тр.}$	Диаметр бурильной колонны, с учетом износа	м	$30 \cdot 10^{-3}$	$70 \cdot 10^{-3}$
$D_{скв}$	Диаметр скважины, номинальный	м	$46 \cdot 10^{-3}$	$225 \cdot 10^{-3}$
$D'_{скв}$	Диаметр скважины, с учетом разработки ствола	м	$47 \cdot 10^{-3}$ $230 \cdot 10^{-3}$	$50 \cdot 10^{-3}$ $250 \cdot 10^{-3}$
$D''_{скв}$	Диаметр скважины, с учетом каверн	м	По геолого-геофизическим и гидрогеологическим данным $D_{скв} \quad 500 \cdot 10^{-3}$	
Q	Расход очистного агента	м ³ /с л/мин	0,0002 10,0	0,003 160

Расчет №5

Критический расход глинистого раствора с учетом реологии раствора

$$Q_{кр} = 0,392 * \eta * \frac{D+d}{\gamma} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{2*10^{-3}*\gamma*\tau_0*(D-d)^2}{3*\eta}} \right]$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерения		Примечания
			от	до	
D	Диаметр долота	мм	46	225	
d	Диаметр колонны	мм	32	73	
η	Пластическая вязкость	Пуаз (Па*с)	0,05	0,4	В зависимости от содержания глины в качестве раствора
γ	Уд. вес раствора	г/см ³	1,01	1,2	
τ_0	Динамическое напряжение сдвига	Дин/см ²	50	600	
Q	Расход глинистого раствора	л/с	0,1	5,0	В зависимости от диаметра скважины
	Критическая скорость восходящего потока	м/с			

Расчет №6

Расчет осевой нагрузки при твердосплавном бурении, кН

$$P = \frac{b^2 * m}{\eta \sqrt{\frac{2\omega * \mu_k * D_H * n * K * \tan a}{b * P_{\text{ш}}}}}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
b	Ширина резца	м	$3*10^3$	$30*10^3$
K	Количество резцов на ширине кольца	шт	2 (М-1)	4 (СТ-2)
m	Количество основных резцов	шт	8 (М-1)	30 (СА-3)
μ_k	Коэффициент резцов о породу	-	0,2	1,0
ω	Удельный износ резца	м ³ /Н*м	2	60
D_H	Наружный диаметр коронки	М	$46*10^3$	$225*10^3$
n	Частота вращения снаряда	рад/с	60	360
a	Угол приострения резца	град	45	90
η	Коэффициент угла приострения	-	0,97	0,9
$P_{\text{ш}}$	Твердость породы по штампу	Па	$1*10^6$	$70*10^3$

Расчет №7
Определение механической скорости (интенсивности) углубки скважины при
твердосплавном бурении, м/ч

$$V_M = V_0 * e^{-\gamma t} = V_0 * \left(\frac{1}{e}\right)^{\gamma t}.$$

Если $V_0 = 60 * n * h_0 * K * m$,

то $V_M = 60 * n * h_0 * K * m * e^{-\gamma t}$.

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
n	Частота вращения снаряда	об/мин	40	600
h_0	Торцовый вылет основных резцов	М	$0,1 \cdot 10^{-3}$	$5 \cdot 10^{-3}$
m	Количество резцов	шт	4	20
K	Коэффициент включения резцов	-	0,3	0,5
e	Основание натуральных логарифмов	1/град	2,71	2,71
γ	Декремент затухания	-	0,1	1
t	Текущее время (длительность рейса)	Ч	0,5	6
V_M	Интенсивность углубки (механическая скорость)	м/ч	0,15	25
V_0	Начальная механическая скорость	м/ч		

Здесь V_M - величина приращения глубины скважины в единицу времени на данный момент (интенсивности углубки). Выражается показательной функцией постепенного замедления от максимального начального значения V_0 в соответствии с γ .

V_0 и γ зависят от технологических условий: прочности пород, абразивности, характеристик инструмента, параметров бурения $\{P_{ш}, K_{абр}, X_{и}, P_6\}$.

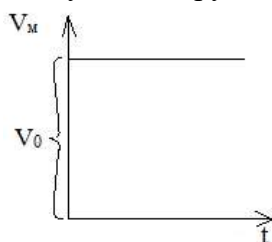
Чем легче условия бурения и лучше инструмент, тем больше V_0 ($\uparrow$) и меньше γ ($\downarrow$) - долго не замедляется бурение.

Чем интенсивнее режим бурения (максимальные параметры), тем больше V_0 ($\uparrow$) и γ ($\uparrow$) - вначале углубка идет быстро, но очень быстро замедляется - на малой глубине приемлемо.

Чем слабее режим бурения, тем меньше V_0 , но и тем медленнее затухание V_M (см. рисунок).

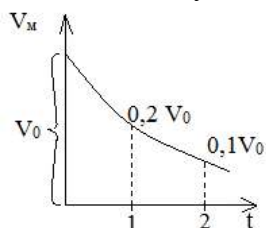
$$\gamma = 0; V_M = V_0$$

Незатупл. инструмент



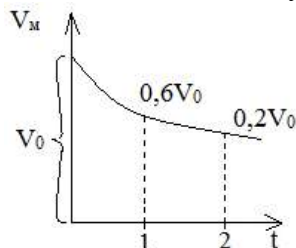
$$\gamma = 1; V_M = V_0 * \left(\frac{1}{2,7}\right)^t$$

Интенсивное затупление



$$\gamma = 0,5; V_M = V_0 * \left(\frac{1}{2,7}\right)^t$$

Интенсивное затупление



Графики изменения механической скорости
от декремента затухания

Расчет №8

Определение механической скорости бурения на основе физико-механических свойств пород при алмазном бурении, м/ч

$$V_m = L * F_d^{-a} * K_{abr}^{-\beta}.$$

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			однослойные алмазные коронки	импрегнированные алмазные коронки
F_d	Коэффициент динамической прочности	-	10-15	15-30
K_{abr}	Коэффициент абразивности пород	-	1,1-2,0	2,1-2,6
L	Коэффициент конструктивности коронки	-	5,9	0,14
$-a$	Коэффициент влияния прочности пород	-	0,36	0,2
$-\beta$	Коэффициент влияния абразивности пород	-	0,5	0,2
V_m	Механическая скорость бурения	м/ч	1,8-1,9	0,15-0,12

Расчет №9

Расчет шпинделя бурового станка

Шпиндель испытывает осевую нагрузку от механизма подачи и крутящий момент.

1. Напряжение от осевой нагрузки, Н/м²:

$$\sigma = \frac{4Q}{\pi(D^2 - d^2)}.$$

2. Крутящий момент на шпинделе, Н·м:

$$M = 9750 \frac{N_{max}}{n}.$$

$$N_{max} = N_g * \eta * \lambda, \text{ кВт}$$

3. Касательные напряжения от крутящего момента, снимаемого со шпинделя, Н/м²:

$$\tau = \frac{M}{2W};$$

$$W = \frac{\pi}{16} * \frac{D^4 - d^4}{D}, \text{ м}^3.$$

4. Полное приведенное напряжение в теле шпинделя, Н/м²:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{\sigma^2 + \tau^2}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
Q	Усилие подачи станка	Н	40000	50000
D	Наружный диаметр шпинделя	м	$51 \cdot 10^{-3}$	$61 \cdot 10^{-3}$
d	Внутренний диаметр шпинделя	м	$43 \cdot 10^{-3}$	$53 \cdot 10^{-3}$
N_{max}	Мощность, передаваемая на шпиндель	кВт	-	-
n	Число оборотов шпинделя	-	80	1500
N_g	Номинальная мощность шпинделя	-	0,8	
η	КПД передачи от вала двигателя до шпинделя	-		
λ	Коэффициент возможной перегрузки:			
	- электродвигатель	-	1,5	2,0
	-двигатель внутреннего сгорания	-	1,1	1,15

Расчет №10

Расчет механического зажимного патрона

Расчет патрона приведен для двух плашек, управляемых двумя болтами.

1. Допустимое осевое усилие по болту из условий его прочности на сжатие, Н:

$$P = F[\sigma_{сж}] .$$

2. Допустимое осевое давление, развиваемое болтом, Н:

$$P' = \frac{\pi*(d^2-d_t^2)*l*P}{4t} .$$

3. Сила трения, при закреплении ведущей трубы в двух патронах, Н:

$$T = 4P' * f .$$

4. Окружное усилие, передаваемое патроном, Н:

$$P_0 = \sqrt{T_0^2 - Q^2}$$

5. Передаваемая мощность патронами, кВт:

$$N = \frac{P_v*V}{75} .$$

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
F	Площадь поперечного сечения	м ²	0,04	0,06
$[\sigma_{сж}]$	Допустимое напряжение сжатия	Н/м ²	1000*10 ⁵	1400*10 ⁵
d	Наружный диаметр резьбы болта	м	0,03	0,5
d_t	Внутренний диаметр резьбы болта	м	0,025	0,4
l	Длина резьбы болта	м	0,03	0,5
P	Наибольшее удельное давление болта	Н/м ²	65*10 ⁵	75*10 ⁵
t	Шаг резьбы болта	м	0,003	0,004
f	Коэффициент трения между плашками и бурильной трубой	-	0,35	0,4
Q	Осевое усилие	Н	40000	120000
V	Окружная скорость	м/с	0,2	0,85

Расчет №11

Расчет фрикционной лебедки

1. Скорость вращения подъемного вала лебедки, мин⁻¹:

$$n_2 = n_1 \frac{d_1}{d_2} \varphi.$$

2. Скорость навивки каната на барабан, м/с:

$$V = \frac{(D+d)n_2}{60}.$$

3. Окружная скорость на ободе большого фрикционного колеса, м/с:

$$V_1 = \frac{\pi * d_2 * n_2}{60}.$$

4. Окружное усилие на ободе барабана, Н:

$$P = \frac{75 * N * \eta}{V}.$$

5. Окружное усилие на ободе фрикционного колеса, Н:

$$P_{\phi} = \frac{75 * N * \eta}{V_1}.$$

6. Необходимое усилие нажатия фрикционных колес друг на друга, Н:

$$Q = \frac{k * P_{\phi} * \sin \alpha}{f}$$

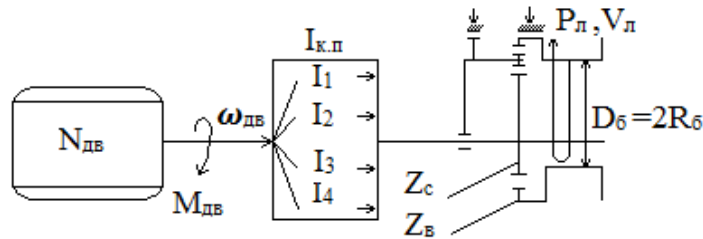
Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
n_1	Число оборотов приводного вала станка	мин ⁻¹	80	
d_1	Диаметр малого фрикционного колеса	м	0,15	
d_2	Диаметр большого фрикционного колеса	м	0,8	
φ	Коэффициент скольжения при фрикционной передаче	-	0,98	
D	Диаметр барабана	м	0,22	
d	Диаметр каната	м	0,12	
N	Мощность электродвигателя станка	кВт	11	
η	КПД передачи от двигателя до барабана	-	0,8	
k	Коэффициент запаса	-	1,5	
α	Угол наклона боковых поверхностей клиньев	град	12	15
f	Коэффициент трения чугуна по стали	-	0,2	

Расчет №12

Анализ взаимосвязи мощности привода, конструктивных параметров и эксплуатационных характеристик планетарной лебедки бурового станка

1. Принципиальная расчетная схема



2. Основные расчетные формулы:

$$N_{\text{дв}} = 713 * M_{\text{дв}} * \omega_{\text{дв}} (\text{л.с.}) = 973 * M_{\text{дв}} * \omega_{\text{дв}}, \text{ кВт}$$

$$M_{\text{Б}} = \frac{N_{\text{дв}}}{\omega_{\text{дв}}} * i_{\text{к.п.}} * \frac{Z_{\text{с}}}{Z_{\text{в}}}, \text{ Н*м};$$

$$P_{\text{л}} = \frac{M_{\text{Б}}}{R_{\text{Б}}}, \text{ Н};$$

$$\omega_{\text{Б}} = \frac{N_{\text{дв}}}{M_{\text{Б}}} * \frac{i}{i_{\text{к.п.}}} * \frac{Z_{\text{в}}}{Z_{\text{с}}}, \text{ об/мин};$$

$$V_{\text{л}} = \omega_{\text{Б}} * 2\pi * R_{\text{Б}}, \text{ м/мин.}$$

Таблица основных исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
$N_{\text{дв}}$	Мощность двигателя	кВт л.с.	10 15	150 220
$\omega_{\text{дв}}$	Число оборотов двигателя	об/мин	1200	5000
$I_{\text{к.п.}}$	Передаточное число коробки перемены передач	-	1 (прямая передача)	10 (высшая передача)
$D_{\text{б}}$	Диаметр барабана лебедки	м	0,2	0,7
$Z_{\text{с}}$	Число зубьев солнечной шестерни лебедки	шт	50	150
$Z_{\text{в}}$	Число зубьев венца лебедки	шт	250	1500

3. Основные эксплуатационные характеристики лебедки

$P_{\text{л}}$ – рабочее усилие (грузоподъемность на прямом канате, кГс, Тс, кН, даН) на конкретной передаче ($P_{\text{л1}}, P_{\text{л2}}, P_{\text{л3}}, \dots$);

$V_{\text{л}}$ – скорость подъема груза (на прямом канате, м/мин) на конкретной передаче ($V_{\text{л1}}, V_{\text{л2}}, V_{\text{л3}}, \dots$).

4. Основное задание

4.1. Рассчитать и построить графики зависимости эксплуатационных характеристик лебедки ($V_{\text{л}}, P_{\text{л}}$) от конкретных параметров бурового станка: $Z_{\text{с}}$ и $Z_{\text{в}}, D_{\text{б}}, i_{\text{п}}$.

4.2. Рассчитать и построить графики зависимости мощности и механической характеристики ($\omega_{\text{дв}} = F(N_{\text{дв}})$) двигателя.

Расчет №13

Расчет талевой системы

1. Натяжение на струне талевой системы, Н:

$$P_m = \frac{P_{\text{л}}}{\beta^m}.$$

2. Натяжение каната наматываемого на барабан лебедки, Н:

$$P_{\text{л}} = Q * \frac{\beta^m(\beta-1)}{\beta^m-1}.$$

3. Натяжение закрепленного конца каната, Н:

$$P_m = Q * \frac{\beta-1}{\beta(\beta^m-1)}.$$

4. КПД талевой системы, Н:

$$\eta = \frac{1}{m} * \frac{(\beta^m-1)}{\beta^m * (\beta-1)}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
β	Коэффициент сопротивления узла одного ролика	-	1,03	1,04
m	Число струн талевой системы	шт	1	6
Q	Нагрузка на крюке	Н	15000	55000

Расчет №14

Расчет колонны бурильных труб на прочность

Сечение I-I

1. Напряжение растяжения, Н/м²:

$$\sigma_p = \frac{Q_{кр}}{F}.$$

2. Напряжение кручения, Н/м²:

$$\tau = \frac{M_6}{W_p}.$$

3. Крутящий момент при бурении, Н*м:

$$M_6 = \frac{N_6}{\omega}.$$

4. Мощность, затрачиваемая на бурение, кВт:

$$N_6 = N_{тр} + N.$$

5. Первый момент сопротивления, м³:

$$W_p = 0,1 * \frac{d_H^4 - d_B^4}{d_H}.$$

6. Суммарное напряжение в сечение I-I:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{\sigma_p^2 + 4\tau^2} \leq [\sigma_g].$$

Сечение II-II

7. Напряжение сжатия, Н/м²:

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{ос}}{F}.$$

8. Напряжение изгиба, Н/м²:

$$\sigma_{из} = \frac{\pi^2 * E * D * f}{2 * 1^2}.$$

9. Напряжения кручения, Н/м²:

$$\tau = \frac{M_6}{W_p}.$$

10. Мощность, затрачиваемая на бурение, кВт:

$$N_6 = 1,5 * N_3.$$

11. Суммарное напряжение в сечение II-II, Н/м²:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{(\sigma_{сж} + \sigma_{из})^2 + 4\tau^2} \leq [\sigma_g].$$

12. Запас статической прочности колонны:

$$n = \frac{\sigma_r}{\sigma_\Sigma} \geq 1,7 .$$

13. Запас прочности по нормальным напряжениям:

$$n_\sigma = \frac{\sigma_{-1}}{\sigma_{из} * k_g} .$$

14. Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_\tau = \frac{\tau_r}{\tau} .$$

15. Суммарный запас прочности:

$$n_\Sigma = \frac{n_\sigma * n_\tau}{\sqrt{n_\sigma^2 * n_\tau^2}} .$$

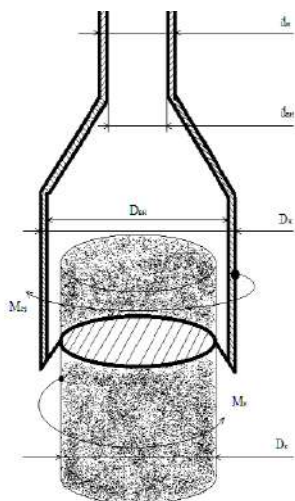
Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
$Q_{кр}$	Нагрузка на крюке	Н	0	55000
F	Площадь опасного сечения	м ²	$2,16 * 10^{-4}$	$7,06 * 10^{-4}$
$M_б$	Крутящий момент при бурении	Н*м	70	6500
W_p	Полярный момент сопротивления	м ³	$5,4 * 10^{-6}$	$10,6 * 10^{-6}$
$N_б$	Мощность, затрачиваемая на бурение	кВт	1,5	70
d_n	Наружный диаметр буровых труб	м	42	54
d_v	Внутренний диаметр буровых труб	м	22	40
$P_{ос}$	Осевая нагрузка на забой	Н	0	120000
E	Модуль упругости	Н/м ²	$0,7 * 10^{11}$	$2,1 * 10^{11}$
D	Диаметр скважины	м	0,037	0,133
f	Стрела прогиба	м	0,01	0,025
I	Длина полуволны	м	5	30
ω	Угловая скорость вращения снаряда	с ⁻¹	8,3	156
$N_{гр}$	Затраты мощности на вращение колонны буровых труб	кВт	12	40
$N_з$	Затраты мощности на разрушение забоя	кВт	1,2	2,5
$[\sigma_g]$	Предел прочности материала, из которого изготовлены буровые трубы	Н/м ²	$230 * 10^5$	$683 * 10^5$

Расчет №15

Сопоставление конструктивных характеристик бурового снаряда и параметров керна при срыве вращением

1. Принципиальная схема и таблица исходных расчетных данных



Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
d_n	Наружный диаметр буровых труб	м	$32 \cdot 10^{-3}$	$73 \cdot 10^{-3}$
$d_{вн}$	Внутренний диаметр буровых труб	м	$22 \cdot 10^{-3}$	$59 \cdot 10^{-3}$
D_n	Наружный диаметр колонковой трубы	м	$34 \cdot 10^{-3}$	$219 \cdot 10^{-3}$
$D_{вн}$	Внутренний диаметр колонковой трубы	м	$27 \cdot 10^{-3}$	$203 \cdot 10^{-3}$
D_k	Диаметр керна	м	$23 \cdot 10^{-3}$	$199 \cdot 10^{-3}$
$[\tau_{тр}]$	Прочность материала труб при кручении	МПа	162	284
$[\tau_k]$	Прочность горных пород при кручении	МПа	1,5	56,0

2. Основные аналитические зависимости.

Момент срыва керна $M_{ср}$ равен моменту реакции керна M_k , $N^* M$:

$$M_{ср} = [\tau_{тр}] * W_{тр} = [\tau_k] * W_k = M_k$$

где $W_{тр}$ - момент сопротивления поперечного сечения труб, $м^3$:

а) буровых труб:

$$W_{тр}^{б.тр} = \frac{\pi}{16} * \frac{d_n^4 - d_{вн}^4}{d};$$

б) колонковых труб:

$$W_{тр}^k = \frac{\pi}{16} * \frac{D_{н.к.т.}^4 - D_{вн.к.т.}^4}{D_{н.к.т.}};$$

W_k - момент сопротивления поперечного сечения керна, $м^3$:

$$W_k = \frac{\pi * D_k^4}{32}.$$

3. Основные аналитические задачи

3.1. Задайте некоторое значение прочности горной породы и материала труб. Постройте графики зависимости минимальных значений наружного диаметра буровых труб (при постоянной толщине стенок) от диаметра керна.

3.2. При тех же условиях постройте график зависимости диаметра колонковой трубы от диаметра срываемого керна.

3.3. Задайте некоторый постоянный диаметр керна и материала труб. Постройте графики зависимости минимального диаметра бурильных труб от прочности горной породы.

3.4. При тех же условиях постройте график зависимости диаметра колонковой трубы от прочности горной породы.

3.5. Задайте диаметры труб и керна, постройте график зависимости необходимой прочности труб от диаметра срываемого керна.

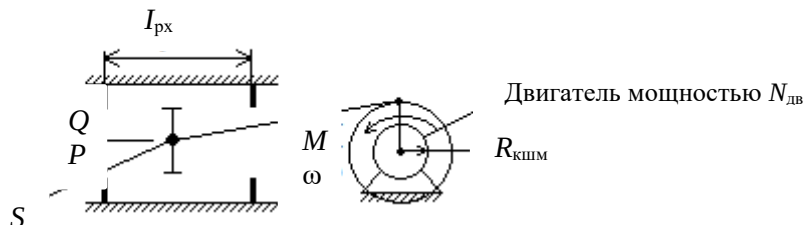
3.6. Задайте диаметры труб, прочность горной породы и постройте график зависимости необходимой прочности труб от диаметра срываемого керна.

3.7. Повторите расчеты 3.1, 3.2, 3.3, 3.4, 3.5, 3.6 при измененных начальных условиях.

Расчет №16

Анализ взаимосвязи мощности привода, конструктивных параметров и эксплуатационных характеристик бурового промывочного насоса

1. Принципиальная расчетная схема



2. Основные расчетные формулы

$$N_{\text{дв}} = K_i * M * \beta ,$$

где M – крутящий момент, кгс*м;

ω – частота вращения, об/мин;

$N_{\text{дв}}$ – мощность двигателя (при $K_1=973$ кВт, а при $K_2=713$ л. с.).

$$Q = S * I_{\text{рх}} * \omega;$$

$$P = \frac{M}{R_{\text{кшм}}} * \frac{1}{S};$$

$$I_{\text{рх}} = 2 * R_{\text{кшм}} ,$$

где Q – расход промывочной жидкости, м³/мин;

S – площадь поршня, м²;

$I_{\text{рх}}$ – ход поршня, м;

P – рабочее давление в напорной магистрали, кгс/м²

$R_{\text{кшм}}$ – радиус кривошипа, м.

3. Расчетно-аналитические задачи

3.1. При постоянной мощности асинхронного двигателя:

- Как влияет площадь поршня S на эксплуатационные характеристики насоса (построить графики $P=f_1(S)$ и $Q=f_2(S)$ для $N=10, \dots 50$ кВт).
- Как влияет радиус кривошипа и величина рабочего хода поршня на эксплуатационные характеристики насоса.

3.2. С изменяемой мощностью:

- До какой глубины возможно применение насоса с приводом 10, 20, ... 50 кВт, если гидросопротивления на каждые 100 м скважины при алмазном бурении ($Q=300$ л/мин) составляют 10 атмосфер, при твердосплавном бурении ($Q=60$ л/мин) 7 атмосфер, при шарошечном бурении ($Q=100$ л/мин) 15 атмосфер.

Расчет №17

Расчет эрлифта для откачки воды из скважины

Условия откачки:

- Проектный дебит откачки Q , м³/ч.
 - Глубина статического уровня в скважине h_0 , м.
 - Проектное понижение уровня воды при откачке $h_{\text{п}}$, м.
 - Мощность водоносного горизонта m , м.
 - Глубина залегания водоносного горизонта L , м.
 - Конструкция эрлифта с расположением эрлифтных труб по схеме «рядом».
- Расчетная схема представлена на рисунке.

1. Расчет глубины погружения смесителя

1.1 Определяется проектный динамический уровень воды в скважине, при откачке воды относительно излива:

$$h_g = h_0 + h_{\text{п}} + h_{\text{и}},$$

где h_g – проектный динамический уровень, м;

h_0 – статический уровень, м;

$h_{\text{п}}$ – проектное понижение уровня, при откачке ($h_{\text{п}} \leq 0,4 m$), м;

m – мощность водоносного горизонта, м;

$h_{\text{и}}$ – высота расположения излива относительно устья скважины (0,5 м), м.

1.2. Определяется глубина погружения смесителя относительно уровня излива, при проектном динамическом уровне воды в скважине:

$$H = K + h_g,$$

где H – погружение смесителя относительно уровня излива, м;

h_g – динамический уровень относительно излива, м;

K – коэффициент погружения смесителя.

Абсолютная величина коэффициента погружения смесителя K в зависимости от динамического уровня определяется опытным путем и поэтому принимается при расчетах согласно табл.1.

Таблица 1

Зависимость коэффициента погружения смесителя эрлифта от динамического уровня

h_g	70-40	60-20	30-10
K	1,4-1,6	1,7-2	2,5-3

2. Расчет расхода и давления воздуха, нагнетаемого в эрлифтную систему

2.1. Определяется удельный расход воздуха для откачки из скважины 1 м³ воды:

$$W_0 = \frac{h_g}{C_0 \cdot \log_{10} \frac{h_g \cdot (K-1) + 10}{10}},$$

где W_0 – удельный расход воздуха, приводимый к 1 атм или 0,1 МПа, м³/мин;

h_g – динамический уровень воды в скважине, м;

K – принятый коэффициент погружения смесителя;

C_0 – опытный коэффициент, зависящий от коэффициента погружения смесителя, принимается согласно табл. 2.

Таблица 2

Зависимость коэффициента C_0 от K

K	4	3,35	2,85	2,5	2,2	2	1,8	1,7	1,55
C_0	14,3	13,9	13,6	13,1	12,4	11,5	10	9	8

При расчете удельного расхода воздуха для откачки из скважины жидкостей, имеющих удельный вес больше единицы ($\gamma_{\text{ж}} > 1$), г/см³, необходимо W_0 умножить на $\gamma_{\text{ж}}$.

2.2. Определяется полный расход воздуха для откачки воды из скважины с проектной производительностью Q , м³/ч:

$$\Sigma W_0 = \frac{Q \cdot W_0}{60},$$

где ΣW_0 – суммарный полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м³/мин;

Q – проектный дебит откачки, м³/мин

W_0 – удельный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м³/мин.

3. Расчет необходимого давления и производительности для выбора компрессора

3.1. Определение необходимого давления сжатого воздуха, при спуске компрессора:

$$P_{\text{п}} = 0,01 * (K * (h_g - h_0) + P_1),$$

где $P_{\text{п}}$ – пусковое давление компрессора, МПа;

K – принятый коэффициент погружения смесителя;

h_g – динамический уровень воды в скважине, м;

h_0 – статический уровень воды в скважине, м;

P_0 – потери напора в воздухопроводах, при спуске компрессора: $P_1 = 1$ м. вод. ст.

3.2. Определение рабочего давления компрессора в процессе откачки воды из скважины:

$$P_{\text{р}} = 0,01 * (h_g * (K - 1) + P_2),$$

где $P_{\text{р}}$ – рабочее давление компрессора, МПа;

h_g – динамический уровень воды в скважине, м;

K – принятый коэффициент погружения смесителя;

$P_{\text{р}}$ – потери напора в воздухопроводах, при процессе откачки.

3.3. Определение рабочего расхода сжатого воздуха в процессе откачки воды из скважины с проектной производительностью Q , м³/ч:

$$W_{\text{р}} = \Sigma W_0 * \frac{P_0}{P_{\text{р}}},$$

где $W_{\text{р}}$ – рабочий расход промывочной жидкости, м³/мин;

ΣW_0 – полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м³/мин;

P_0 – атмосферное давление воздуха, $P_0=0,1$ МПа;

P_p – рабочее давление сжатого воздуха, МПа.

3.4. Выбор компрессора для оборудования эрлифта.

Для откачки воды из скважины с проектной производительностью Q давление компрессора P_k и производительностью компрессора q_k выбирается согласно следующим условиям:

$$P_k \geq P_n; \quad P_k \geq P_p; \quad q_k \geq W_p.$$

4. Расчет внутренних диаметров эрлифтных колонн

4.1. Выбор скоростей движения потоков воздуха и аэрированной воды в эрлифтных колоннах труб.

Для устойчивой и эффективной работы эрлифта необходимо обеспечить следующие скорости движения потоков воздуха и аэрированной воды в эрлифтных колоннах труб:

V_b – скорость потока в воздухопроводной колонне труб:

$$V_b = 10 \text{ м/с};$$

V_c – скорость потока аэрированной воды в водоподъемной колонне труб над смесителем

$$V_c = (2-4) \text{ м/с};$$

V_n – скорость потока аэрированной воды в водоподъемной колонне труб, перед изливом

$$V_n = (6-12) \text{ м/с}.$$

V_c и V_n зависят от h_g (чем больше h_g , тем больше V_c и V_n).

4.2. Расчет площади сечения потока воздуха в воздухопроводной колонне:

$$\omega_b = \frac{W_p}{60 \cdot V_b},$$

где ω_b – площадь сечения потока воздуха в воздухопроводной колонне, м^2 ;

W_p – рабочий расход сжатого воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$;

V_p – скорость потока воздуха в воздухопроводной колонне, м/с .

4.3. Расчет площади потока аэрированной воды в водоподъемной колонне

4.3.1. Определение расхода воды над смесителем:

$$q_c = \frac{Q}{360} + \frac{W_p}{60},$$

где q_c – расход аэрированной воды над смесителем, $\text{м}^3/\text{с}$;

Q – проектный дебит откачки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

W_p – рабочий расход сжатого воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$.

4.3.2. Расчет площади сечения потока аэрированной воды над смесителем:

$$\omega_c = \frac{q_c}{V_c},$$

где ω_c – площадь сечения потока над смесителем, м^2 ;

q_c – расход потока над смесителем, $\text{м}^3/\text{ч}$;

V_c – скорость потока над смесителем, м/с .

4.3.3. Определение расхода аэрированной воды перед изливом:

$$q_n = \frac{Q}{3600} + \frac{\sum W_0}{60},$$

где q_n – расход аэрированной воды перед изливом, $\text{м}^3/\text{ч}$;

Q – проектный дебит откачки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$\sum W_0$ – суммарный полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, $\text{м}^3/\text{мин}$.

4.3.4. Расчет площади сечения аэрированной воды перед изливом:

$$\omega_n = \frac{q_n}{V_n},$$

где ω_n – площадь потока перед изливом, м³;
 q_n – расход потока перед изливом, м³/ч;
 V_n – скорость потока перед изливом, м/с.

4.4. Расчет внутренних диаметров внутренних эрлифтных колонн

Внутренние диаметры эрлифтных колонн определяются на основании площадей сечений потоков воздуха в воздухопроводной колонне и аэрированной воды в водоподъемной колонне по формуле:

$$d = \sqrt{\frac{4\omega_n}{\pi}},$$

где d - внутренний диаметр трубы, м;
 ω_n - площадь сечения потока в трубе, м².

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
L	Глубина залегания водоносного горизонта	м	50	150
h_0	Статический уровень воды	м	8	26
h_n	Понижение уровня воды	м	1	5
Q	Дебит	м ³ /ч	10	130
m	Мощность водоносного горизонта	м	2	14

Расчет №18

Цементирование скважин

Основная цель цементирования – получение прочного водогазонефте непроницаемого, концентрично расположенного в затрубном пространстве кольца цементного камня, который по всей высоте обеспечивал бы разобщение и надежную изоляцию вскрытых скважиной продуктивных горизонтов и зон осложнений.

Способ цементирования выбирается в зависимости от температуры в ее стволе, опасности поглощения при заданной высоте подъема цементного раствора и возникновения затрубных проявлений в период ОЗЦ для каждой конкретной скважины.

Расчет цементирования сводится к определению:

- потребного количества сухого цемента, воды, промывочной жидкости;
- конечного давления при цементировании и выбора типа и потребного количества цементировочных агрегатов и цементно-смесительных машин;
- продолжительности цементирования.

1. Определение потребного количества сухого цемента, воды, промывочной жидкости при цементировании обсадной колонны

1.1. Определение потребного количества цементного раствора, м³:

$$V_{\text{п.р.}} = \frac{\pi}{4} [(k^2 \cdot D^2 - d^2) \cdot h_{\text{ц}} + h_0 \cdot d_{\text{в}}^2],$$

где k – коэффициент увеличения ствола скважины ($k = 1,1 \div 1,25$).

1.2. Определение удельного веса цементного раствора, г/см³:

$$\gamma_{\text{ц.р.}} = \frac{\gamma_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{в}} \cdot (1+m)}{m \cdot \gamma_{\text{ц}} + \gamma_{\text{в}}},$$

где $\gamma_{\text{ц}}$, $\gamma_{\text{в}}$ – соответственно удельный вес сухого цемента и воды

($\gamma_{\text{ц}} = 3,15 \text{ г/см}^3$, $\gamma_{\text{в}} = 1,0 \text{ г/см}^3$);

m – цементное отношение.

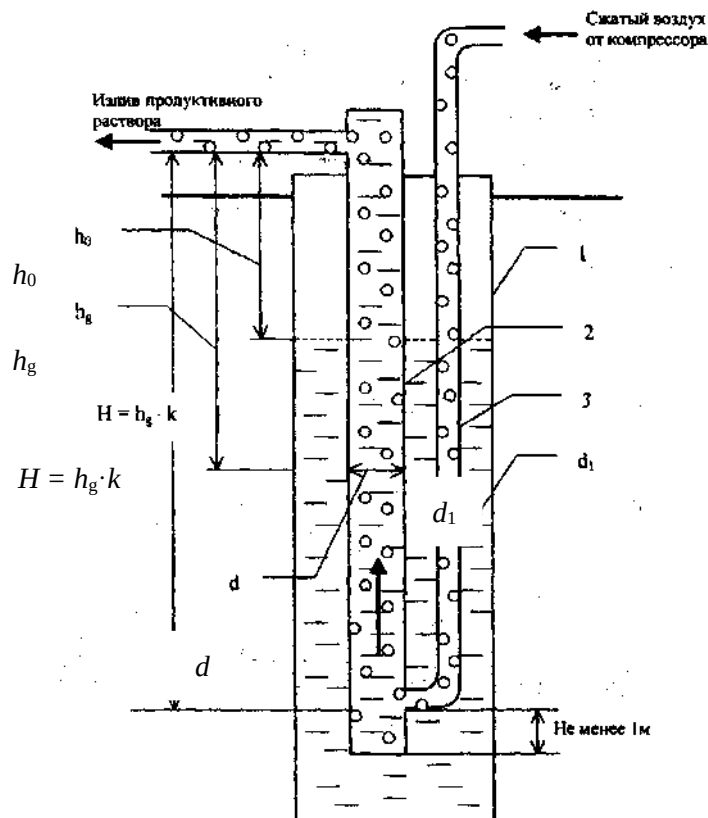


Схема эрлифта с расположением труб «рядом»:

1 – обсадные трубы; 2 – водоподъемные трубы; 3 – воздухопроводные трубы

1.3. Определение потребного количества сухого цемента, т:

$$Q_{\text{ц}} = e \cdot \frac{1}{1+m} \cdot \gamma_{\text{ц.р}} \cdot V_{\text{ц.р}},$$

где e – коэффициент, учитывающий потери сухого цемента при транспортировке и затворении ($e = 1,03 \div 1,05$).

1.4. Определение потребного количества воды для затворения цемента, м³:

$$V_{\text{в}} = m \cdot Q_{\text{ц}}.$$

1.5. Определение объема продажной жидкости, м³:

$$V_{\text{пр}} = \Delta \cdot \frac{\pi}{4} \cdot d_{\text{вн.ср}}^2 \cdot (L - h_0),$$

где Δ – коэффициент, учитывающий сжатие жидкости ($\Delta = 1,03 \div 1,05$).

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерений		Примечание
			от	до	
D	Диаметр долота	м	161	445	D (161, 172, 190, 214, 243, 269, 295, 320, 346, 370, 394, 445)
d	Диаметр обсадных труб	м	114	340	d (114, 127, 146, 168, 178, 194, 219, 245, 273, 299, 324, 340, 508)
δ	Толщина стенки обсадных труб	мм	6,5	12	
$d_{\text{вн.ср}}$	Средний внутренний диаметр обсадных труб	м	$(d - \delta)$		
$h_{\text{ц}}$	Высота подъема цементного раствора за колонной	м	50	4000	
h_0	Высота цементного стакана в колонне	м	20	20	
L	Глубина спуска обсадных труб	м	50	4000	

2. Определение конечного давления при цементировании

2.1 Определение давления в цементирующей головке в конце цементирования, атм:

$$P_{\text{max}} = P_{\text{гидр}} + 0,1 \cdot [(L - h_{\text{ц}})\gamma_{\text{г.р}} + (h_{\text{ц}} - h_0)\gamma_{\text{г.р}} - (L - h_0)\gamma_{\text{пр.ж}}] + (15 \div 20),$$

где $P_{\text{гидр}}$ – гидравлические сопротивления, атм.:

$$P_{\text{гидр}} = 0,01L + 8, (V_{\text{восх}} \leq 1 \text{ м/с и 1 агрегатом}),$$

$$P_{\text{гидр}} = 0,02L + 16, (V_{\text{восх}} > (1 \div 2) \text{ м/с});$$

L – длина эксплуатационной колонны, м;

$h_{\text{ц}}$ – высота цементирования, м;

h_0 – высота цементного стакана, м;

$\gamma_{\text{г.р}}$ – плотность глинистого раствора, г/см³;

$\gamma_{\text{п}}$ – плотность продажной жидкости, г/см³.

$(15 \div 20)$ – скачок давления на манометре в момент посадки продажной пробки на упорное кольцо, атм.

Выбор ЦА $P_{\text{агр}} \geq P_{\text{max}}$ (выписываем характеристику ЦА – P и q).

2.2. Определение производительности цементирующего кольца агрегата в конце цементирующего агрегата в конце цементирования, м³/с:

$$\sum q = \frac{\pi}{4} \cdot (K^2 \cdot D^2 - d^2) \cdot V_{\text{восх}},$$

где K – коэффициент кавернозности;

$V_{\text{восх}}$ – скорость восходящего потока, м/с.

2.3. Определение необходимого количества цементируемых агрегатов по скорости, шт:

$$n = \frac{\sum q}{q^v} + 1,$$

где $\sum q$ – необходимый расход для обеспечения заданной скорости поднятия цементного раствора за эксплуатационную колонну, м³/с;

q^v – производительность выбранного агрегата на высшей скорости, л/с.

Характеристика 3ЦА-400

Скорость	Число двойных ходов поршня насоса в 1 мин	d = 100 мм		d = 115 мм		d = 127 мм	
		подача, л/с	давление, атм	подача, л/с	давление, атм	подача, л/с	давление, атм
I	53,2	6,5	400	8,6	305	11,25	232
II	76,2	9,6	270	12,7	205	16,10	163
III	112,5	14,2	182	18,7	138	23,8	110
IV	156,0	19,7	131	26,0	100	33,0	79

Характеристика ЦА-320М

Режим работы	Скорость	Число двойных ходов поршня насоса в 1 мин	d = 90 мм		d = 100 мм		d = 115 мм		d = 127 мм	
			подача, л/с	подача, л/с	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм
Максимальная производительность	I	28	2,4	390	3,0	305	4,1	225	5,1	182
	II	54	4,5	202	5,8	159	7,9	117	9,9	95
	III	97	8,3	113	10,4	88	14,2	65	17,6	52
	IV	125	10,6	87	13,5	69	18,3	50	22,8	40
Максимальное давление	I	27	2,3	400	2,9	320	3,9	230	4,9	185
	II	41	3,5	231	4,4	182	6,0	134	7,5	109
	III	73	6,2	130	7,8	103	10,7	75	13,3	61
	IV	94	8,0	102	10,1	80	13,8	59	17,1	47

2.4. Определение количества цементно-смесительных машин, шт:

$$i = \frac{Q_{\text{ц}}}{20'}$$

где $Q_{\text{ц}}$ - количество цемента, необходимое для цементирования эксплуатационной колонны, т.

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерений	
			от	до
D	Диаметр долота	м	161	445
d	Диаметр обсадных труб	м	114	340
L	Глубина спуска обсадной колонны	м	50	4000
$h_{\text{ц}}$	Высота подъема цементного раствора за колонной	м	50	4000
h_0	Высота цементного стакана в колонне	м	20	20
$\gamma_{\text{г.р}}$	Удельный вес глинистого раствора	г/см ³	1,2 ÷ 1,25 ÷ 1,3	
$\gamma_{\text{ц.р}}$	Удельный вес цементного раствора	г/см ³	1,9 ÷ 1,85 ÷ 1,8	
$\gamma_{\text{п}}$	Удельный вес продажной жидкости	г/см ³	1,0 ÷ 1,25	
$V_{\text{восх.}}$	Скорость подъема восходящего потока цементного раствора в затрубном пространстве: - для кондукторов и технических колонн - для эксплуатационных колонн	м/с	(0,6 ÷ 0,8) (1,2 ÷ 1,5)	
k	Коэффициент увеличения диаметра ствола скважины	-	1,1	1,25

3. Определение продолжительности цементирования обсадной колонны
Возможность начала закачки определяется следующим условием:

$$P^V > P_r,$$

где P^V – максимальное давление, развиваемое ЦА на наивысшей скорости, атм;
 P_r - давление на преодоление в скважине гидравлических сопротивлений, атм.

$$P_r = 0,01L + 8 \text{ (при } V_{\text{восх}} \leq 1 \text{ м/с);}$$

$$P_r = 0,02L + 16 \text{ (при } V_{\text{восх}} \leq 2 \text{ м/с).}$$

Если условие не выполняется, выбираем ближайшую скорость, на которой

$$P_{\text{агр}} > P_r.$$

3.1. Определяем, сколько цементного раствора будет закачено на этих скоростях:

$$h_{\text{ц.р}}^{IV} = \frac{10(P_r - P^V)}{(\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}})},$$

где $h_{\text{ц.р}}^{IV}$ - высота столба цементного раствора, который необходимо закачать на IV скорости, м;

P^V – давление, создаваемое насосом агрегата на V скорости.

Определяем объем раствора, закачанного на IV скорости, м³:

$$V_{\text{ц.р}}^{IV} = \frac{\pi \cdot d_{\text{вн.ср}}^2}{4} \cdot h_{\text{ц.р}}^{IV},$$

Определяем объем цементного раствора, закачанного на V скорости, м³:

$$V_{\text{ц.р}}^V = V_{\text{ц.р}} - V_{\text{ц.р}}^{IV}.$$

3.2. Определение высоты столба продажной жидкости в колонне при работе агрегата на V скорости, м:

$$I_l^V = \frac{L \cdot (d_{\text{вн}}^2 + k^2 \cdot D_c^2 - d_{\text{э.к}}^2) + (k^2 \cdot D_c^2 - d_{\text{э.к}}^2) \cdot \frac{10(P_{\text{н}}^V - P_r)}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - \frac{4V_{\text{ц.р}}}{\pi}}{(k^2 \cdot D_c^2 - d_{\text{э.к}}^2) \frac{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{пр.ж}}}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} + d_{\text{вн}}^2}.$$

Определяем постоянные элементы для данной формулы:

$$a = L \cdot (d_{\text{вн}}^2 + k^2 \cdot D_c^2 - d_{\text{э.к}}^2);$$

$$b = (k^2 \cdot D_c^2 - d_{\text{э.к}}^2);$$

$$c = \frac{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{пр.ж}}}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}};$$

$$Z = \frac{4V_{\text{ц.р}}}{\pi};$$

$$I_1^V = \frac{a + b \cdot \frac{10(P_{\text{н}}^V - P_r)}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2}.$$

3.3. Определение высоты подъема цементного раствора за колонной на V скорости агрегата, м:

$$I_2^V = \frac{a + b \cdot \frac{10(P_{\text{н}}^V - P_{\text{г}})}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2},$$

т. е.

$$I_2^V = \frac{Z - d^2(L - I_1^V)}{b}.$$

3.4. Высота столба продажной жидкости на IV скорости агрегата, м:

$$I_1^{IV} = \frac{a + b \cdot \frac{10(P^{IV} - P^V)}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2}.$$

3.5. Высота подъема цементного раствора за колонной на IV скорости агрегата, м:

$$I_2^{IV} = \frac{Z - d^2(L - I_1^{IV})}{b}.$$

3.6. Высота столба продажной жидкости на III скорости агрегата, м:

$$I_2^{III} = \frac{a + b \cdot \frac{10(P^{III} - P^{IV})}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2}.$$

3.7. Высота подъема цементного раствора за колонной, на III скорости агрегата, м:

$$I_2^{III} = \frac{Z - d^2(L - I_1^{III})}{b}.$$

3.8. Определяем количество продажной жидкости, закачиваемой на различных скоростях агрегата, м³:

$$V_{\text{пр}}^V = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot I_1^V;$$

$$V_{\text{пр}}^{IV} = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot (I_1^{IV} - I_1^V);$$

$$V_{\text{пр}}^{III} = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot (I_1^{III} - I_1^{IV});$$

$$V_{\text{пр}}^I = V_{\text{пр}} - V_{\text{пр}}^I - V_{\text{пр}}^{III} - V_{\text{пр}}^{IV} - V_{\text{пр}}^V;$$

$$V_{\text{пр}}^I = 2.$$

3.9. Определяем время работы одним агрегатом на разных скоростях, мин:

$$t^V = \frac{(V_{\text{ц.р}}^V + V_{\text{пр}}^V)}{q^V \cdot 60};$$

$$t^{IV} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^{IV} + V_{\text{пр}}^{IV})}{q^{IV} \cdot 60};$$

$$t^{III} = \frac{(V_{ц.р}^{III} + V_{пр}^{III})}{q^{III} \cdot 60};$$

$$t^{II} = \frac{(V_{ц.р}^{II} + V_{пр}^{II})}{q^{II} \cdot 60};$$

$$t^I = \frac{(V_{ц.р}^I + V_{пр}^I)}{q^I \cdot 60}.$$

3.10. Общее время цементирования, мин:

$$T' = t^I + t^{II} + t^{III} + t^{IV} + t^V.$$

С учетом подготовительно-заключительных работ

$$T_{ц} = T' + 15 \text{ мин.}$$

3.11. Определяем температуру на забое скважины, °С:

$$t_{заб} = t_{ср} + 0,025L,$$

где $t_{ср}$ — среднегодовая температура воздуха, °С,

L — глубина скважины, м.

3.12. Определяем количество агрегатов, шт:

По времени схватывания

$$n_{ЦА} = \frac{T}{0,75T_{скв}} + 1,$$

по скорости

$$n = \frac{\sum q}{q^V} + 1,$$

где $\sum q$ — необходимый расход для обеспечения заданной скорости поднятия цементного раствора за эксплуатационную колонну, л/с;

q^V — производительность выбранного агрегата на высшей скорости, л/с.

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

1. Технология бурения разведочных скважин / А. Г. Калинин, В. И. Власюк, О. В. Ошкордин, Р. М. Скрыбин. - М.: Техника, ТУМА ГРУПП, 2004. - 528 с.
2. Башкатов Д. Н., Кривошеев В. В., Соловьев Н. В. Бурение разведочных скважин: учебник для вузов. - М.: Высшая школа, 2007.
3. Гусман А. М., Порожский К. П. Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование. – Екатеринбург, 2002. - 592 с.

Дополнительная:

1. Ошкордин О. В. Технологическое проектирование в разведочном бурении на твердые полезные ископаемые: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 1994.
2. Калинин А. Г., Ошкордин О. В. Разведочное бурение. – М.: Недра, 2000.
3. Михайлова Н. Д. Техническое проектирование колонкового бурения. – М.: Недра, 1985.
4. Ганджумян Р. А. Практические расчеты в разведочном бурении. – М.: Недра, 1986.
5. Поляков Г. Д., Булгаков Е. С. Проектирование, расчет и эксплуатация буровых установок. – М.: Недра, 1983.
6. Кирсанов А. Н., Зиненко В. П., Кардыш В. Г. Буровые машины и механизмы. – М.: Недра, 1986.
7. Элияшевский И. В., Орсуляк А. М. Типовые задачи и расчеты в бурении. – М.: Недра, 1974.
8. Справочник по бурению и оборудованию скважин на воду /под общей ред. В. В. Дубровского – Второе издание, перераб. и доп. – М.: Недра, 1972.
9. Справочник по бурению скважин на воду / под общей ред. Д. Н. Башкатова. – М.: Недра, 1979.
10. Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин /авторский колл.; гл. ред. проф. Е. А. Козловский. – СПб, 2000.



**МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный
университет»**

**В.Н. Калашников, Г.А. Усов,
Л.И. Кралина, Ф.П. Сердюков**

**Методические указания
по выполнению практических занятий
по дисциплинам «Бурение скважин»,
«Техника разведки»,
«Сооружение нефтяных, газовых и
геотехнологических скважин»**

для студентов специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

**Специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ
очного и заочного обучения**

**Екатеринбург
2020**

ВВЕДЕНИЕ

За последние годы в разведочном колонковом бурении достигнуты значительные успехи по улучшению качества и совершенствованию составов промывочных жидкостей. Этому в большой степени способствовало применение прогрессивных способов бурения малыми диаметрами и увеличение глубин скважин.

При бурении разведочных скважин стали широко применяться малоглинистые и безглинистые промывочные жидкости, аэрированные растворы, активные промывочные жидкости с улучшенными смазочными свойствами. Значительное внимание стало уделяться реологии промывочных жидкостей.

В связи с этим расширился ассортимент приборов для оценки качества промывочных жидкостей и были разработаны новые методы их определения.

Настоящие методические разработки имеют цель ознакомить студентов со всеми приборами и методами оценки структурно-механических, реологических и смазочных свойств промывочных жидкостей, применяемых в разведочном бурении.

В соответствии с ГОСТ 8.002-71 все средства измерений должны пройти государственную или ведомственную поверку. На пригодный к измерениям прибор выдается свидетельство или наносится клеймо с указанием даты поверки.

Приборы и методы оценки структурно-механических свойств промывочных жидкостей

Основными структурно-механическими свойствами промывочных жидкостей являются:

- 1) удельный вес, г/см³;
- 2) условная вязкость, с ;
- 3) водоотдача, см³ за 30 мин;
- 4) содержание песка, %;
- 5) стабильность, г/см³;

- 6) суточный отстой, %;
- 7) статическое напряжение сдвига, Па ;
- 8) динамическое напряжение сдвига, Па ;
- 9) пластическая или структурная вязкость, Па · с;
- 10) эффективная вязкость, Па · с.

Первые шесть параметров определяются непосредственно на буровых вышках с помощью приборов и лабораторной посуды, входящих в комплект переносной лаборатории ЛРГ-3. Приборы и лабораторная посуда размещены в специальном деревянном ящике с гнездами и креплениями для каждого предмета, входящего в комплект лаборатории.

Статическое и динамическое напряжение сдвига, а также пластическая и эффективная вязкость определяются в стационарных лабораториях геологоразведочных партий и экспедиций с помощью приборов СНС-2 и ВСН-3.

АРЕОМЕТР АГ-2

Назначение: Ареометр АГ-2 предназначен для измерения удельного веса глинистых и цементных растворов, применяющихся при бурении скважин.

ОПИСАНИЕ АРЕОМЕТРА

Ареометр АГ-2 (рис. 1) состоит из поплавка 3 со шкалой 2, соединяющегося на байонете 4 с мерным стаканом 5, и съемного груза 6, крепящегося к стакану. В комплекте с ареометром поставляется ведро-футляр 1 с крышкой, в котором он укладывается между резиновыми гнездами.

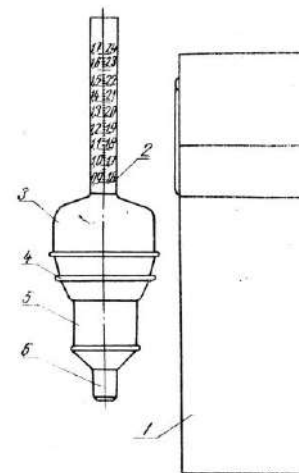


Рис. 1. Ареометр АГ-2 в сборе и ведро-футляр

Техническая характеристика

Ареометр АГ-2 имеет два предела измерения: от 0,90 до 1,70 г/см³ - при навернутом съемном грузе, от 1,60 до 2,40 г/см³ – при снятом съемном грузе.

Цена деления ареометра на шкале.....	0,02
Точность измерения, г/см ³	±0,01
Габаритные размеры, мм:	
ареометра.....	100x450
ведра-футляра.....	120x480
Вес комплекта, кг.....	2

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЯ

Подготовка прибора к измерению

Подготовку прибора к измерению следует производить в следующей последовательности:

открыть крышку ведра и вынуть ареометр, налить воду в ведро (рекомендуется применять чистую пресную воду, так как в этом случае получаются наиболее точные результаты измерения и не требуется вносить поправку на удельный вес воды),

поворотом поплавка относительно мерного стакана открыть байонетный затвор и отделить стакан от затвора, проверить чистоту мерного стакана и поплавок и при надобности вымыть их водой.

Проверка прибора

Проверку прибора следует производить в следующей последовательности: налить в мерный стакан ареометра воду до края гофра, соединить поплавок с мерным стаканом, выдавив при этом избыток воды из него, и погрузить собранный ареометр в воду. Стакан заполняется той же водой, что и ведро.

При пресной воде ареометр должен погрузиться под уровень воды в ведре до деления на шкале поплавок, обозначенного "1,0", при наведенном съемном грузе, с точностью $>0,005 \text{ г/см}^3$ (четверть деления).

Если удельный вес воды больше $1,00 \text{ г/см}^3$ (морская вода, соленая, буровая), то ареометр погрузится на несколько делений ниже деления, обозначенного "1,0". В этом случае к результатам измерений удельного веса глинистых растворов необходимо прибавить поправку, определяемую как разность между 1,00 и показанием ареометра, заполненного водой.

Ниже приводится пример измерения.

Измерение производится погружением ареометра в морскую воду. Ареометр, заполненный морской водой, при погружении в эту же воду показал на шкале 0,96. Поправка составляет $1,00 - 0,96 = 0,04 \text{ г/см}^3$

При измерении удельного веса глинистого раствора при погружении в эту же морскую воду показание было 1,41. Истинный удельный вес раствора получается прибавлением поправки, а именно:

$$1,41 + 0,04 = 1,45 \text{ г/см}^3$$

Измерение удельного веса

Измерение удельного веса при помощи ареометра АГ-2 следует производить в следующей последовательности.

Принести в вымытой крышке ведра пробу раствора и перемешать её.

Налить в мерный стакан ареометра раствор до края гофра. Стакан держать в вертикальном положении.

Соединить поплавок со стаканом - вставить штифты на

нижней части поплавок в байонетные прорези мерного стакана и повернуть поплавок относительно стакана слева направо до упора. При этом из стакана выдавить избыток раствора. Таким образом отмерится объем пробы.

Смыть водой выдавленный раствор с поверхности мерного стакана, удерживая ареометр в вертикальном положении.

Погрузить ареометр в ведро с водой, дать ему успокоиться и прочесть показание по шкале ареометра на уровне воды в ведре

При наведенном съемном грузе отсчет вести по левой шкале с оцифровкой от 0,9 до $1,7 \text{ г/см}^3$. Если ареометр при наведенном съемном грузе погрузился выше последнего оцифрованного деления на шкале - $1,7 \text{ г/см}^3$, то следует снять груз и отсчет вести по правой шкале с оцифровкой от 1,6 до $2,4 \text{ г/см}^3$.

При погружении ареометра в соленую, морскую или буровую воду обязательно вносить поправку, как указано выше.

После окончания измерения ареометр следует вымыть, насухо вытереть и положить в тумбочку.

Крышку ведра вымыть и закрыть её ведром с водой. При частых намерениях воду из ведра можно не выливать, но обязательно следует следить за её чистотой.

2. ВИСКОЗИМЕТР СПВ-5

Назначение: Стандартный полевой вискозиметр СПВ-5 предназначен для определения условной вязкости глинистого раствора. Вязкость определяется в секундах времени истечения 500 см^3 раствора из стандартной воронки через трубку диаметром проходного сечения 5 мм и длиной 100 мм при заполнении воронки 700 см^3 раствора.

Комплект вискозиметра (рис. 2) состоит из стандартной воронки и мерной кружки.

В верхнюю часть воронки встроена сетка для очистки раствора от крупных твердых частиц. Воронка заканчивается латунной трубкой с калиброванным отверстием.

Мерная кружка имеет два отделения.

Техническая характеристика

Размеры воронки, мм:

Высота.....400

верхний диаметр.....150

время истечения из воронки 500 см³ воды, с.....15-+0,4

Объем мерной кружки, см³:

первого отделения.....500

второго отделения.....200

Размеры кружки, мм.....70x190

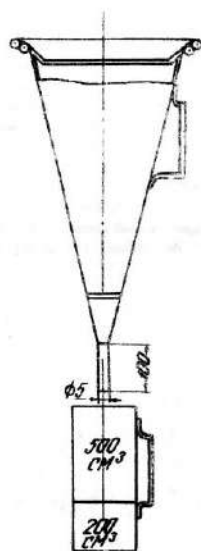


Рис. 2. Вискозиметр СПВ – 5 с кружкой

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЙ

Определение условной вязкости глинистых растворов при помощи вискозиметра СПВ-5 следует производить в следующей последовательности:

а) промыть воронку вискозиметра и кружку водой и подготовить пробу раствора;

б) закрыть отверстие трубки пальцем правой руки и налить в воронку через сито 700 см³ испытуемого раствора мерной кружкой - 500 см³ и 200 см³

с) подставить кружку объемом 500 см³ под трубку вискозиметра, слить в нее часть раствора и влить обратно его в воронку. Повторить эту операции два-три раза;

д) подставить кружку объемом 300 см³ под трубку вискозиметра и одновременно открыть отверстие трубки, убрать палец, и пустить левой рукой секундомер;

е) в момент заполнения кружки до края остановить секундомер, закрыть отверстие трубки пальцем и прочесть показание секундомера;

ф) для определения условной вязкости испытуемого раствора провести 10-15 замеров и, применяя распределение Стьюдента, определить среднее значение $\bar{A}$ и доверительный интервал δ при выбранной вероятности P ;

г) вымыть и вытереть воронку и кружку и вложить их в ящик лаборатории в соответствующие гнезда.

3. ПРИБОР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЙ ВОДООТДАЧИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ ТИПА ВМ-6

Назначение: Прибор ВМ-6 предназначен для определения фильтруемости водоотдачи глинистых растворов в производственных условиях бурения.

Показатель водоотдачи глинистых растворов представляет собой количество фильтрата в см³, выделяющегося в течение 30 мин под избыточным давлением в 1 кг/см² при диаметре фильтра 75 мм.

Показатель водоотдачи характеризует способность глинистого раствора отдавать свободную воду под давлением через пористую перегородку в пласт и образовывать на этих перегородках глинистую корку.

Прибор градуирован в кубических сантиметрах при диаметре фильтра 75 мм.

При измерении водоотдачи раствора одновременно определяют толщину образующейся на фильтре глинистой корки.

Описание конструкции

Прибор ВМ-6 (рис. 3.) состоит из трех основных узлов; фильтрационного стакана 6 с принадлежностями, напорного цилиндра 4 и Кронштейна 13.

Фильтрационный стакан 6 на верхнем конце имеет горловину с наружной резьбой и отверстием. Нижний конец его имеет расточку

диаметром 53 мм, выточку под решетку фильтра и наружную резьбу М68х3 под поддон 10, которым крепится решетка 7.

Для предупреждения проворачивания решетки и поддержания в связи с этим фильтровальной бумаги на решетке сделан пав под выступ, имеющийся в выточке фильтрационного стакана. В нижней части поддона 10 имеется резьба, в которую ввернут винт 11 с перекидной ручкой 12. В поддон вложен клапан 9 с резиновой прокладкой, который винтом 11 прижимается к решетке 7 и таким образом запирает отверстие.

При определенной водоотдачи раствор наливается в стакан с закрытой клапаном решеткой и вложенной фильтровальной бумагой.

Узел напорного цилиндра состоит из собственно цилиндра 4 в ввернутой в него на красно-медной прокладке втулкой и напрессованной в горячем виде чашкой, плунжера 1, притертого по втулке, и груза-шкалы 3, укрепленного на плунжере. Шкала нанесена на прозрачную пластмассу (оргстекло) и прикреплена к грузу винтами; шкала прикрывает сквозную прорезь на снятой вдоль груза лыске. Сквозь эту прорезь видна отсчетная риска 2 на верхнем конце втулки цилиндра.

Для установки шкалы прибора на ноль и для спуска масла из цилиндра в нижней части цилиндра имеется отверстие, перекрываемое иглой 5. Масло из этого отверстия сливается в чашку.

Нижний конец цилиндра имеет внутреннюю резьбу для соединения с фильтрационным станком. Для уплотнения места соединения цилиндра со стаканом предусмотрена прокладка из маслостойкой резины, которая меняется по мере износа. Размеры прокладки: наружный диаметр - 35 мм, диаметр отверстия - 20

мм, толщина 3 * 4 мм.

Кронштейн 13 литой, в нижней части его предусмотрено место для чашки, в которую стекает фильтрат. Кронштейн стоит на трех резиновых ножках 14. В кольцо 10 кронштейна вставляется прибор в собранном виде.

Техническая характеристика

Предел измерения за 30 мин при диаметре фильтра 75 мм, см³. 40
Цена деления шкалы при диаметре фильтра 75 мм, см³..... 1
Точность измерения, см³..... ±0,5
Давление фильтрации, Па 9,81*10⁴
фактический диаметр фильтра, мм 53
Габаритные размеры, мм..... 120x160x360
Вес (без упаковки), кг..... 0,7

Принцип действия:

Испытуемый раствор наливается в фильтрационный стакан 6, (рис. 3) с фильтром на решетке 7; закрытым клапаном 9, впредь до открытия которого фильтрация не начинается. На фильтрационный стакан наведен цилиндр 4, заполненный поверх раствора маслом. В этот цилиндр входит плунжер 1 с грузом-шкалой 3, создающий давление фильтрации 98066,5 Па фильтрация начинается после открытия клапана 9.

По мере фильтрации объем пробы раствора в фильтрационном стакане уменьшается на количество выделившегося фильтрата и плунжер под действием груза соответственно опускается. Количество выделившегося фильтрата определяется по перемещениям плунжера, градуированным на шкале в см³.

В притертой паре плунжер-втулка возникает трение, влияющее на постоянство давления фильтрации. Для устранения трения плунжер необходимо периодически вращать рукой. С целью уменьшения этих вращений в плунжере имеется глухое сверление - воздушный буфер.

Принцип действия прибора обеспечивает:

- а) точное определение момента, начала фильтрации при помощи запорного клапана на решетке фильтра;
- б) точное измерение количества фильтрата, которое выделяется за любой промежуток времени;

с) постоянство давления с момента начала фильтрации.

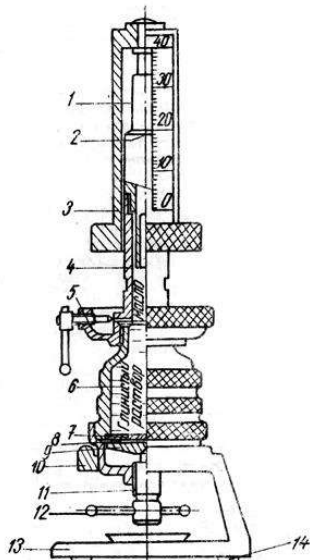


Рис. 3. Прибор ВМ-6 в сборе

Подготовка прибора к работе

Для предупреждения ржавления прибор ВМ-6 при упаковке на заводе смазывается снаружи и внутри вазелином. При длительном хранении в неблагоприятных условиях вазелин может загустеть и частично окислиться, в результате чего плунжер будет трудно вынуть из цилиндра. Поэтому по получении со склада прибор следует разобрать в следующем порядке:

- а) отвернуть цилиндр от стакана;
- вынуть плунжер из цилиндра (при необходимости плунжер можно извлечь осторожными ударами деревянного молотка по его нижнему концу);
- б) вывернуть винт из поддона;
- с) вывернуть стакан из поддона и извлечь решетку и клапан.

Все детали прибора вымыть бензином или горячей водой и насухо вытереть, а плунжерную пару вымыть керосином и смазать маслом. Не смазанный маслом плунжер во втулку не вставлять.

Чтобы убедиться в исправности прибора, необходимо проверить:

- а) резьбовые соединения (при надобности их следует расходить, чтобы они легко заворачивались от руки);
- б) герметичность плунжерной пары и места соединения цилиндра со стаканом;
- с) плавность движения плунжера.

Проверка герметичности производится следующим образом:

- а) в собранный фильтрационный стакан с вложенной в него фильтровальной бумагой и закрытым на решетке фильтра клапаном наливается густой глинистый раствор;
- б) стакан устанавливается в кронштейне и на него наворачивается цилиндр без плунжера;
- с) цилиндр заполняется маслом до верха, после чего в него вставляется плунжер;
- д) с помощью иглы из цилиндра спускается масло, и нулевое деление на шкале подводится к риску на цилиндре. При такой операции плунжер следует вращать рукой;
- е) места резьбовых соединений и поверхность цилиндра должны быть насухо вытерты, чтобы можно было обнаружить места утечки;
- ф) периодически вращая плунжер, в течение 30 минут наблюдают за его показаниями. В исправном приборе заметного изменения показаний не должно быть; максимальное изменение может быть не более 1/2 деления.

Если утечка больше 1/2 деления, то необходимо выявить место утечки. Утечка может быть в плунжерной паре, местах крепления втулки к цилиндру и соединения цилиндра со стаканом, в местах неплотного прилегания клапана, в месте прижатия решетки к стакану.

Об утечке в плунжерной паре и в месте крепления втулки к цилиндру свидетельствуют подтеки, появляющиеся в верхней части цилиндра, который до пуска прибора в работу должен быть чисто вытерт.

Утечки в месте соединения цилиндра со стаканом легко обнаруживаются по появлению масла под резьбой. Это место также должно быть тщательно вытерто. Ликвидировать утечку

можно сменой прокладки или подтягиванием резьбы. Слишком туго затягивать резьбу не следует, так как при этом прокладка может иногда выворачиваться.

Утечки через клапан в месте прижатия решетки к стакану не оказывают влияния на работу прибора, но при проверке на герметичность их необходимо устранять, для этого клапан следует туго прижать.

Утечки через место прижатия решетки к стакану обнаруживается по появлению раствора или фильтрата на выходе резьбы.

Плавность движения плунжера проверяется при промытой и смазанной машинным маслом плунжерной паре и заключается в том, что плунжер с любого положения должен свободно и равномерно опускаться без поворачивания. Если плунжер задерживается или движется очень медленно, его следует вновь промыть керосином и смазать маслом, после чего расходить во втулке.

ПРОМЫВАТЬ ПЛУНЖЕРНУЮ ПАРУ БЕНЗИНОМ НЕЛЬЗЯ - ЭТО МОЖЕТ ВЫЗВАТЬ ЗАЕДАНИЕ!

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЯ

Измерения водоотдачи должно быть произведено при температуре не ниже 10 °С, так как при более низких температурах водоотдача раствора уменьшается.

Работу по определению водоотдачи глинистых растворов следует вести в следующей последовательности:

1. Установить прибор на ровной поверхности.
2. Вынуть плунжер из цилиндра и положить рядом с кронштейном.
3. Отвернуть цилиндр, проверить, закрыта ли игла, и положить цилиндр на тумбочку.
4. Разобрать стакан - вывернуть из поддона, вынуть решетку и клапан - вытереть насухо все детали.
5. Взять подготовленный кружок фильтровальной бумаги, смочить его водой и наложить на решетку, после чего удалить избыток воды с поверхности бумаги, промокнув её сухим кружком. При непрочной фильтровальной бумаге следует положить на решетку два кружка.

6. Решетку с фильтровальной бумагой вложить в выточку стакана, бумагой внутрь так, чтобы паз на решетке попал на штифт в выточке стакана. Наложить на решетку клапан и навернуть поддон на стакан. Винт, крепящий клапан, должен быть вывернут. Вставить собранный стакан в кронштейн и прочно затянуть руками резьбу, после чего клапан закрыть винтом.

7. Подготовить секундомер и положить его рядом с прибором.

8. Взять ведро с пробой раствора, последнюю тщательно перемешать и налить в стакан кружкой от вискозиметра (стороной объемом 200 см³). После окончания вытереть резьбу стакана. Стакан следует заполнить на 3-4 мм ниже края горлышка.

9. Навернуть цилиндр на стакан, предварительно проверить исправность прокладки.

10. Налить в цилиндр машинное масло (масло должно быть не очень густым; слишком густое масло разбавляется керосином). Масло наливается на внутренний край цилиндра так, чтобы оно стекало по стенкам цилиндра. Масло следует наливать до такого уровня, чтобы до верхнего края втулки оставался 1 см.

11. Вставить плунжер в цилиндр. При этом плунжер за счет сжатия воздуха в его плотности просядет на 2-3 см.

12. Приоткрыть спускную иглу и, вращая плунжер рукой за накатку на грузе, подвести нулевое деление на шкале к отсчетной риску на верхнем крае втулки цилиндра.

Неопытному исполнителю это не всегда удается, и нулевое деление опускается ниже риски. В этом случае надо записать показание по шкале против риски, принять его за нуль и из всех следующих показаний вычитать нулевое показание (например: нулевое показание 1,5 см³, показание за 30 минут - 23 см³. Вычитая из 23 см³ 1,5 см³, получаем 21,5 см³).

Нулевое деление может опускаться ниже риски и в случае определения водоотдачи раствора, насыщенного газом (из-за сжатия газа в растворе под давлением). Если в этом случае нулевое деление опустится ниже риски не более чем на шесть делений и водоотдача у раствора будет небольшая, то следует пользоваться тем же приемом, что и в первом случае, т.е. из

показаний вычитать нулевое показание.

Если же нулевое деление опустится ниже, чем на десять делений, то следует вынуть плунжер, перевернуть его, залить его полость маслом, прикрыть отверстие пальцем и вновь вставить в цилиндр. В этом случае шкала остановится на 6-8 делений выше, чем при незаполненной полости плунжера.

Примечание. Операции, перечисленные в пунктах 7, 8, 9, 10 и 11 следует производить быстро, так как при нестабильных растворах за время от момента налива раствора в стакан до момента начала фильтрации может образоваться осадок, из-за чего исказится результат измерения.

13. Взять в левую руку секундомер, а правой открыть клапан, вывернув винт на один - два оборота. В момент открытия клапана пустить секундомер.

14. При производственных измерениях достаточно везть один отсчет через 30 минут. В течение этого времени периодически вначале чаще, вращать плунжер за накатку на грузе.

При взятии отсчетов глаз исполнителя должен находиться на уровне отсчетной риски на втулке цилиндра и на расстоянии от нее около 30-40 см.

15. После взятия отсчета открыть спускную иглу, выпустив масло из цилиндра и опустить плунжер с грузом. После этого при открытой игле вынуть плунжер с грузом. После этого при открытой игле вынуть плунжер из цилиндра и, если его конец запачкан раствором, смыть последний.

16. Закрыть иглу, отвернуть цилиндр со стакана и слить масло из чашки цилиндра в бачок для масла.

17. Промыть фильтрационный стакан, не разбирая его. Для этого подставить его горлышко под слабую струю воды; масло при этом всплывет и уйдет из стакана вместе с водой и раствором. Затем вылить воду и остаток раствора из стакана и разобрать его.

18. Поставить стакан на ладонь левой руки так, чтобы он опирался на нее краями, а не решеткой, и легкими ударами правой ладони по горлышку выбить корку с решеткой.

Если корка прочно прилипла к стенкам стакана, её следует выдуть ртом.

19. Смерить толщину корки и записать.

20. Вымыть и вытереть детали фильтрационного стакана и собрать их.

Вымыть и вытереть цилиндр; проверить, не загрязнена ли внутренняя поверхность втулки цилиндра глинистым раствором, прочистить втулку, смазать её маслом и навернуть цилиндр на стакан.

Вставить смазанный маслом плунжер в цилиндр и установить прибор на кронштейн.

21. Прибор следует хранить в собранном виде, в защищенном от пыли месте - в ящике переносной лаборатории или в шкафу.

Примечание: 1. Так как прибор точно воспроизводит кинетику процесса фильтрации, т.е. зависимость количества выделившегося фильтрата по времени, и так как эта зависимость, изображенная в логарифмических координатах, представляет собой прямую линию, то на приборе ВМ-6 можно производить фильтрацию в течение 10-15 минут с последующей экстерполяцией по графику. Для этого в комплекте прибора поставляются бланки со специальной логарифмической сеткой.

В этом случае за время определения следует взять не менее двух отсчетов - один за 2 или 3 минуты фильтрации и второй за 10 или 15 минут. Полученные отсчеты наносятся на бланк, который разграфлен девятью вертикальными линиями на минуты (левая крайняя линия соответствует 1-ой минуте, следующие - 2-ой, 3-ей, 4-ой, 5-ой, 10-ой, 15-ой, 20-ой и 30 минутам), горизонтальными линиями на кубические сантиметры (от 1 до 100 см³). Часть этих линий обозначена цифрами, соответствующими числу кубических сантиметров.

На вертикальной линии, соответствующей 2-ой минуте, в месте её пересечения с горизонтальной линией, соответствующей отсчитанному числу кубических сантиметров, ставится точка. Таким же образом наносится точка, соответствующая отсчету за 10 и 15 минут. Через полученные две точки карандашом проводится прямая линия до пересечения с правой крайней вертикальной линией, соответствующей 30-ти минутам фильтрации.

По шкале горизонтальных линий отсчитывается величина водоотдач в кубических сантиметрах за 30 минут фильтрации, поскольку за единицу водоотдачи глинистых растворов принято количество фильтрата, выделяющегося из раствора за 30 минут через фильтр диаметром 75 мм.

Пользуясь этим приемом, можно сократить время фильтрации до 10 минут и, кроме того, определять водоотдачу раствора большую, чем 40 см^3 за 30 минут.

Ошибка в определении водоотдачи за 30 минут по 10-минутному замеру не превышает $0,5 \text{ см}^3$ при водоотдачах до 20 см^3 и не больше 2 см^3 при больших водоотдачах.

Для сопоставления результатов измерения водоотдачи прибором ВМ-6 с другими приборами, градуированными в кубических сантиметрах, при фильтре диаметром 75 мм, необходимо применять нерасчетный коэффициент. Последний определяется как отношение площадей фильтрации, так как количество фильтрата прямо пропорционально площади фильтрации.

4. ОТСТОЙНИК - ОМ

Назначение: Металлический отстойник ОМ-2 предназначен для определения процента содержания песка в глинистом растворе.

Содержание в глинистом растворе твердых частиц разбуренных пород и нерастворенных комков глины определяется процентом песка в пробе раствора, отстоявшегося за одну минуту покоя в отстойнике из пробы разжиженной водой в отношении 1:9.

Описание прибора:

Отстойник ОМ-2 (рис. 4) представляет собой цилиндрический сосуд 2 с плотной крышкой 1, в нижней части которого укреплена сменная бюретка 3, защищенная чехлом. В верхней части цилиндра на уровне объема 500 см^3 имеется отверстие $\varnothing 3 \text{ мм}$.

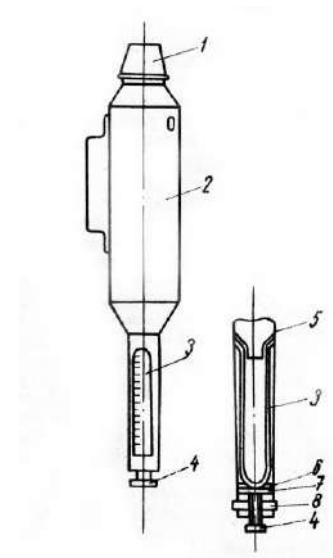


Рис. 4 Отстойник ОМ-2 Крышка отстойника служит для отмеривания раствора.

Крепление бюретки 3 осуществляется при помощи винта 4, через перекладину 5 и шайбу 6 с резиновой прокладкой 7.

Герметизация крепления бюретки обеспечивается резиновой прокладкой 8.

Техническая характеристика

Объем отстойника, см^3	600
Объем крышки, см^3	50
Объем бюретки, см^3	10
Габаритные размеры, мм:	
Диаметр.....	60
Высота.....	345
Вес.....	0,3
Бюретка градуирована через $0,1 \text{ см}^3$, каждое десятое деление шкалы обозначено цифрой.	

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Определение процента содержания песка в глинистом растворе при помощи отстойника ОМ-2 следует производить в следующей последовательности:

- а) промыть отстойник и вытереть его;
- б) снять крышку отстойника, отмерить ею 50 см³ раствора и влить его в отстойник через горлышко;
- в) не вынимая крышки, зачерпнуть ею воду, растворить в ней оставшийся на её внутренних стенках раствор и влить в отстойник.

С помощью крышки наполнить отстойник водой до уровня трехмиллиметрового отверстия на его боковой поверхности, держа отстойник вертикально. Подождать, пока вода прекратит вытекать из этого отверстия;

- г) плотно закрыть отстойник крышкой и повернуть его в горизонтальное положение трехмиллиметровым отверстием вверх.

Прижимая крышку ладонью правой руки и прикрывая отверстие пальцем той же руки, интенсивно взболтать содержимое отстойника

- д) повернуть отстойник в вертикальное положение, выждать одну минуту по часам или секундомеру и прочесть показание по шкале бюретки против уровня осевшего песка

ПРОЧИТАННОЕ ПОКАЗАНИЕ, УМНОЖЕННОЕ НА ДВА, БУДЕТ ПОКАЗАТЕЛЕМ СОДЕРЖАНИЯ ПЕСКА В РАСТВОРЕ, ВЫРАЖЕННОМ В ПРОЦЕНТАХ.

- е) вылить из отстойника содержимое, промыть его водой, вытереть и вложить на место в ящик лаборатории.

При поломке бюретки или необходимости извлечь её для чистки следует вывернуть винт 4 (рис. 4), извлечь перекладину 5 и шайбу 6 с резиновой прокладкой 7, а за ними - бюретку 3.

Перед тем как вставить бюретку, следует проверить исправность верхней прокладки 8 и при надобности сменить её.

Сборка ведется в следующем порядке: вставить бюретку, плотно уперев её в верхнюю прокладку, вложить шайбу 6 с резиновой прокладкой 7, вставить перекладину 5 в овальные отверстия чехла, ввернуть винт 4 и прижать им бюретку.

5. ЦИЛИНДР ЦС-2

Назначение:

Цилиндр ЦС-2 предназначен для определения стабильности глинистых растворов.

Показатель стабильности глинистого раствора определяется как разность удельных весов верхней и нижней половины пробы раствора отстоявшегося в течение суток в цилиндре высотой 200 мм.

Описание прибора:

Цилиндр ЦС-2 (рис. 5) выполнен из тонкого листового железа и окрашен нитроэмалью. Посредине высоты цилиндра имеется отвод с резиновой пробкой для слива верхней половины раствора.

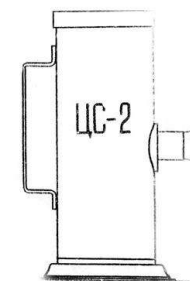


Рис. 5. Цилиндр ЦС-2

Техническая характеристика

Высота столба раствора в цилиндре.....	200
Объем цилиндра, см ³	800
Габаритные размеры, мм.....	100x210x110
Вес, кг.....	0,5

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Определение стабильности глинистых растворов при помощи цилиндра ЦС-2 следует производить в следующей последовательности:

- a) Вымыть цилиндр водой и вытереть насухо снаружи и внутри;
- b) Влить пробу раствора в цилиндр до края, предварительно тщательно перемешать её;
- c) Установить заполненный цилиндр в спокойном месте на сутки, отметив время по часам;
- d) Через 24 часа открыть пробку, слить верхнюю часть пробы раствора вместе с отстоявшейся водой в кружку, тщательно перемешать слитый раствор и определить его удельный вес ареометром АГ-2, закрыть отвод пробкой, тщательно перемешать в цилиндре отстоявшуюся нижнюю половину раствора и определить её удельный вес. 1
- e) При определении удельного веса ареометром АГ-2 обязательно погружать его при обоих измерениях в одну и ту же воду;
- f) Определить показатель стабильности глинистого раствора вычитанием первого показания ареометра из второго;
- g) Вымыть цилиндр, вытереть насухо и вложить на место в ящик лаборатории.

6. ИНСТРУКЦИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ СУТОЧНОГО ОТСТОЯ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ МЕРНЫМ ЦИЛИНДРОМ

Показатель суточного отстоя глинистого раствора определяется как процент воды, отстоявшейся за сутки на пробы раствора.

Определение суточного отстоя глинистых растворов производится стандартным мерным цилиндром объемом 100 см³ с ценой деления 1 см. Для этих определений также необходимы часы.

Определения следует производить в следующей последовательности:

- a) вымыть мерный цилиндр водой и вытереть насухо снаружи и внутри;
- b) тщательно перемешанную пробу раствора налить в цилиндр до сотого деления на шкале;
- c) поставить цилиндр с раствором в спокойное место, отметить время и оставить на 24 часа;
- d) через 24 часа прочесть на шкале цилиндра отсчет положения уровня раздела раствора и отстоявшейся воды и вычесть полученное показание из 100. Результат вычитания является показателем суточного отстоя в процентах;
- e) вымыть цилиндр и вложить его в ящик лаборатории.

7. ПРИБОР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТАТИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЯ СДВИГА ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ ТИПА СНС-2

Прибор СНС-2 предназначен для измерения статического напряжения сдвига глинистых растворов и применяется в условиях лабораторий геологоразведочных партий и экспедиций.

Прибор переносной и может быть использован в полевых условиях на буровой вышке.

ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ

Прибор для определения статического напряжения сдвига основан на принципе вискозиметра с соосными цилиндрами.

На тонкой упругой нити подвешен цилиндр, погруженный в соосный полый цилиндр, заполненный испытуемой жидкостью, при вращении внешнего цилиндра жидкость, находящаяся в нем, увлекает за собой подвешенный цилиндр до тех пор, пока момент закрученной нити не станет равным крутящему моменту, определяемому вязкостью испытуемой жидкости и размерами подвешенного цилиндра.

Измерение статического напряжения сдвига глинистых растворов является частным случаем применения вискозиметра с соосными цилиндрами и производится при весьма малых скоростях вращения внешнего цилиндра, в данном приборе принята скорость вращения внешнего цилиндра $0,0032 \text{ с}^{-1}$, что соответствует линейной скорости $4 \cdot 10^{-6} \text{ м/с}$; эта скорость несколько превышает предел скорости так называемой вариантной зоны, в которой определяемая величина строго соответствует понятию статического напряжения сдвига любых известных глинистых растворов. Однако уменьшение скорости влечет за собой либо снижение точности отсчета и измерения либо увеличение производства измерений.

Время для производства измерений при наличии тиксотропии растворов должно быть, как можно меньше и в соответствии с принятой методикой измерения не должно превосходить 60 секунд, чему соответствует поворот внешнего цилиндра прибора на 72° , а шкалы прибора - на несколько меньшую величину.

Нити для различных пределов измерения подбираются из этих соображений, а именно: закручивание нити на угол $65-70^\circ$ должно соответствовать крутящему моменту, определяемому по предельному значению измеряемого статического напряжения сдвига.

В приборах с соосными цилиндрами на результаты измерения оказывает влияние момент, возникающий на донной части подвешенного внутреннего цилиндра. С целью уменьшения этого влияния нижняя часть внутреннего цилиндра расточена,

благодаря чему при погружении цилиндра в испытуемую жидкость в расточке остается воздух. Таким образом, дно цилиндра не имеет контакта с испытуемой жидкостью.

ОПИСАНИЕ КОНСТРУКЦИИ

Прибор для измерения статического напряжения сдвига глинистых растворов (рис. 8) состоит из измерительной части и привода, смонтированных на прямоугольной плите 1. Для регулировки положения прибора плита снабжена двумя регулируемы опорами 2 и одной неподвижной 11. Измерительная часть состоит из двух узлов: узла внешнего подвижного цилиндра и узла подвесного цилиндра с упругой измерительной системой.

Узел внешнего цилиндра состоит из корпуса 10, расположенном на стояке 12, имеющем строго концентрическую расточку под внешний цилиндр и канавку под спиральную бесконечную пружину.

Узел подвесного цилиндра, монтирующийся на вертикальном кронштейне 3, состоит из:

1. Цилиндра 9 с расточкой под конус Морзе № 1 и расточка в донной части для защитного пузыря. Цилиндр имеет накатанную наружную поверхность, обеспечивающую прочную связь с испытуемым раствором.

Выполнен цилиндр из латуни с матовым никелевым покрытием.

2. Трубки 6, один конец которой имеет конусную поверхность и резьбу под винт соосного соединения с цилиндром, а второй конец выполнен открытым для размещения в нем упругой нити 5. Крепление нити в трубке и регулирование соосности нити с трубкой осуществляется тремя винтами в утолщении трубки над конусом. Средняя часть трубки имеет концентричную площадку с уступом для установки шкалы 7.

3. Шкала 7 с делениями, нанесенными через 1° на её конической поверхности. Для грубой установки шкалы на нуль предусмотрены 8 отверстий, одним из которых она надевается на штифт, имеющийся на соответствующей площадке трубки.

4. Стрелки 3, укрепленной на кронштейне и имеющей наконечник из прозрачного оргстекла и нанесенными на нем с

обеих сторон рисками, исключаящими ошибку параллакса при отсчете.

5. Нити 5, изготавливаемой из стальной пружинной проволоки и имеющей 2 наконечника: нижний в виде втулки, входящий в трубку с зазором в 1 мм на сторону, и верхний в виде диска с фаской, на которой выгравирован номер нити.

Весь узел подвешивается на конусной пробке 13, которая в свою очередь плотно устанавливается в конусной втулке, запрессованной в кронштейн. Поворотом пробки шкала прибора устанавливается на ноль по стрелке.

Привод внешнего цилиндра осуществлен от синхронного электрического двигателя СД-2 (2 позиции 4) через редуктор и гибкую передачу 1:2.

Привод прикреплен к плите прибора через амортизатор из губчатой резины, предназначенный для защиты измерительной части прибора от вибраций двигателя.

Для включения двигателя предусмотрены тумблер, укрепленный на кронштейне прибора, и шнур с вилкой для подключения к сети.

Для заполнения внешнего цилиндра испытуемым глинистым раствором предусмотрена специальная мерная кружка объемом 120 мл.

Прибор поставляется в специальном ящике.

ПОДГОТОВКА ПРИБОРА К РАБОТЕ

Лабораторные занятия выполняются на уже отградуированном приборе; данные градуировки приводятся в паспорте для каждой поставляемой нити.

Для работы прибор должен быть установлен на устойчивом и прочном столе. Подвесная система подвешивается за верхний конец нити в пробке кронштейна и прибор устанавливается регулировочными нитями так, чтобы подвесной цилиндр встал соосно с вращающимся столиком прибора (регулировка соосности нити с трубкой подвесной системы выполнена при сборке прибора).

Устанавливают "О" шкалы против риски на стрелке указателя. Установку нуля можно производить грубо путем поворота шкалы на трубке и точно: путем осторожного и

плавного поворота в гнезде кронштейна. Чтобы убедиться, что установка на ноль произведена правильно, следует выждать, пока подвесная система успокоится. Затем следует снять подвесную систему, не трогая и не сдвигая пробку в гнезде кронштейна, и установить на вращающийся столик внешний цилиндр.

Подготовленный для работы прибор подключить к сети напряжением 220 вольт и, включая тумблер, проверить работу электродвигателя.

ПРОИЗВОДСТВО ИЗМЕРЕНИЙ

При производстве измерений следует:

1. Пробу раствора сильно взболтать.
2. Снять подвесной цилиндр.
3. Взболтанный раствор зачерпнуть меркой объемом 120 мл, прикладываемой к прибору, и валить установленный на вращающемся столике прибора внешний цилиндр.
4. Погрузить подвесной цилиндр во внешний цилиндр и подвесить нить на пробку. При погружении подвесного цилиндра нужно следить за тем, чтобы его верхний конец не погрузился под уровень раствора. Если раствор не достигает верхнего края подвесного цилиндра, следует осторожно долить раствор. Подвесной цилиндр должен быть погружен в раствор точно до верхнего края.
5. Взять в левую руку секундомер, а правой осторожно поворачивать подвесную систему и перемешивать раствор. После окончания перемешивания раствора поставить на "О" шкалу против риски на стрелке прибора и одновременно включить секундомер. Во время этой операции следует следить за тем, чтобы подвесной цилиндр был в центре внешнего цилиндра.
6. По истечении одной минуты нажатием тумблера включить электродвигатель и наблюдать за движением подвесного цилиндра по шкале прибора. Увлекаемый глинистым раствором, подвесной цилиндр вращается вместе с внешним цилиндром до тех пор, пока момент в закручивающейся нити не станет равным моменту, обусловленному статическому напряжению сдвига раствора на подвесном цилиндре. Когда подвесной цилиндр остановится, произвести отсчет по шкале в градусах.

7. Включить электродвигатель.

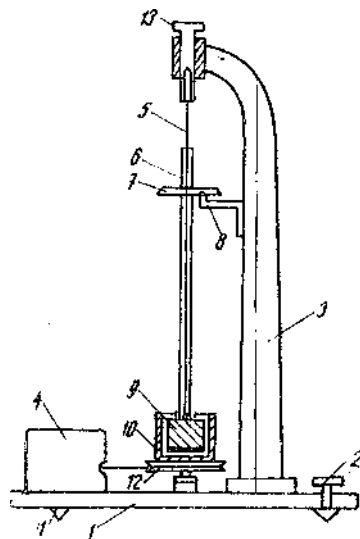


Рис. 6. Прибор СНС-2

Для определения тиксотропии раствора выполняется повторное измерение, но уже по истечении 10 минут по секундомеру. С этой целью сразу же после первого измерения осторожно внутренним цилиндром размешать раствор, установить "0" шкалы против риски и дать глинистому раствору стабилизироваться в течение 10 минут и выполнить измерение.

При работе и установке шкалы "0" наблюдающий должен следить за совпадением рисок, нанесенных с обеих сторон, чтобы исключить ошибку параллакса при отсчете.

Производство каждого замера от момента пуска электродвигателя до момента остановки подвесного цилиндра не должно продолжаться более 1 минуты, чему соответствует максимальный отсчет 70° .

Если замер продолжался более 1 минуты, его следует признать некачественным, а выбранный предел измерения недостаточным. В этом случае следует заменить нить на более толстую с большим пределом измерения.

Если показания прибора было в пределах 10° , замер следует признать неточным, а выбранный предел измерения слишком большим.

В этом случае следует заменить нить на более тонкую с меньшим пределом измерения.

Полученное в результате измерения показание в градусах следует пересчитать в мг/см^2 путем умножения на коэффициент, соответствующий данной нити и приведенный в паспорте.

Например, в процессе измерения статического напряжения сдвига глинистого раствора внутренний цилиндр, подвешенный на упругой нити 5 с коэффициентом $2,725 \text{ м г/см} \cdot \text{град}$, повернулся на 21° . Статическое напряжение сдвига в этом случае будет $2,725 \text{ мг/см} \cdot \text{град} \cdot 21 = 57 \text{ мг/см}^2 = 5,7 \text{ Па}$.

После измерений все детали, испачканные глинистым раствором, следует вымыть и насухо вытереть.

ПРИБОР ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ ВСН – 3

К реологическим параметрам относятся:

а) предельное напряжение сдвига – θ_1 и θ_{10} Па, характеризующее прочность структуры, образующейся в промывочной жидкости после 1 и 10 минут;

б) эффективная вязкость $\eta_{\text{эф}}$, спз характеризующая вязкое сопротивление промывочной жидкости при данной скорости сдвига;

в) пластическая вязкость $\eta_{\text{пл}}$, спз - условная величина, являющаяся долей эффективной вязкости, которая возникает вследствие структурообразования в потоке промывочной жидкости;

г) предельное динамическое напряжение сдвига T_0 , условная величина, характеризующая предел текучести в потоке промывочной жидкости.

Реологические показатели измеряются с помощью ВСН-3 по величине усилия, возникающего на подвесном цилиндре, погруженном в буровой раствор, при заданной скорости вращения наружного цилиндра.

Прибор ВСН-3 (рис. 7) состоит из корпуса 15, измерительного механизма 7-12, привода к нему 1,2 и подвесного кронштейна 14, на который ставится стакан с буровым раствором 13. Измерительный механизм имеет два коаксиально расположенных цилиндра, наружный (ротор) 11 и внутренний 12, укрепленный на оси, в верхней части которой расположен манометр 9 и измерительная шкала с делениями в градусах. Установка шкалы на "0" производится с помощью крутильной головки 8. Привод ротора осуществляется двигателями через многоступенчатую коробку передач. Прибор работает от сети переменного тока.

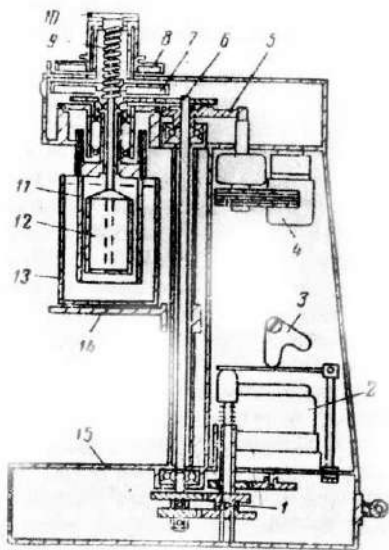


Рис. 7. Вискозиметр ВСН-3

- 1 - двухскоростной редуктор; 2 - синхронный двигатель СД-54;
- 3 - переключатель редуктора; 4 - синхронный двигатель СД-2;
- 5 - шестерня обгонной муфты; 6 - трансмиссионный вал;
- 7 - шкала измерительная; 8 - шкала крутильной головки;
- 9 - пружинный динамометр; 10 - наружный цилиндр;
- 11 - внутренний цилиндр, 13 - стакан с раствором; 14 - кронштейн; 15 - корпус.

ИЗМЕРЕНИЕ СТАТИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЙ СДВИГА

Перед измерением чистый сухой стакан заполняют буровым раствором и ставят на кронштейн. Прибор включают и размешивают раствор при $9,600 \text{ с}^{-1}$ в течение 0,5 мин. По окончании перемешивания устанавливают шкалу на "0" и раствор оставляют на 1 минуту. Одновременно переключают скорость вращения ротора на $0,0032 \text{ с}^{-1}$, снова включают прибор и отмечают угол максимального закручивания нити в градусах (y_1). Замер y_{10} производят аналогично после 10 минут покоя. Статическое напряжение сдвига определяется по формуле:

$$Q_1 = k \cdot y_1$$

$$Q_{10} = k \cdot y_{10}$$

где: k - коэффициент прибора.

ИЗМЕРЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ И ПЛАСТИЧЕСКОЙ ВЯЗКОСТИ, ДИНАМИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЙ СДВИГА

Стакан прибора заполняют буровым раствором до метки и устанавливают на кронштейн. Включают прибор со скоростью вращения ротора $9,600 \text{ с}^{-1}$ и замеряют угол поворота (y) по установившимся показателям шкалы. Замер повторяют последовательно при $6,400$; $4,800$ и $3,200 \text{ с}^{-1}$. По окончании измерения прибор выключают, цилиндры моют и вытирают насухо.

По результатам измерений, полученных на приборе ВСН-3, рассчитывают реологические показатели - эффективную и пластическую вязкости, а также динамическое напряжение сдвига. Для расчета необходимо сделать графическое построение в координатах $n - U_1$, аналогичное изображенному на рис. 3.

Через точки, соответствующие значениям U при различных n проводят плавную линию 1 - реологическую кривую течения. Прямолинейный участок кривой продолжают до пересечения с осью абсцисс в точке U_1 , и получают прямую 2.

Опустив перпендикуляр на ось абсцисс от точки прямой 2, соответствующей $9,600 \text{ с}^{-1}$ получают точку ϕ_2 .

Реологические показатели рассчитывают по формулам:

$$\eta_{эф(n)} = \beta \frac{y_2}{n} ;$$

$$\eta_{пл} = \beta \frac{\varphi_2 - \varphi_1}{n} ;$$

$$\tau_0 = A \cdot y_1$$

где:

$\eta_{эф}$ - эффективная вязкость, спз;

$\eta_{пл}$ - пластическая вязкость, спз;

τ_0 – предельное динамическое напряжение сдвига, Па ;

A и B – коэффициенты приборов (указываются в паспортах);

Y_1 и Y_2 - углы в градусах (определяются по графику и соответствуют отрезкам ОУ1 и ОУ2).

Примечание: Если реологическая кривая имеет обратный наклон или не содержит прямолинейного участка (аналогично кривой 3 на рис. 8) определяют только эффективную вязкость по формуле (1) с углом

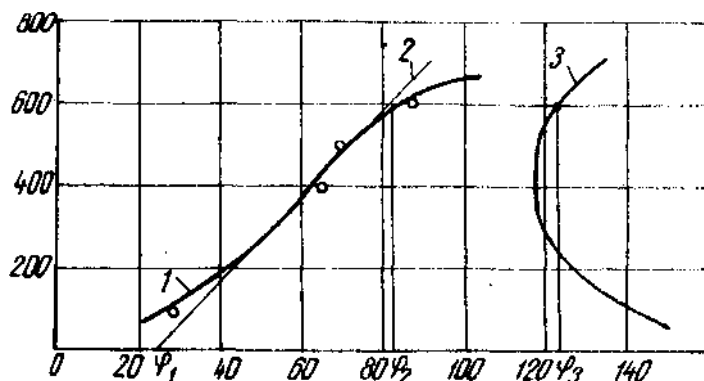


Рис. 8. Типы реологических кривых

1 - кривая, построенная по опытным точкам; 2 - прямая для расчета $\eta_{пл}$ и τ_0 ; 3 – кривая с обратным наклоном.

2. ПРИБОРЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПОВЕРХНОСТЕЙ АКТИВНОСТИ И СМАЗОЧНЫХ СВОЙСТВ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

Смазочные свойства промывочных жидкостей проявляются при введении в них активных добавок и эмульсолов.

Смазочные свойства в основном связаны с формированием смазочных пленок, в результате адсорбции поверхностно-активных веществ на трущихся поверхностях (бурильных трубах, стенках скважин, буровых наконечниках). Вольную роль на смазочные свойства оказывает pH среды.

Оценку адсорбционной активности ПАВ и их смазочных свойств можно осуществить по следующим параметрам:

- 1) поверхностное натяжение, Н/м ;
- 2) смачиваемость, $B = \cos \theta$;
- 3) стабильность, %;
- 4) порог быстрой коагуляции Пбк, к/л;
- 5) водородный показатель, pH;
- 6) коэффициент трения, Кт;
- 7) предельная прочность смазочной пленки, $p_{кр}$ Па

ПРИБОРЫ И МЕТОДЫ ИЗМЕРЕНИЯ ВОДОРОДНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ (pH)

Водородный показатель определяет концентрацию ионов водорода в промывочной жидкости, которые оказывают существенные влияния на физико-химические процессы, протекающие в жидкости и на эффективность химической обработки.

Для различных промывочных жидкостей существует своя оптимальная концентрация водородных ионов, при которой они более полно удовлетворяют требованиям технологии бурения в конкретных геолого-технических условиях. Контроль за концентрацией водородных ионов позволяет определить причины изменения свойств промывочной жидкости в процессе бурения и принять меры по восстановлению её качества.

Вода является слабо диссоциирующим веществом, в 1 л при 22 °С диссоциирует одна десятиллионная часть грамм-молекулы с образованием $1 \cdot 10^{-7}$ г. ион водорода H^+ и $1 \cdot 10^{-7}$ г. ион гидроксильной группы OH^- . Концентрация диссоциированных молекул H_2O в воде и разбавленных водных растворов является величиной постоянной, постоянным является и произведение концентраций водородных и гидроксильных ионов - так называемое ионное произведение воды (численное значение равно $1 \cdot 10^{-14}$).

Кислотность и щелочность раствора можно выражать через концентрации ионов H^+ . Чтобы избежать неудобств, связанных с применением степенных отрицательных чисел, концентрацию водородных ионов принято выражать и логарифмом с обратным знаком и называть водородным показателем pH.

$$pH = - \lg H^+$$

В нейтральных растворах $pH = 7$ и уменьшается с ростом кислотности. В щелочных растворах $pH > 7$ и повышается с ростом щелочности.

При повышении щелочности АГЖ ухудшаются щелочные свойства, происходит быстрое удаление адсорбционных пленок ПАВ с трущихся поверхностей, а у глинистого раствора наблюдается коагуляция, растет вязкость.

Для измерения pH в лабораторных условиях применяют специальные приборы pH-метры. Для измерения величины pH в этих приборах используется система со стеклянным электродом, электродвижущая сила которой зависит от активности ионов водорода в растворе.

Схема для измерения величины pH приведена на рис. 13. Стеклянный электрод 2 представляет собой трубку с полым шариком 1 из специального стекла на конце. При погружении электрода в раствор между поверхностью шарика электрода и раствором происходит обмен ионами, в результате которого ионы лития в поверхностных слоях замещаются ионами водорода, и стеклянный электрод приобретает свойства водородного электрода.

Между поверхностью стекла и контролирующим раствором возникает разность потенциалов, величина которой определяется активностью ионов водорода в растворе.

Для создания электрической цепи при измерении применяются контактные электроды: внутренний контактный электрод, осуществляющий электрический контакт с раствором, заполняющим внутреннюю полость стеклянного электрода, и внешний контактный электрод (вспомогательный электрод), осуществляющий электрический контакт с контролируемым раствором. Для защиты от воздействия высоких температур (при измерении pH растворов, температуры которых выше температуры окружающей среды) вспомогательный электрод помещают вне контролируемого раствора и соединяют с ним при помощи электролитического ключа трубки, наполненной раствором хлористого калия и заканчивающейся пористой перегородкой.

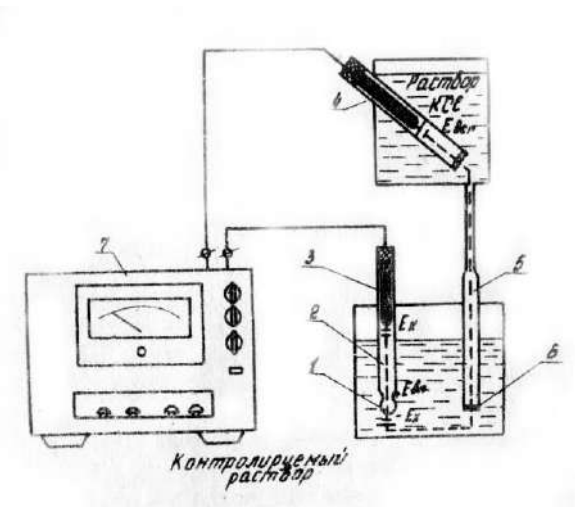


Рис. 9. Схема измерения pH раствора

1- полый шарик из электродного стекла; 2- стеклянный электрод; 3- внутренне контактный электрод; 4- вспомогательный электрод; 5- электролитический ключ; 6- пористая перегородка; 7- pH-метр - pH-262 (измерительный прибор).

Таблица 1

Изменение поверхностного натяжения воды в зависимости от температуры

Температура воды, °С	Поверхностное натяжение, Н/м	Температура воды, °С	Поверхностное натяжение, Н/м
15	73,49	22	72,44
16	73,34	23	72,28
17	73,19	24	72,12
18	73,05	25	71,96
19	72,90	26	71,80
20	72,75	27	71,64
21	72,59	28	71,47

Раствор хлористого калия непрерывно просачивается через пористую перегородку, предотвращая проникновение из контролируемого раствора в систему электрода посторонних ионов, которые могли бы изменить величину ЭДС электрода.

Для измерения ЭДС электродной системы применяется компенсационная схема, позволяющая существенно уменьшить потребляемый ток электродной системы при измерении. При намерении электродвижущая сила E электродной системы сравнивается с падением напряжения на сопротивлении, через которое протекает ток конечного каскада усилителя рН-метра. Этот ток пропорционален ЭДС электродвижущей системы, а следовательно, и величине рН контролируемого раствора.

Измерение поверхностного натяжения

Поверхностное натяжение - это величина удельной работы, которую нужно затратить, чтобы образовать единицу свободной поверхности (капли).

Измерение поверхностного натяжения в лабораторных условиях наиболее удобно производить на сталагмометре БашНИИнефть (рис. 10). Определяется число капель в единице объема, формирующихся на границе раздела: водный раствор ПАВ - воздух.

Основными частями прибора являются: 1 - микрометр, определяющий объем выдавливаемого раствора; 2 - медицинский шприц, куда заливается исследуемый раствор ПАВ; 3 - капилляр с внутренним диаметром 0,8 мм и 4 - кронштейн.

Перед началом опыта внутреннюю поверхность шприца и капилляр обезжиривают хромовой смесью (5% порошка двуххромового калия, растворенного в концентрированной серной кислоте) или ацетоном, а потом промывают дистиллированной водой.

Перед началом замеров необходимо определить постоянную капилляра. Для этого берут дистиллированную воду, поверхностное натяжение которой известно, и замеряют количество капель, появляющихся при выдвижении микрометрического винта на 1 см. Поверхностное натяжение воды при данной температуре берется из табл.

Постоянная капилляра определяется по формуле:

$$K = \sigma_{\text{в}} \cdot n_{\text{в}}$$

где $\sigma_{\text{в}}$ - поверхностное натяжение воды при данной температуре Н/м

$n_{\text{в}}$ - число капель воды при выдвижении шприца на 1 см.

Затем 50 см³ активной промывочной жидкости профильтровывают через складчатый фильтр < менее 50 см³ фильтрата брать не рекомендуется, так как в этом случае концентрация ПАВ существенно изменится вследствие адсорбции на фильтровальной бумаге).

При работе с глинистым раствором можно использовать для получения фильтра прибор ВМ-6.

Определяют температуру фильтрата, После получения равенства температур воды и фильтрата приступают к измерению. Подсчитывают число капель фильтрата при выдвижении микрометрического винта на 1 см. Замеры проводят три раза и находят среднее количество капель.

Поверхностное натяжение фильтрата определяется по формуле:

$$\sigma_{\text{и}} = \frac{\sigma_{\text{в}} \cdot n_{\text{в}}}{n_{\text{и}}} = \frac{K}{n_{\text{и}}}$$

где $n_{\text{и}}$ - число капель исследуемой жидкости;
 K - постоянная капилляра.

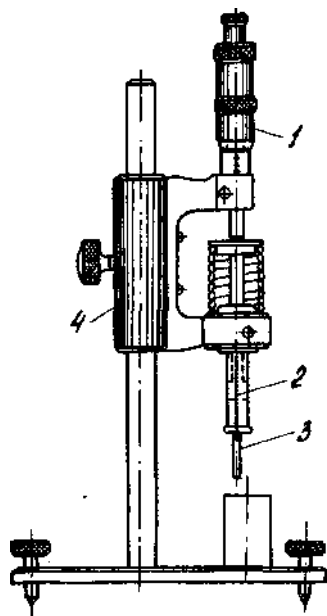


Рис. 10. Сталагмометр
1- микрометр, 2-медицинский шприц;
3-капилляр; 4 - кронштейн

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМАЧИВАЕМОСТИ АПЖ

Способность АПЖ смачивать твердые поверхности характеризуется косинусом краевого угла смачивания, которая навивается смачиваемостью ($B = \cos \theta$)

Краевой угол смачивания на исследуемой поверхности (бурильная труба, горная порода) измеряется по форме капли, сфотографированной на пластинке.

Для снятия капли на пластинку применяется установка, схема которой приведена на рис. 11.

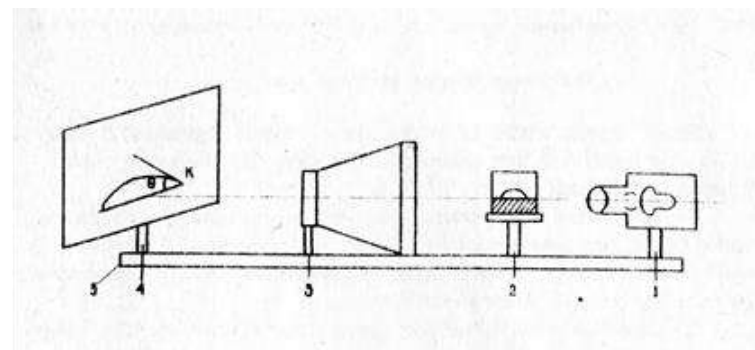


Рис.11. Установка для определения краевого угла смачивания.
источник света; 2 - испытуемая поверхность; 3 -
увеличитель экран-пластинка; 5 - рама.

Установка состоит из источника света 1, испытуемой поверхности 2, увеличителя с длинно-фокусной линзой 3, экрана 4, рамки 5.

Для измерения краевого угла смачивания исследуемых поверхностей готовится АПЖ с концентрациями ПАВ 0,5; 1; 2; 3; 4%. Перед нанесением капли на исследуемую поверхность её нужно обезжирить ацетоном или хромовой смесью, промыть дистиллированной водой и хорошо просушить. Для нанесения капель на поверхность дается выдержка 4 минуты с целью придания капле равновесного кривого угла.

В течение данного времени капля проектируется на экран путем установки максимальной резкости в изображении контура капли перемещением увеличителя 3 по направляющей рамки 5.

После снятия капли на пластинку и её проявления, замеряется краевой угол. Для этого измеряется высота капли h и радиус площади контакта с поверхностью r_k . Зная эти размеры, рассчитывается смачиваемость по формулам:

$$\cos \theta = \frac{r_k^2 - h^2}{r_k^2 + h^2}$$

при $\theta < 90^\circ$

$$\cos \theta = 1 - \frac{h}{r_k}$$

при $\theta > 90^\circ$

Полученные расчетные данные заносятся в таблицу, на основании которых строятся графики $\cos\theta=f(c)$. Данные графики позволяют оценить смачиваемость АПК поверхности горных пород и буровых труб в зависимости от концентрации ПАВ. На основании полученных данных вычисляется работа адгезии, которая характеризует энергию сцепления смазочной пленки с трущимися поверхностями.

$$W_a = \sigma_{жг}(1 + C_{св}\theta)$$

где W_a - работа адгезии, Н/м ;

$\sigma_{жг}$ - поверхностное натяжение на границе раздела жидкость-газ, Н/м ; $\cos \theta$ - смачиваемость.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТАБИЛЬНОСТИ АПЖ

Под стабильностью, или устойчивостью понимается способность АПЖ сохранить свое агрегативное состояние, не расслаиваться в течение продолжительного времени.

Проба АПК заливается в мерный цилиндр, который оставляют в покое в течение трех часов при комнатной температуре. Если за это время расслоение жидкости не произойдет, то она считается стабильной. Расслоение может произойти в результате повышенной жесткости воды.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОРОГА БЫСТРОЙ КОАГУЛЯЦИИ

Мерой агрегативной устойчивости активной промывочной жидкости по отношению к солям поливалентных металлов является порог быстрой коагуляции (Пб·К).

Порог быстрой коагуляции - это та наименьшая концентрация электролита, которая вызывает снятие энергетического барьера электростатического отталкивания сближающихся коллоидных частиц и быстрое расслоение дисперсной системы.

Определение порога быстрой коагуляции осуществляется следующим образом. В начале готовятся растворы активной промывочной жидкости с концентрациями эмульсолов или ПАВ 0,5; 1; 2; 3; 4 %. Затем приготавливаются растворы с концентрациями электролитов (CaCl_2 , MgCl_2) от 0,25 до 10/л в зависимости от коагулирующей активности электролита.

Раствор электролита заливается в бюретки объемом 10 мл с ценой деления 0,1 мл. Для проведения наблюдений берется пробирка и заполняется 2 мл активной промывочной жидкости. Потом исследуется раствор с помощью бюретки вводится электролит небольшими дозами (по 0,1 мл). После каждой добавки раствор интенсивно встряхивается и просматривается при просвечивании электрической лампой. Интенсивное помутнение раствора и выделение коагулированных хлопьев ПАВ свидетельствует о начале быстрой коагуляции раствора. Концентрация электролита, выраженная в г/л, которая вызывает быструю коагуляцию АПЖ, применяется за порог быстрой коагуляции.

ИЗМЕРЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ТРЕНИЯ

Коэффициент трения определяется на установке трения, которая монтируются узлы трения 2 и 3. Узел 2 служит для измерения коэффициента трения на контакте металл-металл, и узел 3 - на контакте металл-горная порода. Узел 2 представляет собой четырехшариковую пирамиду, установленную на поверхности стола, который связан с измерительной пружиной, с наклеенными на ней тензодатчиками 4. К тензодатчику подсоединяется тензоусилитель 8, и осциллограф 7. Давление на узел трения осуществляется шпинделем 8, смонтированным в корпусе 9. Вращение шпинделя передается через шкив 10 от двигателя 11. Нагрузка на шпиндель создается винтом 12 гидропресса 13, которая регистрируется по манометру 14. Винт 12 перемещается по резьбе в нагрузочной траверсе 15.

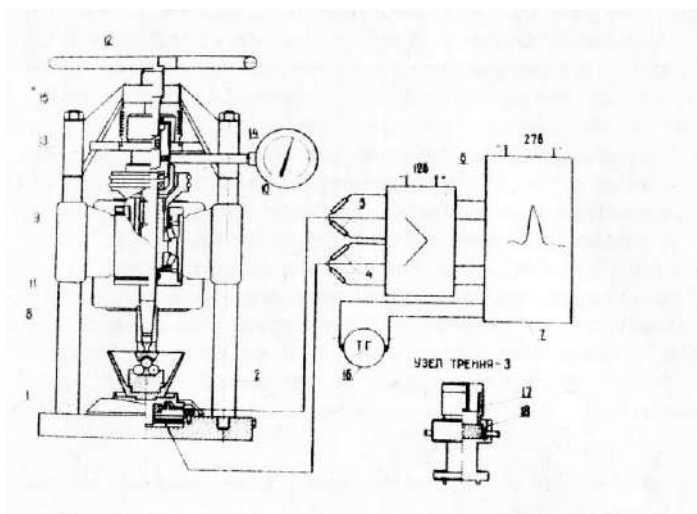


Рис. 12. Установка трения 1 - опорная станина; 2, 3 - узлы трения; 4, 5 - тензодатчик; 6 - тензоусилитель; 7 - осциллограф; 8 - шпиндель; 9 - корпус шпинделя; 10 - шкив; 11 - электродвигатель; 12 - нагрузочный винт; 13 - гидропресс; 14 - манометр, 15 - нагрузочная траверса; 16 - тахогенератор

Замеры производятся по следующей методике. Стальные шары диаметром 8,5 мм из стали IX, предварительно обезжириваются ацетоном, устанавливаются в узел трения, в который заливается исследуемая АПЖ. С помощью гидропресса создается нагрузка, которая регистрируется по манометру. Латером плавно включается мотор до полных оборотов, которые регистрируется счетчиком 16. В этот момент включается записывающее устройство осциллографа. После обработки осциллограмм определяется крутящий момент $M_{кр}$. По аналогичной методике производятся замеры на узле трения металл-горная порода. Коэффициент трения определяется по формуле:

$$K_T = \frac{F_{тр} \cdot R}{P \cdot r} = \frac{M_{кр}}{P \cdot r}$$

где $F_{тр}$ - сила трения или горизонтальное усилие, вызывающее движение стола, Н;

R - радиус подвижного стола, м ;

P - осевая нагрузка на шпиндель, Н ;

r - радиус четырехшариковой пирамиды, м ;

$M_{кр}$ - крутящий момент на подвижном столе, кг · м²;

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНОЙ ПРОЧНОСТИ СМАЗОЧНОЙ ПЛЕНКИ

Под предельной прочностью смазочной пленки подразумевается критическое давление на площадь контакта, при котором происходит выдавливание (разрушение) смазочной пленки.

Определение предельной прочности смазочной пленки производится на установке трения в следующей последовательности.

Исследуемая активная промывочная жидкость заливается в узел трения, создается последовательно нагрузка на шпиндель, ступенями включается вращение и замеряется величина крутящего момента при каждом нагружении.

Затем строится график в логарифмических координатах, $M_{кр} = f(P)$. На графике находится точка резкого возрастания величины крутящего момента. Нагрузка, соответствующая этой точке принимается за P_{max} .

Величина предельной прочности смазочной пленки в месте контакта определяется по формуле Герца-Беляева:

$$P_{кр} = 0,388 \sqrt{\frac{1,64 P_k E^2}{r^2}}$$

где $P_{кр}$ - критическое давление на площадь контакта, кг · м², P_k - контактная нагрузка, Н; E - модуль упругости, кг/мм² (для стали $E = 2,1 \times 10^4$ кг/мм²); r - радиус шара, м; $P_k = 0,41 P$; P_{max} - осевая нагрузка в момент выдавливания пленки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Контроль параметров промывочных жидкостей в процессе бурения является важным условием сохранения качества промывочной жидкости и поддержания устойчивости ствола скважины.

В методических разработках приведено описание основных приборов для измерения структурно-механических и антифрикционных параметров промывочных жидкостей и изложена методика их определения.



**МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»**

Г.А. Усов, Л.И. Кралина, Ф.П. Сердюков

**Методические указания
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Бурение скважин»**

для студентов специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ

очного и заочного обучения

Екатеринбург

2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
Занятие 1. Разработка конструкции скважины.....	4
Занятие 2. Выбор типа породоразрушающего инструмента и расчет параметров режима вращательного бурения.....	5
Занятие 3. Выбор типа породоразрушающего инструмента для канатно-ударного бурения и расчет параметров режима бурения.....	9
Список литературы.....	11
Приложение 1 Исходные данные для составления конструкции скважины.....	12
Приложение 2. Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому.....	13
Приложение 3. Графическое оформление конструкции скважины.....	13
Приложение 4. Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН).....	14
Приложение 5. Удельный расход промывочной жидкости ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) на 1м диаметра коронки	14
Приложение 6. Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, 10^4 даН/м^2	14
Приложение 7. Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения	15
Приложение 8. Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения.....	16
Приложение 9. Удельный расход промывочной жидкости.....	16

ВВЕДЕНИЕ

Успех разведочного бурения во многом зависит от правильного выбора конструкции скважины, которая должна обеспечить ее безаварийную проходку при соответствующем качестве буровых работ.

При бурении разведочных скважин применяется различный породоразрушающий инструмент: твердосплавные и алмазные коронки. При бескерновом бурении – лопастные, шарошечные и алмазные долота. При канатно-ударном бурении – плоские, двутавровые, крестовые и округляющие долота. Применение того или иного вида породоразрушающего инструмента зависит от физико-механических свойств горных пород и назначения скважины. Рациональный выбор породоразрушающего инструмента и параметров режима бурения определяют производительность бурения и его экономическую эффективность.

Занятие 1

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИНЫ

Задание: Разработать конструкцию скважины согласно геологического разреза, приведенного в приложении 1, и дать спецификацию бурового инструмента для спуска обсадных труб.

Цель занятия: изучить типы обсадных труб и буровой инструмент для спуска их в скважину. Освоить методику составления конструкции скважины.

1.1. Назначение обсадных труб.

Обсадные трубы служат для крепления стенок скважин в следующих случаях:

- 1) для закрепления устья скважины с целью предохранения его от размыва и отвода промывочной жидкости;
- 2) для закрепления (кондуктором) залегающих сверху наносов и других неустойчивых пород;
- 3) для перекрытия зон разрушенных и раздробленных пород, которые не закрепляются глинистым раствором, а после проходки не могут быть затампонированы быстросхватывающимися смесями;
- 4) для перекрытия зон интенсивных и катастрофических поглощений промывочных жидкостей;
- 5) перед пересечением полезного ископаемого (рыхлые руды, бокситы), над которыми залегают неустойчивые породы, дающие осыпи;
- 6) перед переходом с промывки глинистым раствором на промывку технической водой.

1.2. Требования к конструкции скважины.

Конструкция скважины – это схема изменения диаметров бурения, обсадных труб и их глубин, обеспечивающих безаварийную проходку скважины и выполнение геофизических и гидрогеологических исследований при соответствующем качестве бурения.

Конструкция скважины должна быть наиболее простой – малоступенчатой. В этом случае облегчается бурение, сокращается набор бурового инструмента и расход обсадных труб, снижается стоимость работ. Простота конструкции достигается правильным применением качественных промывочных жидкостей и закреплением маломощных зон осложнений без применения обсадных труб. Конструкция скважины должна обеспечивать получение диаметра керна в соответствии с геологическими требованиями и применения форсированных режимов бурения.

1.3. Выбор конструкции скважины

В основу составления конструкции скважины положены следующие факторы: конечный диаметр бурения, определяемый целевым назначением скважины (диаметр бурения по полезному ископаемому, диаметр фильтра для скважины на нефть и газ), устойчивостью пород геологического разреза и необходимостью их закрепления обсадными трубами (смотри пункт 1.1).

Поэтому конструкция скважины составляется по методу снизу вверх. Вначале определяется конечный диаметр скважины, исходя из требований минимально допустимого диаметра керна по полезному ископаемому (см. приложение 2). Дальше диаметр скважины будет определяться устойчивостью выше залегающих пород и необходимостью их закрепления обсадными трубами.

Для обеспечения нормального спуска обсадных колонн, перекрывающих валунно–галечные отложения или значительные мощности песчано-глинистых пород, а также колонн, подлежащих цементированию, необходимо предусмотреть диаметр скважины на один диаметр больше диаметра колонны. После разработки конструкции скважины

приводится ее описание сверху вниз с обоснованием смены диаметра и установки обсадных колонн.

Конструкция скважины выполняется графически с соблюдением вертикального масштаба. Прилагается спецификация бурового инструмента для спуска обсадных труб в скважину.

Занятие 2

ВЫБОР ТИПА ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип породоразрушающего инструмента для вращательного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород (приложение 3), подобрать состав бурового снаряда (компановка колонкового набора, тип и диаметр бурильных труб) и определить параметры режима бурения.

Цель занятия: изучить типы твердосплавных, алмазных коронок и долот для бескернового бурения, а также технологический буровой инструмент: бурильные и утяжеленные трубы, колонковые трубы, переходники, расширители, кернорватели; освоить методику выбора параметров режима бурения.

2.1 Породоразрушающий инструмент для бурения разведочных скважин вращательным способом и область его применения.

Тип породоразрушающего инструмента выбирается с учетом физико-механических свойств горных пород и целевого назначения скважины.

Твердосплавные коронки применяются для бурения горных пород от I до VIII категории по буримости и по конструктивному исполнению подразделяются на ребристые, резцовые и самозатачивающиеся.

Таблица 1

Область применения твердосплавных коронок

Группа коронок	Тип коронок	Категория пород по буримости								Характеристика пород
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	
Ребристые	M1, M2, M5	x	x	x	x					Мягкие с прослоями пород средней твердости
Резцовые	СМ-4					x	x	x		Монолитные и перемежающиеся породы. Монолитные и трещиноватые
	СМ-5					x	x			
	СМ-6						x	x		
	СТ-2				x	x	x			
Самозатачивающиеся	СА1						x	x	x	Плотные, тонко и мелкозернистые. Слаботрещиноватые. Перемежающиеся по твердости
	СА2						x	x	x	
	СА4						x	x	x	
	СА5						x	x	x	
	СА6						x	x	x	

Алмазные коронки применяются для бурения твердых и крепких абразивных пород VI-XII категории по буримости.

В настоящее время в зависимости от расположения объемных алмазов выпускаются следующие коронки:

а) однослойные – с расположением объемных алмазов в один слой;

б) импрегнированные – объемные алмазы расположены без определенного порядка, т.е. перемешаны с материалом матрицы;

в) зубчатые – режущая кромка зуба армируется по поверхности крупными полированными алмазами, кроме того, вершина каждого зуба армирована по всему объему импрегнированными алмазами с зернистостью 120-200 шт./карат.

Зубчатые алмазные коронки целесообразно использовать в породах VI-VII категории по буримости.

Однослойные коронки дают наилучшие результаты в плотных, монолитных малоабразивных породах VIII-IX категории по буримости.

Импрегнированные коронки рекомендуют использовать в твердых, трещиноватых и абразивных породах X-XII категории по буримости.

Бурение скважин сплошным забоем осуществляется при детальной разведке, по хорошо изученным вмещающим породам. Для бурения применяются лопастные, шарошечные и алмазные долота.

Таблица 2

Область применения долот при бескерновом бурении

Тип долота	Категория пород по буримости									Характеристика пород
	I-IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Лопастные долота	x									Мягкие и пластичные породы
2Д	x									
3Л	x									
ИР		x	x	x						
ИРГ		x	x							
Пикобуры	x	x								
Шарошечные										Мягкие с пропластками пород средней твердости. Средней твердости. Твердые породы
МС	x									
С		x	x	x						
Т				x	x	x				
ТК						x	x			С пропластками крепких пород. Крепкие. Весьма крепкие. Малоабразивные твердые
К							x	x		
ОК								x		
ДДА				x	x	x			x	
Дисковое долото		x	x							Средней твердости
Алмазные долота										Плотные, монолитные породы. Крепкие, абразивные породы
08А3 и										
09А3				x	x	x				
08ИЗ							x	x	x	

Шарошечные долота имеют различную конструкцию. Конструктивные особенности долота указываются в его шифре. Первые цифры в шифре долота указывают количество шарошек (I, II, III), после дефиса указывается диаметр, тип долота, а после второго дефиса – система промывки (Ц – центральная, Г – гидромониторная) и тип опоры (А – с двумя подшипниками скольжения, В – с подшипником качения).

Например, долото II-132 М-ГВ

Долото двухшарошечное, диаметр 132 мм, тип М, с гидромониторной промывкой, опора на подшипнике качения.

2.2. Компоновка бурового снаряда

Колонковый набор – часть бурового снаряда, предназначенная для разрушения горной породы, приема и сохранения керна. Простейший колонковый набор состоит из породоразрушающего инструмента, колонковой трубы и переходника. В колонковый набор могут также входить расширитель (при алмазном бурении), кернорватель и шламовая труба.

При бурении сплошным забоем в зависимости от диаметра бурения могут применяться различные компоновки бурового снаряда. При бурении скважин небольшого диаметра (76-112 мм) компоновка бурового снаряда состоит из долота, утяжеленных бурильных труб (УБТ) и бурильных труб. При бурении скважин диаметром более 151 мм в состав бурового снаряда включают долото, направляющую трубу, УБТ. При бурении хрупких пород большим диаметром буровой снаряд состоит из долота, шламовой трубы закрытого типа, УБТ. Шламодовая труба служит для сбора шлама, который не может быть вынесен потоком промывочной жидкости на поверхность.

2.3. Проектирование параметров режима бурения.

При вращательном бурении параметрами режима бурения являются: осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент, частота вращения и расход промывочной жидкости.

2.3.1. Твердосплавное бурение

Осевую нагрузку на твердосплавную коронку определяют, исходя из рекомендуемой нагрузки на один резец (объемный), обеспечивающий объемный процесс разрушения породы, и рассчитывают по формуле

$$P = p_0 * t \quad (2.1)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – рекомендуемая нагрузка на один основной резец, даН;

t – число основных резцов в коронке, шт;

При бурении трещиноватых или переслаивающихся пород с резким различием по твердости следует уменьшать рекомендуемую нагрузку на 30-50%.

Частота вращения коронки рассчитывается: исходя из рекомендуемых значений окружной скорости вращения коронки, которые применяются тем больше, чем меньше диаметр коронки.

Частота вращения коронки в об/мин рассчитывается по формуле

$$n = \frac{v_0 * 60}{\pi * D_{cp}} \quad (2.2)$$

где v_0 – окружная скорость коронки, м/с;

D_{cp} – средний диаметр коронки, м;

$$D_{cp} = \frac{D_n + D_{вн}}{2}$$

где D_n – наружный диаметр коронки, м;

$D_{вн}$ – внутренний диаметр коронки, м.

Рекомендуемые окружные скорости для твердосплавных коронок приведены ниже:

Коронки	Ребристые	Резцовые	Самозатачивающиеся
v_0 , м/с	0,7-1,5	1-2,5	0,7-1,5

При бурении трещиноватых пород и неоднородных по твердости рекомендуется снижать частоту вращения коронки на 20-30%. При увеличении глубины скважины частота вращения должна уменьшаться, так как возрастают затраты мощности на холостое вращение бурового снаряда.

Количество промывочной жидкости выбирается в зависимости от физико-механических свойств горных пород, диаметра бурения. Расход промывочной жидкости можно определить по формуле

$$Q = k * D \quad (2.3)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м³/с

k – удельный расход промывочной жидкости на 1 м диаметра коронки, м³/с

D – наружный диаметр коронки, м

2.3.2. Алмазное бурение

Экспериментальными исследованиями установлено и практикой бурения доказано, что наибольшее влияние на механическую скорость алмазного бурения оказывает частота вращения. В связи с этим алмазное бурение целесообразно вести при возможно высокой частоте вращения коронки, допускаемой состоянием бурового снаряда, а также характером разбуhrиваемых пород и при отсутствии вибрации или возможном ее снижении.

Осевая нагрузка на коронку определяется с учетом физико-механических свойств горных пород и заданной частоты вращения коронки. Оптимальная осевая нагрузка может быть рассчитана на основании значений удельной нагрузки на 1 м рабочей площади торца алмазной коронки рекомендуемой для различных категорий пород по формуле

$$P = p_0 * S \quad (2.4)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м² площади торца коронки, даН/м²;

S – площадь торца алмазной коронки (за вычетом площади проmyвочных каналов), м²;

Частота вращения коронки рассчитывается по формуле (2.2)

Рекомендуемые значения окружной скорости коронки, м/с

Для пород VIII-IX категории	3-4
Для пород X-XI категории	2-3
Для пород XII категории	1,5-2

Расход проmyвочной жидкости можно определить по формуле (2.3). Рекомендуемые значения удельного расхода проmyвочной жидкости для различных типов алмазных коронок приведены в приложении 9.

2.3.3. Бескерновое бурение

Осевая нагрузка при бурении сплошным забоем оказывает существенное влияние на механическую скорость бурения. При увеличении диаметра бурения и крепости пород осевую нагрузку необходимо повышать. Осевую нагрузку на долото можно рассчитать по формуле

$$P = p_0 * D \quad (2.5)$$

где P – осевая нагрузка на долото, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м диаметра долота, даН;

D – диаметр долота, м;

При больших значениях осевой нагрузки, рассчитанной по формуле (2.5), могут использоваться УБТ, которые передают большую часть осевой нагрузки на долото за счет своего веса, создают направление скважине и улучшают условия работы бурильных труб. В данном случае длина УБТ рассчитывается по формуле

$$L = \frac{k * P}{q * g \left(1 - \frac{\gamma_p}{\gamma}\right) * \cos \theta} \quad (2.6)$$

где L – длина УБТ, м;

k – коэффициент увеличения веса УБТ относительно осевой нагрузки (принимается);

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

q – вес 1 метра УБТ, даН;

γ – удельный вес материала УБТ, кг/м³;

γ_p – удельный вес проmyвочной жидкости, кг/м³;

θ – зенитный угол, ...°

Число труб в колонне УБТ определяется по формуле

$$n = \frac{L}{l}$$

где L – длина УБТ, м;

l – длина одной трубы, м;

Частоту вращения долота (в об/мин.) можно рассчитать по формуле

$$n = \frac{60v_0}{\pi D} \quad (2.7)$$

где v_0 – окружная скорость долота, м/с;

D – диаметр долота, м.

Расход промывочной жидкости определяется, исходя из скорости восходящего потока промывочной жидкости и площади кольцевого пространства скважины

$$Q = 0,785 * (D^2 - d^2) * v \quad (2.8)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м³/с;

D – диаметр долота, м;

d – наружный диаметр бурильных труб, м;

v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с;

При оформлении задания дать обоснование выбора типа породоразрушающего инструмента, типа колонкового набора и колонны бурильных труб. Дать эскиз компоновки бурового снаряда, с указанием назначения каждого из его элементов.

Занятие 3

ВЫБОР ТИПА ПОРОДРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ КАНАТНО-УДАРНОГО БУРЕНИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип долота и состав бурового снаряда для канатно-ударного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород и рассчитать параметры режима бурения.

Цель задания – изучить типы долот для канатно-ударного бурения и область их применения, а также состав и конструкцию бурового снаряда. Освоить методику расчета параметров режима бурения.

3.1. Область применения канатно-ударного бурения

Канатно-ударное бурение применяется при:

- 1) сооружении разведочных и эксплуатационных скважин на воду;
- 2) разведке россыпных месторождений и мелковкрапленных руд;
- 3) бурение технических скважин: для замораживания водоносных пород, водопонижения, вентиляции подземных выработок и т.д.;
- 4) бурение взрывных скважин при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Буровой снаряд при канатно-ударном бурении состоит из долота, ударной штанги, раздвижной штанги, канатного замка. Для чистки скважины от шлама применяют желонки.

При бурении скважин применяют плоские долота, двутавровые, округляющие и крестовые долота. В зависимости от крепости пород угол заострения лезвия долота меняется от 70 до 130° (чем тверже порода, тем больше должен быть этот угол).

Плоские долота служат для бурения в мягких породах. Двутавровые долота применяют при бурении в вязких породах средней твердости. Округляющие долота используют для бурения в твердых породах, а также в трещиноватых породах и валунно-галечных отложениях. Крестовыми долотами бурят в трещиноватых породах.

3.2. Расчет параметров режима бурения

Производительность ударно-канатного бурения зависит от правильно подобранных параметров режима бурения: массы ударного снаряда, высоты его подъема над забоем или высоты сбрасывания, частоты ударов и количества подливаемой воды в скважину.

Вес рабочей части снаряда (в даН) определяется по формуле

$$M_p = D * m_o \quad (3.1.)$$

где D – длина лезвия долота, см;

m_o – относительный вес (даН/см), приходящийся на 1 см лезвия долота, даН/см;

Величина относительного веса бурового снаряда выбирается, исходя из крепости горных пород:

- 1) по мягким породам (I-III категории по буримости) 15-25 даН/см;
- 2) по породам средней твердости (IV-V категории буримости) 30-40 даН/см;
- 3) по твердым породам (VI категории буримости) 40-50 даН/см;
- 4) по весьма твердым породам (VIII категории буримости) 60-80 даН/см.

Необходимый вес ударной штанги определяется по формулам:

$$M_2 = M_p - (M_1 + 0,5M_3), \text{ даН} \quad (3.2)$$

при работе без раздвижной штанги

$$M_2 = M_p - (M_1 + M_4), \text{ даН} \quad (3.3)$$

где M_1 – вес долота, даН;

M_2 – вес ударной штанги, даН;

M_3 – вес раздвижной штанги, даН;

M_4 – вес канатного замка, даН

Современные буровые станки канатно-ударного бурения обеспечивают высоту подъема снаряда над забоем на 0,35 – 1 м и частоту ударов от 40 до 60 в 1 мин. В зависимости от характера пород и глубины скважины задаются высотой сбрасывания снарядов, после чего определяют частоту ударов (уд/мин)

$$n_y = 21 \sqrt{\frac{b}{S}} \quad (3.4)$$

где b – ускорение падения снаряда в шламовой среде, м/с²;

S – высота сбрасывания снаряда, м.

При бурении по глинистым породам принимают $b=4,5-5$ м/с², по твердым породам $b=6-6,5$ м/с².

Высота сбрасывания снаряда увеличивается при бурении по твердым монолитным породам, а частота ударов снижается. При бурении пород сильно - трещиноватых или слоистых, перемежающихся по твердости следует увеличивать частоту ударов, уменьшать высоту сбрасывания снаряда. С ростом глубины бурения высоту сбрасывания снаряда нужно увеличивать, а частоту ударов снижать.

При бурении мягких пород рекомендуется на каждый рейс подливать в скважину 35-40 л. воды, а при бурении твердых пород – 10-15 л.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Волков А.С., Долгов Б.П. Вращательное бурение разведочных скважин.-М.: Недра, 1988, 318с.
2. Волков А.С., Буровой геологоразведочный инструмент.-М.: Недра, 1979, 285с.
3. Володин Ю.И. Руководство к практическим занятиям и сборник задач по бурению скважин.-М.: Недра, 1987, 204с.
4. Михайлова Н.Д. Техническое проектирование колонкового бурения.-М.: Недра, 1985, 197с.
5. Шамшев Ф.А., Тараканов С.Н., Кудряшов Б.В. Технология и техника разведочного бурения.-М.: Недра, 1983, 564 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Таблица П.1.1

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Почвенно-растительный слой	II	2	3	1	1,5	4	2,5	3,5	5	4,5	5
		3	4	2	5	6	4,5	5,5	6	5,5	7
Суглинки	III	5	6	7	8	10	15	20	30	40	50
		8	10	9	12	15	20	30	40	50	60
Песок среднезернистый	II	3	4	5	6	8	9	10	12	14	16
		4	6	7	9	10	12	14	16	18	20
Известняк трещиноватый (зона поглощения)	V	10	15	20	30	40	50	60	70	25	35
		20	30	40	50	60	70	80	90	45	45
Мергель	VI	30	50	60	80	40	25	15	35	45	70
		40	60	70	90	50	30	25	55	60	65
Песок разномзернистый	I	15	40	35	50	45	30	25	55	18	42
		20	25	45	35	60	50	55	65	28	65
Глины плотные	IV	40	50	60	70	65	70	65	75	80	85
		25	35	45	50	60	30	45	55	90	100
Бокситы	VI	1	2	3	2,5	3,5	5	5,5	2,6	2	1,5
		2	3	4	3,5	4,5	6	6,5	3	2,5	4
Глины углистые	IV	1	1,5	2	1,4	1,8	3,4	4,2	2	1,4	2,5
		2,2	2,5	3	1,6	2,2	4,4	5,2	1,8	3	1,6

Таблица П.1.2

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м											
		21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
		33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
Суглинок	III	3	5	4	2	3,5	4,6	5	6	7	8	9	5
		4	6	8	3	5,5	7	9	5,5	4	6	7	9
Кварцево-хлоритовый сланец, трещиноватый	V	10	15	20	30	40	25	35	45	50	60	70	80
		15	20	25	23	37	48	52	65	49	86	67	58
Серпентинит сильно трещиноватый	VI	30	40	60	35	55	65	75	35	45	40	38	28
		40	50	70	45	65	80	36	58	26	46	68	84
Метасоматит хлористокarbonатный	VIII	60	80	58	65	76	48	34	28	62	54	58	86
		48	54	68	52	78	86	46	34	62	78	96	100
Туфопесчаник	IX	50	70	80	65	45	38	26	48	54	66	87	96
		34	65	82	54	86	68	76	56	42	75	62	96
Медный колчедан	VII	2	4	3	6	8	10	5	12	8	14	16	3
		3	5	2,5	7	6	8	4	9	4	6	4	2
Альбитофир	XI	4	1	5	6	8	12	14	5	7	9	4	15
		6	12	15	4	10	8	6	4	11	18	6	8

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому

Тип полезного ископаемого	Минимальный диаметр керна, мм	Диаметр скважины, мм
Железный кварцит	32	46
Титаномагнетит	32	46
Медно-никелевые руды	32	46
Медно-колчеданные руды	32	46
Медистый песчаник	22	36
Медно-порфировые руды		59
Бокситы	32-42	46-59
Свинцово-цинковые руды	22-42	46-59
Вольфрамо-молибденовые руды	32-42	46-76
Золотоносные шляпы	32	46
Оловянные руды	32-42	46-59
Редкометалльные	42-60	59-76
Уголь	60	76

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Графическое оформление конструкции скважины

Геологический разрез	Можность слоя, м	Конструкция скважины
Почвенно-растительный слой	3	
Суглинки	10	
Песок среднезернистый	16	
Глины плотные	20	
Мергель сильнотрещиноватый (поглощение)	30	
Песок	10	
Глины	20	
Бокситы	5	
Глины углистые	6	

Примечание: Ø - обозначение диаметра;
 Вертикальный масштаб
 М 1:10 или М 1:20

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН)

Группа и тип коронки	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые					
M1	30-50	50-60	-	-	-
M2	-	60-80	-	-	-
M5	-	40-60	-	-	-
Резцовые					
CM3	-	40-50	50-80	80-100	-
CM4	-	-	50-60	60-80	-
CM5	-	-	40-50	50-60	-
CM6	-	-	-	-	60-70
CT2	-	40-60	60-80	80-100	-
Самозатачивающиеся					
CA-1	-	-	30-50	40-80	50-100
CA-2	-	-	-	40-60	50-80
CA-4	-	-	-	40-60	50-80
CA-5	-	-	-	40-60	50-80
CA-6	-	-	-	40-60	50-80

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Удельный расход промывочной жидкости ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) на 1м диаметра коронки

Группа коронок	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые	17-20	20-27	-	-	-
Резцовые	-	-	20-23	17-20	15-17
Самозатачивающиеся	-	-	-	17-20	15-17

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, 10^{-4} даН/м^2

Тип коронки	Категория пород по буримости			
	VII	VIII-IX	IX-X	XI-XII
Однослойные	60	60-75	-	-
Импрегнированные	-	-	75-90	100-170

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения

Тип долота	$P \cdot 10^3$ даН/м	v_0 , м/с	v , м/с
Лопастные			
2Л	6-7,5	0,8-2,0	0,6-1
3Л	8-12	0,8-1,5	
ИР	8-15	0,8-1,2	
Пикобуры	4,5-9,5	0,8-1,4	
Шарошечные долота			
М	15-25	0,8-1,2	0,6-1 (вода) 0,4-0,8 (гл.раствор)
С	20-35	0,8-1,4	
Т	20-40	0,6-1,2	
ТК	20-45	0,6-1,0	
К и ОК	20-30	0,6-0,8	
Дисковые долота	20-30	1,0-1,6	
ДДА	30-40	0,75-1,5	
Алмазные долота			
08АЗ и 09АЗ	24-32	0,8-1,7	0,5-0,8 (вода) 0,4-0,8 (гл.раствор)
08ИЗ	25-35	1,0-2,0	

Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения

№ задания		Глубина бурения, м		Описание пород	Диаметр скважины, мм	
				Дресва III категории	495	445
3	4	80	120	Известняк IV категории	345	148
5	6	100	150	Конгломерат V -"	248	198
7	8	90	200	Мрамор IV -"	298	148
9	10	60	150	Мергель IV -"	395	198
11	12	30	50	Суглинок II -"	495	445
13	14	10	30	Глина III -"	345	395
15	16	180	250	Опока IV -"	198	148
17	18	120	190	Сланец глинистый V -"	248	148
19	20	250	300	Порфирит VI -"	198	148
21	22	200	280	Туф VII -"	248	198
23	24	40	50	Сланец кремнистый V -"	345	445
25	26	80	100	Сerpентинит V -"	248	198
27	28	50	60	Порфирит VI -"	345	298
29	30	25	45	Глина III -"	248	445
31	32	160	280	Песчаник VI -"	198	148
33	34	100	120	Альбит IV -"	298	198
35	36	30	40	Галечно-щебенистые отложения IV -"	495	445
37	38	10	20	Галечник крупный V -"	345	298
39	40	20	35	Гранит выветренный IV -"	298	248
41	42	80	120	Гнейс VI -"	248	148
43	44	110	150	Гранит VII -"	198	148
45	46	150	230	Диабаз VI -"	248	198
47	48	200	300	Габбро VI -"	198	148
49	50	60	130	Песчаник трещиноватый IV категории	298	345

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Удельный расход промывочной жидкости при алмазном бурении ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$)

Коронки	Характеристика горных пород	Удельный расход жидкости, $10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$
Однослойные	Малоабразивные	12-17
	Абразивные	13-20
Импрегнированные	Малоабразивные	5-10
	Абразивные	8-13



МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

В.Н. Калашников, Г.А. Усов,

Л.И. Кралина, Ф.П. Сердюков

Методические указания
по выполнению контрольной работы
«Технология и техника бурения
наклонно-направленных скважин»

для студентов специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ

очного и заочного обучения

Екатеринбург

2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
Занятие 1. Разработка конструкции скважины.....	4
Занятие 2. Выбор типа породоразрушающего инструмента и расчет параметров режима вращательного бурения.....	5
Занятие 3. Выбор типа породоразрушающего инструмента для канатно-ударного бурения и расчет параметров режима бурения.....	9
Список литературы.....	11
Приложение 1 Исходные данные для составления конструкции скважины.....	12
Приложение 2. Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому.....	13
Приложение 3. Графическое оформление конструкции скважины.....	13
Приложение 4. Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН).....	14
Приложение 5. Удельный расход промывочной жидкости ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) на 1м диаметра коронки	14
Приложение 6. Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, $10^4 \text{ даН}/\text{м}^2$	14
Приложение 7. Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения	15
Приложение 8. Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения.....	16
Приложение 9. Удельный расход промывочной жидкости.....	16

ВВЕДЕНИЕ

Успех разведочного бурения во многом зависит от правильного выбора конструкции скважины, которая должна обеспечить ее безаварийную проходку при соответствующем качестве буровых работ.

При бурении разведочных скважин применяется различный породоразрушающий инструмент: твердосплавные и алмазные коронки. При бескерновом бурении – лопастные, шарошечные и алмазные долота. При канатно-ударном бурении – плоские, двутавровые, крестовые и округляющие долота. Применение того или иного вида породоразрушающего инструмента зависит от физико-механических свойств горных пород и назначения скважины. Рациональный выбор породоразрушающего инструмента и параметров режима бурения определяют производительность бурения и его экономическую эффективность.

Занятие 1

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИНЫ

Задание: Разработать конструкцию скважины согласно геологического разреза, приведенного в приложении 1, и дать спецификацию бурового инструмента для спуска обсадных труб.

Цель занятия: изучить типы обсадных труб и буровой инструмент для спуска их в скважину. Освоить методику составления конструкции скважины.

1.1. Назначение обсадных труб.

Обсадные трубы служат для крепления стенок скважин в следующих случаях:

- 1) для закрепления устья скважины с целью предохранения его от размыва и отвода промывочной жидкости;
- 2) для закрепления (кондуктором) залегающих сверху наносов и других неустойчивых пород;
- 3) для перекрытия зон разрушенных и раздробленных пород, которые не закрепляются глинистым раствором, а после проходки не могут быть затампонированы быстросхватывающимися смесями;
- 4) для перекрытия зон интенсивных и катастрофических поглощений промывочных жидкостей;
- 5) перед пересечением полезного ископаемого (рыхлые руды, бокситы), над которыми залегают неустойчивые породы, дающие осыпи;
- 6) перед переходом с промывки глинистым раствором на промывку технической водой.

1.2. Требования к конструкции скважины.

Конструкция скважины – это схема изменения диаметров бурения, обсадных труб и их глубин, обеспечивающих безаварийную проходку скважины и выполнение геофизических и гидрогеологических исследований при соответствующем качестве бурения.

Конструкция скважины должна быть наиболее простой – малоступенчатой. В этом случае облегчается бурение, сокращается набор бурового инструмента и расход обсадных труб, снижается стоимость работ. Простота конструкции достигается правильным применением качественных промывочных жидкостей и закреплением маломощных зон осложнений без применения обсадных труб. Конструкция скважины должна обеспечивать получение диаметра керна в соответствии с геологическими требованиями и применения форсированных режимов бурения.

1.3. Выбор конструкции скважины

В основу составления конструкции скважины положены следующие факторы: конечный диаметр бурения, определяемый целевым назначением скважины (диаметр бурения по полезному ископаемому, диаметр фильтра для скважины на нефть и газ), устойчивостью пород геологического разреза и необходимостью их закрепления обсадными трубами (смотри пункт 1.1).

Поэтому конструкция скважины составляется по методу снизу вверх. Вначале определяется конечный диаметр скважины, исходя из требований минимально допустимого диаметра керна по полезному ископаемому (см. приложение 2). Дальше диаметр скважины будет определяться устойчивостью выше залегающих пород и необходимостью их закрепления обсадными трубами.

Для обеспечения нормального спуска обсадных колонн, перекрывающих валунно-галечные отложения или значительные мощности песчано-глинистых пород, а также колонн, подлежащих цементированию, необходимо предусмотреть диаметр скважины на один диаметр больше диаметра колонны. После разработки конструкции скважины

приводится ее описание сверху вниз с обоснованием смены диаметра и установки обсадных колонн.

Конструкция скважины выполняется графически с соблюдением вертикального масштаба. Прилагается спецификация бурового инструмента для спуска обсадных труб в скважину.

Занятие 2

ВЫБОР ТИПА ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип породоразрушающего инструмента для вращательного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород (приложение 3), подобрать состав бурового снаряда (компановка колонкового набора, тип и диаметр бурильных труб) и определить параметры режима бурения.

Цель занятия: изучить типы твердосплавных, алмазных коронок и долот для бескернового бурения, а также технологический буровой инструмент: бурильные и утяжеленные трубы, колонковые трубы, переходники, расширители, кернорватели; освоить методику выбора параметров режима бурения.

2.1 Породоразрушающий инструмент для бурения разведочных скважин вращательным способом и область его применения.

Тип породоразрушающего инструмента выбирается с учетом физико-механических свойств горных пород и целевого назначения скважины.

Твердосплавные коронки применяются для бурения горных пород от I до VIII категории по буримости и по конструктивному исполнению подразделяются на ребристые, резцовые и самозатачивающиеся.

Таблица 1

Область применения твердосплавных коронок

Группа коронок	Тип коронок	Категория пород по буримости								Характеристика пород
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	
Ребристые	M1, M2, M5	x	x	x	x					Мягкие с прослоями пород средней твердости
Резцовые	СМ-4					x	x	x		Монолитные и перемежающиеся породы. Монолитные и трещиноватые
	СМ-5					x	x			
	СМ-6						x	x		
	СТ-2				x	x	x			
Самозатачивающиеся	СА1						x	x	x	Плотные, тонко и мелкозернистые. Слаботрещиноватые. Перемежающиеся по твердости
	СА2						x	x	x	
	СА4						x	x	x	
	СА5						x	x	x	
	СА6						x	x	x	

Алмазные коронки применяются для бурения твердых и крепких абразивных пород VI-XII категории по буримости.

В настоящее время в зависимости от расположения объемных алмазов выпускаются следующие коронки:

- а) однослойные – с расположением объемных алмазов в один слой;
- б) импрегнированные – объемные алмазы расположены без определенного порядка, т.е. перемешаны с материалом матрицы;

в) зубчатые – режущая кромка зуба армируется по поверхности крупными полированными алмазами, кроме того, вершина каждого зуба армирована по всему объему импрегнированными алмазами с зернистостью 120-200 шт./карат.

Зубчатые алмазные коронки целесообразно использовать в породах VI-VII категории по буримости.

Однослойные коронки дают наилучшие результаты в плотных, монолитных малоабразивных породах VIII-IX категории по буримости.

Импрегнированные коронки рекомендуют использовать в твердых, трещиноватых и абразивных породах X-XII категории по буримости.

Бурение скважин сплошным забоем осуществляется при детальной разведке, по хорошо изученным вмещающим породам. Для бурения применяются лопастные, шарошечные и алмазные долота.

Таблица 2

Область применения долот при бескерновом бурении

Тип долота	Категория пород по буримости									Характеристика пород
	I-IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Лопастные долота	x									Мягкие и пластичные породы
2Д	x									
3Л	x									
ИР		x	x	x						
ИРГ		x	x							
Пикобуры	x	x								
Шарошечные										Мягкие с пропластками пород средней твердости. Средней твердости. Твердые породы
МС	x									
С		x	x	x						
Т				x	x	x				
ТК						x	x			С пропластками крепких пород. Крепкие. Весьма крепкие. Малоабразивные твердые
К							x	x		
ОК								x		
ДДА				x	x	x			x	
Дисковое долото		x	x							Средней твердости
Алмазные долота										Плотные, монолитные породы. Крепкие, абразивные породы
08А3 и										
09А3				x	x	x				
08ИЗ							x	x	x	

Шарошечные долота имеют различную конструкцию. Конструктивные особенности долота указываются в его шифре. Первые цифры в шифре долота указывают количество шарошек (I, II, III), после дефиса указывается диаметр, тип долота, а после второго дефиса – система промывки (Ц – центральная, Г – гидромониторная) и тип опоры (А – с двумя подшипниками скольжения, В – с подшипником качения).

Например, долото II-132 М-ГВ

Долото двухшарошечное, диаметр 132 мм, тип М, с гидромониторной промывкой, опора на подшипнике качения.

2.2. Компоновка бурового снаряда

Колонковый набор – часть бурового снаряда, предназначенная для разрушения горной породы, приема и сохранения керна. Простейший колонковый набор состоит из породоразрушающего инструмента, колонковой трубы и переходника. В колонковый набор могут также входить расширитель (при алмазном бурении), кернорватель и шламовая труба.

При бурении сплошным забоем в зависимости от диаметра бурения могут применяться различные компоновки бурового снаряда. При бурении скважин небольшого диаметра (76-112 мм) компоновка бурового снаряда состоит из долота, утяжеленных бурильных труб (УБТ) и бурильных труб. При бурении скважин диаметром более 151 мм в состав бурового снаряда включают долото, направляющую трубу, УБТ. При бурении хрупких пород большим диаметром буровой снаряд состоит из долота, шламовой трубы закрытого типа, УБТ. Шламовая труба служит для сбора шлама, который не может быть вынесен потоком промывочной жидкости на поверхность.

2.3. Проектирование параметров режима бурения.

При вращательном бурении параметрами режима бурения являются: осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент, частота вращения и расход промывочной жидкости.

2.3.1. Твердосплавное бурение

Осевую нагрузку на твердосплавную коронку определяют, исходя из рекомендуемой нагрузки на один резец (объемный), обеспечивающий объемный процесс разрушения породы, и рассчитывают по формуле

$$P = p_0 * t \quad (2.1)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – рекомендуемая нагрузка на один основной резец, даН;

t – число основных резцов в коронке, шт;

При бурении трещиноватых или переслаивающихся пород с резким различием по твердости следует уменьшать рекомендуемую нагрузку на 30-50%.

Частота вращения коронки рассчитывается: исходя из рекомендуемых значений окружной скорости вращения коронки, которые применяются тем больше, чем меньше диаметр коронки.

Частота вращения коронки в об/мин рассчитывается по формуле

$$n = \frac{v_0 * 60}{\pi * D_{cp}} \quad (2.2)$$

где v_0 – окружная скорость коронки, м/с;

D_{cp} – средний диаметр коронки, м;

$$D_{cp} = \frac{D_n + D_{вн}}{2}$$

где D_n – наружный диаметр коронки, м;

$D_{вн}$ – внутренний диаметр коронки, м.

Рекомендуемые окружные скорости для твердосплавных коронок приведены ниже:

Коронки	Резиновые	Резцовые	Самозатачивающиеся
v_0 , м/с	0,7-1,5	1-2,5	0,7-1,5

При бурении трещиноватых пород и неоднородных по твердости рекомендуется снижать частоту вращения коронки на 20-30%. При увеличении глубины скважины частота вращения должна уменьшаться, так как возрастают затраты мощности на холостое вращение бурового снаряда.

Количество промывочной жидкости выбирается в зависимости от физико-механических свойств горных пород, диаметра бурения. Расход промывочной жидкости можно определить по формуле

$$Q = k * D \quad (2.3)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м³/с

k – удельный расход промывочной жидкости на 1 м диаметра коронки, м³/с

D – наружный диаметр коронки, м

2.3.2. Алмазное бурение

Экспериментальными исследованиями установлено и практикой бурения доказано, что наибольшее влияние на механическую скорость алмазного бурения оказывает частота вращения. В связи с этим алмазное бурение целесообразно вести при возможно высокой частоте вращения коронки, допускаемой состоянием бурового снаряда, а также характером разбуриваемых пород и при отсутствии вибрации или возможном ее снижении.

Осевая нагрузка на коронку определяется с учетом физико-механических свойств горных пород и заданной частоты вращения коронки. Оптимальная осевая нагрузка может быть рассчитана на основании значений удельной нагрузки на 1 м рабочей площади торца алмазной коронки рекомендуемой для различных категорий пород по формуле

$$P = p_0 * S \quad (2.4)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м² площади торца коронки, даН/м²;

S – площадь торца алмазной коронки (за вычетом площади промывочных каналов), м²;

Частота вращения коронки рассчитывается по формуле (2.2)

Рекомендуемые значения окружной скорости коронки, м/с

Для пород VIII-IX категории 3-4

Для пород X-XI категории 2-3

Для пород XII категории 1,5-2

Расход промывочной жидкости можно определить по формуле (2.3).

Рекомендуемые значения удельного расхода промывочной жидкости для различных типов алмазных коронок приведены в приложении 9.

2.3.3. Бескерновое бурение

Осевая нагрузка при бурении сплошным забоем оказывает существенное влияние на механическую скорость бурения. При увеличении диаметра бурения и крепости пород осевую нагрузку необходимо повышать. Осевую нагрузку на долото можно рассчитать по формуле

$$P = p_0 * D \quad (2.5)$$

где P – осевая нагрузка на долото, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м диаметра долота, даН;

D – диаметр долота, м;

При больших значениях осевой нагрузки, рассчитанной по формуле (2.5), могут использоваться УБТ, которые передают большую часть осевой нагрузки на долото за счет своего веса, создают направление скважине и улучшают условия работы бурильных труб. В данном случае длина УБТ рассчитывается по формуле

$$L = \frac{k * P}{q * g \left(1 - \frac{\gamma_p}{\gamma}\right) * \cos \theta} \quad (2.6)$$

где L – длина УБТ, м;

k – коэффициент увеличения веса УБТ относительно осевой нагрузки (принимается);

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

q – вес 1 метра УБТ, даН;

γ – удельный вес материала УБТ, кг/м³;

γ_p – удельный вес промывочной жидкости, кг/м³;

θ – зенитный угол, ...°

Число труб в колонне УБТ определяется по формуле

$$n = \frac{L}{l}$$

где L – длина УБТ, м;

l – длина одной трубы, м;

Частоту вращения долота (в об/мин.) можно рассчитать по формуле

$$n = \frac{60v_0}{\pi D} \quad (2.7)$$

где v_0 – окружная скорость долота, м/с;

D – диаметр долота, м.

Расход промывочной жидкости определяется, исходя из скорости восходящего потока промывочной жидкости и площади кольцевого пространства скважины

$$Q = 0,785 * (D^2 - d^2) * v \quad (2.8)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м³/с;

D – диаметр долота, м;

d – наружный диаметр бурильных труб, м;

v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с;

При оформлении задания дать обоснование выбора типа породоразрушающего инструмента, типа колонкового набора и колонны бурильных труб. Дать эскиз компоновки бурового снаряда, с указанием назначения каждого из его элементов.

Занятие 3

ВЫБОР ТИПА ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ КАНАТНО-УДАРНОГО БУРЕНИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип долота и состав бурового снаряда для канатно-ударного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород и рассчитать параметры режима бурения.

Цель задания – изучить типы долот для канатно-ударного бурения и область их применения, а также состав и конструкцию бурового снаряда. Освоить методику расчета параметров режима бурения.

3.1. Область применения канатно-ударного бурения

Канатно-ударное бурение применяется при:

- 1) сооружении разведочных и эксплуатационных скважин на воду;
- 2) разведке россыпных месторождений и мелкокрапленных руд;
- 3) бурение технических скважин: для замораживания водоносных пород, водопонижения, вентиляции подземных выработок и т.д.;
- 4) бурение взрывных скважин при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Буровой снаряд при канатно-ударном бурении состоит из долота, ударной штанги, раздвижной штанги, канатного замка. Для чистки скважины от шлама применяют желонки.

При бурении скважин применяют плоские долота, двутавровые, округляющие и крестовые долота. В зависимости от крепости пород угол заострения лезвия долота меняется от 70 до 130° (чем тверже порода, тем больше должен быть этот угол).

Плоские долота служат для бурения в мягких породах. Двутавровые долота применяют при бурении в вязких породах средней твердости. Округляющие долота используют для бурения в твердых породах, а также в трещиноватых породах и валунно-галечных отложениях. Крестовыми долотами бурят в трещиноватых породах.

3.2. Расчет параметров режима бурения

Производительность ударно-канатного бурения зависит от правильно подобранных параметров режима бурения: массы ударного снаряда, высоты его подъема над забоем или высоты сбрасывания, частоты ударов и количества подливаемой воды в скважину.

Вес рабочей части снаряда (в даН) определяется по формуле

$$M_p = D * m_o \quad (3.1.)$$

где D – длина лезвия долота, см;

m_o – относительный вес (даН/см), приходящийся на 1 см лезвия долота, даН/см;

Величина относительного веса бурового снаряда выбирается, исходя из крепости горных пород:

- 1) по мягким породам (I-III категории по буримости) 15-25 даН/см;
- 2) по породам средней твердости (IV-V категории буримости) 30-40 даН/см;
- 3) по твердым породам (VI категории буримости) 40-50 даН/см;
- 4) по весьма твердым породам (VIII категории буримости) 60-80 даН/см.

Необходимый вес ударной штанги определяется по формулам:

$$M_2 = M_p - (M_1 + 0,5M_3), \text{ даН} \quad (3.2)$$

при работе без раздвижной штанги

$$M_2 = M_p - (M_1 + M_4), \text{ даН} \quad (3.3)$$

где M_1 – вес долота, даН;

M_2 – вес ударной штанги, даН;

M_3 – вес раздвижной штанги, даН;

M_4 – вес канатного замка, даН

Современные буровые станки канатно-ударного бурения обеспечивают высоту подъема снаряда над забоем на 0,35 – 1 м и частоту ударов от 40 до 60 в 1 мин. В зависимости от характера пород и глубины скважины задаются высотой сбрасывания снарядов, после чего определяют частоту ударов (уд/мин)

$$n_y = 21 \sqrt{\frac{b}{S}} \quad (3.4)$$

где b – ускорение падения снаряда в шламовой среде, м/с²;

S – высота сбрасывания снаряда, м.

При бурении по глинистым породам принимают $b=4,5-5$ м/с², по твердым породам $b=6-6,5$ м/с².

Высота сбрасывания снаряда увеличивается при бурении по твердым монолитным породам, а частота ударов снижается. При бурении пород сильно - трещиноватых или слоистых, перемежающихся по твердости следует увеличивать частоту ударов, уменьшать высоту сбрасывания снаряда. С ростом глубины бурения высоту сбрасывания снаряда нужно увеличивать, а частоту ударов снижать.

При бурении мягких пород рекомендуется на каждый рейс подливать в скважину 35-40 л. воды, а при бурении твердых пород – 10-15 л.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Волков А.С., Долгов Б.П. Вращательное бурение разведочных скважин.-М.: Недра, 1988, 318с.
2. Волков А.С., Буровой геологоразведочный инструмент.-М.: Недра, 1979, 285с.
3. Володин Ю.И. Руководство к практическим занятиям и сборник задач по бурению скважин.-М.: Недра, 1987, 204с.
4. Михайлова Н.Д. Техническое проектирование колонкового бурения.-М.: Недра, 1985, 197с.
5. Шамшев Ф.А., Тараканов С.Н., Кудряшов Б.В. Технология и техника разведочного бурения.-М.: Недра, 1983, 564 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Таблица П.1.1

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Почвенно-растительный слой	II	2	3	1	1,5	4	2,5	3,5	5	4,5	5
		3	4	2	5	6	4,5	5,5	6	5,5	7
Суглинки	III	5	6	7	8	10	15	20	30	40	50
		8	10	9	12	15	20	30	40	50	60
Песок среднезернистый	II	3	4	5	6	8	9	10	12	14	16
		4	6	7	9	10	12	14	16	18	20
Известняк трещиноватый (зона поглощения)	V	10	15	20	30	40	50	60	70	25	35
		20	30	40	50	60	70	80	90	45	45
Мергель	VI	30	50	60	80	40	25	15	35	45	70
		40	60	70	90	50	30	25	55	60	65
Песок разномзернистый	I	15	40	35	50	45	30	25	55	18	42
		20	25	45	35	60	50	55	65	28	65
Глины плотные	IV	40	50	60	70	65	70	65	75	80	85
		25	35	45	50	60	30	45	55	90	100
Бокситы	VI	1	2	3	2,5	3,5	5	5,5	2,6	2	1,5
		2	3	4	3,5	4,5	6	6,5	3	2,5	4
Глины углистые	IV	1	1,5	2	1,4	1,8	3,4	4,2	2	1,4	2,5
		2,2	2,5	3	1,6	2,2	4,4	5,2	1,8	3	1,6

Таблица П.1.2

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м											
		21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
		33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
Суглинок	III	3	5	4	2	3,5	4,6	5	6	7	8	9	5
		4	6	8	3	5,5	7	9	5,5	4	6	7	9
Кварцево-хлоритовый сланец, трещиноватый	V	10	15	20	30	40	25	35	45	50	60	70	80
		15	20	25	23	37	48	52	65	49	86	67	58
Серпентинит сильно трещиноватый	VI	30	40	60	35	55	65	75	35	45	40	38	28
		40	50	70	45	65	80	36	58	26	46	68	84
Метасоматит хлористокarbonатный	VIII	60	80	58	65	76	48	34	28	62	54	58	86
		48	54	68	52	78	86	46	34	62	78	96	100
Туфопесчаник	IX	50	70	80	65	45	38	26	48	54	66	87	96
		34	65	82	54	86	68	76	56	42	75	62	96
Медный колчедан	VII	2	4	3	6	8	10	5	12	8	14	16	3
		3	5	2,5	7	6	8	4	9	4	6	4	2
Альбитофир	XI	4	1	5	6	8	12	14	5	7	9	4	15
		6	12	15	4	10	8	6	4	11	18	6	8

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому

Тип полезного ископаемого	Минимальный диаметр керна, мм	Диаметр скважины, мм
Железный кварцит	32	46
Титаномагнетит	32	46
Медно-никелевые руды	32	46
Медно-колчеданные руды	32	46
Медистый песчаник	22	36
Медно-порфировые руды		59
Бокситы	32-42	46-59
Свинцово-цинковые руды	22-42	46-59
Вольфрамо-молибденовые руды	32-42	46-76
Золотоносные шляпы	32	46
Оловянные руды	32-42	46-59
Редкометалльные	42-60	59-76
Уголь	60	76

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Графическое оформление конструкции скважины

Геологический разрез	Можность слоя, м	Конструкция скважины
Почвенно-растительный слой	3	
Суглинки	10	
Песок среднезернистый	16	
Глины плотные	20	
Мергель сильнотрещиноватый (поглощение)	30	
Песок	10	
Глины	20	
Бокситы	5	
Глины углистые	6	

Примечание: Ø - обозначение диаметра;
 Вертикальный масштаб
 М 1:10 или М 1:20

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН)

Группа и тип коронки	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые					
M1	30-50	50-60	-	-	-
M2	-	60-80	-	-	-
M5	-	40-60	-	-	-
Резцовые					
CM3	-	40-50	50-80	80-100	-
CM4	-	-	50-60	60-80	-
CM5	-	-	40-50	50-60	-
CM6	-	-	-	-	60-70
CT2	-	40-60	60-80	80-100	-
Самозатачивающиеся					
CA-1	-	-	30-50	40-80	50-100
CA-2	-	-	-	40-60	50-80
CA-4	-	-	-	40-60	50-80
CA-5	-	-	-	40-60	50-80
CA-6	-	-	-	40-60	50-80

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Удельный расход промывочной жидкости ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) на 1м диаметра коронки

Группа коронок	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые	17-20	20-27	-	-	-
Резцовые	-	-	20-23	17-20	15-17
Самозатачивающиеся	-	-	-	17-20	15-17

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, 10^{-4} даН/м^2

Тип коронки	Категория пород по буримости			
	VII	VIII-IX	IX-X	XI-XII
Однослойные	60	60-75	-	-
Импregnированные	-	-	75-90	100-170

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения

Тип долота	$P \cdot 10^3$ даН/м	v_0 , м/с	v , м/с
Лопастные			
2Л	6-7,5	0,8-2,0	0,6-1
3Л	8-12	0,8-1,5	
ИР	8-15	0,8-1,2	
Пикобуры	4,5-9,5	0,8-1,4	
Шарошечные долота			
М	15-25	0,8-1,2	0,6-1 (вода)
С	20-35	0,8-1,4	0,4-0,8 (гл.раствор)
Т	20-40	0,6-1,2	
ТК	20-45	0,6-1,0	
К и ОК	20-30	0,6-0,8	
Дисковые долота	20-30	1,0-1,6	
ДДА	30-40	0,75-1,5	
Алмазные долота			
08А3 и 09А3	24-32	0,8-1,7	0,5-0,8 (вода)
08ИЗ	25-35	1,0-2,0	0,4-0,8 (гл.раствор)

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения

№ задания		Глубина бурения, м		Описание пород	Диаметр скважины, мм	
3	4	80	120	Дресва III категории	495	445
				Известняк IV категории	345	148
5	6	100	150	Конгломерат V -"	248	198
7	8	90	200	Мрамор IV -"	298	148
9	10	60	150	Мергель IV -"	395	198
11	12	30	50	Суглинок II -"	495	445
13	14	10	30	Глина III -"	345	395
15	16	180	250	Опока IV -"	198	148
17	18	120	190	Сланец глинистый V -"	248	148
19	20	250	300	Порфирит VI -"	198	148
21	22	200	280	Туф VII -"	248	198
23	24	40	50	Сланец кремнистый V -"	345	445
25	26	80	100	Сerpентинит V -"	248	198
27	28	50	60	Порфирит VI -"	345	298
29	30	25	45	Глина III -"	248	445
31	32	160	280	Песчаник VI -"	198	148
33	34	100	120	Альбит IV -"	298	198
35	36	30	40	Галечно-щебенистые отложения IV -"	495	445
37	38	10	20	Галечник крупный V -"	345	298
39	40	20	35	Гранит выветренный IV -"	298	248
41	42	80	120	Гнейс VI -"	248	148
43	44	110	150	Гранит VII -"	198	148
45	46	150	230	Диабаз VI -"	248	198
47	48	200	300	Габбро VI -"	198	148
49	50	60	130	Песчаник трещиноватый IV категории	298	345

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Удельный расход промывочной жидкости при алмазном бурении ($10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$)

Коронки	Характеристика горных пород	Удельный расход жидкости, $10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$
Однослойные	Малоабразивные	12-17
	Абразивные	13-20
Импregнированные	Малоабразивные	5-10
	Абразивные	8-13



**ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ**



**ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ
Кафедра технологии и техники разведки МПИ**

Усов Г.А.

**ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ
МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ БУРОВЫМ
ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИМ ИНСТРУМЕНТОМ**

Учебно-методическое пособие
по самостоятельной работе для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург, 2020

СОДЕРЖАНИЕ

1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	4
1.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород при бурении	4
1.2. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород	
1.3. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении	
1.4. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из твердого сплава	
1.4.1. Твердые сплавы и их свойства	
1.4.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного твердосплавными резцами	
1.4.3. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов	
1.4.4. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами	
1.5. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом	
1.5.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте	
1.5.2. Разработки алмазных инструментов компаний Atlas Copco и Voart Longyear	
1.5.3. Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород	
1.6. Разрушение горных пород шарошечными долотами	
1.6.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот	
1.6.2. Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами	
1.7. Разрушение горных пород при вращательно-ударном, ударно-вращательном и ударном способах бурения	
1.7.1. Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения	
1.7.2. Разрушение горных пород алмазным инструментом в режиме вращательно-ударного бурения	
1.7.3. Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения	
1.7.4. Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения	
1.7.5. Разрушение горных пород при ударном способе бурения	
1.8. Взрывное разрушение	
1.8.1. Понятие о взрыве	
1.8.2. Механизм разрушения пород взрывом	
2. БУРОВОЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ	
2.1. Классификация породоразрушающих инструментов	
2.2. Конструкции породоразрушающих инструментов	
2.2.1. Лопастные породоразрушающие инструменты	
2.2.2. Шарошечные породоразрушающие инструменты	
2.2.3. Вооружение шарошечных породоразрушающих инструментов	

2.2.4. Системы очистки забоя и элементов вооружения шарошечных породоразрушающих инструментов.....	
2.2.5. Опоры шарошек шарошечных породоразрушающих инструментов.....	
2.2.6. Система герметизации маслonaполненных опор шарошечных породоразрушающих инструментов.....	
2.2.7. Типы и основные размеры шарошечных долот по ГОСТ 20692–75.....	
2.2.8. Лицензионные шарошечные долота производства ОАО «Волгабурмаш» ...	
2.2.9. Одношарошечные долота.....	
2.2.10. Система кодирования износа шарошечных долот, принятая в России.....	
2.2.11. Кодирование износа шарошечных породоразрушающих инструментов по кодам IADC.....	
2.3. Алмазные долота, долота ИСМ и PDC.....	
2.3.1 Алмазные долота.....	
2.3.2. Кодирование износа алмазных (классических) долот.....	
2.3.3. Долота ИСМ.....	
2.3.4. Долота PDC.....	
2.3.5. Кодирование износа долот PDC.....	
2.4. Бурильные головки.....	
2.4.1. Шарошечные и лопастные бурильные головки по ГОСТ 21210–75.....	
2.4.2. Алмазные бурильные головки и бурильные головки ИСМ и PDC.....	
2.5. Фрезерный инструмент.....	
2.5.1. Фрезеры забойные и торцевые.....	
2.5.2. Фрезеры забойно-кольцевые.....	
2.5.3. Фрезеры кольцевые.....	
2.5.4. Фрезеры пилотные.....	
2.5.5. Фрезеры колонные конусные (райберы).....	
2.5.6. Фрезеры-ловители магнитные.....	
2.6. Элементы бурильной колонны.....	
2.6.1. Калибраторы.....	
2.6.2. Калибраторы-расширители.....	
2.6.3. Переводники.....	
Литература.....	

1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород при бурении скважин

Вращательное бурение резцовым твердосплавным инструментом (лопастными долотами, твердосплавными коронками).

Данный способ и инструменты предназначены для бурения мягких и средних по твердости горных пород как при роторном (с вращением бурильной колонны) бурении, так и бурении забойными двигателями – турбо-, электробурами, винтовыми забойными двигателями.

Реализуются резание и скалывание под действием: P_{oc} – осевого усилия и F_p – усилия резания (рис. 1.1).

Параметры резца: α – угол приострения резца; γ_n – передний угол резца; γ_z – задний угол резца; β_p – угол резания.

Основные формы резцов: I – с положительным передним углом; II – с отрицательным передним углом; III – самозатачивающийся резец.

Вращательное бурение буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих материалов и поликристаллических алмазов. Применяется для бурения мягких, горных пород средней твердости с пропластками твердых при роторном бурении и бурении турбо-, электробурами, винтовыми забойными двигателями.

Элементом вооружения являются вставки из композиционного материала славутит или алмазно-твердосплавные пластины PDC (*policrystalline diamond cutters*) *Stratapax* (*General Electric*, США), *Sindit* (*De Beers*, ЮАР), алмазно-твердосплавные пластины – АТП (ИСМ и ВНИИАлмаз).

Пластинами PDC оснащают резцы бурового инструмента, предназначенные в основном для бурения мягких пород и пород средней твердости. Передний угол резцов с PDC γ_n изменяется от -5° до -25° (рис.1.2).

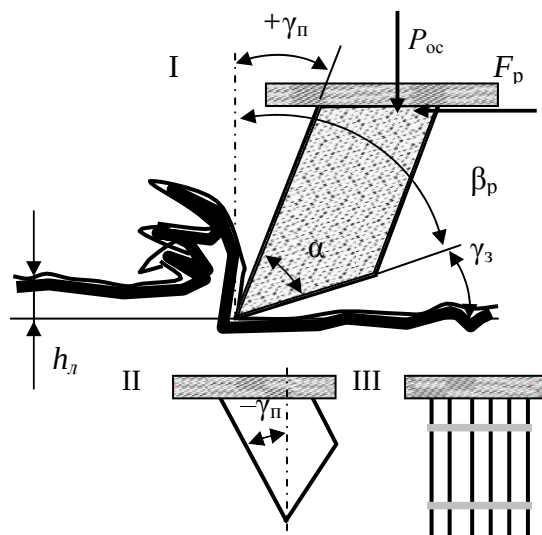


Рис. 1.1. Схема параметров вооружения твердосплавного инструмента

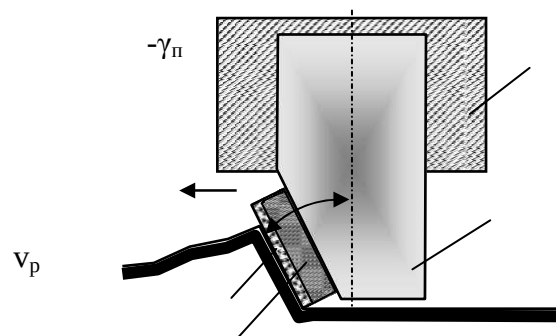


Рис. 1.2. Резец с пластиной PDC: 1 – слой поликристаллических алмазов; 2 – подложка из твердого сплава; 3 – твердосплавная опора; 4 – корпус коронки

При бурении пластично-хрупких пород разрушение осуществляется вдавливанием, резанием и сдвигом. При бурении хрупких пород (твердых) наблюдается раздавливание и скалывание породы алмазными резцами пластинки.

Вращательное бурение алмазным однослойным инструментом (алмазные долота, головки, коронки). Применяется для бурения горных пород средней твердости и твердых.

При бурении алмазным инструментом реализуются смятие, раздавливание, резание, скалывание породы.

Основная форма резцов:

- дробленый (необработанный) алмаз (по мере износа приобретает овальную форму);
- округлый – овализованный алмаз;
- округлый – полированный алмаз.

Размер резцов определяется зернистостью используемых алмазов. Зернистость алмазов изменяется в основном от 5–10 до 150–200 шт. на карат (1 карат = 0,2 г). Соответственно размер зерен от 3–2,5 мм до 0,8 и менее.

Овализованные и полированные алмазы реализуют в основном раздавливание, необработанные алмазы с острыми гранями резание-скалывание. Для повышения эффективности разрушения алмазы в коронках могут устанавливаться ориентированно наиболее твердыми гранями в направлении резания-скалывания.

При повышении размера алмаза процесс разрушения видоизменяется от резания к скалыванию, далее к раздавливанию и к упругому деформированию.

Более крупные и дробленые алмазы применяют для бурения менее твердых горных пород, более мелкие, овализованные и полированные, для бурения твердых и крепких горных пород.

Алмазный резец закреплен в твердосплавной матрице (WC+Co) и для эффективного разрушения может выступать из матрицы на высоту, в основном, не превышающую $\frac{1}{3}$ диаметра алмаза.

Алмазный инструмент характеризуется разновысотностью резцов ($h_1 \neq h_2 \neq h_3$ на рис. 1.3), которая максимальна на начальном этапе бурения – приработке инструмента.

Для повышения эффективности разрушения горных пород алмазный инструмент изготавливают с заданным выступанием алмазов из матрицы.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (800–1 000 мин⁻¹).

Вращательное бурение алмазными импрегнированными коронками. Бурение твердых и очень твердых горных пород. При бурении реализуется истирание, микрорезание.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (1 000 мин⁻¹ и более).

Для изготовления инструмента применяют природные и искусственные алмазы минимальных размеров. Размер зерна 0,9–0,5 мм (зернистость 150 и более шт./кар.).

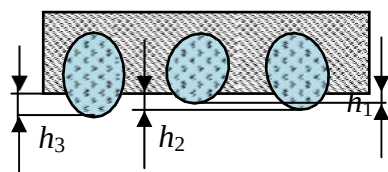


Рис. 1.3. Овализованные алмазы в матрице коронки.

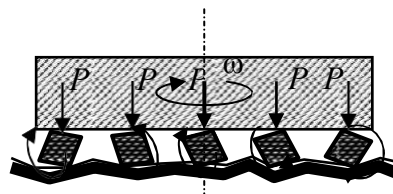


Рис.1.4. Схема работы дробовой коронки

Вращательное бурение дробовыми коронками (дробью). Бурение твердых и очень твердых горных пород (рис. 1.4). Реализуется смятие, раздавливание, скалывание. Дробовое бурение в значительном объеме применялось до периода широкого использования алмазного инструмента.

Вращательное бурение шарошечными долотами. Инструмент дробяще-скалывающего действия показан на рисунке 1.5.

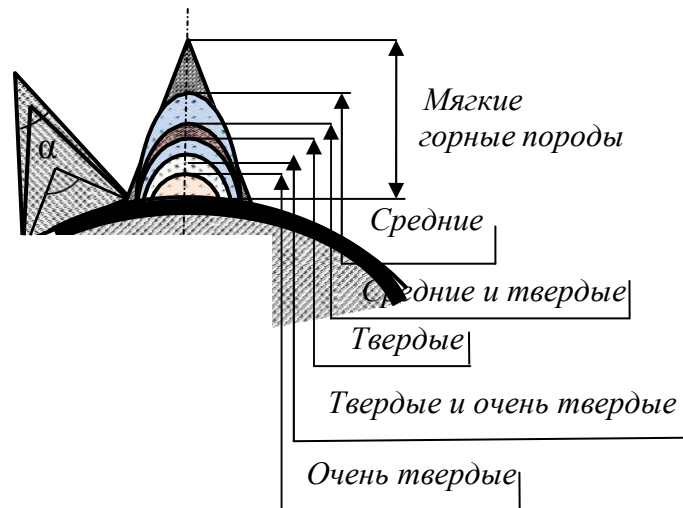


Рис.1.5. Геометрические размеры породоразрушающих элементов шарошечных долот для бурения различных по твердости горных пород

Способ предназначен для бурения горных пород как мягких, так и средней твердости, твердых и самых твердых. При бурении реализуются раздавливание, дробление, скалывание, резание породы при проскальзывании шарошек.

Этапы разрушающего действия:

- косой удар – скалывание породы под действием усилия P_y ;
- раздавливание породы и углубление лунки под действием усилия P_z ;
- скалывание и подрезание породы при проскальзывании в направлении вращения шарошки.

По мере увеличения твердости горных пород от мягких до средних угол приострения α клиновидных зубьев увеличивается от 30–40 до 80–90°, а размер породоразрушающих зубьев и вставок уменьшается (рис. 1.5). Для бурения твердых и очень твердых пород используются овальные и шарообразные твердосплавные вставки.

Инструмент безударного раздавливающего действия. При бурении дисковые долота, вращаясь, перекатываются по забою и острыми ребрами шарошек раздавливают породу под действием осевого усилия и развиваемых в породе контактных напряжений.

Инструмент с зубчато-дисковыми шарошками. Реализует разрушение мягких и средней твердости горных пород резанием-скалыванием зубьями дисковых шарошек 1, установленных в радиальном направлении относительно корпуса долота (рис. 1.6, 1.7). Вращение и перекатывание шарошек по забою происходит за счет зацепления зубьев с образовавшейся криволинейной поверхностью у стенки скважины.

Вид снизу

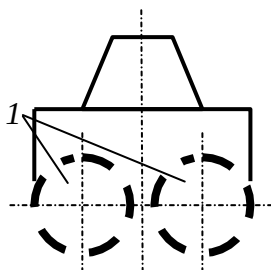
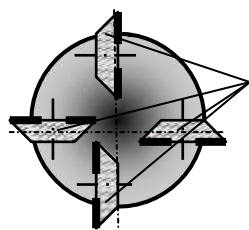


Рис. 1.6. Схема долота с зубчато-дисковыми шарошками

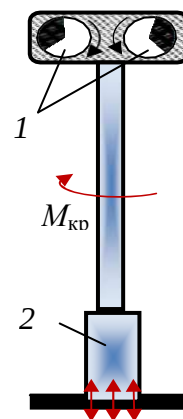


Рис. 1.7. Схема вибрационного бурения

Ударное бурение. Реализуется дробление и скалывание упругохрупких горных пород под действием удара.

Для бурения используются ударные способы разрушения горных пород под действием энергии сбрасываемого с определенной высоты бурового снаряда, например ударно-канатное бурение (способ применялся для бурения нефтяных скважин до 1900 г.) или забивной способ с помощью устройства ударного действия.

Комбинированное (с вращательным) механическое разрушение горных пород.

Ударно-вращательный способ бурения. Реализуется разрушение за счет удара высокого уровня энергии, а вращение инструмента носит вспомогательный характер, определяя схему поражения забоя породоразрушающими вставками долота или коронки. Для бурения используются гидро-, пневмоударники и буровой инструмент с резцами в основном клиновидной и шарообразной формы. Способ успешно применяется для бурения горных пород самой различной твердости и при сооружении скважин различного назначения – взрывных, гидрогеологических, инженерно-геологических, геологоразведочных и др., диаметра и глубины.

Вращательно-ударный способ бурения. Способ применяется для бурения твердых горных пород алмазным инструментом при сооружении в основном геологоразведочных скважин.

При бурении реализуется разрушение породы за счет действия осевой силы и усилия резания. Ударное воздействие на породу с высокой частотой, но малой энергией дополняет породоразрушающее воздействие на породу основных факторов, характеризующих вращательное бурение – осевая нагрузка и частота вращения. Для бурения используются алмазный однослойный буровой инструмент или шарошечные долота и высокочастотные гидроударники.

Гидромеханический способ бурения. Реализуется при вращательном способе бурения скважин, при котором горные породы разрушаются под воздействием стационарных высоконапорных тонких струй промывочной жидкости (воды или бурового раствора) и механических породоразрушающих элементов (резец, шарошка).

Струями воды формируются щели в породе, а механическим инструментом производится скалывание ослабленных межщелевых блоков. При гидромеханическом разрушении осуществляется непрерывное динамическое и статическое воздействие на забой. Давление жидкости, необходимое для гидромеханического разрушения рыхлых пород, 20–50 МПа, мягких и средней твердости – 70–100, очень твердых – более 150 МПа. Рациональные окружные скорости перемещения насадок 10–40 см/с.

Термомеханический способ бурения. Вращательный способ бурения горных пород твердосплавным или алмазным буровым инструментом с одновременным нагреванием до высокой температуры торца инструмента и горной породы на забое.

Нагревание породы снижает ее твердость и упругость, повышает пластичность.

Вибрационное бурение. При вибрационном бурении используются приостренные наконечники (грунтоносы), которые соединяются через бурильные трубы с вибратором (рис. 1.7). Применяется для бурения преимущественно несвязных горных пород (пески). Углубление скважины происходит практически без разрушения горной породы за счет разуплотнения вследствие уменьшения сил трения между слабосвязанными частицами породы.

Компания *Sonic Samp Drill* разработала технику бурения на основе ударного бурения и высокочастотных вибраций для бурения самых прочных пород. Применение вибрационной установки колонкового бурения (рис. 1.7) позволяет в 1,5–2 раза увеличить производительность по сравнению с традиционными видами бурения. В зависимости от модели буровой установки колонкового бурения вибрационная мощность импульса составляет до 350 кН. В основе системы *Sonic* заключены два эксцентрика 1, которые приводятся в движение двумя высокоскоростными (12 000 мин⁻¹) гидромоторами. Гидромоторы генерируют высокочастотные (до 180 Гц) вибрации, которые непосредственно передаются на буровой башмак 2 и вызывают активное разупрочнение и разрушение горной породы.

На рис. 1.8 приведены схемы, поясняющие связь основных параметров резцов буровых инструментов, таких как размер, угол приострения и передний угол, с твердостью горных пород.

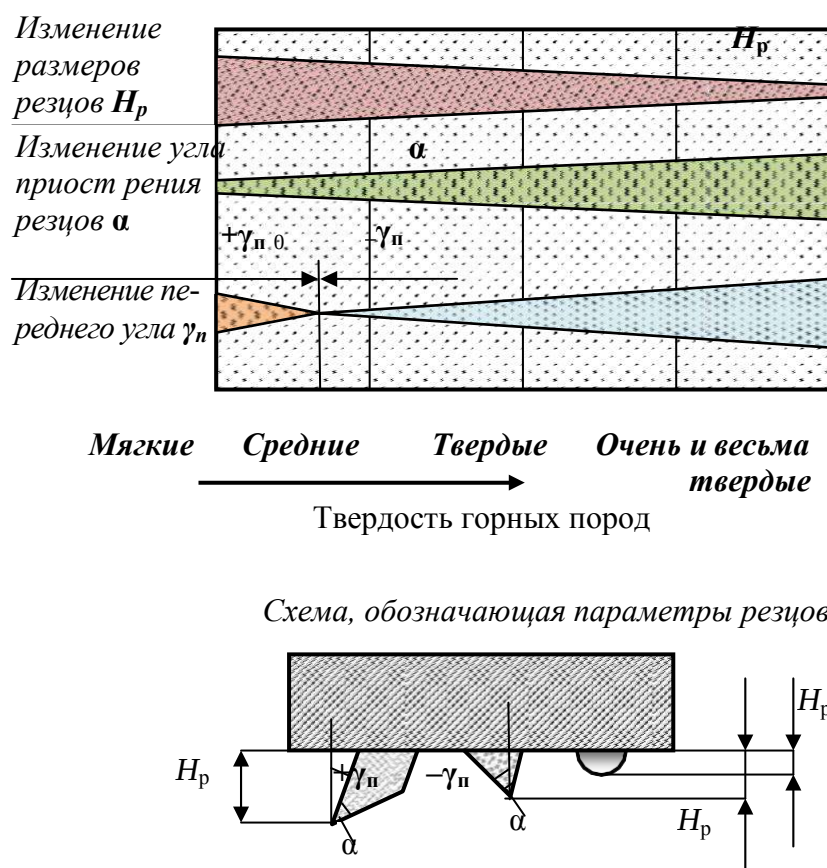


Рис. 1.8. Схемы, показывающие связь размеров резцов H , угла их приострения α и переднего угла γ_n с твердостью горных пород.

Как следует из схемы на рис. 1.8, с увеличением твердости горных пород размеры резцов H_p уменьшаются, угол приострения α возрастает, передний угол γ_n из положительного становится отрицательным, а его отрицательное значение увеличивается по мере повышения твердости горных пород.

Наиболее производительным из механических способов бурения скважин в твердых породах является процесс бурения забойными пневмоударниками в режиме ударно-вращательного бурения при высоком значении давления подаваемого воздуха (механическая скорость более 20 м/ч по самым твердым породам).

Вращательное и вращательно-ударное бурение алмазным инструментом, шарошечными долотами твердых пород значительно уступают по производительности пневмоударному бурению.

При соударении шаров с твердой горной породой со скоростью порядка нескольких десятков метров в секунду она разрушается. Продукты разрушения частично циркулируют с инжестируемой жидкостью, измельчаются и выносятся из скважины восходящим потоком промывочной жидкости.

При бурении скважин на нефть и газ в настоящее время основными инструментами остаются шарошечные долота, реализующие дробяще-скалывающее воздействие на горную породу и долота режуще-скалывающего действия с резцами типа *PDC*. Если для современных шарошечных долот проходка на долото может составлять 100–200 и даже несколько сотен метров при скорости бурения 10–20 м/ч, то долота с резцами *PDC* показывают выдающиеся результаты при разрушении мягких и горных пород средней твердости: проходка может достигать 1 000 и более метров, а механическая скорость 20–40 м/ч.

Например, в Эвенкии в июле 2012 г. успешно произведена отработка матричного *PDC* долота 215,9 мм серии *Tornado* производства компании *DDI*, США (рис. 1.9). Бурение осуществлялось ротором и винтовым гидродвигателем. Проходка на долото составила 1 150 м до первой реставрации при средней скорости бурения 20 м/ч, максимальная скорость достигала 40 м/ч.



Рис. 1.9. Долото PDC Tornado после проходки 1150 м.

1.2. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород

При механических способах бурения одновременно с отделением от массива продуктов разрушения горной породы в призабойном пространстве формируется особый слой породы, который ослаблен развитой системой микротрещин. Академик П. А. Ребиндер назвал этот слой породы зоной предразрушения [22].

Зона предразрушения горной породы имеет распространение по поверхности забоя, ствола скважины и керна. С точки зрения интенсификации процесса бурения и снижения энергоемкости разрушения горной породы наиболее продуктивна зона предразрушения забоя скважины.

Причинами появления зоны предразрушения являются напряжения и деформации горной породы, которые распространяются равномерно во все стороны от точек приложения разрушающих усилий со стороны породоразрушающих резцов и вставок бурового инструмента.

Таким образом, образование зоны предразрушения – закономерность процесса механического разрушения горных пород, проявляющаяся при всех механических

способах бурения.

Закономерности формирования зоны предразрушения исследовались с применением метода люминесцентной дефектоскопии. Зона предразрушения изучалась в призабойных участках пробуренных алмазным импрегнированным инструментом стволов скважин. Бурение осуществляли при различных осевых нагрузках и фиксировали углубление за один оборот инструмента на забое. После бурения производилась обработка призабойной зоны ствола люминесцентными жидкостями, обладающими высокой смачивающей и проникающей способностью. Полученные срезы призабойной зоны в дальнейшем исследовались на люминесцентном дефектоскопе. По свечению люминесцентной жидкости определяли область распространения трещин зоны предразрушения.

Результаты замеров глубины развития зон предразрушения, образовавшихся при бурении гранит-порфира, габбро и кварцито-песчаника, приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Результаты исследования зоны предразрушения

Порода	Показатели	Осевая нагрузка, даН				
		250	500	750	1 000	1 250
Гранит-порфир	Глубина зоны предразрушения h_3 , мм;	1,8	2,5	2,85	3,0	3,1
	Углубление за оборот h , мм;	0,024	0,039	0,051	0,056	
	h_3/h	75	64	56	53	
Габбро	Глубина зоны предразрушения h_3 , мм;	0,18	0,35	0,4	0,51	0,55
	Углубление за оборот h , мм;	0,0175	0,0335	0,039	0,055	0,0645
	h_3/h	10,2	10,4	10,2	9,2	8,5
Кварцито-песчаник	Глубина зоны предразрушения h_3 , мм;	1,2	1,65	1,87	2,1	2,1
	Углубление за оборот h , мм;	0,0075	0,0125	0,0185	0,0215	0,024
	h_3/h	160	132	101	97	87

Как следует из полученных данных, зона предразрушения по своей глубине значительно превышает величину проходки за один оборот инструмента на забое (рис. 1.10). Это соотношение особенно велико в хрупких горных породах, а минимально у более пластичного габбро. С ростом осевого усилия в диапазоне 250–750 даН величина зоны предразрушения возрастает, а при дальнейшем повышении осевого усилия глубина развития зоны предразрушения увеличивается незначительно.

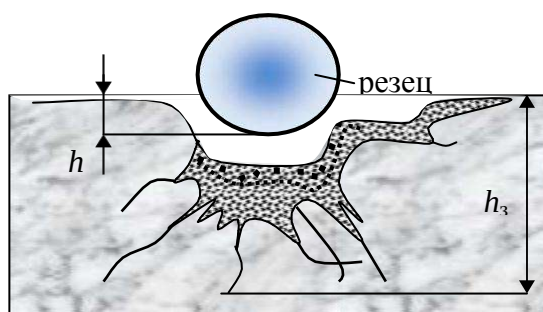


Рис. 1.10. Борозда разрушения и зона предразрушения, образовавшиеся при разрушении гранита резцом.

Исследование зоны предразрушения в тех же горных породах после бурения твердосплавными резцами показало, что наблюдаются выявленные при алмазном бурении закономерности, но глубина развития зоны предразрушения в сравнении с глубиной разрушения породы резцом значительно уменьшилась, особенно у габбро, что связано со значительным увеличением размеров резцов, снижением удельных контактных напряжений на породу и размеров ядра сжатия породы в сравнении с

глубиной внедрения резцов.

Таким образом, в результате экспериментов удалось установить:

- при взаимодействии бурового инструмента с породой помимо зоны разрушения формируется образованная системой микротрещин зона предразрушения;
- зона предразрушения образуется при всех рассмотренных видах взаимодействия инструмента с породой – резании, резании-скалывании, раздавливании и смятии;
- зона предразрушения способствует разрушению горной породы при дальнейших циклах нагружения;
- глубина развития зоны предразрушения при разных способах бурения и применяемых инструментах различна, но при этом сохраняются общие закономерности развития образующих зону предразрушения трещин;
- в пластичных горных породах и мягких минералах зона предразрушения не образуется.

Зона предразрушения в упруго-хрупком долерите и упругопластичном анизотропном спекшемся туфе изучалась визуально в процессе экспериментальных работ.

Из образцов забоев скважин, полученных после разбуривания блоков пород, были изготовлены шлифы для изучения в отраженном свете под микроскопом *Polam C-111*.

Для изготовления шлифов использованы штупы забойных зон долерита и спекшегося туфа, полученные при бурении алмазным однослойным инструментом с водой и водным раствором 0,3 % сульфонола.

В процессе изучения шлифов под микроскопом сделаны фотографические снимки зон предразрушения горных пород.

С учетом вычисленных значений увеличения микроскопом и фотографическим аппаратом рассчитаны приближенные значения мощностей зон предразрушения горных пород.

На рис. 1.11 представлен фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита. На снимке показано, что зона предразрушения в твердой породе, в данном случае долерите, состоит из двух областей (границы областей на рис. 1.11 обозначены пунктирными линиями): чрезвычайно разрушенной и ослабленной трещинами. При этом мощность первой составляет 0,17 мм, а мощность второй 1,7 мм (см. рис. 1.11). Можно отметить, что форма зоны предразрушения практически повторяет форму забоя.

В спекшемся туфе, упругопластичной анизотропной породе зона предразрушения представлена также двумя областями (рис. 1.12): чрезвычайно разрушенной и пластических деформаций. Область чрезвычайно разрушенной (смятой, разрыхленной) породы расположена на глубине 0,12 мм от забоя породы. Область пластических деформаций охватывает призабойную область и область стенки скважины. Примерная мощность данной области – 0,42 мм.

Образец, фотографический снимок которого приведен на рис. 1.12, получен при бурении с осевым усилием – 600 даН, частотой вращения – 150 мин^{-1} с применением эмульсионного промывочного агента.

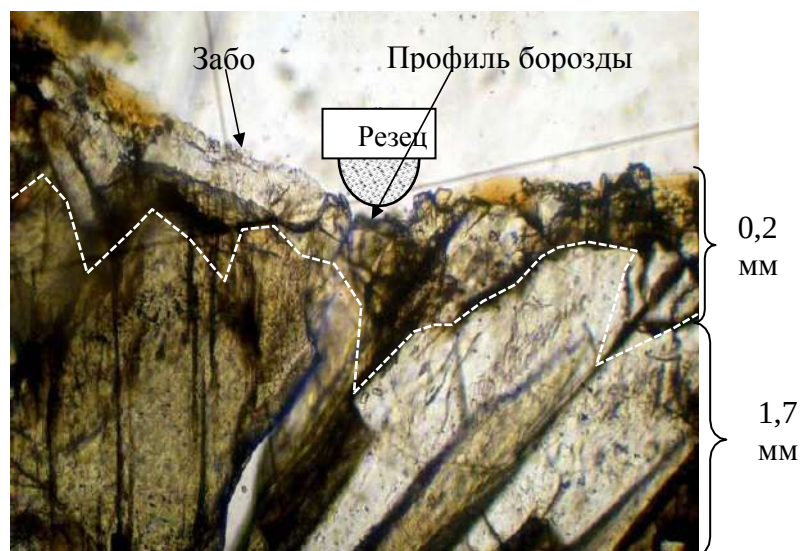


Рис. 1.11. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита с указанием областей, составляющих зону предразрушения: 0,2 мм – чрезвычайно разрушенной породы; 1,7 мм – ослабленной трещинами

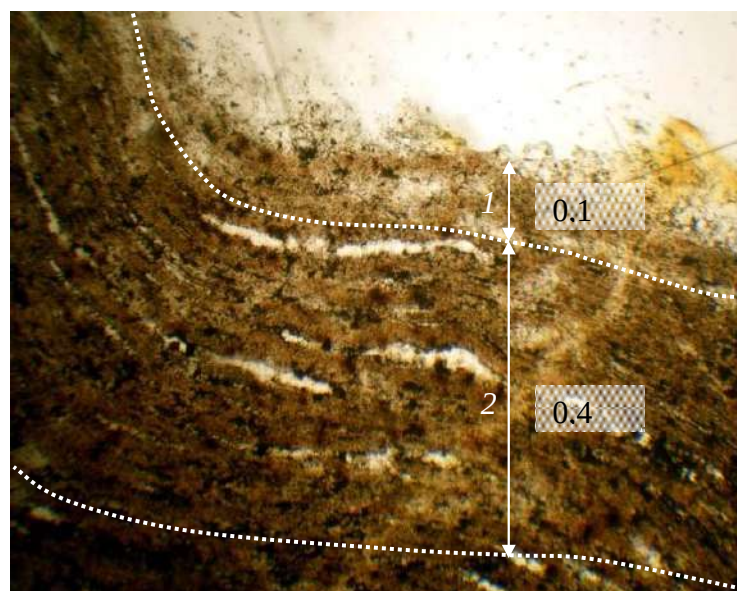


Рис. 1.12. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце спекшегося туфа с указанием размеров областей, составляющих зону предразрушения: 1 – разрушенной породы; 2 – пластических деформаций.

По результатам проведенного исследования на данной стадии работ можно сделать следующие выводы:

- размеры зоны предразрушения увеличиваются при повышении осевого усилия и несколько снижаются с ростом частоты вращения бурового инструмента;
- зона предразрушения в упруго-хрупком долерите представлена чрезвычайно разбитой трещинами породы, при этом трещины развиваются, как правило, между минеральными зернами, разрушению также подвергаются более хрупкие кристаллы;
- в породах более пластичных (спекшийся туф) зона предразрушения развивается в виде «разрыхленной», смятой породы без образования явных трещин;
- трещины зоны предразрушения анизотропных пород развиваются преимущественно вдоль плоскостей слоистости, сланцеватости или флюидальности. Зона предразрушения горной породы при бурении является объектом

технологического воздействия с целью интенсификации процессов разрушения, например за счет адсорбционного понижения прочности.

Цель подобного воздействия – развитие зоны предразрушения, ослабление поверхностного слоя забоя скважины и снижение энергоемкости разрушения горных пород при бурении.

1.3. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении

Экономическая оценка эффективности бурения оценивается стоимостью метра пробуренной скважины. Зависимость для расчета стоимости метра имеет следующий вид:

$$C_{\text{м}} = C_{\text{ст}} \frac{1}{T \cdot v} + \frac{T - T_{\text{б}}}{l} + \frac{\Pi}{L}, \quad (1.1)$$

$\frac{\text{руб.}}{\text{м}}$
 $\frac{\text{руб.}}{\text{ч} \cdot \frac{\text{м}}{\text{ч}}}$
 $\frac{\text{ч}}{\text{м}}$
 $\frac{\text{руб.}}{\text{м}}$

где: $C_{\text{ст}}$ – стоимость станко-смены, руб.; T – длительность станко-смены, ч;

$T_{\text{б}}$ – время, затраченное непосредственно на углубление ствола скважины, ч;

Π – стоимость бурового инструмента, руб.;

$v_{\text{м}}$ – механическая скорость бурения, м/ч;

$l_{\text{р}}$ – длина рейсовой проходки, м; L – проходка буровым инструментом (ресурс инструмента), м.

При бескерновом бурении длина рейсовой проходки равняется проходке буровым инструментом.

При колонковом бурении длина рейса ограничивается длиной керноприемной трубы, что при бурении снарядом со съёмным керноприемником требует прекращения углубки ствола, подъема и последующего спуска керноприемника, что несколько снижает время, затрачиваемое непосредственно на углубление ствола скважины. Бурение снарядом без съёмного керноприемника требует подъема всей бурильной колонны из скважины для извлечения керна, что еще более снижает долю времени $T_{\text{б}}$.

Из зависимости (1.1) следует, что стоимость метра бурения определяется такими параметрами, как механическая скорость бурения, стоимость бурового инструмента и его ресурс.

Анализ зависимости показывает, что на стоимость метра пробуренной скважины наиболее значительно влияет ресурс инструмента, а повышение механической скорости бурения будет оправдано при условии сохранения эффективного ресурса бурового инструмента.

На рис. 1.13 приведена кривая, равная стоимости 1 м проходки скважины, в координатах проходки на буровой инструмент и механической скорости бурения, по данным И. Ф. Вовчановского, для долот типа ИСМ. Из приведенных зависимостей следует, что одинаковую стоимость 1 м бурения скважины можно получить как путем увеличения механической скорости бурения, уменьшив при этом стойкость бурового инструмента, так и в результате повышения стойкости инструмента, но снижения механической скорости бурения. Выбор оптимального варианта сочетания стойкости бурового инструмента и механической скорости бурения следует производить с учетом глубины скважины.

При возрастающей глубине скважины более важной характеристикой будет большая стойкость инструмента, что позволит повысить время, затраченное на углубление скважины в балансе общих затрат времени на производство работ.

При бурении неглубоких скважин, когда спуско-подъемные операции занимают сравнительно малую долю в общем балансе производительного времени, можно допустить вариант форсированного бурения на высоких механических скоростях, но с несколько ограниченным ресурсом инструмента.

Поиск оптимальных условий производства буровых работ, параметров режима бурения, ориентированных на минимальную стоимость метра пробуренной скважины, является типичной задачей оптимизации.

При решении этой задачи опытным путем можно получить зависимости, отражающие влияние параметров режима бурения на ресурс бурового инструмента и значения механической скорости бурения при определенных постоянных значениях глубины скважины, горно-геологических условиях бурения и применяемых типах бурового инструмента. Полученные данные позволяют рассчитать стоимость метра проходки для каждого варианта сочетания параметров режима бурения и выбрать, таким образом, оптимальные параметры режима бурения для определенных условий производства работ.

На рис. 1.14 приведены подобные кривые, отражающие многосложную связь условий и параметров, определяющих себестоимость бурения шарошечными долотами большого диаметра. Как следует из графиков, по минимуму стоимость метра проходки следует выбрать из следующих параметров режима бурения: частота вращения долота 400 мин^{-1} , осевая нагрузка около 180 кН , так как повышение частоты вращения долота приводит к снижению проходки на долото и повышению стоимости метра бурения.

Оптимальные параметры режима бурения, выбор которых осуществляется по минимуму стоимости метра проходки, как правило, соответствуют наиболее эффективному процессу разрушения горных пород, характеризующимся минимальными затратами энергии на разрушение, высокими значениями механических скоростей бурения и эффективным ресурсом бурового инструмента.

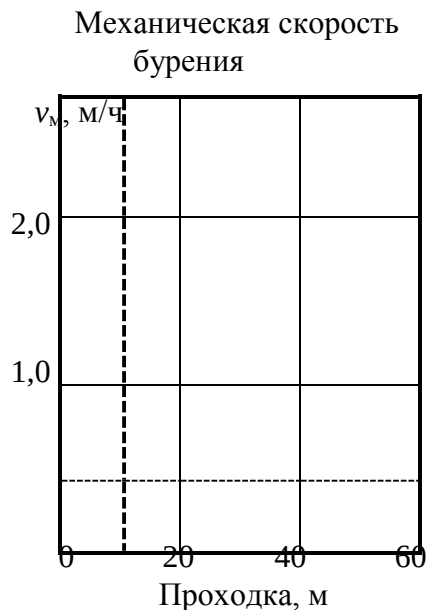


Рис. 1.13. Зависимость стоимости 1 м бурения от проходки и механической скорости бурения

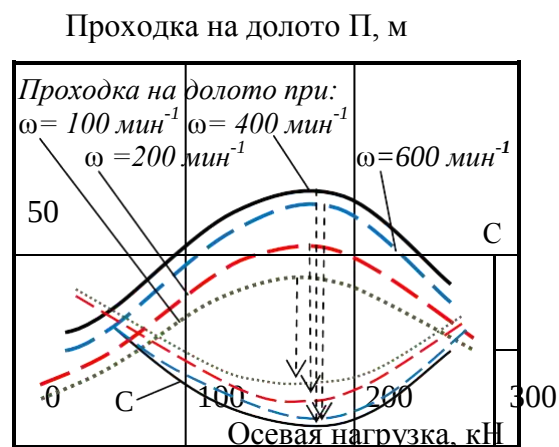


Рис. 1.14. Зависимости проходки на долото П и стоимости метра проходки на долото С от параметров режима бурения

Пример 1. При бурении на месторождении используются двухшарошечные долота типа ДДА-59 и трехшарошечные долота типа 3Ш-59К- ЦА. При равной стоимости – 3 000 рублей за долото, эти долота показывают различную механическую скорость – 12 и 9 метров в час и ресурс – 9 и 12 м соответственно. Стоимость станкосмены продолжительностью 8 ч – 32 000 руб. Время бурения в общем балансе затрат времени на производство работ – 50 %.

Рассчитаем стоимость метра бурения долотом ДДА-59:

$$C = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 - 4} + \frac{3\,000}{9} = 2\,520$$

Аналогично рассчитаем стоимость метра бурения трехшарошечными долотами. В этом случае стоимость метра бурения составит 2 010 руб.

Для повышения эффективности бурения долотами ДДА произведена их модернизация путем размещения двух гидромониторных насадок (работы выполнены Иркутским отделением ВИТР). Стоимость долот, получивших обозначение ДДА-С, повысилась до 3 500 руб. Испытания показали, что достигнут рост механической скорости на 20 % – (14 м/ч) и проходки на долото на 40 % – (12 м).

Стоимость метра бурения долотом ДДА-С составила 1 897 руб., что подтвердило эффективность модернизации долот в сравнении со стандартным инструментом.

Пример 2. При бурении на месторождении применяют снаряд со съёмным керноприемником (КССК). Длина керноприемника 4,5 м, что задает значение рейсовой проходки $l_p = 4,5$ м. Ресурс буровой коронки 50 м, её стоимость 5 000 руб. Механическая скорость бурения 4,5 м/ч. При стоимости станко-смены 32 000 руб., длительности смены 8 ч и затратах времени непосредственно на бурение 6 часов стоимость метра скважины будет равна:

$$C = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 - 6} + \frac{5\,000}{4,5} = 2\,740 \text{ руб.}$$

Ограничение длины рейсовой проходки до 2,5 м в связи с заклиниванием и истиранием керна при бурении трещиноватых пород привело к повышению непроизводительных затрат и снижению времени, затрачиваемого на бурение до 5 ч, ресурса инструмента до 40 м и механической скорости бурения до 4 м/ч, что следующим образом отразилось на повышении стоимости метра:

$$C_m = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 - 5} + \frac{5\,000}{2,5} = 5\,925 \text{ руб.}$$

Таким образом, влияние рейсовой проходки и ресурса бурового инструмента наиболее значительно при формировании затрат на бурение.

При бурении скважины буровым снарядом без съёмного керноприемника произойдет рост затрат времени на проведение спуско-подъемных операций (СПО) и

снижение доли времени T_6 .

При бурении неглубоких скважин (до 200–250 м) при прочих равных условиях в сравнении с КССК или ССК это не приведет к значительному росту стоимости метра бурения, но может отразиться на качестве керна и, соответственно, на стоимости бурения, если, например, для повышения сохранности керна при бурении потребуется несколько ограничить длину рейсовой проходки.

При проходке более глубоких скважин (250–300 м) затраты на бурение снарядом со съемным керноприемником будут значительно ниже, даже при большей длине керноприемной части колонкового набора. Например, если время бурения T_6 будет равно 3 ч, при длине колонковой трубы 6 м, то при сохранении значений всех остальных данных, использованных в первом расчете, стоимость метра бурения

$$C_{\text{м}} = \frac{32\,000 \cdot 1}{8} + \frac{8 - 3}{6} + \frac{5\,000}{50} = 4\,300 \text{ руб.}$$

Если для повышения сохранности керна в колонковой трубе потребуется ограничить длину рейсовой проходки, это приведет к еще более значительному росту стоимости метра бурения. Например, если длина рейсовой проходки будет равна рейсу при бурении КССК – 4,5 м, то стоимость метра бурения составит

$$C_{\text{м}} = \frac{32\,000 \cdot 1}{8} + \frac{8 - 3}{4,5} + \frac{5\,000}{50} = 5\,000 \text{ руб.}$$

При последних расчетах не учтено, то обстоятельство, что при проведении СПО, особенно в наклонных и искривленных скважинах, снижается ресурс как бурового снаряда, так и дорогостоящего бурового инструмента вследствие изнашивания о стенки скважины при подъеме и спуске. Опыт буровых работ показывает, что изнашивание буровых коронок и долот, расширителей, калибраторов в процессе спуска-подъема может быть очень велик. Другой эффект от применения снарядов со съемным керноприемником состоит в том, что при спуско-подъемных операциях перепады давления промывочной жидкости, вызванные перемещением снаряда вызывают разрушение стенок скважины и их обваливание, соответственно сокращение операций СПО способствует сохранению ствола скважины без каких-либо дополнительных технологических операций. По этим причинам расчетная стоимость метра бурения снарядом без съемного керноприемника может быть еще выше. Соответственно, будут еще более значительны аргументы в пользу выбора для производства работ снарядов со съемным керноприемником, особенно если учесть, что в настоящее время отечественными и зарубежными производителями предлагаются буровые коронки, ресурс которых может составлять не десятки, а сотни метров.

1.4. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из твердого сплава

При вращательном бурении разрушение рыхлых, мягких и горных пород средней твердости, пластичных и упругопластичных успешно осуществляется резанием или резанием-скалыванием буровыми коронками или долотами, вооруженными твердосплавными резцами.

При разрушении горных пород реализуются:

- резание, т. е. непрерывное отделение пластичной породы или стружки кромкой прижатого к забою резца;
- скалывание, т.е. периодическое отделение осколков породы от забоя прижатым к породе с достаточным осевым усилием резцом или путем приложения ударного импульса к резцу;
- резание-скалывание, т. е. отделение крупных частей породы скалыванием или отрывом передней гранью резца с последующим срезанием мелких выступов до нового акта скалывания.

1.4.1. Твердые сплавы и их свойства

Твердосплавный породоразрушающий инструмент армируют главным образом спеченными твердыми сплавами различной формы и размеров.

Наплавочные твердые сплавы используют для повышения износостойкости лопастных долот режущего типа, шарошечных долот для бурения мягких горных пород и средней твердости, специальных коронок для вращательного бурения и башмаков обсадных колонн. Преимуществом наплавочных материалов является возможность многократного восстановления бурового инструмента. Основным материалом для наплавки – релит, который характеризуется невысокой, в сравнении со спеченными твердыми сплавами, твердостью и износостойкостью.

Для армирования бурового инструмента используют в основном спеченные вольфрамокобальтовые твердые сплавы типа ВК, которые имеют большую твердость, сочетающуюся с высокой износостойкостью при нагреве до 1000°. Сплавы ВК почти не подвергаются заметной деформации, имеют большую прочность на сжатие, но в то же время обладают невысокой прочностью на изгиб и растяжение, небольшой ударной вязкостью.

Спеченные твердые сплавы состоят из карбида вольфрама WC и кобальта Co в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву значительную твердость и износостойкость. Он не магнитен, имеет высокую теплопроводность и весьма хрупок.

Кобальт – ковкий и вязкий металл, в расплавленном состоянии он хорошо смачивает зерна карбида вольфрама и при затверждении прочно связывает их.

Спеченный сплав типа ВК3, ВК6, ВК8, ВК10, ВК15, ВК20, ВК25 изготавливают из порошковой смеси карбида вольфрама и кобальта путем прессовки в специальных графитовых пресс-формах и спекания при температуре ниже температуры плавления карбидов.

Цифры в марке сплава соответствуют процентному содержанию кобальта, в зависимости от которого сплавы отличаются прежде всего прочностью на изгиб, плотностью и твердостью.

Прочность на изгиб у сплава ВК3 составляет 1 100 МПа (минимальная), у сплава ВК25 – 2 000 МПа (максимальная). При этом более твердым является сплав ВК6 – 90 МПа. Твердость сплава ВК25 – 82 МПа.

Твердость сплава возрастает с увеличением содержания карбида вольфрама и уменьшением размеров его зерен. По структуре сплавы разделяются на мелко-, средне- и крупнозернистые. Мелкозернистые сплавы с размером зерен 1 мкм имеют индекс «М», крупнозернистые с размером зерен до 3–5 мкм индекс «В», среднезернистые – зерно 1–2 мкм не имеют индекса.

При увеличении содержания кобальта и зернистости возрастает ударная вязкость сплава. Предел прочности резцов из твердых сплавов может быть существенно повышен упрочнением, например охлаждением в азоте или алмазным шлифованием. Алмазное шлифование удаляет с поверхности резцов дефектный слой, что существенно повышает предел прочности сплава на изгиб и ударную вязкость на 20–50 %, ударную дол-

говечность в 10 раз.

С учетом основных физико-механических свойств среднезернистые и крупнозернистые сплавы с малым содержанием кобальта применяют для армирования инструмента, работающего в условиях безударных нагрузок, т. е. бурового инструмента для вращательного бурения. Сплавы со средним и высоким содержанием кобальта используют для армирования инструмента, работающего в условиях ударных нагрузок, т. е. инструмента для ударно-вращательного бурения и шарошечных долот, предназначенных для бурения пород высокой твердости. Эти сплавы обладают наибольшей прочностью, но они менее износостойки.

Более высокие и сбалансированные характеристики имеют сплавы *DP* компании *Sandvik*. Они за счет слоистой структуры, при которой максимальной твердостью вставка обладает на поверхности и в центре, а средний слой характеризуется высокой вязкостью, сочетают высокую прочность, ударную вязкость и твердость поверхности.

Основной проблемой нанесения наплавочных твердых вольфрамкобальтовых сплавов является так называемая *температурная деградация*, которая заключается в значительном снижении твердости покрытия вследствие действия высоких температур.

Решение данной проблемы связано с применением тонких электродов, расплавляющихся при меньшей температуре и за меньший временной интервал, что в результате снижает температуру и время наплавления твердого сплава на поверхность бурового инструмента. В результате применения такой технологии уменьшается отрицательное влияние высокой температуры на качество и прочность твердого сплава.

Другим направлением повышения качества упрочнения поверхностей буровых инструментов твердыми сплавами является применение технологии порошковой металлургии. В этом случае достигается качество покрытия, соответствующее прочностным характеристикам твердосплавных вставок.

1.4.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного твердосплавными резцами

Твердосплавные коронки предназначены для колонкового вращательного бурения скважин в мягких и средней твердости горных породах подразделяются на три типа:

- для бурения мягких пород (ребристые, крупнорезцовые) – тип М;
- малоабразивных пород средней твердости (гладкостенные резцовые) – тип СМ;
- абразивных пород средней твердости (гладкостенные, микрорезцовые или самозатачивающиеся) – тип СА.

Эффективность работы коронки во многом зависит от угла заточки α переднего угла γ_p , угла поворота резцов, их числа и расположения резцов относительно друг друга.

Угол α выбирают в зависимости от характера проходимых пород: чем тверже порода, тем этот угол больше (см. рис. 1.15). Для пород средней твердости рациональным является прямой угол резания α , для мягких – 75–80°. Выход резцов за пределы наружного f_2 и внутреннего f_1 контура корпуса зависит от твердости пород: 0,75–1,0 мм – при бурении пород средней твердости и твердых и 3–6 мм для бурения мягких пород.

Размер резца (выступление резца над торцом коронки) также зависит от твердости горных пород и для горных пород средней твердости и твердых составляет 1,5–2,5 мм и 3–7 мм – мягких пород.

Разворот резцов относительно радиуса коронки на угол $\phi_p = 10\text{--}15^\circ$ повышает их сопротивляемость сколу вследствие динамических нагрузок, характерных для бурения трещиноватых, твердых горных пород и пород с включением обломков – брекчий и конгломератов. При этом внутренние резцы размещают с поворотом внутрь коронки, а наружные в направлении внешнего диаметра (рис. 1.15, б).

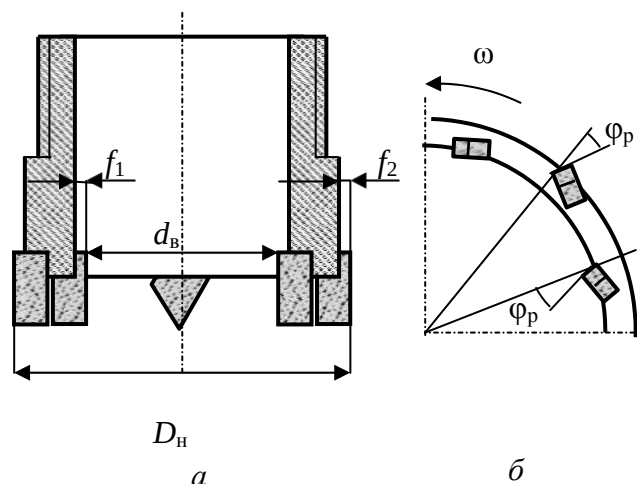


Рис. 1.15. Схема вооружения твердосплавной коронки: *а* – вид сбоку в разрезе; *б* – размерещение резцов на торце коронки с поворотом на угол ϕ_p в фронтальной плоскости резания-скалывания

Для бурения твердых и абразивных пород средней твердости применяют резцы с небольшой площадью сечения, которые в процессе работы самозатачиваются.

Эффективно работают резцы в коронке, конструкция которой обеспечивает ступенчатую форму разрушения забоя, так как наличие дополнительных обнаженных поверхностей забоя способствует более эффективному разрушению породы. Как следует из опытных данных, механическая скорость бурения при ступенчатом забое может быть в 1,9 раза выше, чем при плоском.

Коронка с плоскими поверхностями (рис. 1.16, *а*) используется с буровыми снарядами типа *GEOBOR S* для бурения в рыхлых породах. При бурении такими коронками разрушенная порода гранями резцов направляется в стороны, что, в свою очередь, приводит к снижению заклинивания керна.

Коронки с восьмигранными вставками (рис. 1.16, *б*) имеют угол наклона режущих поверхностей 10° . Вставки выполнены из износостойкого сплава ВК. В процессе эксплуатации они могут многократно затачиваться.

Коронка *Corborit* (рис. 1.16, *в*) имеет чрезвычайно шершавую многогранную рабочую поверхность, полученную при спекании матрицы, состоящей из зерен карбида вольфрама и специального сплава, который, расплавляясь, связывает зерна карбида W. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Коронка предназначена для бурения мягких, средней твердости и твердых горных пород.

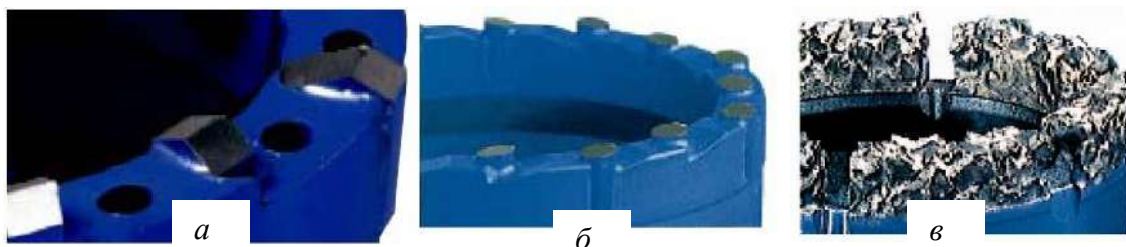


Рис. 1.16. Твердосплавные коронки компании *Atlas Copco*

В процессе бурения коронка с подобным вооружением обладает большим количеством режущих кромок, вступающих в контакт с породой, что позволяет снизить вибрирование в процессе резания-скалывания. Она может применяться для бурения горных пород средней твердости с пропластками твердых горных пород.

Лопастные долота предназначены для бурения в основном мягких и пластичных

горных пород. Лопастные долота подразделяются по количеству рабочих органов в виде лопастей: на одно-, двух-, трех-, четырех-, шести- и многолопастные.

Достоинствами лопастных долот является простота конструкции, отсутствие подшипниковых узлов, крайне уязвимых для абразива, сравнительно низкая стоимость долот при достаточно высоком ресурсе (в мягких породах сотни и тысячи метров).

Недостатки лопастных долот – это интенсивная потеря диаметра долота и износ режущих элементов, работающих при высокой температуре, а также необходимость приложения большого крутящего момента, что особенно сложно обеспечить при бурении забойными двигателями и большом диаметре долот.

Однолопастные долота подразделяются на долота типа Ц, Р и пикобуры.

Долота типа Ц предназначены для разбуривания цементных пробок после цементировании обсадных колонн.

Долота типа Р используют для расширения ствола скважины и его проработки.

Пикобуры для бурения неглубоких скважин в песчано-глинистых породах.

Двухлопастные долота – для бурения преимущественно пластичных и мягких горных пород при относительно небольшой мощности привода.

Долота этой разновидности изготавливаются обычно в малых размерах, диаметром от 93 до 165,1 мм.

Двухлопастные долота выпускают двух типов: М и МС.

Долото трехлопастной конструкции (рис. 1.17) наиболее широко используются при бурении и представлены в самом широком ассортименте.

Их применяют в скважинах различного назначения и с разными типами привода, как забойного, так и роторного (верхний привод). Трехлопастные долота могут выпускаться с обычными промывочными каналами (обычно тремя) и тремя каналами с гидромониторными насадками.

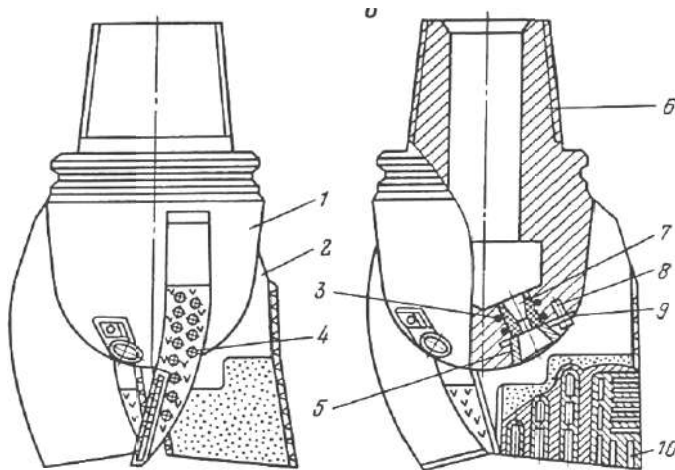


Рис. 1.17. Трехлопастное долото

Долото (рис. 1.17) имеет корпус 1, лопасти 2. Боковые поверхности лопастей 2 армируются твердосплавными штырями 3 и релитом, в проме

жутках между штырями. Сопло 7 гидромониторной насадки изготавливают из керамики и устанавливают, герметизируя уплотнительными резиновыми кольцами 4. Сопло 7 удерживается в гнезде шайбой 5, которая закрепляется стопорной шайбой 9 при помощи винта 8. Для соединения с колонной у долота выполняется ниппельная резьба 6. В лезвиях лопастей 2 имеются пазы 10, в которые укрепляются основные режущие элементы: твердосплавные пластины (долото типа М) или дробленые осколки (долото типа МС).

Долота типа М и МС в модификации с обычным промывочным каналом (пример обозначения ЗЛ-215,9 МС) выпускаются размером от 120,6 до 444,5 мм, а долота со струйной промывкой (пример обозначения ЗЛГ-244,5М) – диаметром от 190,5 до 444,5 мм.

1.4.3. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов

Для создания бурового инструмента резцового типа могут использоваться композиционные материалы, содержащие отдельные алмазные зерна в металлической и металлокерамической матрицах, к ним относится созданный в 1967 г. материал славутич.

Результаты испытаний показали, что с увеличением размеров алмазных зерен разрушающая нагрузка на них при бурении растет, а предел прочности резко снижается (рис. 1.18). Поэтому применение крупных алмазов, диаметр которых более 1,5 мм, может приводить к интенсивному разрушению резцов. Славутич представляет собой крупный алмазосодержащий резец, который обладает более высокой прочностью, чем крупный алмаз, так как состоит из мелких фракций алмаза, соединенных при спекании с порошковой шихтой твердосплавной основы.

Породоразрушающие вставки изготавливают формированием с последующим спеканием. На рис. 1.19, а показана отформованная композиция перед спеканием. Наружная оболочка вставки 1, окружающая алмазосодержащую композицию 2, не содержит алмазов. Спекание производится при температуре 1 400–1 460 °С.

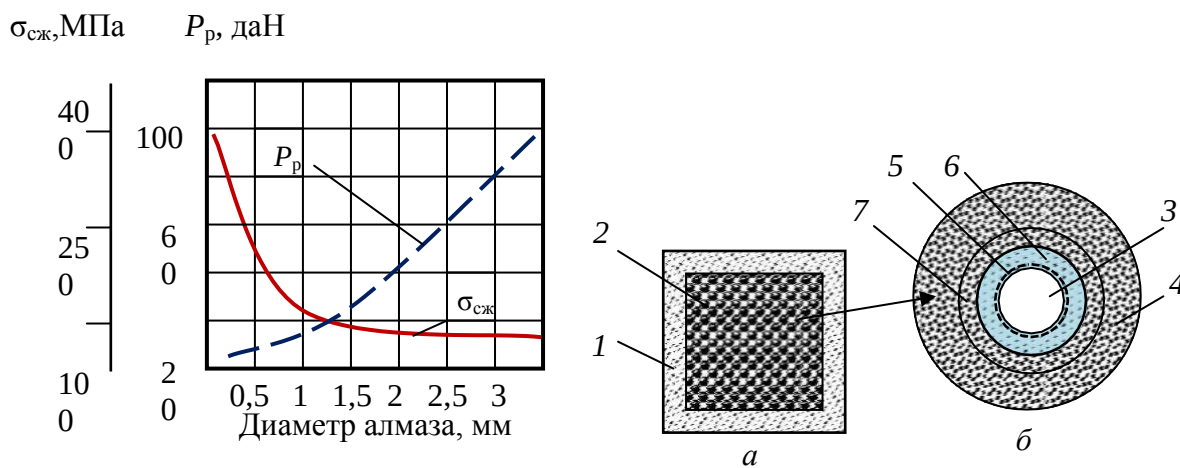


Рис. 1.18. Зависимости предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ и разрушающей нагрузки P_p от размера алмазов

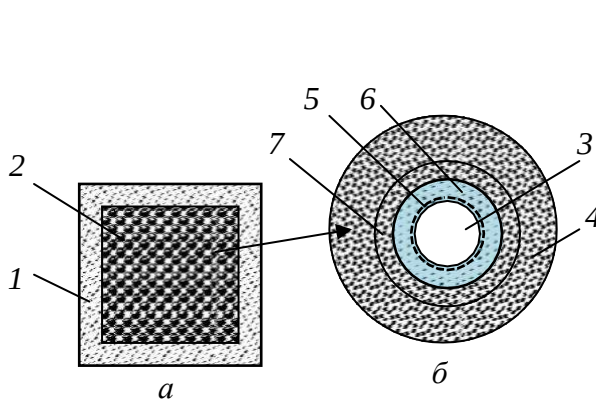


Рис. 1.19. Отформованная вставка славутича (а) и структура материала (б): 1 – твердосплавная оболочка; 2 – алмазосодержащая твердосплавная композиция; 3 – алмаз; 4 – твердый сплав; 5 – зона пластичного материала; 6 – зона контактного взаимодействия алмаза и твердого сплава; 7 – зона твердого сплава повышенной прочности

Выполненные исследования показали, что с увеличением температуры нагрева алмазы активно взаимодействуют с окружающими их металлами, образуя твердые растворы или карбиды. Поэтому при температуре спекания порошка твердого сплава 1, в котором равномерно распределены алмазы 3, образуется новая композиционная структура 2. Алмаз при спекании частично растворяется по контакту с порошком твердого сплава, что приводит к образованию зон контактного взаимодействия 6, пластичного материала 5 и твердого сплава повышенной прочности 7 (рис. 1.19, б). Благодаря этому достигается прочное соединение алмаза с твердым сплавом и, таким образом, образуется новый сверхтвердый материал. Данные микроанализа позволили установить, что толщина зоны контактного взаимодействия составляет 4–5 мкм.

Внедрению славутича в промышленность способствовали его высокие эксплуатационные качества, в сравнении с крупными природными алмазами. Не уступая крупным природным алмазам в износостойкости, славутич значительно превосходит их по прочности. Стоимость славутича значительно ниже, чем стоимость крупных природных алмазов. При этом, если применение крупных алмазов для создания бурового инструмента имеет свои ограничения, ввиду их прочности (рис.1.18) и стоимости, то изделия из славутича могут быть изготовлены любых форм и размеров.

Для оснащения бурового инструмента изготавливаются вставки цилиндрической формы с плоским, сферическим и клиновидным рабочими торцами (рис. 1.20). С целью более рационального использования славутича породоразрушающие вставки выполняются с подложкой из твердого сплава. К корпусу бурового инструмента вставки славутича крепятся припаиванием специально подобранным припоем, включающим цинк, фосфор, железо и медь. Пайка осуществляется путем высокочастотного нагрева аппаратом СВЧ.

Для бурения скважин на нефть и газ выпускается различный буровой инструмент типа ИСМ. Это долота режущего (для мягких пород) и микрорежущего типа (для твердых пород), колонковые долота, калибраторы-стабилизаторы, долота для направленного бурения.

На рис. 1.21 показано долото ИСМ для бурения скважин большого диаметра, предназначенное для зарезания нового направления ствола скважины с искусственного (цементного) забоя при многоствольном бурении. На рис. 1.21 обозначено: 1 – корпус долота; 2 – вставки типа «славутич»; 3, 4, 5 – промывочные отверстия и каналы.

Для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые вставки из славутича могут использоваться в коронках для бурения твердых пород и средней твердости.

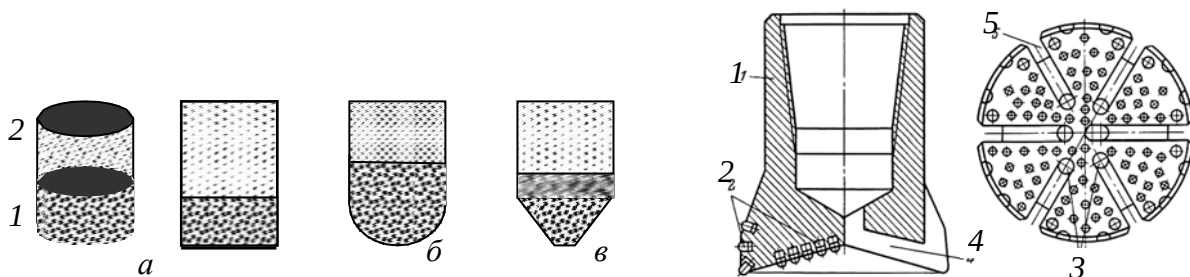


Рис. 1.20. Вставки из славутича:
а – цилиндрическая плоская,
б – сферическая и в – клиновидная;
1 – слой славутича;
2 – слой твердого сплава ВК.

Рис. 1.21. Долото ИСМ с резцами из
твердосплавноалмазного композита
типа «Славутич».

Коронки типа БСС и БСИ оснащены вставками славутича в подрезном слое на торце коронки, а коронки БС как в торцевом, так и подрезном слое.

Коронки БС различных типов применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых.

Кроме коронок с использованием славутича изготавливают также долота и расширители.

При бурении горных пород средней твердости и мягких резцы внедряются в горную породу на глубину, существенно превышающую величину выпуска алмазов из вставки, и единичным резцом следует считать вставку из материала славутич в целом.

Параметры режима бурения буровыми инструментами с резцами славутич выбирают аналогично методикам выбора параметров режима бурения резцовым инструментом при бурении мягких и средней твердости горных пород и определения параметров бурения твердых горных пород алмазным инструментом. Основными данными при выборе параметров режима бурения в данном случае будут физико-механические свойства горных пород и их состояние, а именно: твердость, трещиноватость, слоистость, абразивность и другие признаки, несколько ограничивающие значения частот вращения и осевых нагрузок на инструмент.

1.4.4. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами

Другой вариант изготовления алмазосодержащих твердых материалов состоит в создании спеканием либо прессованием поликристаллических алмазов, которые отличаются от композиционных алмазосодержащих материалов типа славутич наличием жесткого каркаса из сросшихся алмазных зерен. К таким материалам, получившим название *PDC (poli- cristalline diamont cutters)*, относится созданный в 1976 г. компанией *General Electric* (США) материал *Stratapax*. Компания *De Beers* (ЮАР) выпускает его под названием *Sindet*.

Эти материалы, как показали исследования, не уступают по эксплуатационным качествам крупным природным алмазам и получили широкое распространение. С применением сверхтвердых материалов изготавливаются долота, коронки, расширители, которые успешно заменяют шарошечные долота, твердосплавные коронки, традиционный алмазный инструмент с резцами из природных алмазов, обеспечивая высокий ресурс бурового инструмента. Резцы с пластинами *Stratapax* способны бурить как мягкие породы с высокой механической скоростью, так и твердые с удовлетворительными механической скоростью и стойкостью бурового инструмента. Именно поэтому буровые инструменты, армированные пластинами *Stratapax*, наиболее эффективны при бурении в разрезах, представленных породами перемежающейся твердости и при наличии высокоабразивных горных пород. Таким образом, с появлением резцов с пластинами *Stratapax* удалось получить универсальный буровой инструмент, удовлетворяющий достаточно противоречивым требованиям процесса разрушения мягких пород резанием и твердых пород резанием-скалыванием и раздавливанием. В бурении используются твердосплавные пластины *Stratapax* толщиной 3,5 мм с поликристаллическим покрытием алмазов 0,5 мм. Алмазный слой состоит из спеченных между собой кристаллов размером 60–150 мкм. Твердость пластин, измеренная на приборе ПМТ-3, составляет 50–80 ГПа. Твердосплавная подложка пластины состоит из твердосплавной шихты, содержащей 95 % карбида вольфрама и 5 % кобальта. Формование пластин осуществляется либо спеканием, либо прессованием.

Пластина *Stratapax* получается при совместной обработке отдельных заготовок поликристаллических алмазов и твердого сплава при температуре 1 500°, давлении 5 ГПа и выдержке 5–10 мин. В результате алмазный слой синтезируется в виде однородной поликристаллической массы, образующей целое с твердосплавной подложкой и

обладающей очень высокой твердостью, износостойкостью и ударной прочностью.

Фирма *De Beers* выпускает материал *Sindit* в виде двухслойных пластин, состоящих из алмазного слоя толщиной 1–1,5 мм и твердосплавной подложки. Специалисты ВНИИалмаз (Россия) разработали несколько марок поликристаллических алмазов на подложке. Материал АТП (алмазные твердосплавные пластины) применяется преимущественно для оснащения бурового инструмента.

Сравнение эксплуатационных свойств *PDC*, природных алмазов и твердого сплава с содержанием кобальта 6 % свидетельствует о том, что основные свойства поликристаллических алмазов сопоставимы с природными.

Существенное колебание твердости природных алмазов объясняется анизотропией их структуры, тогда как кристаллы искусственных поликристаллических алмазов изотропны, т. е. физико-механические свойства кристаллов одинаковы во всех направлениях. Это способствует повышению прочности и износостойкости синтетических алмазов. По сравнению с твердым сплавом прочность синтетических поликристаллических алмазов на сжатие выше на 70 %, а твердость на 250 %. Износостойкость пластин *Stratapax* выше, чем природных алмазов, и в 100–150 раз превышает износостойкость твердого сплава. Основные характеристики пластин типа *Stratapax*, природных алмазов и твердого сплава ВК6 приведены в табл.1.2.

Таблица 1.2

Сравнительные данные физико-механических
и эксплуатационных свойств сверхтвердых материалов

Свойства материалов	Поликристаллический алмаз	Природный алмаз среднего размера	Твердый сплав ВК6
Модуль упругости, ГПа	841	964	630
Модуль жесткости, ГПа	345	400	250
Коэффициент Пуассона	0,32	0,2	0,2
Прочность на растяжение, ГПа	1,29	2,6	1,8
Прочность на сжатие, ГПа	7,61	8,68	4,5
Прочность на изгиб, ГПа	1,1	–	4,9
Твердость HRC, ГПа	50	30–80	20
Коэффициент относительной износостойкости	200–300	100–245	2

Резцы из поликристаллических алмазов состоят из слоя алмазов 1, твердосплавной подложки 2 и корпуса резца 3 (рис. 1.22). Для повышения прочности соединения алмазного слоя 1 с твердосплавной основой 2 последняя выполняется не плоской, а рифленой, с насечками, а для снижения скалывания края пластин, кромки выполняются скошенными.

При изготовлении резцов пластины *PDC* крепятся диффузионной сваркой при высоких температуре и давлении. Перед соединением поверхность пластинок покрывают тонким слоем никеля.

В буровом инструменте резцы с поликристаллическими пластинами устанавливают с отрицательным передним углом γ_n в пределах от -5° до -25° в зависимости от твердости горных пород. В инструментах, предназначенных для бурения более твердых горных пород, передний отрицательный угол задается большим, что позволяет снизить динамическую составляющую разрушения горной породы, возрастающую при резании-скалывании твердых горных пород.

В настоящее время долота со вставками *PDC* очень широко применяются при бурении скважин на нефтяных и газовых месторождениях всего мира, особенно при проходке вертикально-горизонтальных стволов по продуктивным горизонтам, бурении мягких и средней твердости горных пород с прослоями твердых.

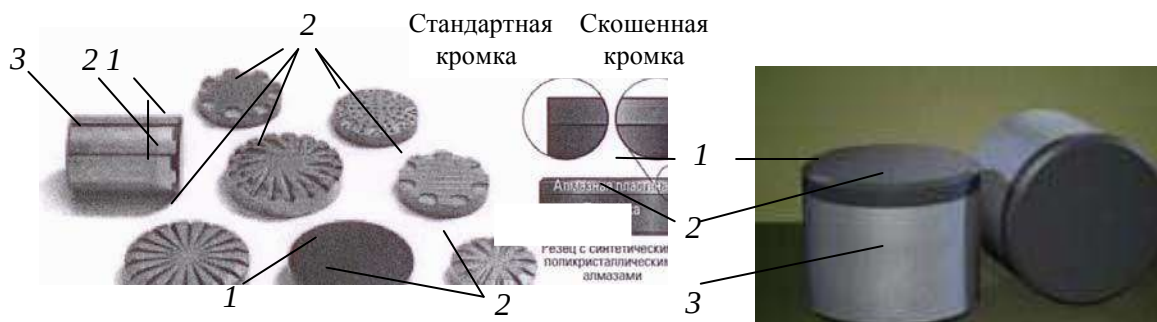


Рис. 1.22. Виды пластинок и резцов PDC и возможные формы:

1 – поликристаллические алмазы; 2 – подложка из твердого сплава; 3 – корпус резца

Примером наиболее современных среди созданных в настоящее время инструментов, являются долота компании *Tough-Drill™ Varel PDC*. Диаметр долот варьирует от 88,9 до 469,9 мм и они изготавливаются как в матричном исполнении, так и со стальным торцом (диаметр от 215,9 до 660,4 мм). Данные долота разработаны для бурения различных по твердости горных пород, в том числе и твердых. Они обеспечивают высокую скорость бурения и высокий ресурс в абразивных и твердых породах из-за высокоэффективных вставок PDC, улучшенной гидравлики очистки и охлаждения резцов долота. Улучшенные качества долот обеспечивают так же снижение износа, устраняется повторное перемалывание разрушенной породы, устраняются возможные зоны скопления шлама.

Для проектирования резцов и долот разработчиками используются современные компьютерные технологии инженерного проектирования на основе метода конечных элементов типа *Nastran, Patran, Ansys*.

Подразделение *Smith Bits* компании *SMITH* разработало интегрированную инженерно-аналитическую систему *IDEAS*, в которой рассматривается работа резца в динамической среде бурения с учетом влияния всех компонент буровой компоновки. Основной задачей *IDEAS* является производство оптимальных по эффективности конструкций долот и значительное сокращение времени цикла разработки инструмента.

Моделирование в системе *IDEAS* начинается с анализа показателей работы долота, геологических условий, условий бурения и износа долота. На основании этой информации разрабатываются и выполняются лабораторные испытания взаимодействия резцов с различными породами. По сравнению с другими системами проектирования долот, позволяющими оценить лишь взаимодействие резцов с породой, лабораторные данные из системы *IDEAS* представляют количественные параметры по фактическим усилиям на резцах и скоростям бурения. Информация используется для анализа конструкций долота с учетом литологических особенностей, аналогичных тем, для которых проектируется долото.

В результате получается буровое долото, обладающее динамической стабильностью при рабочих параметрах и условиях эксплуатации, для которых оно предназначено, что способствует увеличению срока службы и повышению скорости проходки. Оптимизированные параметры могут поддерживаться для обеспечения более быстрой и продолжительной работы долота при снижении нагрузки на компоновку и оборудование буровой установки.

Программа четырехмерного моделирования *i-Drill* как составная часть системы *IDEAS* при помощи метода конечных элементов и данных, полученных в ходе лабораторных исследований свойств горных пород с использованием сверхмощных вычислительных машин, позволяет прогнозировать поведение долота в скважине с учетом работы буровой компоновки.

Модель, построенная с помощью синхронизированного по времени моделирования с шестью степенями свободы, достаточно точно прогнозирует силы и вибрации, которые часто оказывают решающие воздействие на отклоняющее усилие на долоте, срок службы

забойных датчиков, целостность бурильной колонны и эффективность процесса бурения в целом.

Возможность выявления источника крутильных, осевых и поперечных колебаний позволяет специалистам по бурению и искривлению ствола скважины определить необходимые изменения в компоновке снаряда и оптимизировать режимы бурения. Программа *i-Drill* обеспечивает пометровую оценку прочности бурильной колонны, получаемую измерением момента на изгиб в двух осях. Направление отклоняющих усилий на долоте определяется силами, возникающими на долоте при взаимодействии с породой с учетом динамики всей бурильной колонны.

Компания *Smith Technologies* разработала программу моделирования гидравлики бурения и очистки ствола *Yield Point* с целью оптимизации выбора типа и свойств бурового раствора в соответствии с условиями бурения. После ввода исходных данных программа *Yield Point* выполняет графическое моделирование свойств бурового раствора, скорости движения промывочной жидкости, механической скорости проходки, а также площади сечения гидромониторных насадок, а затем позволяет оценить влияние соответствующих параметров на гидравлические характеристики долота и очистку ствола скважины.

База данных *Smith Bits (DRS)* содержит информацию о трех миллионах отработанных буровых долот практически со всех нефтяных и газовых месторождений мира. Помимо того что база данных используется для проектирования, она также позволяет системе оптимизации выбора буровых долот *DBOS* обеспечить правильный выбор долот для эффективного бурения конкретной породы.

Компанией *Varel* разработан собственный программный продукт под названием *SPOT™* для проектирования инструмента. Компьютерное моделирование позволяет оценивать качества долот, их ресурс и производительность в процессе компьютерного тестирования. Улучшенная система очистки забоя обеспечивается установкой направляющих насадок долота, ориентирующих поток жидкости в радиальном направлении горизонтально забоя вдоль линии расположения резцов (рис. 1.23). Горизонтальную струю жидкости создают насадки, установленные у центра долота, остальные насадки размещены ближе к периферии торца, направляя поток в направлении забоя. Такая комбинированная система размещения насадок на торце долота обеспечивает качественную очистку забоя и охлаждение резцов.



Рис. 1.23 . Долото компании *Varel* со вставками PDC

В компании *Smith bits* используют вычислительную гидродинамику (*CFD*) для моделирования взаимодействия бурового раствора с долотом и стволом скважины (рис. 1.24). Сложные алгоритмы дают возможность воспроизводить широкий диапазон забойных условий, а также позволяют осуществлять оценку влияния конфигурации лопастей и положения насадок на структуру потока с целью оптимизации работы долота и повышения эффективности бурения за счет максимально эффективного использования

имеющейся гидравлической энергии.

Одна из самых больших проблем применения долот *PDC* – это их недостаточно эффективное использование при бурении твердых пород. При бурении твердых пород возникают повреждения от ударного характера разрушения породы, перегрев и повышенный абразивный износ резцов, поэтому для проходки в твердых породах в основном используются шарошечные и алмазные долота.

Долота *Security DBS* серии *FM3000*™ компании *Varel* включают новый вариант износостойкого *PDC*. Эти долота успешно расширяют использование *PDC*-вооружения для бурения кристаллических пород, позволяют получить высокие результаты, как по скорости бурения, так и по ресурсу инструмента (рис. 1.25). Вооружение долота отличается тем, что часть резцов *PDC* выполнены эллипсовидными, а часть – круглыми. Эллипсовидные вставки располагаются на лопастях, занимая значительную часть размера лопасти, но на периферии лопасти резцы имеют круглую форму. Вставка в форме эллипса имеет более высокие значения контактных напряжений в породе по сравнению с круглым резцом и более значительное заглубление в породу. Удлиненная форма резца увеличивает ресурс вставки. В результате долота с эллипсовидными вставками *PDC* обеспечивают эффективное бурение более твердых горных пород при сравнительно более низких значениях осевого усилия.

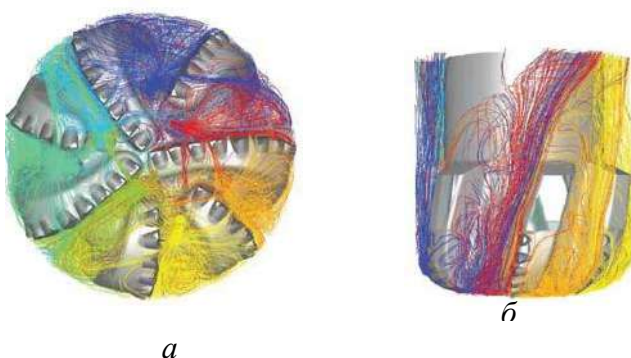


Рис. 1.24. Визуализация образа в системе анализа гидродинамики долот при компьютерном проектировании: а – вид с торца долота; б – вид сбоку

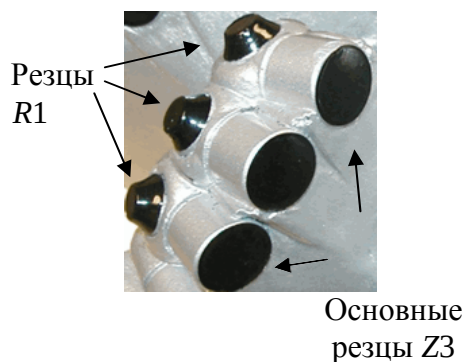


Рис.1.25. Вооружение долота *Security DBS* серии *FM3000*™

Долота *PDC* для бурения твердых пород разработаны с учетом динамики долота. Долота *FM3000* оснащены в качестве основного резца резцом типа *Z3*™. Резцы *Z3* опираются на вторичные *PDC* резцы *R1*, которые оптимизируют глубину резания основными резцами, ограничивая их чрезмерное заглубление в породу при переходе долота из более твердых пород к мягким породам, когда действующие осевые нагрузки оказываются чрезмерными.

Компания *Smiht Bits*, учитывая особенности износа пластин *PDC*, разработала долота с резцами *ONYX 360* и *ONYX II*, которые установлены в наиболее нагруженных частях торца долота с возможностью вращения в процессе бурения на 360° (рис. 1. 26). Бурение абразивного песчаника долотами *ONYX 360* показало рост ресурса долота на 57 %, а скорости бурения на 26 %.



Рис. 1.26. Резцы *ONYX 360*

Компанией Волгабурмаш (ВБМ) разработано и освоено производство долот *PDC* диаметром от 83 до 444,5 мм для бурения мягких, мягких с пропластками средних по твердости; средних и средних по твердости с пропластками твердых горных пород.

По области применения долота *PDC* компании ВБМ подразделяются на две линии:

FD – долота для бурения сплошным забоем вертикальных и наклонно-направленных скважин (рис. 1.27, *а, б, в*); *BD* – бицентричные долота для бурения с одновременным расширением ствола скважины (рис. 1.28).

Долота *PDC* обладают высокой износостойкостью, что по сравнению с трехшарошечными долотами обеспечивает кратное увеличение проходки при более высокой механической скорости бурения. Долота *PDC* компании ВБМ оснащены твердосплавными или комбинированными насадками, ориентированными так, чтобы максимально обеспечить баланс потоков бурового раствора для очистки долота и забоя.



Рис. 1.27. Долота *PDC* («Волгабурмаш») марки *FD* – конструктивные особенности – спиральная форма лопастей и установка зубцов *PDC* на калибрующей части долота:
а – долота диаметром 214,3 мм – оснащены резцами обратной проработки; *б* – долото диаметром 215,9 мм – оснащены антивибрационной защитой долота



Рис. 1.28. Долото компании ВБМ марки *BD* для бурения с одновременным расширением ствола нефтяных и газовых вертикальных и наклонно-направленных скважин

Конструктивные особенности долот типа *FD* компании «Волгабурмаш» заключаются в следующих решениях (рис. 1.29):

- спиральная лопасть долота, что обеспечивает более высокую их прочность, большее число вставок на лопасти и позволяет обеспечивать более плавный режим работы долота и высокую управляемость при на правленном бурении (рис. 1.29, *а*);
- установка зубцов *PDC* на калибрующей части лопастей, что обеспечивает более высокую износостойкость долот, сохранение диаметра скважины (рис. 1.29, *б*);
- антивибрационная защита долота обеспечивает плавный режим работы, повышение его ресурса (рис. 1.29, *в*);
- оснащение долот резцами обратной проработки обеспечивает при подъеме долота активную проработку и ствола скважины (рис. 1.29, *г*);
- устранение затяжек при сужении

- долото оснащается опорными вставками внутреннего конуса профиля долота, что снижает эффект «врезания» его в породу, дискретный рост крутящего момента и, как следствие, возникновение крутильных колебаний, повышается плавность хода при разрушении породы и управляемость при направленном бурении (рис. 1.29, д);

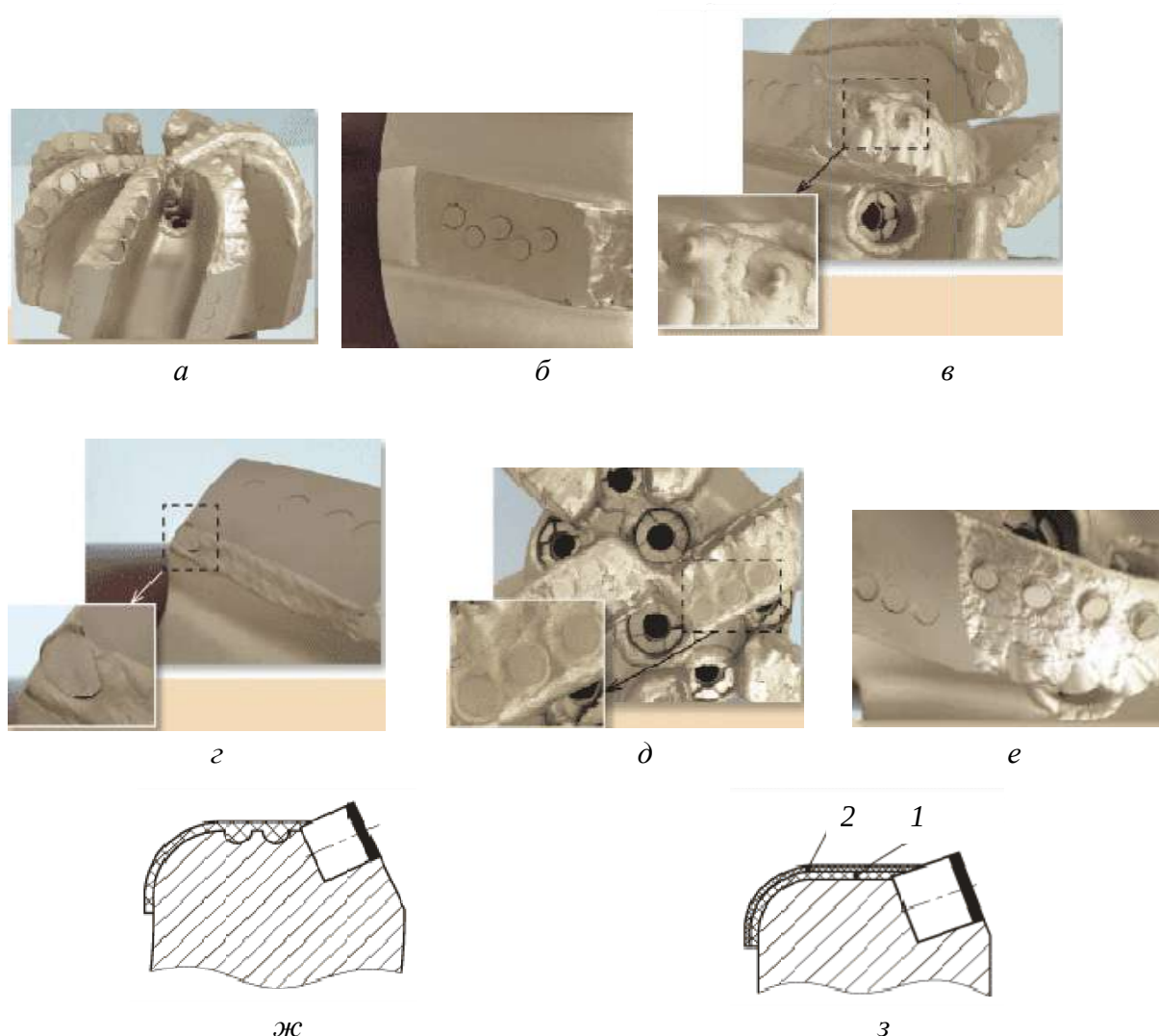


Рис. 1.29. Конструктивные особенности долот PDC конструкции компании «Волгабурмаш» (ВБМ)

- долото оснащается зубками предварительной деформации породы, которые устанавливаются позади основных резцов и ограничивают врезание этих резцов в породу, одновременно обеспечивают активное деформирование породы, ослабляют ее, что повышает плавность работы долота, его ресурс и управляемость при направленном бурении (рис. 1.98, е);

- усиленная наплавка на лопастях долота обеспечивает его высокий ресурс при бурении абразивных пород (рис. 1.29, ж);

- двухслойное покрытие корпуса долота дано на рис. 1.29, з, где 1 – защитное покрытие из плотной массы ультратвердых вольфрамовых карбидов; 2 – порошковое покрытие, имеющее гетерогенную смесь металлических порошков из пылеобразных матричных компонентов (карбидов вольфрама), выполненное методом газопламенного напыления с одновременным проплавлением, выполняет роль антивибрационного покрытия, обеспечивает сопротивление ударным нагрузкам (покрытие 1) и защищает долота от изнашивания и эрозии, в том числе и при высокой температуре (покрытие 2);

- упрочненный корпус долота за счет покрытия сплавом ВК;
- антисальниковое покрытие корпуса долота специальным сплавом снижает налипание породы на корпус и лопасти долота, что положительно сказывается на производительности бурения.

Для бурения мягких пород с целью снижения крутящего момента и улучшения их очистки на торцевой поверхности между основными резами выполняются концентрические проточки. Такие долота с резами *PDC* получили название *канавчатые*.

Долота с резами *PDC* применяют для бурения и с отбором керна (рис. 1.30).



Рис. 1.30. Колонковое долото с резами *PDC*

Показатели работы инструмента с пластинами *PDC* могут составлять в различных горногеологических условиях по механической скорости от 2,3 до 30 м/ч, а по стойкости от 200 до 1 000 м.

Таким образом, при бурении осадочных пород в сравнении с твердосплавным инструментом использование *PDC* позволяет повысить скорость бурения в 1,5–5 раз и стойкость в 5–15 раз. При использовании коронок, оснащенных пластинами *PDC*, при бурении песчаников получена скорость бурения 16 м/ч при стойкости 120–260 м против 3,6 м/ч и 30–60 м у твердосплавных коронок.

При бурении с отбором керна механическая скорость бурения увеличивается по сравнению с однослойными алмазными коронками в 4–5 раз, твердосплавными – до 10 раз.

Коронки с резами *PDC* способствуют повышению выхода керна. При бурении геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые коронки, армированные пластинами с поликристаллическими алмазами, особенно перспективны в сочетании со снарядами со съёмным керноприемником.

Компания *Atlas Copco* выпускает резцовые коронки, вооруженные поликристаллическими алмазными вставками *Diapax* и *Tripax*.

Элемент *Diapax* выполнен в виде пластины с нанесенным слоем алмазов толщиной 0,5 мм, а *Tripax* в виде треугольных или квадратных блоков-резцов.

Коронки с пластинами *Diapax* (рис. 1.31) предназначены для бурения мягких, вязких глинистых, мерзлых грунтов, горных пород средней твердости. В подобных горных породах коронки с пластинами *Diapax* имеют очень высокий ресурс (до 1 000 м) и производительность. Недостатком таких коронок является низкая стойкость к ударным нагрузкам, что делает их непригодными для бурения массива с прослоями твердых горных пород.

При бурении пластины *PDC* изнашиваются по внешней режущей кромке, контактирующей с породой. Получившие односторонний износ пластины *Diapax* могут извлекаться из коронки и вновь устанавливаться с поворотом на некоторый угол, что позволяет восстанавливать инструмент 3–4 раза до полного изнашивания режущих кромок пластин. Суммарный объем бурения пластинами *Diapax* с учетом восстановления инструмента может, таким образом, составлять более 1 000 м.

Режим бурения коронками с пластинами *Diapax* предусматривает частоту вращения 50–80 мин⁻¹ и осевую нагрузку 10–20 кН.

Пластины *PDC* для бурения нефтяных и газовых скважин обеспечивают ресурс долот более 1000 м до первой реставрации.

Коронки с режущими вставками *Tripax* компании *Atlas Copco* состоят из поликристаллических алмазных компонентов, имеющих треугольную или квадратную форму (рис. 1.32, *а, б*). Масса вставки *Tripax* составляет 0,3–1,0 карат. Треугольная или квадратная форма создают хорошую режущую кромку и достаточно высокую прочность резца. Коронки со вставками *Tripax* применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых. Их ресурс составляет от 50 до 250 м. В породах невысокой прочности ресурс коронок может составить около 1 000 м.

Коронками *Tripax* рекомендуется буриться частотой вращения 200–300 мин⁻¹ и осевым усилием 10–20 кН.

Механизм работы коронок с пластинами *Diapax* и вставками *Tripax* при бурении мягких и пластичных горных пород аналогичен механизму работы твердосплавных резцов с отрицательными передними углами. Отличие может определяться формой резцов, которые чаще всего изготавливаются в виде круглых пластин.

Коронки со вставками *Tripax*, в случае бурения твердых горных пород, разрушают их отдельными алмазами. При этом механизм разрушения близок к процессу разрушения горных пород мелкими резцами алмазного бурового инструмента.

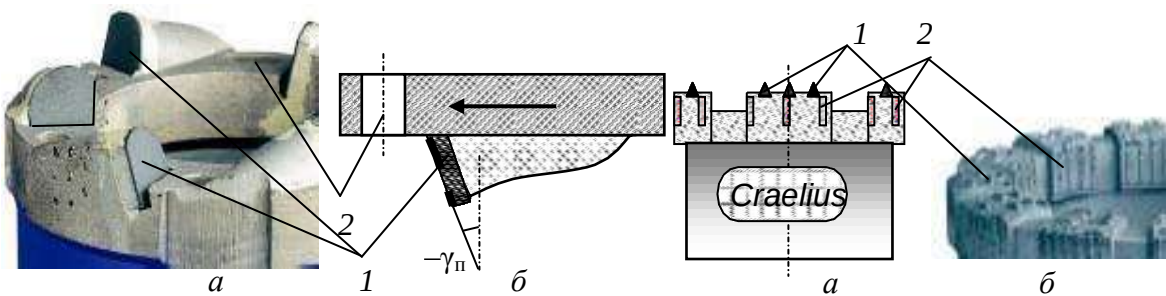


Рис. 1.31. Коронка с поликристаллическими вставками *Diapax* (*а*) и схема вставки (*б* – вид сбоку): 1 – вставка; 2 – отверстия для промывочной жидкости

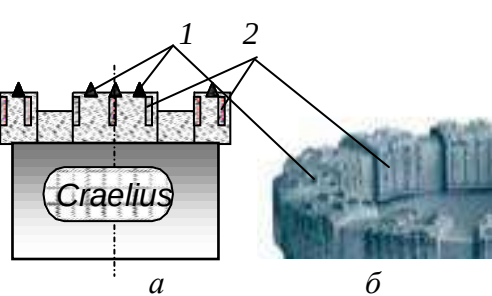


Рис. 1.32. Схема (*а*) и фото (*б*) коронок с элементами *Tripax*: 1 – вставки *Tripax*; 2 – подрезные вставки

Механизм работы резца, оснащенного *PDC* осуществляет разрушение пластичной породы путем резания с большим съемом породы. При этом механизм работы резцов *PDC* при бурении твердых горных пород отличается от механизма работы импрегнированного бурового инструмента, так как существенно зависит от формы и схемы расстановки резцов с пластинами *PDC* в коронке.

Например, исследования по оценке влияния угла поворота резцов *PDC* в фронтальной по отношению к торцу инструмента плоскости показали, что наиболее оптимальным углом поворота φ_p будет значение $5-10^\circ$. Причем поворот резцов, расположенных по наружной кромке торца, осуществляется в направлении наружного диаметра торца, а резцы, размещаемые по внутреннему периметру торца, поворачиваются внутрь торца коронки (рис. 1.33). При размещении резцов в инструменте с углом $\varphi_p = 0^\circ$ наблюдались заклинка керна и прижог пластин *PDC*. Это свидетельствует о накоплении разрушенной породы перед резцами и недостаточном их охлаждении, поскольку жидкость не попадает в зону контакта пластины *PDC* с горной породой. С целью удаления породы и более интенсивного охлаждения резцов коронки компании *Atlas Copco* (рис. 1.31) имеют фронтальные отверстия для подвода промывочного раствора непосредственно к резцам.

Установка резцов с углами поворота φ_p обеспечивает отвод разрушенной породы из забоя в направлении керна и стенки ствола скважины при бурении коронками и стенки скважины при бурении долотами.

С увеличением значений угла φ_p наблюдается повышение механической скорости бурения с одновременным снижением затрат мощности и вибрации инструмента (рис. 1.34).

При использовании бурового инструмента с резцами *PDC* особое значение имеет схема их размещения, которая существенно влияет на эффективность разрушения породы. Для повышения эффективности разрушения породы расстановка резцов должна максимально соответствовать условиям образования свободных поверхностей забоя скважины.

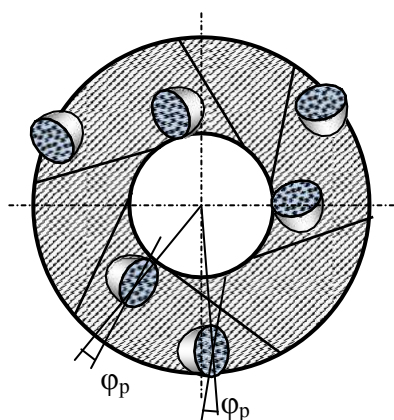


Рис. 1.33. Схема установки резцов с *PDC* на торце инструмента для обеспечения отрицательного угла резания со скважинно- и кerno-образующими боковыми поверхностями

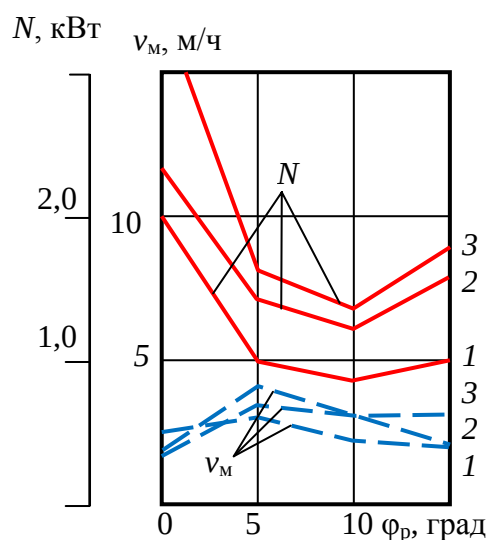


Рис. 1.34. Зависимость механической скорости бурения (v_m) и мощности на бурение (N) от величины угла φ_p : 1 – осевая нагрузка 500 даН; 2 – 750 даН; 3 – 1 000 даН

В работе приведены данные о стендовом бурении опытными долотами с тремя алмазными поликристаллическими пластинами *Stratapax*, установленными с передними углами -15 и -25° (угол φ_p), импрегнированной коронкой, вооруженной искусственными алмазами зернистостью 200–250 шт./карат и твердосплавной трехрезцовой коронкой, с передним отрицательным углом установки резцов -25° . Все коронки имели наружный диаметр 26 мм, внутренний – 14 мм.

В процессе эксперимента разбуривались три разновидности горных пород: гранит, известняк и доломит. Твердость гранита – $p_{ш} = 4,18$ ГПа, коэффициент пластичности $K_{п} = 1$; твердость известняка – 1,94 ГПа, $K_{п} = 1,8$; твердость доломита – 1 ГПа, $K_{п} = 4,3$.

Результаты бурения гранита тремя типами буровых инструментов приведены на графиках (рис. 1.35). Из полученных данных следует, что при более высоких и равных параметрах режима бурения механическая скорость бурения выше при бурении коронкой с *PDC* в сравнении с импрегнированной алмазной коронкой. Это объясняется тем, что контактные давления со стороны алмазов *PDC* существенно выше, чем со стороны алмазов импрегнированной коронки, так как последние равномерно распределены по всей поверхности матрицы, а у *PDC* расположены в пределах узких кромок боковых поверхностей пластин *PDC* (рис. 1.36).

В данном случае алмазы *PDC* работают в режиме эффективного объемного разрушения, при котором происходит скалывание, раздавливание и резание породы, тогда как алмазные резцы импрегнированной коронки могут работать при разрушении твердой породы в режиме поверхностного микроскалывания и истирания.

Подтверждением реализуемого механизма разрушения являются размеры борозд разрушения, оставленные на забое *PDC* и импрегнированной коронкой.

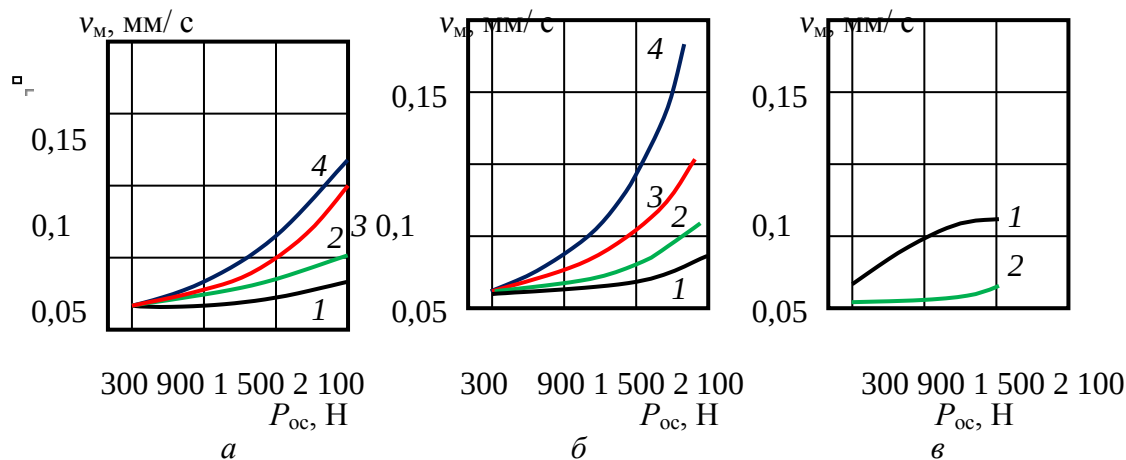


Рис. 1.35. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения гранита импрегнированной коронкой (а), коронкой с *PDC* (б) и твердосплавной коронкой (в): 1 – частота вращения $\omega - 170 \text{ мин}^{-1}$; 2 – 425 мин^{-1} ; 3 – 685 мин^{-1} ; 4 – 960 мин^{-1}

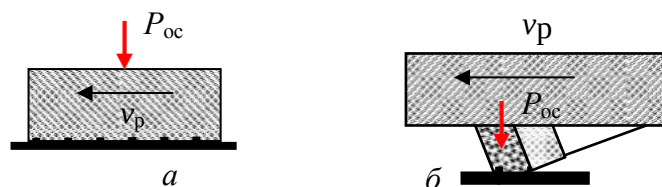


Рис. 1.36. Схема работы алмазных резцов импрегнированной коронки (а) и резца *PDC* (б)

При бурении импрегнированной коронкой ширина борозд разрушения 0,08 мм, глубина 0,02 мм, шлам существенно более мелкий 5 мкм в сравнении со шламом, который образуется при бурении коронкой с пластинами *PDC*.

При бурении гранита твердосплавными коронками видимых борозд на забое не образовывалось, шлам получен очень мелкий (не более 2 мкм). Эти признаки указывают на режим усталостно-поверхностного разрушения, при котором активно изнашиваются резцы коронки.

Данные, полученные при бурении гранита, известняка и доломита коронками с *PDC*, приведены в виде графиков на рис. 1.37.

Результаты эксперимента показали, что механическая скорость бурения доломитов в 6–8, а известняков в 7–14 раз превышает механическую скорость бурения гранита. При бурении доломита и известняков получены очень крупные частицы шлама.

Представленные данные позволяют установить [31], что при бурении известняков и доломитов резцы с *PDC* глубоко внедряются в породу, снимая слой разрушенной породы много больше размера алмазных зерен. Следует отметить, что буримость доломита оказалась ниже, чем у известняков, несмотря на то, что твердость известняка несколько выше. Очевидно, более значительные затраты энергии на разрушение доломита определены их повышенной пластичностью. Так, например, оказалось, что глубина борозд разрушения в доломите (0,04 мм) меньше в 3 раза глубины борозд разрушения в известняке (0,12 мм) при равной их ширине.

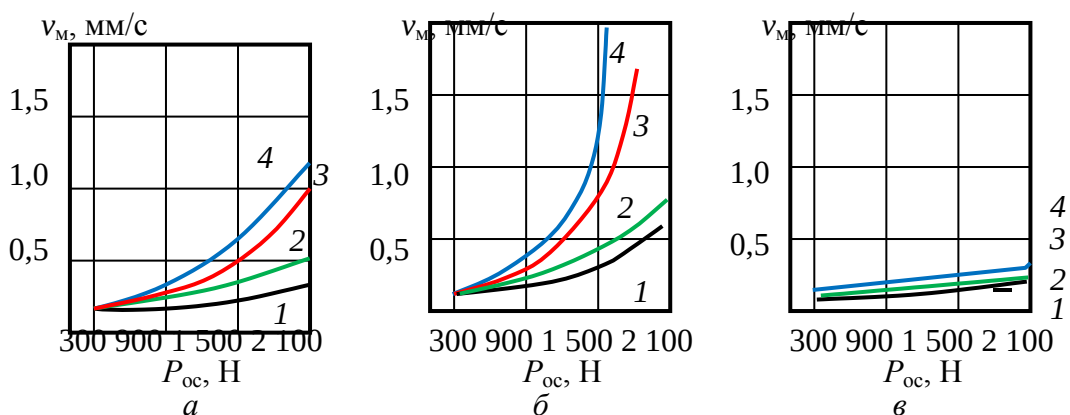


Рис. 1.37. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения коронкой с *PDC* доломита (а), известняка (б) и гранита (в): 1 – частота вращения ω – 170 мин⁻¹; 2 – 425 мин⁻¹; 3 – 685 мин⁻¹; 4 – 960 мин⁻¹

Таким образом, при бурении упругохрупких и хрупких твердых горных пород разрушение обнаженными алмазами резцов с *PDC* идет, главным образом, путем раздавливания и скалывания.

При бурении пластичных и пластично-хрупких пород разрушение происходит всем объемом алмазосодержащей пластины вдавливанием, пластическим резанием и скалыванием породы.

1.5. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом

1.5.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте

Производительность и работоспособность алмазного бурового инструмента во многом зависят от крупности, схемы размещения алмазов в матрице инструмента, ориентации их в направлениях к плоскости забоя и резания-скалывания по твердому вектору.

В 1939 г. в США ученые Краус и Лоусон установили для кристаллов алмаза грани и направления максимальной твердости, что позволило впоследствии изготавливать алмазный инструмент для бурения с ориентированной установкой алмазов. Производство алмазных коронок с ориентированной установкой алмазов в направлении разрушения горной породы впервые осуществлено в США в 1949 г. Опытное бурение показало, что достигается значительное снижение стоимости алмазного бурения (в 1,6 раза) и повышение проходки на коронку (в 1,37 раза).

Алмаз по шкале твердости минералов Мооса занимает максимальную 10 позицию (по шкале твердости М. М. Хрушова, микротвердость алмаза около 100000 МПа), а его твердость в 1000 раз превышает микротвердость кварца (7 позиция) и в 150 раз микротвердость корунда (9 позиция). Разница в твердости между алмазом и корундом значительно больше, чем между корундом и тальком, имеющим наименьшую твердость.

Величина алмаза с 1914 г. измеряется в каратах (0,2 грамма). Кристаллы алмаза крупнее 1 карата встречаются редко. Обычно вес их 0,2–0,4 карата.

Карат – мера веса драгоценных камней. Принята на Ближнем Востоке в средние века как вес зерна рожкового дерева.

Цвет алмазов определяется составом примесей и может быть от прозрачного до черного. Примеси в алмазах, например, металлы, являются причиной разрушения алмазного резца при бурении, поскольку примеси, имеют более значительный коэффициент теплового расширения по сравнению с алмазом, что может приводить при нагревании алмаза в процессе работы к его растрескиванию.

Для изготовления алмазного бурового инструмента применяют природные и искусственные алмазы.

Природные алмазы отличаются прочностью и износостойкостью, цветом и формой кристаллов (рис. 1.38).

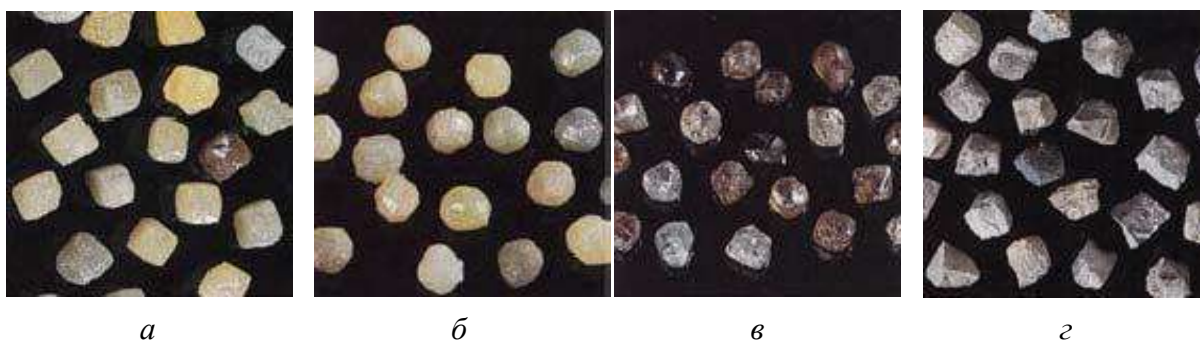


Рис. 1.38. Природные алмазы для изготовления алмазных долот: *а* – Конго кубической формы обладают средней износостойкостью и ударной прочностью; *б* – Конго сферические – стандартные монокристаллические алмазы сферической формы с шероховатой поверхностью обладают средней износостойкостью и хорошей ударной прочностью; *в* – Премиум двенадцатигранной формы обладают хорошей ударной прочностью и высокой износостойкостью; *г* – поликристаллические различной формы обладают высокой ударной прочностью и хорошей износостойкостью.

Широкое применение алмазный инструмент в практике бурения получил после открытия крупных месторождений в коренных горных породах – кимберлитах (от названия места – г. Кимберли, получила название алмазоносная площадь в ЮАР (Африка), которая открыта в 1871 г.).

В СССР первая кимберлитовая трубка «Зарница» открыта в 1954 г. в Якутии. С этих пор, после получения отечественного алмазного сырья, в стране начато производство алмазного инструмента и широкое развитие алмазного бурения взамен дробового.

Искусственные алмазы были получены в 1954 г. в США в лаборатории компании *General Electric* Г. Холлом и несколько позже одновременно в научно-исследовательских центрах Швеции, Японии, Бельгии и др. стран.

В СССР решением проблемы синтеза алмазов и организации их выпуска занимались Институт физики высоких давлений АН и Институт сверхтвердых материалов АН Украины, которыми промышленный выпуск алмазов осуществлен в 1960–1985 гг.

Буровой инструмент оснащается алмазами различной *зернистости*, измеряемой в количестве алмазов в карате (шт./кар.).

Основные размеры алмазов, применяемых в буровых инструментах, равны: 2–5 шт./кар. – диаметр зерна 3–4 мм; 10 шт./кар. – 2,5 мм; 15 шт./кар. – 2,0 мм; 20 шт./кар. – 1,8 мм; 50 шт./кар. – 1,3 мм; 90 шт./кар. – 1,1 мм; 150 шт./кар. – 0,9 мм.; 200–400 шт./кар. – 0,7–0,5 мм; менее 400 шт./кар. – менее 0,5 мм.



Рис. 1.39. Алмазные долота компании *Smith bits*.

В породах средней твердости наилучшие результаты показывают коронки, армированные алмазами зернистостью от 20 до 2 шт./кар., в твердых породах целесообразно использовать коронки с алмазами зернистостью от 200 – 20 шт./кар.) и в очень твердых породах – 600–150 шт./кар.

Для изготовления алмазных долот применяют алмазы зернистостью от 1 до 20 шт./кар. Конструкции алмазных долот показаны на рис. 1.39.

Долота, армированные природными алмазами, предлагаемые компанией *Smith Bits* (рис. 1.39), предназначены для бурения в различных породах – от средне-мягких до твердых. Долота отличаются профилями режущей структуры, системами промывки с зонами высокого и низкого давления жидкости или с радиальным потоком, а также имеют широкий выбор конфигурации алмазных вставок, что позволяет подобрать оптимальный тип долота для конкретных условий бурения.

При оснащении буровых инструментов, как правило, боковые – подрезные резцы изготавливают из более крупных алмазов, чем торцевые. Места перехода от торцевой к боковой части матрицы армируются также более крупными алмазами.

В связи с появлением таких сверхтвердых материалов, как *Stratapax*, крупные природные алмазы зернистостью 2–10 шт./кар. в буровом инструменте заменяются резцами *PDC*, потому что они отличаются большей прочностью и износостойкостью.

Величина выпуска алмазов из матрицы зависит от твердости буримых пород и размера алмазов. При бурении пород средней твердости она может быть до 30 % размера алмазов, твердых пород – до 20 %, а максимально твердых – до 10 %.

Различают коронки и долота без заданного выпуска алмазов, в которых он составляет 5–10 % размера алмаза, и с заданным выпуском алмазов, в котором выпуск резцов составляет 20–30 % их линейного размера.

Матрицы современного алмазного бурового инструмента изготавливают методом порошковой металлургии путём пропитки или горячего прессования. В первом случае матрица состоит из частиц тугоплавких металлов: карбида вольфрама, кобальта и пластичного связующего металла или сплава, например меди. Связующее вещество образует при спекании жидкую фазу, объединяющую при остывании все компоненты матрицы, в том числе и алмазы. Порошковые матрицы более износостойки, чем литые, и позволяют использовать очень мелкие алмазные зерна.

В каркас матриц, изготавливаемых методом пропитки, могут входить в различных соотношениях вольфрам, карбид вольфрама, кобальт, железо, никель. Пропитывающий состав делают обычно из меди, никеля, алюминия. Кроме того, в составе матрицы могут быть наполнители (до 30 %): зерна релита, гранулы твердого сплава типа ВК и др.

В матрицы, изготавливаемые способом горячего прессования, могут входить: бор, гидрид титана, медь, карбид вольфрама, кобальт, никель, олово, титан, железо, цезий, фосфор, цинк.

Матрицы отличаются твердостью – важнейшей характеристикой, определяющей во многом эффективность алмазного бурового инструмента. Твердость матрицы вычисляют по методу Роквелла. Она может быть: HRC 10–20 – очень мягкая; HRC 15–20 – мягкая; HRC 25–30 – средней твердости; HRC 30–35 – твердая; HRC 50–55 – очень твердая.

Твердые матрицы предназначены для бурения абразивных и менее твердых горных пород, мягкие для бурения более твердых и менее абразивных горных пород. Правильный выбор твердости матрицы задает темп её изнашивания и, соответственно, обнажение алмазных резцов при бурении, что в результате определяет эффективность бурового процесса. Чрезмерный темп изнашивания матрицы приводит к потере алмазных резцов, а замедленный износ – к изнашиванию самих алмазов – их заполированию (рис. 1.40, а, б).

Заполирование алмазов – образование на их поверхности площадок износа, ориентированных параллельно забою скважины и имеющих гладкую полированную поверхность.

В идеальном случае при бурении импрегнированным буровым инструментом износ матрицы и алмазов происходит с одинаковой скоростью.

Вооружение алмазного бурового инструмента во многом определяется насыщенностью матрицы алмазами – отношением объема алмазов к объему матрицы инструмента в процентах. Опыт бурения показывает, что этот показатель должен составлять в среднем 5–10 %. В ряде случаев ведущие фирмы выпускают инструмент с насыщенностью алмазами 15–25 %.

Насыщенность алмазами, равно как и качество алмазов, определяют ресурс бурового инструмента, его стойкость.

Расход алмазов без рекуперации для организаций Министерства Геологии СССР обычно составлял 0,6–0,9 карат/м в зависимости от твердости горных пород и совершенства применяемой технологии бурения.

Рекуперация (лат. recupertion – возвращение, получение обратно) – извлечение сохранившихся алмазов из отработанного алмазного инструмента с целью их повторного использования.

По расположению алмазных резцов в матрице буровые инструменты подразделяются на однослойные и импрегнированные (рис. 1.41, а, б).

Для бурения применяют однослойные алмазные буровые инструменты с зернистостью резцов в основном от 10 до 150 шт./кар., в которых алмазы располагаются

на торце в один наружный слой, и импрегнированные алмазные коронки с более мелкими алмазами, которые располагаются в несколько слоев (5–9). Число слоев алмазов в импрегнированных буровых инструментах определяется зернистостью алмазов: чем более мелкие алмазы, тем больше число алмазных слоев имеет коронка.

В однослойных буровых инструментах алмазы могут располагаться по следующим основным схемам (рис. 1.42): *а* – в шахматном порядке; *б* – по радиальным направлениям; *в* – по косым радиусам; *г* – по концентрически окружностям.

Возможны, естественно, и иные схемы размещения алмазов, в том числе ориентированная их установка с учетом направлений максимальной твердости алмазного зерна. Критериями эффективного расположения алмазов в матрице являются равномерное распределение на торце и перекрытие движущимися резцами всего забоя буримой скважины тем количеством алмазов, которое необходимо разместить в коронке.

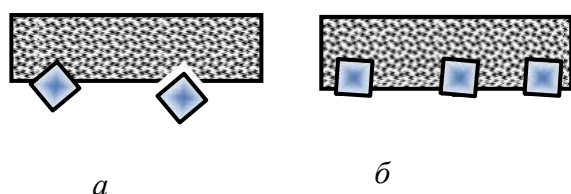


Рис. 1.40. Варианты аномального изнашивания матриц алмазных буровых инструментов:
а – интенсивный износ матрицы – потеря алмазных резцов; *б* – недостаточный износ матрицы – заполирование алмазных резцов

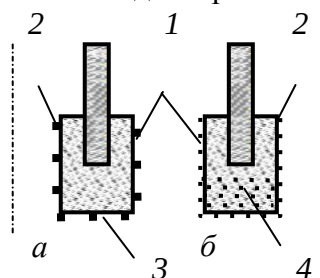


Рис. 1.41. Вооружение алмазных коронок и долот – однослойных (*а*) и импрегнированных (*б*):
 1 – наружные подрезные резцы;
 2 – внутренние подрезные резцы;
 3 – торцевые резцы; 4 – слои алмазов

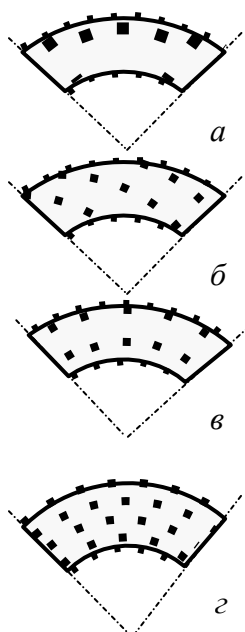


Рис. 1.42. Схема раскладки алмазов в коронках

Для повышения прочности соединения алмазов с матрицей применяют грануляцию алмазных зерен, которая состоит в покрытии алмаза металлом. Наиболее интересен вариант «металлизации» алмаза пористым хромом. В этом случае достигается не просто высокая адгезия зерна с матрицей, но и соединение за счет проникновения материала матрицы в поры оболочки из хрома.

Для бурения в основном применяют алмазы необработанные с острыми режущими гранями, овализованные и полированные.

Овализованные алмазы получают механической обработкой для придания им округлой формы.

Полирование овализованных алмазов производят для уменьшения силы их трения о породу при бурении. При овализации и последующем полировании алмазов удаляются их выступающие части, в результате образуются гладкие поверхности камней и округлая форма. Овализация и особенно полирование убирают с поверхности алмаза трещины и дефекты, что повышает прочность алмазного зерна.

Таким образом, алмазные резцы геометрически могут соответствовать форме многогранника (пирамида, пирамида с площадкой износа) или округлого резца, форма которого близка к шару.

Импрегнированные алмазные долота. Для бурения самых твердых и абразивных пород при реализации высоких значений частот вращения винтовыми забойными двигателями и турбобурами в настоящее время успешно используются импрегнированные алмазные долота с различной формой торцевой породоразрушающей части.

На рис. 1.43 показано долото *Kinetic* компании *Smith Bits* с удлиненной калибрующей поверхностью и развитой комбинированной системой импрегнированного алмазного вооружения.

В буровых долотах *Kinetic* компании *Smith Bits* используются комбинированные породоразрушающие элементы с алмазными резцами в виде импрегнированных лопастей 1, отдельных цилиндрических вставок *GHI* 2 и резцов из поликристаллических алмазов типа *TSP* 3 (рис. 1.44).



Рис. 1.43. Импрегнированные алмазные долота *Kinetic*

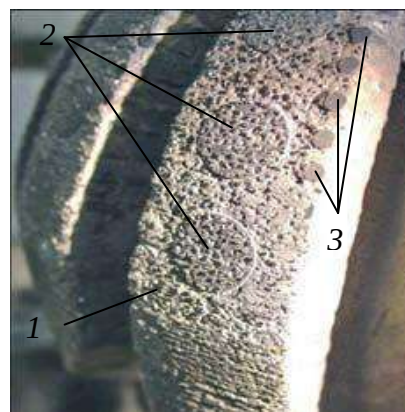


Рис. 1.44. Вооружение долота *Kinetic* с термостабильными поликристаллическими алмазными резцами (*TSP*) на режущей кромке лопастей: 1 – импрегнированная лопасть; 2 – вставки *GHI*; 3 – резцы *TSP*

Вставки *TSP* расположены на калибрующей поверхности с целью поддержания номинального диаметра скважины. При использовании в крайне абразивных породах они устанавливаются на периферийную часть профиля долота для увеличения прочности и износоустойчивости на данном участке лопасти, испытывающей при бурении максимальные усилия и изнашивание. Конструкции буровых долот имеют увеличенные по высоте лопасти, что позволяет распределить больший объем алмазного материала и обеспечивает большую проходку, чем при использовании традиционных импрегнированных буровых долот. Буровые долота *Kinetic* также характеризуются индивидуальным подходом при конструировании для конкретного типа забойного двигателя, применяемого в данных условиях. Профиль долота подбирается в зависимости от того, используется ли оно с винтовым забойным двигателем или турбобуром. Долото *Kinetic* демонстрирует высокую производительность бурения в комплексе с турбобурами за счет высокой частоты вращения, реализуемой данными забойными двигателями. Увеличенная калибрующая поверхность в сочетании со стабильностью турбобура обеспечивает высокое качество ствола скважины, исключая его винтообразное искривление, характерное для долот с резами *PDC*.

В долоте используется комбинация распределения центрального потока жидкости и точно размещенных промывочных отверстий для улучшения его охлаждения и обеспечения эффективной очистки. Конструкция бурового долота *Kinetic* позволяет производить эффективное бурение переслаивающихся пород при поддержании оптимальной механической скорости проходки, что исключает необходимость замены долота для бурения различных пород.

Долота *Kinetic* конструируют с использованием точно спроектированных горячепрессованных вставок *GHI* (рис. 1.45), алмазных резцов высшего качества, термостабильных поликристаллических алмазов (*TSP*) и матриц с импрегнированными алмазами. Компоненты *GHI* состоят из комбинации алмазных кристаллов и порошка карбидо-вольфрамовой матрицы, подобранной для обеспечения специальных свойств материалов, применяемых в конкретных условиях.

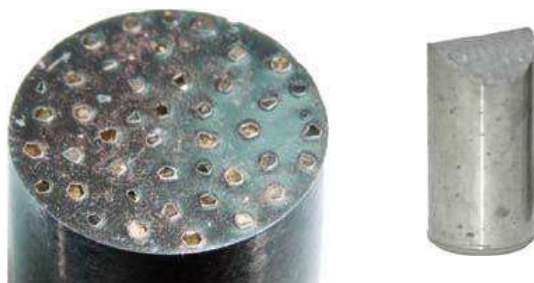


Рис. 1.45. Внешний вид горячепрессованных вставок (*GHI*).

Для вставок *GHI* применяется гранулирование, обеспечивающее более равномерное распределение алмазного материала. Получаемый равномерный состав обладает большей прочностью, сохраняет форму и имеет высокую скорость бурения в течение более длительного периода.

При бурении вставки постоянно самозатачиваются путем стирания связующего материала и открытия новых алмазных резцов. Благодаря тому, что вставки *GHI* выступают над поверхностью лопастей, они обеспечивают высокий уровень контактных давлений на горную породу и режим эффективного разрушения самых твердых горных пород. В то же время импрегнированные долота *Kinetic* используются для бурения пород самой различной твердости за счет комбинированной системы вооружения,

которая позволяет реализовать резание лопастями мягких горных пород и резание-скалывание горных пород средней твердости, а также микрорезание и истирание алмазными резцами горных пород высокой твердости (рис. 1.46, *а*, *б*). Гибридные долота *Kinetic*, обозначаемые буквой *H*, имеют комбинированное вооружение из *PDC*-резцов, природных алмазов и термостабильных поликристаллических алмазов. Долота *Kinetic* могут модифицироваться за счет использования разных связующих материалов и различных по размеру кристаллов в соответствии со свойствами буримой породы и типом забойного двигателя для идеальной эксплуатации при высоких частотах вращения, возникающих при использовании турбобуров. Выступ вставок *GHI* из корпуса долота повышает объем потока жидкости перед долотом, что позволяет использовать его для разбуривания оснастки обсадной колонны, увеличить механическую скорость и применять их при бурении на регрессии, когда работа шарошечных долот и долот *PDC* приводит к снижению механической скорости и проходки на долото.

На рис. 1.47 представлено импрегнированное алмазное долото компании *UniDrill* (ОАО «Универсальное бурение», Россия). Данные долота имеют матричный корпус, в режущую структуру которых входят сегменты различной формы с импрегнированными в них мелкозернистыми искусственными алмазами.

Состав матрицы подбирается в зависимости от породы с таким расчетом, чтобы её износ происходил немного быстрее, чем износ алмазов. Долота предназначены для бурения с помощью ротора или забойных двигателей в твердых и сильно абразивных породах.

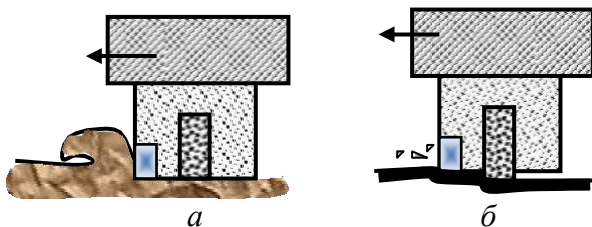


Рис. 1.46. Схемы, поясняющие принцип работы импрегнированных долот *Kinetic*: *а* – в мягких горных породах и породах средней твердости; *б* – в твердых горных породах



Рис. 1.47. Импрегнированное алмазное долото компании *UniDrill* типа *UI*

1.5.2. Разработки алмазных инструментов компаний Atlas Copco и Boart Longyear

В настоящее время значительный объем геологоразведочного бурения выполняется на оборудовании и инструментом таких ведущих мировых производителей, как компании *Atlas Copco* и *Boart Longyear*.

В соответствии с рекомендациями компании *Atlas Copco* выбор инструмента и технологии бурения производят на основании оценки абразивности, трещиноватости и твердости горных пород, которые сгруппированы и разбиты на пять категорий.

К первой группе относятся крупнозернистые, сильнотрещиноватые и сверхабразивные породы (сланец, аргиллит и известняк). Для их бурения рекомендуются импрегнированные коронки типа *Craelius* и *Hobic* с максимально твердыми матрицами.

Вторая группа пород характеризуется как трещиноватые и абразивные (песчаник, доломит, туф, кремнистый сланец). Для бурения этих пород рекомендуются коронки с менее твердыми матрицами.

Третья группа пород характеризуется как среднеабразивная (андезит, базальт, пегматит, диабаз, габбро, диорит). Коронки, рекомендуемые компанией, имеют еще менее твердые матрицы.

Четвертая группа пород – это крепкие слабоабразивные породы (гнейс, диорит, гранит, кварцит, порфир).

Пятая группа пород – очень крепкие и неабразивные породы (кварц, риолит, кремнистый известняк, таконит, лимонит, яшма). Для таких горных пород предлагается инструмент с наиболее мягкой матрицей.

Для изготовления импрегнированных коронок используют искусственные алмазы, однослойных коронок – природные алмазы зернистостью 30/50 или 20/25 шт./карат. Более крупные камни используются в коронках для бурения менее твердых, а более мелкие – более твердых горных пород. Алмазы в однослойных коронках применяются только группы *S*, в которую попадают обработанные и полированные алмазы повышенного качества.

Создаваемый буровой алмазный импрегнированный инструмент отличается не только формой торцевой части и промывочных каналов, но и высотой матриц. Например, коронки типа *Craelius* могут иметь матрицу высотой 6,5; 9,5; 12 и 16 мм. Коронки типа *Hobic* 6,5; 8; 10 мм. У коронок компании *Boart Longyear* типа *Alpha* высота матрицы может быть 9,5; 12 и даже более 25 мм.

Последняя из коронок имеет маркировку *Alpha Stage 3* (рис. 1.48). Её уникальность в наличии трех рабочих «этажей», располагаемых по вертикали, при этом каждый из них оснащен тремя промывочными каналами.



Рис. 1.48. Импрегнированная коронка компании *Boart Longyear* типа *Alpha Stage 3*

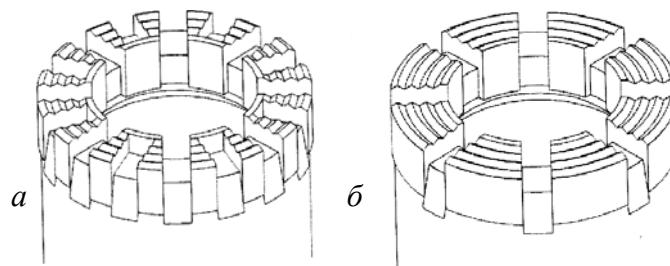


Рис. 1.49. Геометрия торца импрегнированных алмазных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear* типа *Express* с дополнительными каналами на торце (а) и стандартного типа (б)

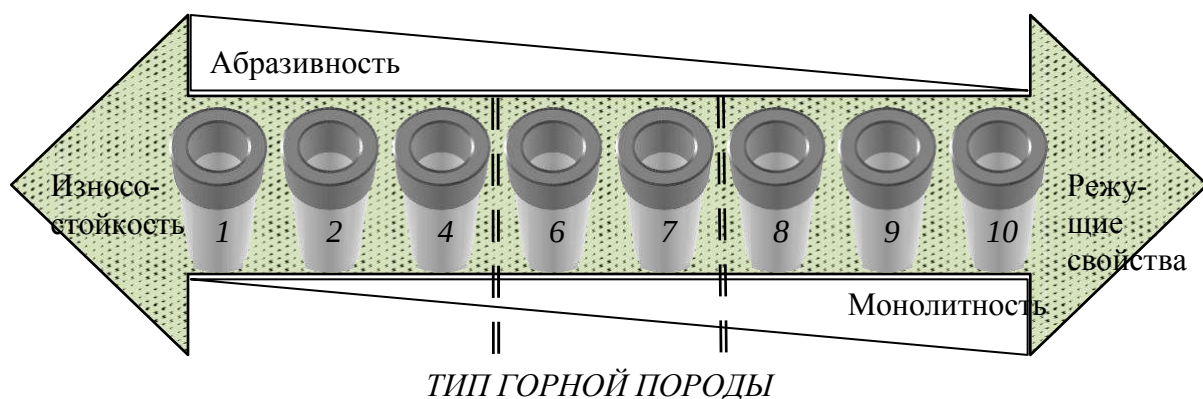
На первом этапе работы коронки действуют все три «этажа» матрицы, пропуская жидкость. При этом нижние окна обеспечивают проход жидкости для удаления шлама с забоя скважины. По мере срабатывания матрицы площадь, а затем и число каналов уменьшаются, а на заключительном этапе, когда в работе находится только последний «этаж» матрицы, работают только три оставшиеся промывочные каналы.

Сравнительные испытания коронок типа *Alpha Stage3* и *Alpha Extended Crown* с высотой матрицы 12 мм показали, что интервал бурения первыми коронками в очень твердых породах составил 126–130 м, вторых 40–41 м. При бурении пород средней твердости соотношение длины проходки этими коронками составило соответственно 400–500/140–150 м.

Низкая (6,5, 8,0 мм) и стандартная (9,5 мм) высота матрицы используется для коронок, срок службы которых не влияет на количество операций спуска и подъема, а также если ожидается значительный износ коронки по диаметру. Для снарядов со съемным керноприемником обычно рекомендуются коронки с очень высокой матрицей (12 мм) и суперматрицей (16 и 25 мм).

Для импрегнированных коронок основным является W-профиль, эффективный за счет образования свободных поверхностей разрушения горной породы, что способствует ее разрушению.

Методика выбора коронок типа *Alpha* (рис. 1.49) компании *Boart Longyear* рассмотрена на рис. 1.50. Эти коронки выпускаются со значительным числом модификаций и оснащены алмазами в оболочке из хрома, что повышает прочность соединения их с матрицей и эксплуатационные показатели инструмента.



ТИП ГОРНОЙ ПОРОДЫ		
Мягкая и средней твердости: андезит, перидотит, пегматит, сланец, выветрелый гранит и др. выветрелые твердые породы	Твердая: кварцит, гнейс, гранит, риолит, диорит, габбро "	Очень твердая: джаспелит, таконит, кварц, роговик

Рис. 1.50. Технологическая схема выбора алмазных импрегнированных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear*: 1) коронки с матрицами от 6 до 10 серии могут изготавливаться с дополнительными каналами на торце (*Express*) и увеличенной высотой матрицы (*Extended Crown*); 2) коронки могут изготавливаться с увеличенной шириной промывочных окон (*Super-Flush*) и дополнительными торцевыми промывочными отверстиями (*Face Discharge*); 3) для бурения твердых и одновременно абразивных, а также трещиноватых горных пород коронки стандартной серии 6, 7 и 8 изготавливаются с более твердой и прочной матрицей в версии *Abrasive*; 4) для бурения очень твердых горных пород коронки стандартных серий 6, 7, 8, 9 и 10 изготавливаются в версии *Competent*.

Как следует из представленного (рис. 1.50) материала, методика выбора алмазной коронки компании *Boart Longyear* аналогична методике компании *Atlas Copco* и основывается на разделении горных пород по абразивности, монолитности (твердости) и трещиноватости.

При управлении процессом бурения для каждого типа коронки компаниями *Atlas Copco* и *Boart Longyear* рекомендуется рациональная частота вращения, выбор которой определяется по линейной скорости в пределах 2–5 м/с, и усилие подачи, которое должно обеспечить определенную скорость проходки. Критерием оптимального управления алмазным бурением является значение показателя *RPI* (число оборотов на сантиметр подачи).

Таблица 1.3.

Пример выбора параметров режима бурения в соответствии с управлением по методике рациональной *RPI*

Типоразмер коронки	Расход промывочной жидкости, л/мин	Частота вращения, мин ⁻¹	Скорость бурения см/мин при <i>RPI</i> , об/см		Осевая нагрузка, даН
			80	100	
BQ – 59,6 мм	23-30	1 700	22	17	900–2 300
		1 000	13	10	
		700	9	7	
NQ – 75,3 мм	30-38	1 350	17	14	1 400–2 700
		800	10	8	
HQ – 96,1 мм	38-45	1 000	13	10	1 800–3 600
		600	8	6	
PQ – 122,6 мм	68-87	800	10	8	2 300–4 500
		600	6	5	

В табл. 1.3. приведены рекомендуемые параметры режима бурения импрегнированными коронками компании *Boart Longyear*, выбираемые в соответствии с критерием *RPI*.

Например, при частоте вращения 1 200 мин⁻¹ и скорости проходки 6 дюймов (15 см) показатель *RPI* составит $1\,200/15 = 80$. Управление процессом бурения осуществляют, ориентируясь на *RPI* = 80–100, но считаются допустимыми и более высокие скорости проходки, для которых *RPI* = 60–50. В данном случае критерием выбора параметров режима бурения и скорости углубления является износостойкость инструмента.

1.5.3. Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород

Повышенная хрупкость алмаза делает его очень чувствительным к вибрации. При сильной вибрации ресурс алмазного бурового инструмента может снижаться в десятки раз по сравнению с инструментом, отработанным без наложения вибрации.

Вибрации бурового инструмента возникают из-за неравномерности разрушения горной породы и несовершенств самого инструмента, например вследствие неперпендикулярности торца, несовпадения осей корпуса, матрицы, резьбы и др.

Как правило, колебания инструмента происходят с частотой, кратной частоте вращения снаряда. Так, при частоте вращения колонны 200–800 мин⁻¹ алмазная коронка претерпевает от 3,3 до 13,3 колебаний в секунду [14]. Колебания инструмента приводят к динамическим нагрузкам на алмазы. Исследования динамических усилий, возникающих при разрушении горной породы единичным алмазом, показали [12], что процесс разрушения горной

породы резанием-скалыванием происходит скачкообразно. Амплитуда как осевого, так и тангенциального усилий разрушения непрерывно меняется. Причем каждому импульсу силы на осциллограмме (рис. 1.51) соответствует единичный акт разрушения горной породы. Запись единичных актов разрушения при больших скоростях позволяет утверждать, что по внешнему виду осциллограмма единичного акта разрушения во многом сходна с графиком разрушения упругохрупкой породы индентором.

При этом рассмотрение каждого отдельного импульса на осциллограмме (рис. 1.51) показывает, что нагрузка на алмазе возрастает от минимальных до максимальных значений в сотые и тысячные доли секунды. По существу, каждый импульс на осциллограмме соответствует микроудару алмаза по горной породе.

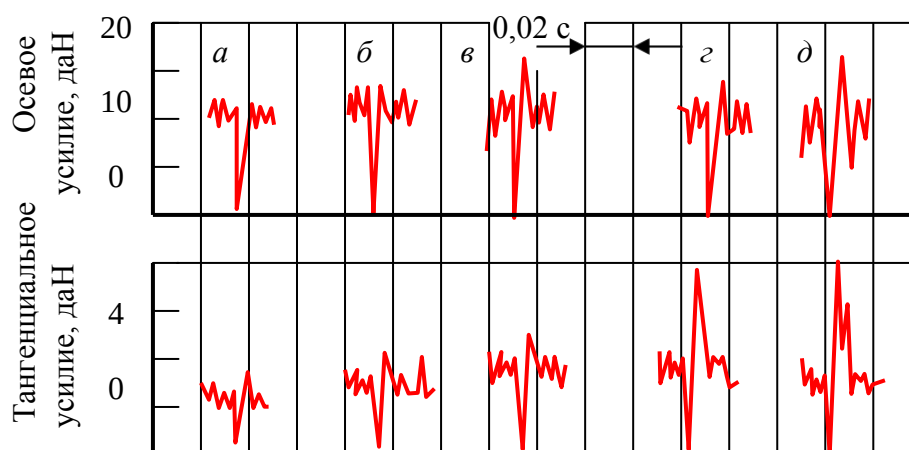


Рис. 1.51. Осциллограммы микроударов алмаза при пересечении трещины на различной глубине резания альбитофира (твердость 2 760 МПа, коэффициент пластичности 1,5), мм: а – 0,05; б – 0,75; в – 0,1; г – 0,13; д – 0,15.

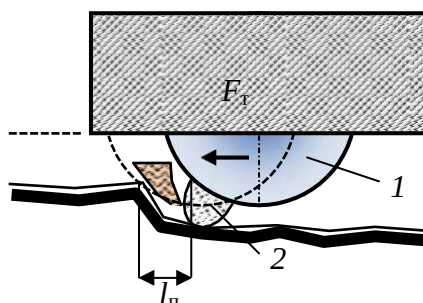


Рис. 1.52. Схема работы алмазного резца

Таким образом, в твердых упругохрупких и хрупких породах разрушение происходит циклически: микроудар – холостой ход – микроудар – холостой ход и т. д.

Динамический характер разрушения связан прежде всего с тем, что, производя скалывание породы передней гранью и создав относительно свободное пространство перед собой, алмаз определенный участок пути l_n может пройти вхолостую, а затем, достигнув неразрушенной породы на пути своего движения, вновь столкнуться с породой, испытывая при этом динамические нагрузки (рис. 1.52).

В табл. 1.4. приведено соотношение динамических, тангенциальных и осевых усилий разрушения, а также импульс силы при разрушении хрупкого мигматита (твердость 3 000 МПа, коэффициент пластичности 1).

При проведении эксперимента наряду с микроударами при резании-скалывании монолитной породы фиксировался микроудар алмазного резца при пересечении открытой трещины.

Представленные данные показывают, что алмаз воспринимает в зависимости от частоты вращения инструмента от 300 до 700 микроударов в секунду, но с увеличением скорости перемещения резца количество микроударов на единицу пути уменьшается. Сила удара, воспринимаемого алмазом при пересечении трещины, зависит от твердости горных пород и глубины его внедрения в породу (рис. 1.52).

Таблица 1.4.

Зависимость изменения характеристик микроудара алмаза по горной породе от нагрузки и скорости резания.

Частота вращения, мин ⁻¹	Осевая нагрузка, даН			Тангенциальное усилие, даН			Импульс силы при пересечении трещины, даН		Продолжительность импульса, с
	min	max	Импульс силы, даН	min	max	Импульс силы, даН	Осевая сила, даН	Тангенциальное усилие, даН	
120	4,2	7,1	2,9	1,4	3,2	1,8	7,3	4,0	0,003
	4,9	7,9	3,0	2,0	4,0	2,0	6,25	4,25	0,003
	6,1	8,9	2,7	2,3	3,4	1,1	7,25	4,3	0,002
	6,9	12,2	5,3	2,1	4,5	2,4	9,5	5,4	0,004
	7,25	12,75	5,5	2,9	3,15	1,25	15,0	5,7	0,004
	8,5	11,2	2,7	2,5	3,5	1,0	9,5	5,0	0,004
375	4,5	7,0	2,5	1,5	3,1	1,6	7,25	4,7	0,002
	5,3	8,6	3,25	2,0	3,5	1,5	6,5	4,3	0,002
	5,5	8,0	2,5	2,1	3,1	1,0	5,6	3,25	0,0015
500	3,75	6,05	2,3	1,6	2,8	1,2	5,25	3,4	0,002
	5,5	7,0	1,5	1,6	3,0	1,4	5,75	3,8	0,002
	5,75	7,5	1,75	2,0	3,0	1,0	5,75	3,2	0,001
700	6,5	8,7	2,2	2,0	3,0	1,0	6,5	2,8	0,0016
	6,8	8,3	1,5	2,0	2,9	0,9	7,0	3,0	0,0016
	7,0	9,3	2,3	2,1	3,1	1,0	7,6	4,4	0,001

При ширине трещины, равной или несколько превышающей размер внедрившейся части алмаза, в момент пересечения трещины нагрузка на алмаз падает до нуля, а затем резко возрастает. С увеличением глубины внедрения алмаза в породу (повышение осевой нагрузки на резец) меняется амплитуда колебаний усилий до 1,5–2 раз. Отсюда следует, что максимальные динамические нагрузки на алмазный резец возникают при разрушении более твердого габбро, а при разрушении перидотита не наблюдается значительных колебаний осевого и тангенциального усилий.

Наличие трещины приводит к значительным перегрузкам на резец, которые особенно заметны на фоне незначительных динамических колебаний осевого и тангенциального усилий при разрушении перидотита.

Горная порода является диссипативной системой, что приводит к поглощению энергии ударного столкновения алмаза с ней. Влияние *диссипативных* свойств породы можно учесть через коэффициент внутреннего трения горной породы, который равен $\text{tg } \varphi_{\text{п}}$.

Диссипация (от лат. *dissipatio* – рассеяние) – явление рассеивания механической энергии при движении, деформировании с переходом кинетической энергии в тепловую.

Бурение в трещиноватых горных породах имеет ряд особенностей. Значительное влияние на процесс бурения в трещиноватых горных породах оказывает оптимальное сочетание режимных параметров, в первую очередь осевой нагрузки на буровой инструмент и частоты вращения.

Экспериментальными исследованиями и данными практики установлено, что осевая нагрузка на буровую коронку и частота вращения снаряда должны снижаться по мере увеличения степени трещиноватости пород до 50 % от значений, принятых для монолитных пород. Это связано с тем, что при появлении трещиноватости горных пород изменяется механизм их разрушения.

Трещины способствуют развитию деформаций в породе, возрастает объем разрушенной породы при подходе резца к трещине, увеличивается и размер разрушенных частиц породы (рис. 1.53). При подходе резца к трещине наблюдается расширение и углубление борозды разрушения в 1,5–2 раза.

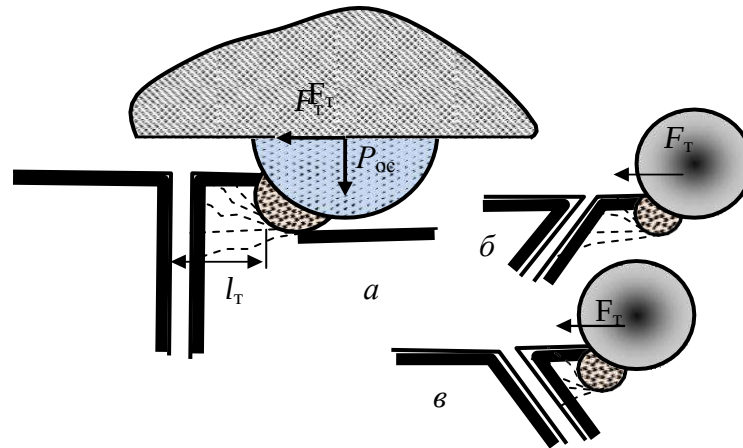


Рис. 1.53. Схемы, поясняющие процесс разрушения породы резцом перед трещиной

Таким образом, наличие трещин способствует разрушению горной породы. Степень понижения прочности забоя скважины определяется размером трещины, их количеством на единице площади забоя и ориентацией по отношению к забою скважины.

В то же время работа резца, пересекающего трещину, как уже отмечено выше, носит чрезвычайно динамический характер, так как скол породы при подходе к трещине обеспечивает резцу «пробег» на интервале l_T без какого-либо сопротивления до противоположного борта трещины (рис. 1.53, а), а при встрече резца с бортом трещины происходит удар, в результате которого может произойти слом резца.

Особенно чувствительны к подобным ударным нагрузкам буровые инструменты резцового типа – твердосплавные коронки, лопастные долота и алмазные буровые коронки.

Импульсный характер процесса бурения трещиноватых горных пород приводит к тому, что тангенциальное усилие на резце в момент пересечения им открытой трещины резко изменяется.

Наиболее значительные ударные нагрузки на резцы инструмента будут в случаях, при которых плоскость трещины или перпендикулярна направлению движения резца (рис. 1.53, а), или, если плоскость трещины наклонена по направлению движения резца (рис. 1.53, б). В случае если плоскость трещины ориентирована в направлении перемещения резца, динамический характер работы резца будет несколько снижен (рис. 1.53, в), поскольку он пересекает трещину по касательной.

С увеличением трещиноватости горных пород за счет снижения прочности забоя и увеличения количества ударов и энергии каждого удара начинает расти механическая скорость бурения, но одновременно с этим увеличивается и сила ударов по резцам, что может приводить к интенсивному износу алмазных коронок, сколам и выкрашиванию алмазных резцов. Снижение динамической нагрузки на резцы буровых коронок следует осуществлять прежде всего за счет уменьшения частоты их вращения. Снижение частот вращения, особенно при алмазном бурении, следует определять исходя из допустимой

энергии удара алмазов при пересечении ими трещин с учетом количества или размеров самих трещин.

1.6. Разрушение горных пород шарошечными долотами

1.6.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот

Одним из наиболее распространенных буровых инструментов, предназначенных для бурения горных пород различной твердости – от мягких до самых твердых, без отбора керна и с отбором керна, являются шарошечные долота.

Шарошечное долото создано в конце XIX – начале XX в. Долото с коническими шарошками запатентовано Говардом Хьюзом (США) в 1909 г.

Шарошечное долото (рис. 1.54) состоит из корпуса с резьбой 1, лап 2 и шарошек 3, размещаемых на осях – цапфах 4. Шарошки 3 имеют вооружение в виде армированных зубьев 5. При вращении корпуса долота 1 с лапами 2 шарошки 3 вращаются вокруг цапф 4. Поэтому между шарошками 3 и цапфами 4 размещают шариковые или роликовые подшипники 6, а в долотах малого размера применяют подшипники скольжения. Очистной агент подается к забою по каналу 7. Отверстие 8 предназначено для доставки в канал между шарошкой 3 и цапфой 4 шариков подшипника 6, которые, выполняя функцию подшипника, служат также в качестве фиксаторов шарошки 3 на цапфе 4. После сборки долота канал 8 закрывают.

Уникальность этого инструмента состоит в сочетании ударного, раздавливающего и скалывающего действий, реализуемых одновременно, что позволяет успешно бурить как мягкие и пластичные, так и твердые и хрупкие горные породы.

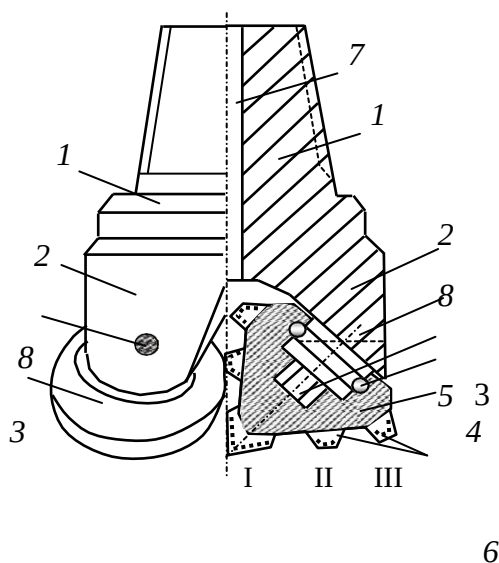


Рис. 1.54. Схема трехшарошечного долота с центральным промывочным каналом, зубчатым вооружением и опорой качения на подшипниках

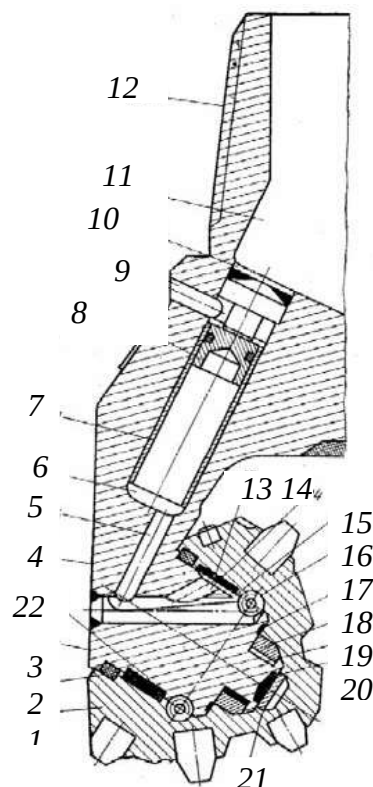


Рис. 1.55. Долото с герметизированной маслonaполненной опорой

При вращении долота шарошки перекатываются по забою, опираясь (каждая из них) на породу то одним, то двумя зубьями. Таким образом, одновременно в контакте с породой находятся несколько зубьев шарошки, а остальные остаются как бы в резерве. Если сопоставить вооружение шарошечного долота с инструментом режущего типа, например лопастным долотом, можно убедиться, что запас вооружения у шарошечного долота увеличивается в десятки раз, хотя удельное давление на забой при равной осевой нагрузке при этом остается прежним.

Зубья шарошечного долота находятся в контакте с горной породой весьма короткое время, а выйдя из контакта, интенсивно охлаждаются промывочной жидкостью. Это позволяет резко увеличить удельную мощность, реализуемую зубьями, по сравнению с резцами режуще-скалывающего инструмента, без опасности развития катастрофического изнашивания вооружения.

Ресурс шарошечных долот определяется довольно часто не стойкостью вооружения, а износостойкостью опор вращения шарошек. Для повышения ресурса шарошечных долот большого размера применяют герметизирующие подшипниковые узлы уплотнения, а также долота с маслонаполненными под давлением опорами.

На рис. 1.55 приведена схема долота с герметизированной маслонаполненной опорой серии *L* французской фирмы *Creusot-Loire*.

Долото имеет герметизированную опору благодаря наличию манжеты 2, перекрывающей зазор между шарошкой 1 и цапфой 3. В состав герметизированной системы, заполненной смазкой, входят просверленные в лапе 4 смазочный соединительный канал 5 и лубрикатор 6. В лубрикаторе 6 установлены гидроцилиндр 7 с поршнем 8, которые образуют компенсатор, обеспечивающий автономную подачу смазки из лубрикатора 6 и гидроцилиндра 7 через канал 5 к элементам опоры в процессе бурения под действием нисходящего потока промывочной жидкости. Для выравнивания давлений, действующих с одной стороны на манжету 2, а с другой – на поршень 8, просверлен отводной канал 9, сбрасывающий часть жидкости, поступающей в верхнюю часть 10 лубрикатора над поршнем из внутренней полости 11 резьбовой головки 12 долота. К фрикционным поверхностям 13 и 22 большого подшипника смазка подводится от соединенного канала 5 через канал 14, а к шариковому замковому подшипнику 16 через канал 15. Под шариковым подшипником 16 предусмотрен дополнительный торцевой подшипник 17 скольжения. Малый фрикционный узел со стороны шарошки выполнен вставной фрикционной втулкой 18, а со стороны цапфы 3 – поверхностью 19, армированной защитным покрытием таким же образом, как и в зоне большого подшипника, по нижнему нагруженному сегменту. Защитным покрытием армируется и концевой торец 20 цапфы, контактирующий с подпятником 21, запрессованным в шарошку.

Защита подшипниковых опор шарошечного долота является одной из важнейших задач при его работе в условиях высокой температуры и давления, воздействия коррозионных пластовых флюидов и промывочной жидкости.

Примером современного решения по созданию герметизированных опор шарошечных долот является двойное сальниковое уплотнение долот *Gemini R*, производимых компанией *Smith bits* (рис. 1.56).

Система двойного сальникового уплотнения *Gemini R* является наиболее долговечной и надежной среди подобных. Она состоит из первичного уплотнительного кольца для защиты подшипников и вторичного, обеспечивающего защиту первичного сальникового уплотнения. Первичное уплотнение новой конструкции усилено по динамическим поверхностям особым износостойким эластомером и новым энергоемким материалом, обладающим постоянным давлением в зоне соприкосновения. Первичное кольцо пулевидной формы имеет широкий поперечный профиль и обеспечивает максимальную защиту подшипника.

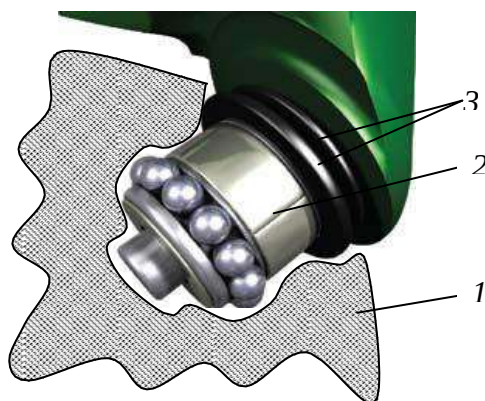


Рис. 1.56. Долото с двойным сальниковым уплотнением опоры качения:
1 – шарошка; 2 – цапфа; 3 – сдвоенные сальники.

Вторичное уплотнительное кольцо также изготавливается из нескольких специально разработанных материалов и предназначено для защиты подшипникового уплотнительного кольца от абразивного воздействия твердых частиц, присутствующих в скважинных флюидах. Специально разработанный термостойкий материал *Kevlar* расположен на торцевой поверхности уплотнения в зоне контакта герметичного кольца и цапфы. Он обеспечивает повышенный уровень износостойкости, а также защиту от абразивного воздействия скважинных жидкостей.

Эластомерная матрица обеспечивает упругость и превосходные уплотняющие свойства. Хотя уплотнительные кольца функционируют независимо друг от друга, в паре они создают превосходную герметизацию подшипникового узла и надежную работу в условиях высокой частоты вращения инструмента, больших нагрузок на долото, при проходе участков со значительным искривлением ствола, повышенном содержании твердой фазы в буровом растворе и высоком забойном давлении. Долота могут иметь 1, 2, 3, 4 и более шарошек. Основными являются трехшарошечные долота (рис. 1.57).

По назначению шарошечные долота разделяются на следующие основные виды:

- для бескернового вращательного бурения;
- бурения с отбором керна (колонковые долота);
- бурения с продувкой;
- специального назначения.

Для производства буровых работ выпускаются бескерновые шарошечные долота следующих типов: М (для мягких пород), МЗ (для мягких абразивных), МС (для мягких пород с пропластками пород средней твердости), МСЗ (для мягких абразивных пород с пропластками пород средней твердости), С (для горных пород средней твердости), СЗ (для абразивных пород средней твердости), СТ (для горных пород средней твердости с пропластками твердых пород), Т (для твердых пород), ТЗ (для твердых абразивных пород), ТК (для твердых горных пород с пропластками крепких пород), ТКЗ (для абразивных твердых пород с пропластками крепких пород), К (для крепких пород), ОК (для очень крепких горных пород).

Все перечисленные долота подразделяются на две группы, которые отличаются как по характеру взаимодействия и разрушения горной породы на забое, так и конструктивному исполнению рабочих породоразрушающих органов – шарошек долота.

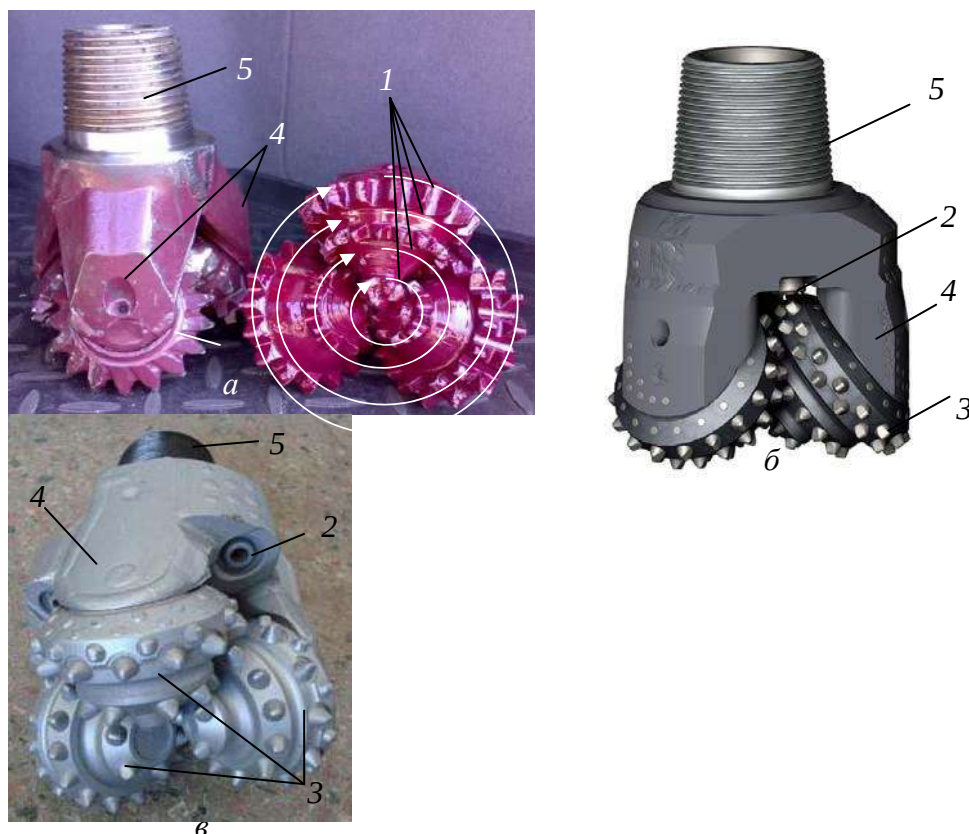


Рис. 1.57. Трехшарошечные долота: *а* – для бурения мягких горных пород с фрезерованными на шарошках зубьями; *б, в* – для бурения средних по твердости и твердых горных пород с твердосплавными по- родоразрушающими вставками; 1 – траектории движения венцов шарошек долота; 2 – сопло для выхода промывочной жидкости с боковым расположением; 3 – шарошки; 4 – лапы долота; 5 – резьба.

Первая группа – долота с зубчатыми шарошками, производящие раздавливающее-дробящее-скалывающее воздействие (долота типа М, МЗ, МС, МЗС, СЗ). Раздавливание, дробление и скалывание породы реализуется при качении шарошки по забою, а вследствие проскальзывания (поступательного движения шарошки без вращения на оси) осуществляется дополнительное резание-скалывание породы.

Как следует из характеристики процесса разрушения горной породы шарошечным долотом, статические формы разрушения (раздавливание) сочетаются с динамическими (скалывание), в том числе с ударными (дробление), что и делает шарошечные долота универсальными инструментами для бурения самых различных по твердости горных пород.

Разрушение горных пород шарошечными долотами может производиться при различных соотношениях режуще-скалывающего и дробящего воздействия. Чтобы создать долота, производящие на горную породу только ударные – дробящие нагрузки, необходимо придать шарошкам такую геометрическую форму, при которой последние осуществляли бы чистое качение. Этим условиям соответствует одноконусная шарошка с образующими, пересекающимися на оси долота. Любое отклонение от указанной геометрии приводит к проскальзыванию шарошек при вращении долота на забое.

Проскальзывание шарошек является важным показателем конструкции долота, который оценивается коэффициентом проскальзывания ($K_{пр}$) – отношением длины траектории проскальзывания зубца за один оборот долота на забое к длине концентрической окружности на забое скважины, по которой перемещается зубец при вращении долота. Проскальзывание достигается за счет формы шарошек и углового или продольного смещения осей вращения шарошек от оси долота. Например, для долот с

конусными шарошками $K_{пр} = 0$, для двух-, трех- конусных шарошек $K_{пр} = 0,05-0,1$, для бочкообразных $K_{пр} = 0,1-0,15$, для долот со смещением осей шарошек от оси долота коэффициент проскальзывания может достигать 0,3. Значит, в последнем случае почти треть пути по забою зубцы шарошек осуществляют поступательное перемещение как зубцы твердосплавных коронок и долот и только две трети пути по забою перекатываются, совершая дробяще-скалывающее и раздавливающее воздействие на горную породу.

Вооружение шарошек долот первой группы выполняется зубчатым. Зубцы фрезеруются непосредственно на шарошке и армируются наплавляемым твердым сплавом.

Долота, предназначенные для бурения абразивных пород, имеют вооружение в виде запрессованных в шарошки твердосплавных вставок с клиновидной формой рабочей поверхности.

Вторая группа – долота с увеличенным дробящим воздействием на породу и минимальным проскальзыванием шарошек (СТ, Т, ТЗ, ТКЗ, К, ОК). Именно поэтому у долот этого типа в основном одноконусные шарошки, установленные в долоте без смещения осей вращения. При этом шарошки долот типа СТ и Т выполняются зубчатыми, ТК, К, ОК армируются твердосплавными вставками со сферическими торцами, а шарошки долот типа ТЗ и ТКЗ имеют комбинированное вооружение – зубья чередуются с твердосплавными вставками.

Шарошечные долота могут оснащаться гидромониторными насадками, повышающими скорость истечения струй промывочной жидкости из центрального канала долота, для улучшения очистки забоя и шарошек от продуктов разрушения.

Как уже отмечено, породоразрушающими элементами шарошек могут быть зубья или твердосплавные вставки с клиновидной, шарообразной и др. формами рабочих поверхностей.

Зубья и вставки на шарошках долота располагают венцами. Венцы и зубья со вставками в них располагают таким образом, чтобы за один полный оборот долота вся поверхность забоя была покрыта зонами разрушения.

Зубья шарошек могут иметь различную геометрическую форму. Наиболее типичной является клиновая с площадкой притупления на вершине зуба (рис. 1.58). Зубья шарошек характеризуются определенными параметрами: α – углом приострения зуба; a – шириной площадки притупления; b – длиной зуба; H – высотой зуба; S – шагом расстановки зубьев.

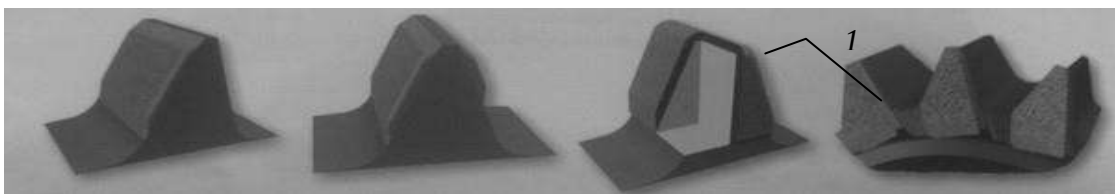


Рис. 1.58. Формы фрезерованных зубьев шарошечных долот:
1 – наплавляемый твердый сплав

Элементы вооружения (зубья или вставные зубки-вставки) располагаются на шарошках таким образом, чтобы предотвратить образование «рейки» на забое и обеспечить полное перекрытие. Имеется вариант исполнения вооружения по самоочищающейся схеме, когда зубья соседних шарошек входят в бесконтактное зацепление, подобно двум шестерням в механической передаче, но без взаимодействия (рис. 1.59). Подобная схема выполняется с целью очистки шарошек и особенно пространства между зубьями от налипающей горной породы.

Долота оснащаются твердосплавными вставками, например разработанными компанией *Hughes Tool Company* (рис. 1.60). Каждая вставка имеет цилиндрическое основание со скошенной у нижнего торца фаской. Рабочая головка вставки может иметь

различную форму в зависимости от назначения вставки. Так, вставка с круглой (овоидальной) головкой (рис. 1.60, *а*) предназначена для скалывания и дробления породы, поэтому она применяется для оснащения долот при бурении очень твердых горных пород (ОК).

Зубок со сводчатой формой (рис. 1.60, *б*) используется в долотах, предназначенных для бурения твердых (Т) и крепких (К) горных пород. Высота головки несколько больше, чем у предыдущей вставки, поэтому при перекачивании шарошки зубок внедряется в породу на большую глубину, а это возможно в породах менее твердых, чем разрушаемые вставкой с круглой головкой. Воздействие на породу со стороны шарошки в этом случае так же дробяще-скалывающее.

Вставка со свдчато-черпаковидной головкой (рис. 1.60, *в*) характеризуется еще большей высотой. Кроме дробления-скалывания она благодаря черпаковидной выемке производит и механическое извлечение разрушенной породы из лунок забоя. Предназначена такая вставка для бурения горных пород средней (С) твердости.

Коническая рабочая головка вставки (рис. 1.60, *г*) способствует дробящему воздействию на породу, но она производит также и небольшое скребуще-режущее воздействие, а поэтому применяется для оснащения долот, предназначенных для бурения горных пород средней (С) твердости. Зубиловидная головка вставки (рис. 1.60, *д*) характеризуется пересечением граней под углом 90° . Она предназначена для разрушения горных пород средней (С) твердости дроблением и скалыванием.

Долотовидная вставка (рис. 1.60, *е*) с затуплением вершины предназначен для разрушения горных пород средней (С) твердости и мягких (М) и характеризуется наряду с дроблением-скалыванием также и скребущим действием.

Клиновидно-коническая вставка (рис. 1.60, *ж*) характеризуется весьма значительным закруглением вершины и может применяться для бурения горных пород средней твердости (С) и мягких (М).

Вставка с черпаковидной головкой и со смещением вершины (рис. 1.60, *з*) предназначена для разрушения преимущественно мягких (М) и рыхлых горных пород. Зубок обеспечивает фрезерующе-сребущее воздействие на породу и извлечение из лунок забоя разрушенных осколков породы, предотвращая их многократное перемалывание. Высота этого зубка максимальна.

Черпако-долотчатая вставка (рис. 1.60, *и*) обладает теми же свойствами, что и предыдущий, но характеризуется большим притуплением его вершины и меньшей высотой, что допускает возможность его применения для разрушения более плотных пород, т. е. средней (С) твердости.

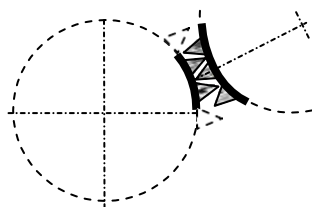


Рис. 1.59. Исполнение вооружения шарошек по самоочищающей схеме

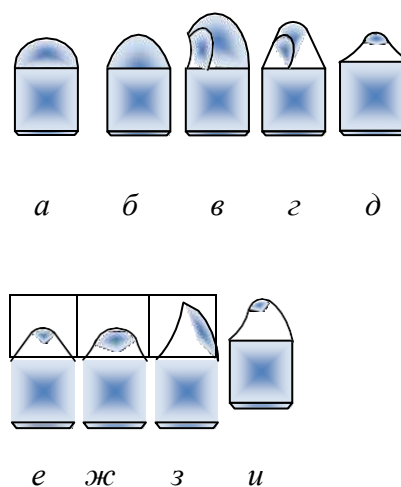


Рис. 1.60. Разновидности вставок, применяющихся в долотах

У долот фирмы *Hughes Tool Company* также выполняется усиление калибрующего вооружения твердосплавными вставками, преимущественно овоидальной формы, устанавливаемыми через один-два фрезерованных зуба. При этом вершина фрезерованного зуба срезается и в образуемой площадке ближе к тыльной стороне высверливается гнездо под вставку. Такое усиление называют «Heel Pac», т. е. упрочнение пяты – тыльной части шарошки (рис. 1.61).

Для повышения эффективности разрушения горных пород применяют долота с венцами, зубья которых имеют различную длину торцевых площадок. Такие долота получили название долот с волнообразными венцами. Ресурс этого долота и скорость бурения увеличены за счет скола зубьями более крупных частиц породы: более острые зубья 1 проникают в породу на большую глубину, а более широкие зубья 2 скалывают боковые поверхности лунок, образовавшихся от ударов острых зубьев 1 (рис. 1.62). Обязательным условием при конструировании шарошечных долот является создание достаточно долговечной опоры шарошек. С этой целью трущиеся детали долот выполняются из высококачественных сталей и подвергаются специальной термообработке. Особенно сложной представляется задача создания долговечных опор качения шарошек у долот диаметром 76, 59 и 46 мм в связи с резким снижением прочностных характеристик всех деталей и трудностью использования шариковых затворов шарошек, вызванными малыми размерами цапф, лап и низкой прочностью шариков приемлемых размеров.

В связи с этим для бурения скважин диаметром 76–46 мм в Среднеазиатском НИИ геологии и минерального сырья предложена оригинальная и эффективная конструктивная схема малогабаритного долота, получившего маркировку ДДА (долото двухшарошечное асимметричное). Долота ДДА-46, 59, 76 и 93 предназначены для бурения твердых и очень твердых горных пород.

Долото ДДА (рис. 1.63) состоит из корпуса с резьбой 1 из двух секций, соединенных сварными швами 2. На цапфах 3 корпуса смонтированы шарошки 4 полусферической формы, армированные цилиндрическими зубками 5 из твердого сплава ВК8. Опора долот (цапфа 3, шарошка 4) представлена подшипником скольжения, что позволяет выполнить её конструктивно более прочной, так как не требуется размещение на опоре шариков и роликов подшипниковых узлов. Шарошки долота 4 закрепляются на лапах распорным V-образным пальцем 6 с упорными буртами, который своими концами вставляется в отверстия пустотелых цапф 3, создавая, таким образом, дополнительную опору.



a



б

Рис. 1.61. Варианты усиления тыльной части шарошек долот: *a* – калибрующие вставки и один ряд вставок для защиты; *б* – два ряда вставок для защиты

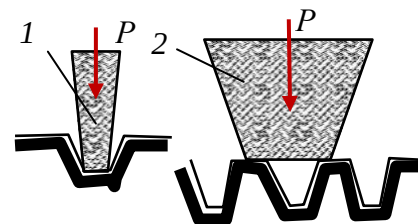


Рис. 1.62. Схема поражения забоя шарошечным долотом с зубьями в венце различной ширины

В этом случае шарошки 4 размещены в долоте не консольно, как это принято по основной схеме, а в пределах замкнутого контура «цапфа 1 – V-образный палец-лапа 2», что существенно повышает прочность долота и практически исключает отделение шарошек от корпуса при бурении. Угол наклона цапф 6 к оси долота 65° . Детали долота изготавливаются из легированной стали и подвергаются термообработке, цементации, закалке и отпуску.

Исследования, выполненные при создании конструкции долота ДДА, показали, что проскальзывание является одним из основных факторов, интенсифицирующих процесс разрушения при бурении не только мягких и пластичных пород, но и твердых горных пород.

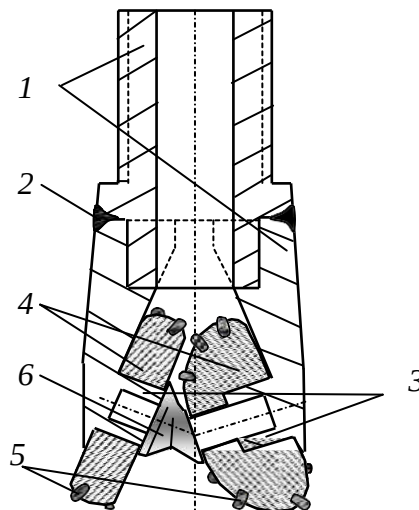


Рис. 1.63. Шарошечное долото ДДА

При бурении долотами типа ДДА достигается более высокая механическая скорость бурения при относительно равном ресурсе в сравнении с другими долотами, например трех- или двухшарошечными долотами типа К, конструкции СКБ Министерства геологии, которые выполнены по классической схеме.

1.6.2. Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами

Поскольку при шарошечном бурении образуется большое количество продуктов разрушения (шлама), осколков и достаточно крупных обломков, эффективное разрушение горных пород шарошечными долотами возможно только при совершенной системе очистки забоя, под которой подразумевается система, обеспечивающая немедленное и полное удаление продуктов разрушения, образующихся в результате взаимодействия зубьев долота с породой из зоны породоразрушающего действия инструмента. Обломки породы, отделенные от забоя одним зубом, должны быть удалены до взаимодействия с породой следующего зуба таким образом, чтобы все породоразрушающие элементы долота постоянно контактировали только с породой забоя, не производя повторного измельчения разрушенной породы. В таком случае при определенном количестве затраченной на разрушение породы механической энергии скорость проходки будет максимальной. В другом случае часть энергии будет расходоваться бесполезно на разрушение уже образовавшихся, но не удаленных с забоя обломков породы.

Одной из причин уменьшения скорости бурения может быть зашламование долота, особенно при бурении пластичных пород. В шарошечных долотах шламом забивается пространство между зубьями и даже шарошками, а в алмазных инструментах – между

алмазными резцами и в каналах на торце.

Немедленное удаление шлама из призабойной зоны может быть достигнуто при обеспечении эффективной циркуляции промывочного раствора.

К факторам, определяющим эффективность циркуляции, относятся:

- расход жидкости;
- скорость истечения струи из промывочного канала или гидромониторного сопла;
- геометрия системы промывки долота: число и форма насадок (или отверстий), их расположение и расстояние до забоя;
- характеристики промывочной жидкости: плотность, содержание твердой фазы, фильтрационная способность, вязкость, смачивающая способность и др.;
- свойства разбуhrиваемых горных пород: прочность, проницаемость, пластовое давление.

Процесс промывки забоя можно условно разделить на три этапа:

- удаление обломков породы с поверхности забоя;
- вынос шлама из зоны действия зубьев долота в кольцевое пространство между буровым снарядом и стенкой скважины;
- транспортирование шлама по кольцевому пространству к устью скважины.

Достижение максимальных скоростей бурения возможно лишь при оптимизации всего процесса и параметров промывки, характеристик промывочной жидкости.

Определяющим для эффективной работы долота является этап быстрого удаления обломков после отделения их зубьями долота от массива породы. Эта задача решается применением той или иной системы промывки долот. В наиболее традиционных и часто применяемых для бурения трехшарошечных долотах используются три основные системы промывки: центральная, периферийная, комбинированная.

При центральной промывке буровой раствор поступает в призабойную зону через внутренний канал долота. Поток раствора омывает шарошки, очищая их от шлама, а затем достигает забоя, подхватывает шлам и через зазоры между лапами долота и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Часто вместо одного центрального канала создают три промывочных отверстия – одно для каждой шарошки долота. Скорость струй промывочной жидкости изменяется от 20–40 м/с.

При периферийной схеме промывки буровой раствор поступает в призабойную зону через отверстия между шарошками, причем струи направляются непосредственно на забой скважины. Здесь струи растекаются параллельно плоскости забоя, очищают поверхность забоя и зубья шарошек, после чего жидкость через зазор между долотом и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Обычно в промывочных отверстиях запрессованы сменные гидромониторные насадки (керамические или карбида вольфрама). Скорость струй раствора составляет 70–150 м/с. Комбинированная система промывки применяется в долотах большого диаметра. В данном случае сочетаются две первые схемы.

Примером комбинированной схемы промывки может быть гидродинамическая система долот компании *Smith bits*.

Для оценки потока жидкости в системе промывки *Typhoon* компании *Smith bits* применяется усовершенствованная расчетная модель гидродинамики жидкости (*CFD*), которая обеспечивает оптимизацию потока для более эффективной очистки шарошек, выноса бурового шлама, а также во избежание его повторного перемалывания. В системе промывки *Typhoon* используются как векторные (направленные) удлиненные насадки *VE* для очистки внешней части вооружения, так и насадки для очистки внутренней части вооружения *J3* (рис. 1.64).

Векторные удлиненные насадки для очистки внешней части вооружения *VE* точно направляют поток жидкости к передней кромке шарошек, в то время как насадки *J3* для очистки внутренней части вооружения распределяют потоки в пространство между шарошками. Совместное действие этих шести точно направленных насадок формирует режим потока, который улучшает путь прохождения и скорость бурового раствора. Это позволяет оптимизировать очистку резцов и вынос бурового шлама с забоя, что приводит к максимальному увеличению механической скорости бурения. В настоящее время система промывки *Typhoon* предлагается для долот с наружным диаметром 406 мм и более.

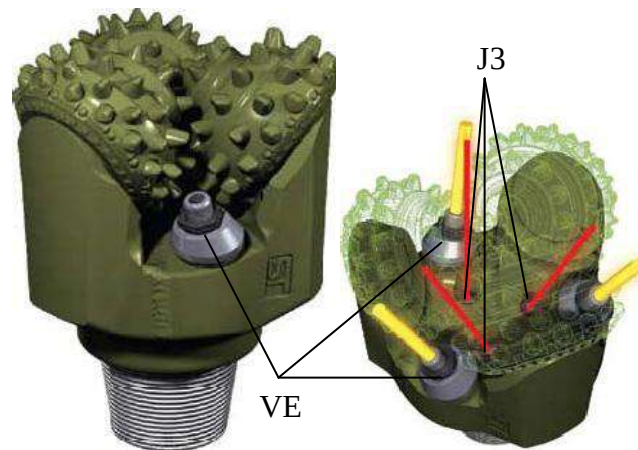


Рис. 1.64. Долота *Shamal Typhoon* компании *Smith bits* с тремя векторными насадками (*VE*) для очистки внешней части вооружения и тремя насадками для очистки внутренней части вооружения (*J3*).

Параметры, определяющие качество промывки забоя (средняя скорость струй, мощность, сила удара и динамическое давление струй, скорость параллельных забоя потоков), имеют максимальное значение при небольшом расстоянии между насадкой и забоем.

Поэтому один из путей улучшения характеристик долот с периферийной системой промывки состоит в приближении насадок к забою скважины на расстояние, которое меньше длины ядра струи (в котором скорость струи постоянна). Это расстояние будет равно $(4-6) d_o$, где d_o – диаметр насадки в точке истечения раствора. Чаще всего расстояние размещения насадок составляет $(10-20) d_o$. Для размещения насадок используют специальные удлинители.

В долотах фирмы *Smit tul* расстояние от насадки до забоя составляет 38 мм – $(2,5-4) d_o$.

Другой способ повышения эффективности шарошечных долот заключается в применении асимметричной схемы промывки.

Например, известно применение долота (Бухарестский институт нефти и газа), в котором часть жидкости проходит через канал в одной из лап долота, через её цапфу и конус шарошки. Струя жидкости выходит почти параллельно плоскости забоя и при вращении долота смывает шлам из центральной зоны к периферии, откуда его легче удалять в затрубное пространство.

Во Франции разработано и испытано долото с двумя насадками (рис. 1.65), расположенными между шарошками, и одной, направленной вверх. Последняя, создает эжекционный эффект и ускоряет удаление шлама с забоя.

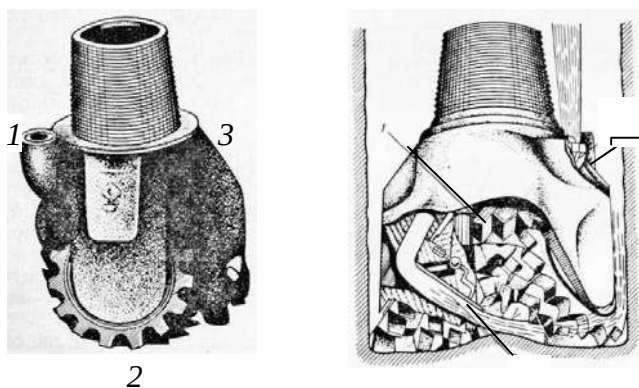


Рис. 1.65. Долота с гидродинамической насадкой, ориентированной вверх.

Эжектор (франц. *egoutteur* – выбрасывать) – *струйный насос, в котором жидкость перемещается (циркулирует), увлекаемая потоком (струей) жидкости или газа.*

Известно также применение долота с комбинированной асимметричной системой промывки: одна обычная периферийная насадка, один канал истечения струи через лапу и еще один промывочный канал, направленный вверх.

Результаты бурения долотами с асимметричной промывкой показали рост скорости проходки и ресурса вооружения и опор долота.

В малогабаритных долотах диаметром 112–46 мм традиционно применяется центральная система промывки забоя.

Гидромониторная струя жидкости, выходящая из сопла долота, распространяется в ограниченном пространстве. Расчет такой струи производится на основе теории затопленных струй.

Анализ показывает, что если струя жидкости к забою будет направлена по касательной, то её породоразрушающее действие может усиливаться. В данном случае наибольший эффект может быть достигнут, если струя будет направлена по касательной непосредственно в зону работы зубца шарошечного долота.

Конструкция долот позволяет использовать удлиненные насадки и направлять струю под углом $15\text{--}25^\circ$ к забою в приконтактную зону зубьев шарошки с породой. В приконтактной зоне зуба долота с забоем порода деформирована зубьями, имеет выступы, которые образуются при внедрении в забой, и может быть легко разрушена струей жидкости.

При бурении более прочных пород – твердых и очень твердых, динамическое давление струи должно обеспечить сдвиг и отрыв от поверхности забоя частицы разрушенной породы.

При внедрении зуба шарошечного долота в породу на забое образуются магистральные трещины, направленные от ядра сжатия к поверхности забоя. Скалывание породы по направлениям развития магистральных трещин приводит к образованию лунок выкола. Препятствием этому является угнетающее давление, которое связано с действием гидростатического давления столба жидкости, пластового давления и динамического потока струй жидкости из промывочных каналов долота.

Для эффективного отделения (отслаивания) от забоя отколотых зубьями кусочков породы необходимо направить поток жидкости в зону разрушения по направлению именно в образующуюся трещину отрыва (рис. 1.66).

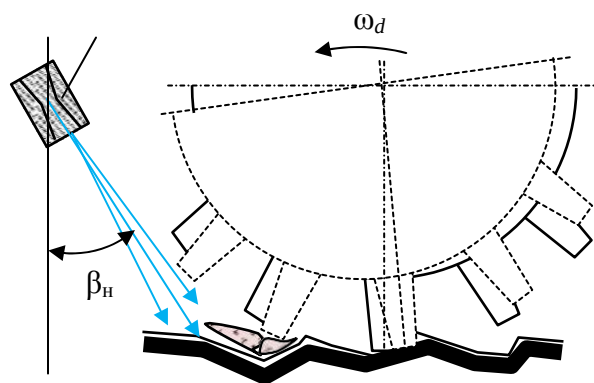


Рис. 1.66. Схема для определения рационального направления струи промывочного раствора из насадки .1

Представленная на рис. 1.66 модель интенсификации процесса разрушения твердой горной породы позволила повысить механическую скорость бурения на 30 %, а ресурс долот увеличить на 20 %.

1.7. Разрушение горных пород при вращательно-ударном, ударно-вращательном и ударном способах бурения

1.7.1. Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения

Эффективность вращательного бурения твердых горных пород алмазным и шарошечным буровым инструментом может быть существенно повышена за счет наложения высокочастотных ударных импульсов.

Вращательно-ударный способ бурения – это метод разрушения пород вследствие воздействия осевой нагрузки, крутящего момента, характерных для вращательного бурения, и динамической нагрузки, прилагаемой к буровому инструменту в режиме высокочастотных ударных импульсов малой и средней энергии.

Вследствие приложения высокочастотных ударных импульсов в горной породе развиваются дополнительные напряжения и формируются трещины. Особенно значительным становится эффект от ударных импульсов при бурении чрезвычайно твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, поскольку применяемые осевые нагрузки на инструмент при вращательном бурении скважин диаметром 46, 59, 76 мм могут быть недостаточны для создания необходимых для объемного разрушения горных пород напряжений. При этом более вероятен недостаток разрушающих напряжений при алмазном бурении твердых и очень твердых горных пород коронками с увеличенной шириной матричного кольца (коронки для бурения снарядами со съёмным керноприемником – ССК) и бурении долотами, поскольку в данных случаях особенно проблематично создание достаточных для разрушения контактных напряжений из-за увеличенной площади торца буровых инструментов. Повышение же осевой нагрузки до определенных пределов при вращательном бурении твердых горных пород сдерживается ограниченной прочностью бурильных колонн (особенно колонн ССК), их деформируемостью и, соответственно, вибрацией при бурении, ограничением мощности привода буровых станков при бурении на близких к предельным, по мощности привода, глубинах, наличием кривизны ствола скважины и др. В этих случаях дополнительным силовым фактором, способным интенсифицировать процесс разрушения горной породы, является ударный импульс малой и средней мощности, передаваемый буровой компоновке и буровому инструменту с высокой частотой.

Немаловажным обстоятельством, определяющим повышение эффективности бурения при наложении высокочастотной вибрации на буровую компоновку, является снижение коэффициента трения между колонной и стенкой скважины, что приводит к значительному улучшению условий работы деформированной бурильной колонны.

Так, например, вибрационный, с наложением крутильных колебаний, вид движения бурильной колонны и бурового инструмента преобразуется в более равномерный, максимально соответствующий оптимальным условиям передачи к буровому инструменту осевой нагрузки и крутящего момента.

Рост показателей вращательно-ударного бурения связан со снижением подклинок керна в колонковом снаряде, что также является следствием продольного вибрирования бурового снаряда.

1.7.2. Разрушение горных пород алмазным инструментом в режиме вращательно-ударного бурения

Анализ условий работы алмазных резцов показывает, что стойкость алмазов при вращении обусловлена прежде всего изгибающими напряжениями, а не напряжениями на раздавливание. Таким образом, имеющийся значительный резерв прочностных свойств резцов на сжатие при вращательном бурении не реализуется, поскольку повышение осевого усилия приводит к скалыванию резцов, испытывающих значительные поперечные нагрузки, сопровождающиеся ударами, характерными для процесса скалывания твердых и хрупких горных пород. Реализовать резерв прочности резцов в осевом направлении возможно за счет импульсного приложения нагрузки в направлении перпендикулярном плоскости забоя. В этом случае, в результате кратковременности действия ударного импульса силы трения на границе резец – горная порода не успевают развиваться и тангенциальная составляющая разрушения породы, несмотря на передачу дополнительной энергии, увеличивается незначительно. При этом важным обстоятельством является вибрирование инструмента и ударный характер нагрузок, что приводит к снижению коэффициента трения и способствует скалыванию и отделению кусочков породы от забоя.

Таким образом, прилагая нагрузку в виде кратковременных импульсов, направленных перпендикулярно к плоскости забоя, можно передавать для разрушения горной породы большую энергию и интенсифицировать процесс вращательного бурения. При этом более полно будет использован потенциал прочности породоразрушающих резцов бурового инструмента.

На рис. 1.67, в приведена схема работы алмазного резца при вращательном бурении. Из данной схемы следует, что приложение ударного импульса интенсифицирует разрушение породы за счет повышения осевой силовой составляющей, что приводит к росту глубины внедрения резца и дополнительному развитию трещин предразрушения забоя. При этом тангенциальное усилие возрастает в меньшей степени в сравнении с вращательным бурением, что незначительно увеличивает износ и сохраняет работоспособность резцов.

При приложении к алмазной коронке ударных импульсов алмазы внедряются в породу, а избыточный запас энергии удара воспринимает матрица коронки. Повышение контактных напряжений и увеличение глубины внедрения алмазов в породу приводит к увеличению объема слоя породы, разрушаемого за один оборот. В результате отмечается образование крупных частиц шлама, происходит интенсивный абразивный износ матрицы и более активное, в сравнении с вращательным бурением, обнажение алмазов. Таким образом, в меньшей степени проявляются условия, приводящие к заполированию алмазов.

Практика гидроударно-алмазного бурения подтверждает чрезвычайно редкие случаи заполирования алмазов [31], что позволяет рекомендовать вращательно-ударное бурение алмазным инструментом горных пород, склонных вызывать заполирование алмазов.

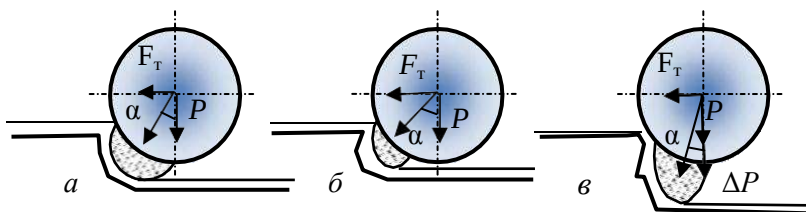


Рис. 1.67. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия F_T в процессе вращательного бурения (а, б) и приложения ударного импульса ΔP (в).

На рис. 1.68 представлены результаты исследования влияния ударных импульсов на показатели бурения алмазными коронками диаметром 59 мм.

Как следует из графиков, зависимости изменения механической скорости бурения и проходки на коронку имеют оптимальное значение при 15–20 Дж. С увеличением твердости горных пород оптимальные значения величины энергии удара смещаются в сторону меньших значений энергии.

Осмотр алмазных коронок показал, что с увеличением твердости пород и энергии удара интенсивность износа алмазов увеличивается, что и приводит к снижению проходки на коронку.

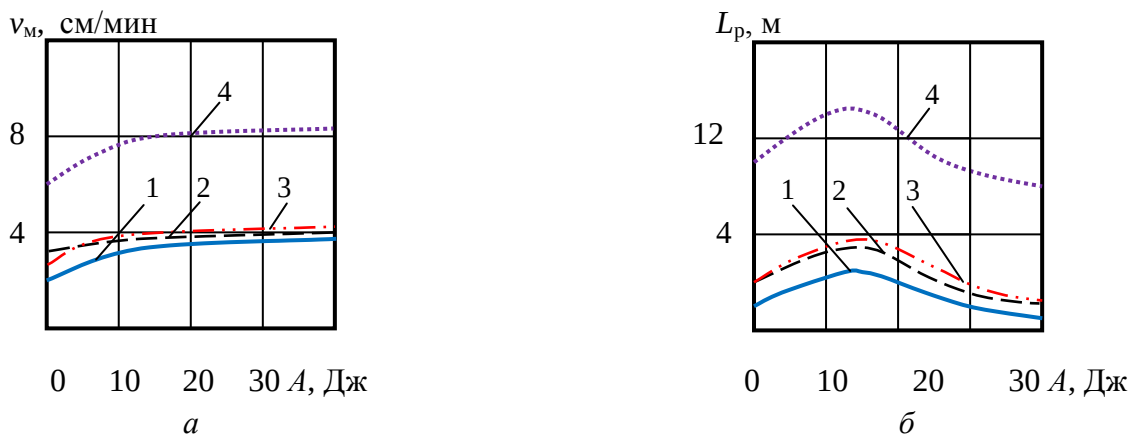


Рис. 1.68. Зависимости показателей бурения алмазной коронкой 01А3 от энергии удара A : а – механической скорости; б – проходки на коронку по породам: 1 – кварцит; 2 – гранит; 3 – лабрадорит; 4 – песчаник.

Рациональной для алмазных коронок диаметром 59 мм оказалась энергия удара 15 Дж, для коронок диаметром 76 мм – 20 Дж.

Оптимальная частота ударных импульсов $n_{уд}$, передаваемых породе, при вращательно-ударном бурении должна быть равна частоте циклов разрушения породы резцами.

Частота циклов разрушения породы за один оборот инструмента на забое $n_{ц}$ определится из соотношения длины периметра забоя радиусом R и интервала скола породы передней гранью резца $l_{ц}$ [12]:

$$n_{ц} = \frac{2\pi R}{l_{ц}}.$$

Оптимальная частота ударных импульсов при принятом условии равенства частоте циклов разрушения породы резцами будет определяться из зависимости

$$n_{\text{уд}} = \frac{\omega n_{\text{ц}}}{n_{\text{р}}} = \frac{2\pi R \operatorname{tg} \gamma_{\text{ск}}}{h_{\text{л}} n_{\text{р}}} \omega, \quad (1.2.)$$

где $h_{\text{л}}$ – глубина борозды разрушения резцом, м; $n_{\text{р}}$ – число активно работающих резцов в линии резания на торце коронки; $\gamma_{\text{ск}}$ – угол скалывания породы резцом, град.

Из формулы 1.2. следует, что оптимальная частота ударов по забою пропорциональна частоте вращения инструмента, а значит, при повышении частоты вращения бурового инструмента частота ударных импульсов должна повышаться в равной степени. Действительно, опыт вращательно-ударного бурения свидетельствует, что с увеличением частоты вращения инструмента при постоянной частоте ударов эффективность наложения ударных импульсов снижается: рост механической скорости бурения при частоте вращения 300 мин^{-1} составил 1,5–2,0 раза, а при частоте вращения $1\,000 \text{ мин}^{-1}$ – только 1,1–1,3 раза.

Рациональная частота вращения бурового инструмента с учетом абсолютного значения механической скорости бурения и ресурса инструмента, возможно, заключена между приведенными значениями частот вращения 300 и $1\,000 \text{ мин}^{-1}$.

При известной частоте ударов $n_{\text{уд}}$, реализуемой гидроударником, которая может варьировать в пределах $2\,500$ – $3\,500$ ударов в минуту, важно определить рациональную частоту вращения бурового инструмента. С учетом зависимости для расчета числа активно работающих резцов $n_{\text{р}}$ из зависимости 1.2. получим

$$\omega = \frac{n_{\text{уд}} N_0 h}{2\pi R \operatorname{tg} \gamma_{\text{ск}}} \quad (1.3.)$$

где N_0 – число резцов в линии резания на торце коронки (средняя линия торца матрицы на расстоянии от центра торца, равном R); h – глубина внедрения резца в породу.

Из приведенной зависимости следует, что для эффективной реализации вращательно-ударного алмазного бурения на высоких частотах вращения бурового инструмента следует применять забойные ударные машины, реализующие максимально возможные частоты ударов. Резерв повышения эффективности определяется также повышением глубины внедрения резцов в породу. Поэтому лучшие результаты бурения могут быть получены при использовании алмазного инструмента с заданным увеличенным выпуском резцов. Более высокой оптимальная частота вращения будет при бурении импрегнированными коронками, так как существенно возрастает число работающих резцов.

Результаты алмазного вращательно-ударного бурения в ПГО «Севзапгеология» (данные И. С. Афанасьева и др.) свидетельствуют, что лучшие результаты по механической скорости бурения получены при частотах вращения 300–780 мин⁻¹, при этом интенсивность роста механической скорости бурения импрегнированными коронками оказалась выше, чем при бурении однослойными. В то же время эффект применения высокочастотных гидроударников ГВ-6 и Г-59В снижается при использовании однослойных коронок с более крупными алмазами.

Осевая нагрузка при вращательно-ударном бурении играет не меньшую роль, чем частота вращения, и должна подбираться наряду с частотой вращения. Для месторождений Северо-Запада по результатам буровых работ определено, что при частоте вращения инструмента 430 мин⁻¹ оптимальными для однослойных коронок будут осевые нагрузки 1 200–1 600 даН, а для импрегнированных – 1 100–1 800 даН.

При алмазном вращательно-ударном бурении на забой необходимо подавать пониженное количество промывочной жидкости, соответствующее требованиям бурения алмазным инструментом. В то же время для работы гидроударника требуется значительное количество промывочной жидкости, существенно превышающее нужное количество по условию эффективного разрушения породы алмазным инструментом.

Для уменьшения количества поступающей на забой промывочной жидкости в корпусе кернорвателя сверлят отверстия или применяют специальные делители потока промывочной жидкости.

Максимальный эффект от применения вращательно-ударного бурения в различных производственных организациях получен при бурении твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, при разрушении которых алмазными коронками имеет место заполирование алмазов: механическая скорость возрастает на 30–40 %, углубление за рейс увеличивается на 15–25 %, ресурс коронок повышается на 35–50 %, выход керна возрастает с 70 до 80–90 %, снижается интенсивность естественного искривления скважин.

1.7.3. Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения

Интенсификация процесса разрушения горных пород наложением ударных импульсов возможна и при бурении шарошечными долотами. Особенно оправдано применение ударных забойных машин при бурении достаточно твердых горных пород, для разрушения которых требуется значительная осевая нагрузка на долота.

Опыт применения (по данным А. Т. Киселева и В. Г. Кардыша) гидроударных забойных машин показал, что вследствие роста удельных контактных напряжений в породе при бурении горных пород VII–XII категорий по буримости при осевой нагрузке 15–20 кН и частоте вращения 280–430 мин⁻¹ средний ресурс двухшарошечных долот диаметром 76 мм возрос вследствие применения высокочастотных гидроударников с 11 до 19 м, а скорость бурения увеличилась с 3,4 до 4,8 м/ч.

При этом достигнут более значительный рост показателей при бурении трехшарошечными долотами в сравнении с двухшарошечными, что подтверждает вывод о влиянии на эффективность разрушения породы прежде всего контактного напряжения, которое существенно возрастает при наложении ударного импульса. У трехшарошечных долот, как известно, площадь контакта вставок с породой забоя несколько выше, чем у двухшарошечных, а значит, роль дополнительной ударной нагрузки оказалась более значительной.

Применение гидроударников при бурении шарошечными долотами позволяет бурить на пониженных осевых нагрузках, но с более высокой механической скоростью, что в результате и сказывается на ресурсе долот.

При бурении шарошечными долотами в режиме вращательно- ударного бурения отмечено, что с повышением частоты вращения бурового инструмента эффективность разрушения породы снижается, т. е. остается справедливой закономерность, отмеченная ранее для вращательно- ударного бурения алмазным инструментом.

В зависимости от диаметра долот рекомендуются для использования гидроударники с различной энергией удара: для бурения долотами диаметром 59 мм подходят высокочастотные ударные машины с энергией удара 15 Дж, для долот диаметром 76 мм гидроударники со средней частотой удара и энергией удара 60–80 Дж, а при бурении долотами диаметром 93 мм целесообразно использование гидроударников с высокой энергией и малой частотой ударного импульса.

Таким образом, для бурения долотами больших размеров более подходит ударно-вращательный способ бурения, при котором преобладает ударное разрушение горной породы над режимом вращательного бурения.

1.7.4. Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения

Ударно-вращательный способ бурения – способ разрушения горных пород ударными нагрузками, под действием которых происходит скалывание и дробление породы, а осевая нагрузка на инструмент и вращение бурового инструмента исполняют вспомогательную роль, обеспечивая процесс ударного разрушения породы.

Он применяется при бурении скважин погружными пневмоударниками и шпуров в твердых горных породах перфораторами.

Ударно-вращательный способ характеризуется высокими значениями энергии удара (не менее 40 Дж), малыми значениями частоты вращения бурового инструмента ($10\text{--}60\text{ мин}^{-1}$) и осевой нагрузки (300–600 даН на инструмент диаметром 59–105 мм).

Вращение инструмента в сочетании с частотой ударов обеспечивает определенную схему поражения забоя (расстояние между ударами вставок о породу), которая может быть эффективной только при определенном соотношении частот удара и вращения.

Привод вращения бурового инструмента при реализации ударно- вращательного бурения может быть:

- от бурового станка, т. е. за счет вращения всей бурильной колонны;
- поворотного механизма, обеспечивающего поворот долота во взаимодействии с циклом ударных нагрузок;
- возможно вращение колонны забойным гидродвигателем.

Осевая нагрузка при этом способе бурения носит вспомогательный характер и должна обеспечивать не внедрение резцов инструмента в породу, как это происходит при вращательном способе бурения, а постоянный контакт долота или коронки с забоем.

Результаты экспериментов, приведенные в, показывают, что при малых значениях энергии удара статическая осевая нагрузка способствует снижению энергоемкости разрушения, однако дальнейшее повышение энергии удара приводит к преобладающему влиянию на процесс разрушения динамической силы и влияние статической нагрузки становится несущественным (рис. 1.69).

Очевидно, что при ударно-вращательном бурении значительный недостаток осевого усилия приведет к отскакиванию долота от забоя и эффект передачи ударного импульса будет снижен.

Чрезмерная осевая нагрузка приводит к тому, что породоразрушающие вставки будут находиться в постоянно заглубленном в породу положении, а это не позволит реализовать задаваемую вращением инструмента эффективную схему поражения забоя между ударами. В то же время высокая осевая нагрузка и задавливание резцов в породу при наложении мощного ударного импульса приводят к разрушению породоразрушающих вставок.

При ударно-вращательном бурении крайне важна схема поражения забоя породоразрушающими вставками бурового инструмента.

В представлены результаты оценки влияния схемы нанесения ударов по забою клиновидными (острым и притупленным, рис. 1.70, *а, б*) инденторами. Эти исследования важны при обосновании параметров технологии ударно-вращательного бурения, в частности частоты вращения инструмента.

При рассмотрении трех схем поражения забоя (рис. 1.70, *а, б, в*) установлено, что минимальная энергоемкость разрушения достигается при реализации второй схемы поражения забоя острым индентором.

Результаты исследований приведены в табл. 5. Анализ данных показывает, что энергоемкость разрушения снижается при нанесении ударов по подготовленному и предварительно ослабленному забою. В этих условиях будут достаточно эффективны острые инденторы.

При радиальном равномерном размещении резцов на торце коронки или долота вторая схема поражения забоя (рис. 1.70) может рассматриваться как основная при обосновании параметров режима бурения.

Таблица 1.4.

Энергоемкость разрушения породы при различных схемах поражения забоя

Форма торца индентора	Энергоемкость разрушения, Дж/см ³		
	Схема поражения забоя на рис. 1.70, <i>а</i>	Схема поражения забоя на рис. 1.70, <i>б</i>	Схема поражения забоя на рис. 1.70, <i>в</i>
Притупленный клин	2 000	260	370
Острый клин	400	160	280

Обязательным условием осуществления рациональной схемы нанесения ударов является смещение (отставание) ударов от предыдущих на определенное расстояние. Это, прежде всего, связано с тем, что вследствие вращения инструмента удар по забою наносится не под прямым углом, а с некоторым отклонением (косой удар). Именно поэтому для рационального использования энергии удара следует обеспечивать некоторое смещение центра удара, а расстояние K от следа первого удара может составлять 0,6–0,75.

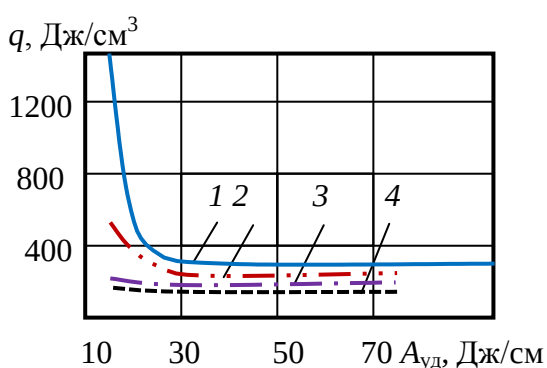


Рис. 1.69. Зависимости энергоемкости разрушения q притупленным клином от энергии удара $A_{уд}$ при различных значениях статической нагрузки: 1 – 0,1 кН/см; 2 – 1 кН/см; 3 – 3,3 кН/см; 4 – 6,7 кН/см

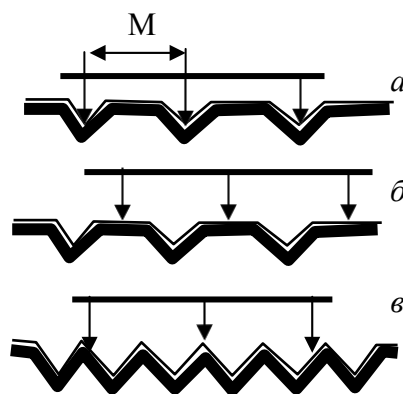


Рис. 1.70. Схемы нанесения ударов в плоскости забоя ($M = 16$ мм):
а – лунки не взаимодействуют друг с другом; *б* – повторные удары наносятся между лунками; *в* – удары по разрушенному забою

На рис. 1.71. дана зависимость механической скорости бурения при пневмоударном бурении долотами, вооруженными лезвиями с радиальным расположением от частоты вращения. Из графиков следует, что в диапазоне частот вращения 0–100 мин⁻¹ отмечается 2–3 экстремальных значения. Представленные графики подтверждают наличие рациональной схемы поражения забоя, которая определяется частотой вращения инструмента. Минимальная скорость бурения (точки 2, 2^I) получена при совпадении лунок разрушения с повторным нанесением ударов. Максимальная скорость бурения (точки 1, 1^I, 3, 3^I) получена при нанесении ударов по выступам, расположенным между лунками разрушения.

В случае если породоразрушающие вставки располагаются на торце инструмента не по радиальной схеме, зависимость механической скорости бурения от частоты вращения будет иной, отличной от представленной на рис. 1.72. Поперечное расположение лезвий на торце, а также применение сферических породоразрушающих вставок приводит к тому, что зависимость механической скорости бурения от частоты вращения инструмента получила форму параболы с одним максимумом (рис. 1.73).

При этом характерно, что для менее твердых пород максимум частоты вращения, при котором достигнута наиболее высокая механическая скорость бурения, смещен в сторону больших значений (~ 50 мин⁻¹), а при бурении твердых и крепких пород максимальная скорость бурения получена при малых значениях частоты вращения (~ 30 мин⁻¹). На рис. 1.73 эта закономерность отмечена восходящей стрелкой через вершины максимальных значений графиков скорости бурения.

Зависимость скорости ударно-вращательного бурения от осевой нагрузки определяется тем, что с ее увеличением в начале рейса механическая скорость бурения возрастает, но в течение рейса снижается и тем интенсивнее, чем она выше (рис. 1.74). Эти данные показывают, что чрезмерные осевые нагрузки при ударно-вращательном бурении приводят к более интенсивному разрушению породоразрушающих вставок.

Зависимость скорости бурения от давления сжатого воздуха показывает практически прямопропорциональный рост скорости бурения при повышении давления.

При этом повышение давления сжатого воздуха, например, при бурении бесклапанными пневмоударниками высокого давления фирмы *Atlas Copco* типа *Cop* до значений 2–2,5 МПа приводит к значительному росту механической скорости, предельные значения которой не установлены.

Более высокая скорость бурения достигается в более твердых гранитах в сравнении с существенно менее твердым известняком.

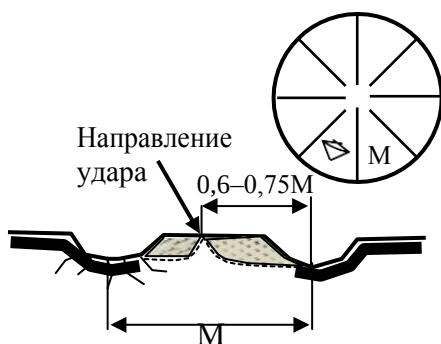


Рис. 1.71. Схема поражения забоя при ударно-вращательном бурении.

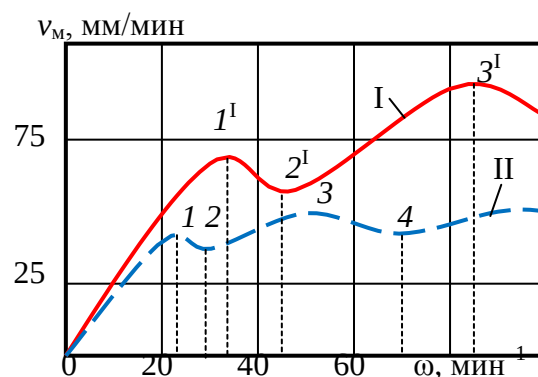


Рис. 1.72. Зависимость механической скорости бурения от частоты вращения:
I – известняк VII категории по буримости; II – кварцит X категории по буримости

Пневмоударники типа *Cop 32*, *Cop 42*, *Cop 52*, *Cop 62* предназначены для бурения скважин диаметром 85–165 мм, в том числе по технологиям *OD*, *ODEX* и *DEPS*.

OD, *ODEX*, *DEPS* – системы ударно-вращательного бурения по валунно-галечникам с одновременным креплением ствола скважины обсадной колонной компании *Atlas Copco*: *OD*(*over drilling*) – погружной пневмоударник инициирует удары как по вращаемой обсадной колонне с породоразрушающим башмаком, так и внутренней бурильной колонне;

ODEX (*over drilling excentrics*) – усовершенствованная система *OD*, в которой происходит бурение расширенного ствола скважины специальным эксцентричным долотом и одновременное его крепление обсадной колонной;

DEPS – удары по обсадной и бурильной колонне наносятся двумя различными пневмоударниками, что удваивает ударную мощность системы и позволяет бурить более глубокие скважины.

Забойные ударные машины *Cop 32* работают при давлении воздуха 0,6–1,2 МПа с частотой 1 300–1 650 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 85–100 мм. Пневмоударники *Cop 42* работают при давлении 0,6–2,5 МПа с частотой ударов 1300–2100 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 105–125 мм.

В настоящее время ударно-вращательное бурение пневмоударниками высокого давления является наиболее производительным из всех существующих механических способов бурения.

Этот способ бурения становится все более популярным при выполнении геологоразведочных работ, что объясняется его более низкой стоимостью. В то же время шламовая проба не может по качеству быть сопоставима с керном, но в настоящее время техника бурения и техническое оснащение методов оценки пробы достаточно усовершенствованы и соответствуют требованиям геологической службы.

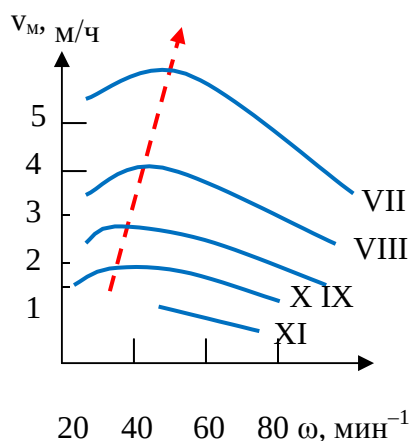


Рис. 1.73. Зависимость скорости бурения от частоты вращения снаряда в породах различной категории по буримости долотами с поперечно-радиальным расположением вставок на торце.

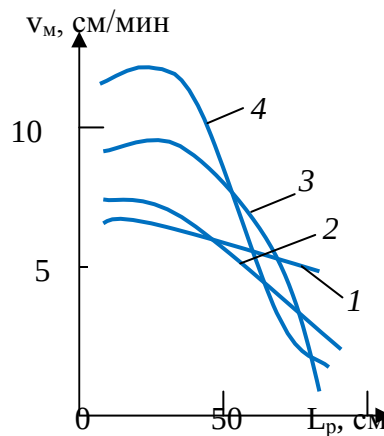


Рис. 1.74. Зависимость скорости бурения от длины рейса при частоте вращения снаряда 40 мин⁻¹ и различных осевых нагрузках: 1, 2, 3, 4 – осевая нагрузка 5, 10, 15 и 20 кН соответственно.

На сегодняшний день в таких странах, как США, ЮАР, Австралия, в силу сложившихся тенденций значительная часть скважин бурится с опробованием, которое основывается на комбинированном варианте: до рудной зоны бурение ведется с обратной циркуляцией очистного агента с отбором шламовой пробы, а по рудной зоне производится отбор керна.

Таким образом, ударно-вращательное бурение получает все большее распространение при проведении геологоразведочных работ, появляются новые мощные забойные машины и инструменты, совершенствуется технология бурения и методика опробования по шламу.

С повышением глубины скважины вследствие увеличения сопротивлений и давления воздуха скорость бурения снижается. Например, при повышении глубины скважины от 100 до 200 м скорость бурения снизилась на 35 %. Поэтому с глубиной снижается производительность бурения пневмоударниками, наблюдается намокание шлама и образование сальников, осложнены условия опробования вследствие влияния подземных вод.

При этом важно подчеркнуть, что эффективность пневмоударного бурения в слабообводненных породах снижается, если используется низкое давление воздуха в пределах 0,3–0,5 МПа. При бурении пневмоударниками высокого давления подобные проблемы могут возникнуть только при значительной (более 500 м) глубине скважин в связи со снижением давления подаваемого воздуха вследствие роста аэродинамических сопротивлений с глубиной скважины, что ведет к ухудшению выноса шлама, образованию сальников и осложнениям при подъеме инструмента.

Одним из средств борьбы с осложнениями в этих условиях является применение воздуха с добавками поверхностно-активных веществ (ПАВ).

В то же время известно, что применение смеси воздуха и ПАВ дает снижение механической скорости бурения вследствие падения ударной мощности забойной машины. Например, при расходе ПАВ в пределах 5–6 л/мин с изменением концентрации в растворе от 0,5 до 4 % скорость бурения понижается незначительно (в пределах 10 %), а при повышении концентрации ПАВ до 5 % и более ведет к снижению механической скорости на 25–35 %.

Других особенностей бурения с ПАВ, которые бы могли повлиять на выбор параметров режима бурения, в практике не отмечено.

1.7.5. Разрушение горных пород при ударном способе бурения

Ударный способ разрушения горных пород относится к наиболее древним. В настоящее время он реализуется при проведении геологоразведочных работ как ударно-канатный и ударно-забивной. Ударно-канатный способ бурения чаще всего применяют при разведочных работах на россыпных месторождениях, а ударно-забивной – при бурении всухую рыхлых и мягких пород с целью получения качественной пробы.

Различают также ударно-штанговое бурение, которое вместе с ударно-канатным относится к ударно-поворотному способу бурения.

Породоразрушающие инструменты, применяемые при ударно-канатном бурении имеют клиновидную форму рабочей торцевой поверхности (рис. 1.75, а, б, в). Основными элементами таких долот являются лезвие 1, щеки 2, корпус 3 и резьбовая головка 4 для присоединения к буровому снаряду.

Лезвие долота имеет следующие параметры:

- угол приострения α ;
- длину, которая определяет диаметр скважины;
- форму, которая может быть плоской (рис. 1.75, а), вогнутой (рис. 1.75.б) или дугообразной (рис. 1.75, в).

У долот может быть различным и количество лезвий: у плоских долот одно лезвие,

крестовых – два пересекающихся лезвия, двутавровых – одно основное и два дополнительных по краям и др.

Усилия, разрушающие породу при ударном бурении, носят динамический характер, а разрушение происходит за счет дробления, смятия и скалывания породы.

При внедрении лезвия долота в твердую хрупкую породу под его торцом она дробится, а разрушенная вытесняется из под торца долота. Разрушение породы определяется влиянием ряда факторов, таких как сила удара P_d , количество ударов m , наносимых по забою, величина угла поворота долота после каждого удара.

Внедрение бурового инструмента в породу сопровождается образованием четырех зон разрушения (рис. 1.76) [26]. Величина и соотношение этих зон зависят от свойств породы, определяющих ее способность разрушаться под действием ударного импульса, формы лезвий долота и их числа, величины ударного импульса и др.

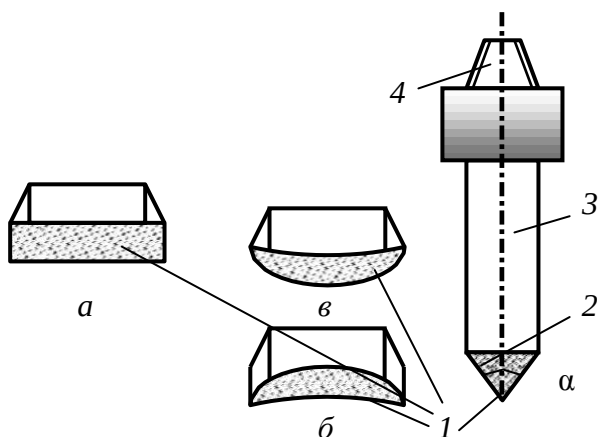


Рис. 1.75. Долото для ударного бурения:
а – плоское; б – вогнутое; в – дугообразное

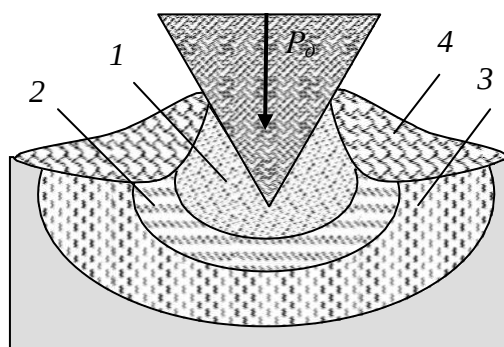


Рис. 1.76. Схема внедрения бурового инструмента в породу:
1 – зона дробления; 2 – зона разрушения;
3 – зона трещинообразования; 4 – зона скола.

1.8. Взрывное разрушение

1.8.1. Понятие о взрыве

Взрывные работы широко применяют в геологоразведочном деле и при добыче полезных ископаемых. Взрывным способом создают котлованы, дамбы, плотины, дороги и другие сооружения, при которых применяют взрывы на сброс или выброс. Особое место занимают взрывные работы при проведении горноразведочных работ.

В геологоразведке взрывные работы применяют при сейсморазведке для возбуждения упругих волн, по скорости распространения которых определяют свойства горных пород, выделяют геологические структуры и наличие залежей углеводородов и других полезных ископаемых.

Взрывным способом ликвидируют аварии при бурении скважин, повышают дебит газа и нефти за счет увеличения трещиноватости пластов. Взрывные работы используют при тушении пожаров.

При проведении горноразведочных горных выработок взрыванием обеспечивается формирование канав и разрушение породы (отбойка) в забое горной выработки.

Технология разрушения горных пород взрывом существенно усовершенствовалась при появлении короткозамедленного взрывания.

Взрывные работы характеризуются высокой производительностью и экономичностью, поэтому они нашли широкое применение при проведении горно-разведочных выработок, особенно для разрушения твердых горных пород.

Впервые задача физической сущности взрыва была исследована М. В. Ломоносовым, в работе «О природе и рождении селитры» в 1748 г. Им дано определение взрыва как очень быстрого выделения значительного количества энергии и большого объема газов.

В современной интерпретации взрыв – процесс сверхзвукового физического или химического превращения взрывчатого вещества за счет прохождения по нему детонационной волны, сопровождающейся переходом потенциальной энергии этого вещества или продуктов его превращения в кинетическую.

Взрывчатым веществом называют смеси и химические соединения, способные под влиянием внешнего воздействия (нагрева, удара, трения) взрываться, т. е. чрезвычайно быстро превращаться в другие соединения с образованием большого количества тепла и газов.

Таким образом, взрыв, взрывчатое превращение – это быстро протекающая в веществе химическая реакция, сопровождающаяся образованием большого количества газов и значительным выделением тепла, в результате чего газы нагреваются до высокой температуры, а в месте нахождения взрывчатого вещества развивается высокое давление. Взрывчатое вещество применяют в зарядах, под которыми понимают определенную массу вещества, подготовленную к взрыву.

Скорость взрывчатого разложения внутри заряда взрывчатого вещества может быть разной и в значительной степени определяет разрушительное действие взрыва на окружающую среду.

По характеру воздействия на горную породу взрывчатые вещества делятся на две группы:

- бризантные;
- метательные (пороха).

Среди бризантных взрывчатых веществ в особую группу выделяют обладающие высокой чувствительностью инициирующие вещества, которые применяют в качестве средств инициирования (детонаторы).

Промышленные взрывчатые вещества предназначены для дробления, разрушения и перемещения горных пород.

Существуют три формы химических превращений взрывчатых веществ:

- медленное химическое превращение;
- горение;
- детонация.

Медленное химическое превращение протекает при низких температурах по всему объему вещества.

При горении передача тепла от слоя к слою происходит в результате теплопроводности. Скорость горения может быть от долей сантиметра до десятков метров в секунду.

Взрыв, распространяющийся с постоянной и высокой скоростью, называют детонацией. При детонации энергия по заряду взрывчатого вещества распространяется со скоростью 2–8 тысяч в секунду.

Быстрое химическое и физическое превращение вещества, сопровождается мгновенным переходом потенциальной энергии в тепловую, резким повышением давления на окружающую среду и звуковым эффектом. По своей природе взрывы делятся на:

- физические, которые приводят только к физическим преобразованиям веществ, например беспламенное взрывание с помощью сжатого воздуха;

- химические, при которых наблюдаются быстрые химические реакции с выделением тепла;
- ядерные, в основе которых реакции деления ядер вещества с образованием новых элементов.

При взрывных работах на горных предприятиях применяют химические взрывы.

Физическая сущность детонации. Ударная волна характеризуется резким скачкообразным изменением параметров вещества – давления, плотности, температуры и скорости. Поэтому детонационная волна от ударной отличается тем, что за фронтом ударной волны идет зона химической реакции, где выделяется энергия взрывчатого превращения, часть которой расходуется на поддержание устойчивого распространения детонации.

Промежуточным между горением и детонацией является взрывное горение, которое от основных форм отличается непостоянством скорости. Формы взрывчатого превращения в зависимости от условий могут переходить одна в другую (горение в детонацию и наоборот). Порохам присуще сравнительно медленное разложение в форме горения, поэтому они оказывают на внешнюю среду преимущественно метательное действие.

Ударная волна, проходящая по взрывчатому веществу, сжимает и разогревает его, вызывая химическую реакцию. Реакция сопровождается выделением большого количества тепла, которое трансформируется в энергию сжатых газов и передается в головную ударную волну, компенсируя потери ее энергии на сжатие вещества (рис. 1.77).

При этом начинается химическая реакция и давление достигает максимального значения $p_{\max}$ при объеме $V_{\min}$. Реакция развивается с выделением тепла и расширением продуктов взрыва, давление при этом падает, а объем увеличивается. Заканчивается реакция в точке N на ударной диабате продуктов взрыва, называемой точкой Чепмена–Жуге, с параметрами $p_{\text{ж}}$ и $V_{\text{ж}}$. При этом прямая 2 соединяет параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции.

Вещество в детонационной волне последовательно проходит все состояния по прямой ANM . Участок AN соответствует зоне сжатия в ударной волне, участок NM – зоне химических реакций.

По гидродинамической теории детонации взрывчатое вещество характеризуется ударной адиабатой 1, а конечные продукты – адиабатой 3. Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет 10^{-6} – 10^{-7} с.

Скорость детонации $\Omega_{\text{д}}$, скорость движения продуктов взрыва $\Omega_{\text{п}}$ и скорость звука в продуктах взрыва C связаны соотношением $\Omega_{\text{д}} = \Omega_{\text{п}} + C$.

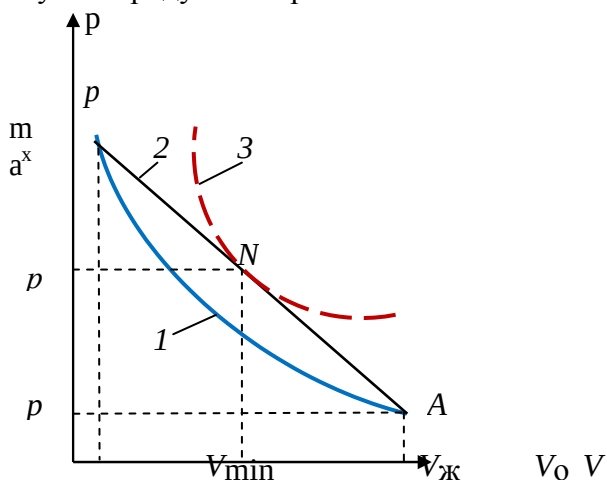


Рис. 1.77. Изменение состояния взрывчатого вещества в детонационной волне

1.8.2. Механизм разрушения пород взрывом

В результате взрывного разрушения за счет высокой скорости приложения нагрузки и деформирования среды образуется множество трещин в отличие от статического разрушения, для которого характерно образование единичных трещин.

В безграничной среде, где влияние свободной поверхности мало, взрывное разрушение протекает двустадийно.

Первичное разрушение происходит на динамическом фронте дробления – поверхности, где достигается предельное упругое состояние среды и образуются макротрещины по двум механизмам: сколом – при достижении предельных сдвиговых напряжений (в ближней к центру взрыва зоне, где напряжения сжимающие), отрывом – при достижении прочности на отрыв (в дальней зоне, где действуют растягивающие напряжения). Преобладающая масса среды на фронте дробления разрушается отрывом, так как прочность на сдвиг в хрупких средах и горных породах значительно превосходит прочность на отрыв. В результате образуется зона радиальных трещин.

Вторичное разрушение протекает при последующем сдвиговом деформировании нарушенной среды. Оно преобладает около взрывной полости, где деформации имеют наибольшее значение, являются основной причиной переизмельчения среды и бесполезных тепловых потерь энергии, обусловленных внутренним трением в разрушенной среде. Трещины при вторичном взрывном разрушении ориентированы беспорядочно. Это так называемая зона дробления. Влияние вторичного дробления растет с деформацией, поэтому его наибольший вклад будет в случае сильного взрыва (ядерного), когда степень деформирования существенно возрастает по сравнению с химическим взрывчатым веществом.

Размер зоны дробления R существенно зависит от интенсивности взрывного источника. Если начальное давление продуктов взрыва близко к прочности на сжатие, зона дробления может вообще отсутствовать. В этом случае преобладает разрушение отрывом, а зона радиальных трещин начинается от взрывной полости.

При взрыве вблизи свободной поверхности массива описанный механизм разрушения дополняется отколом – разрушением путем отрыва под действием растягивающих радиальных напряжений, возникающих при отражении взрывной волны от свободной поверхности (рис. 1.78). При отколе трещины ориентированы в основном параллельно свободной поверхности. Максимальная глубина зоны откольного разрушения не превышает половины длины фазы сжимающих напряжений взрывной волны.

Качество взрывного разрушения характеризуется распределением кусков по размеру. При взрыве в однородной среде (без начальной трещиноватости) установлена чёткая корреляция между механизмом разрушения и гранулометрическим составом разрушенной среды. Первичное разрушение приводит к образованию в горной массе примерно равного количества кусков различного размера, при вторичном разрушении большая часть кусков имеет приблизительно одинаковый размер.

В реальных горных породах всегда существуют дефекты (неоднородности) различного масштаба – от естественной трещиноватости массива до дислокаций в зернах минералов, которые приводят к зарождению трещин и определяют гранулометрический состав разрушенной взрывом горной породы. Преимущественное влияние тех или иных неоднородностей зависит от величины действующих напряжений и проявляется дифференцированно в зависимости от расстояния от центра взрыва и интенсивности взрывного источника. Около взрывной полости, где действуют максимальные напряжения, разрушению могут подвергаться даже самые прочные минералы, входящие в горную породу. Наибольшее влияние на формирование гранулометрического состава оказывают макро- и микротрещиноватость и слоистость.

Например, при слабом взрыве в породе с чётко выраженной блочной структурой

гранулометрический состав определяется в основном начальной системой трещин. На взрывное разрушение, т. е. на создание новых поверхностей в массиве, расходуется около 1 % от всей энергии взрыва.

Если взрыв производят в слоистых породах в направлении, перпендикулярно слоям, то сдвиг породы происходит вдоль слоев, а отрыв перпендикулярно к слоям. Так как предел прочности на сдвиг будет минимален в направлении вдоль слоев, то минимальная энергоемкость разрушения будет тогда, когда сдвиг происходит вдоль слоистости.

Управление разрушающим действием взрыва состоит в возможном регулировании среднего размера куска и набора фракций. С этой целью применяют короткозамедленное и буферное взрывание.

Для разрушения горных пород взрывом в практике геологоразведочных работ используют шпуровые, скважинные, котловые, камерные и накладные заряды.

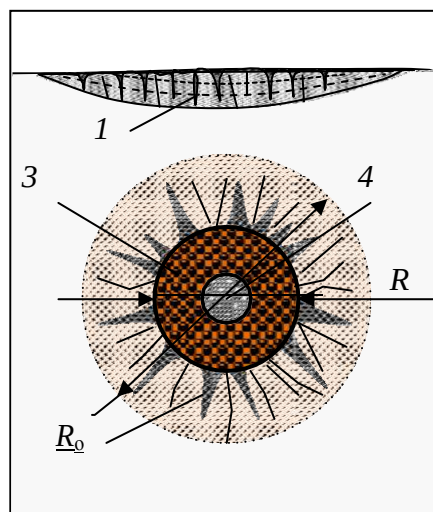


Рис. 1.78. Схема зон взрывного разрушения: 1 – откольного; 2 – радиальных трещин; 3 – дробления; 4 – полость.

Шпуровые заряды выполняют размещением взрывчатого вещества в шпуре (рис. 1.79.). Длина заряда может составлять до 2–3 м при диаметре 32 или 40 мм. Шпур заполняется на $\frac{2}{3}$ – $\frac{3}{4}$ длины взрывчатым веществом – патронированным или россыпным 1, а оставшая часть забойкой 2 (специальной пробкой или породой). Инициирование взрыва осуществляют при помощи средств взрывания – электродетонаторов 3, соединяемых в схему электропроводом 4.

Для взрывания одиночных зарядов или группы из нескольких зарядов могут применяться огнепроводные шнуры, капсюля-детонаторы и детонирующие шнуры.

В большинстве случаев донные части шпуров после взрывания остаются неразрушенными. Эти части носят название «стаканов», а отношение полезной длины шпура к его полной длине называется коэффициентом использования шпура (КИШ). Величина этого коэффициента составляет 0,8–0,9.

Для повышения коэффициента полезного действия взрыва (КИШ) следует использовать наиболее плотную забойку шпура, а также инициировать взрыв в направлении от дна шпура (обратная схема инициирования), рис. 1.79.

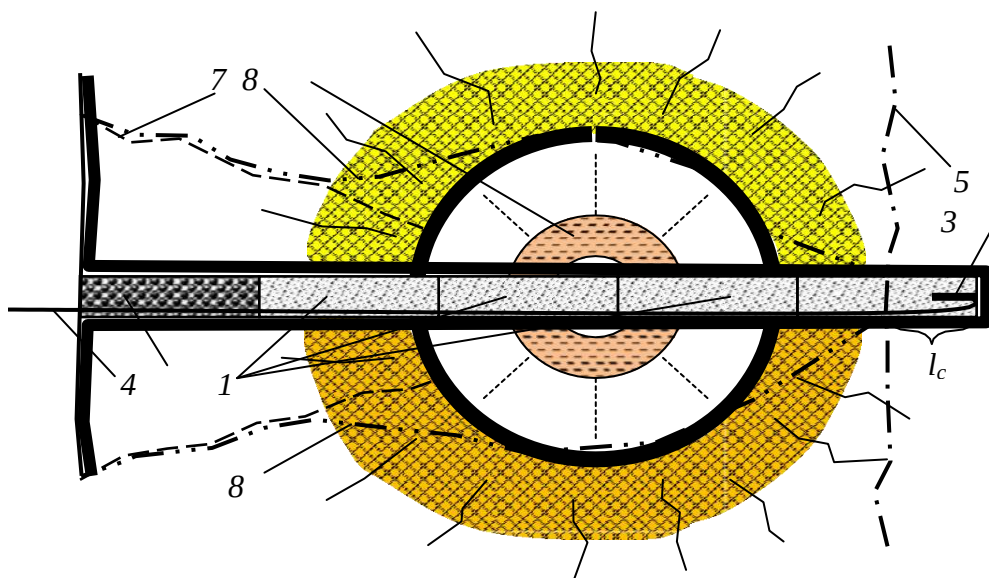


Рис. 1.79. Схема шпурового заряда и его действия при отбойке породы в забое горной выработки: 1 – патроны взрывчатого вещества; 2 – забойка шпура; 3 – электродетонатор; 4 – провод для соединения электродетонаторов; 5 – линия отрыва породы при взрыве группы шпуров в забое выработки; 6 – центр взрыва с расходящимися от центра зонами раздробленной и разбитой трещинами породы; 7 – линия отрыва породы; 8 – линия разрушенной породы в случае взрывания одного заряда; l_c – длина «стакана».

Действие взрыва приводит к дроблению и распространению трещин в породе в направлении от центра взрыва 6. Направление действия взрыва определяется наличием свободной поверхности, к которой распространяются трещины отрыва 7. При взрыве одного заряда образуется достаточно узкая полость, контур которой примерно соответствует линии 8. Взрыв всех шпуров, входящих в систему отбойки породы, приводит к отделению породы по линии 5.

Шпуровые заряды позволяют производить сравнительно равномерное дробление породы и применяются в самых разнообразных горно-геологических условиях.

Метод скважинных зарядов заключается в том, что во взрываемой породе бурят скважину (глубина более 5 м и диаметр более 75 мм), в которую помещают удлиненные заряды. Этот метод применяют при выполнении взрывных работ на карьерах, когда глубина шпуров недостаточна для размещения нужного количества взрывчатого вещества или если требуется получить большое количество равномерно раздробленной породы. При заряджании скважины для повышения эффективности взрыва более мощные взрывчатые вещества, если применяют взрывчатку различных сортов, рекомендуется помещать в нижней части скважины.

Метод котловых зарядов состоит в том, что шпур или скважину над забоем путем многократного взрывания в них небольших зарядов взрывчатых веществ расширяют до образования камеры, близкой по форме к шару. В эту камеру (котел) после очистки ее от разрушенной породы помещают расчетный заряд взрывчатого вещества для основного взрывания. Операции по получению котлов называют простреливанием шпуров или скважин, а шпур или скважину с котлом в призабойной части – котловым шпуром или котловой скважиной.

Метод котловых зарядов применяется тогда, когда расчетный заряд при заданных глубине шпура или скважины не может поместиться в шпуре или скважине и в тех случаях, если линия сопротивления породы (расстояние от центра заряда до поверхности)

настолько велика, что заряд взрывчатого вещества не в состоянии его преодолеть без концентрации заданного объема взрывчатки.

Метод камерных зарядов заключается в том, что отбойка породы производится путем взрывания сосредоточенных зарядов большой величины (до нескольких десятков и даже сотен тонн), которые помещают в специальные горные выработки, называемые зарядными камерами или просто камерами.

Накладные заряды применяют для разрушения крупных обломков, глыб, больших камней путем наложения взрывчатого вещества непосредственно на объект.

Кроме перечисленных методов взрывания различают еще взрывание на выброс, сброс и др.

Наиболее часто при проведении горноразведочных выработок для разрушения породы применяют шпуровые заряды. Принятые схемы расположения шпуров в забое должны обеспечить отрыв породы в забое выработки в соответствии с ее проектным контуром, а также равномерное дробление породы.

Эффективность буровзрывных работ зависит от количества и схемы расположения шпуров в забое. По назначению шпуры делятся на врубовые, вспомогательные, оконтуривающие.

Врубовые шпуры предназначены для предварительного образования вруба (углубления) с целью создания дополнительных плоскостей обнажения в массиве породы в пределах контура выработки. Врубовые шпуры взрываются первыми, создавая поверхность обнажения, в направлении которой отбивают породу вспомогательные, а затем и оконтуривающие шпуры. Вспомогательные шпуры служат для расширения выемки, образованной при взрывании врубовых шпуров. Применяются вспомогательные шпуры при проходке выработок большого поперечного сечения.

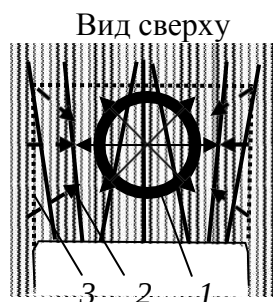


Рис. 1.80. Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (шпуры 1–6): 1 – очаг взрыва врубовых шпуров; 2 – направление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; 3 – контур отбитой, в результате взрывания шпуров, породы.

Оконтуривающие шпуры служат клиновым врубом, форма которого и расположение заданы с учетом условий залегания горных пород и отбойки породы до пределов проектного контура сечения выработки. Поэтому располагаются они по периметру выработки и взрываются с задержкой последними.

Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (рис. 1.80) применяется при вертикальной слоистости горных пород, когда слоистость совпадает с направлением продвижения горной выработки или в случае разрушения равномернозернистой породы. Для образования клинового вруба бурят четное количество врубовых шпуров, которые располагают в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.

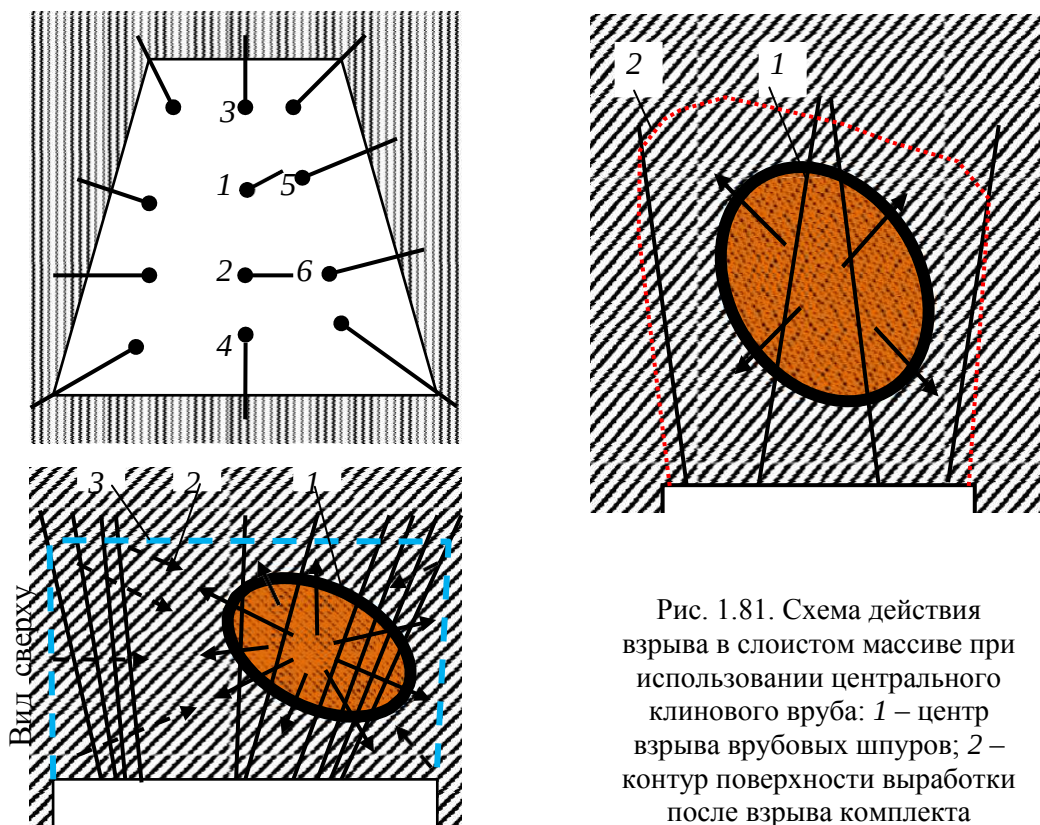


Рис. 1.81. Схема действия взрыва в слоистом массиве при использовании центрального клинового вруба: 1 – центр взрыва врубовых шпуров; 2 – контур поверхности выработки после взрыва комплекта шпуров.

При взрывании шпуров первыми приводят в действие врубовые шпуры, взрыв которых создает полость в центральной части массива породы 1 (рис. 1.81). Вслед за врубовыми шпурами с замедлением 0,1–0,2 сек. производят взрывание вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При взрыве оконтуривающих шпуров порода отбивается в направлении центра взрыва врубовых шпуров 2. В результате взрывания всего комплекта шпуров образуется новая поверхность горной выработки 3.

В ряде случаев после взрывания врубовых шпуров и замедления взрывают вспомогательные шпуры и только после очередного микрозамедления – оконтуривающие. Последняя схема применяется в случае проходки горных выработок большого сечения.

В случае если при вертикальном расположении слоев горной породы они пересекают выработку под углом со стороны правой стенки, вруб направляется в сторону правой же стенки выработки, т. е. в направлении слоев горных пород. Данная схема расположения вруба позволяет направить энергию взрыва в массив породы с наибольшей прочностью, поскольку порода в этом случае более деформируема, активнее разрушается вкрест слоистости и менее податлива в направлении слоев.

Отмеченная закономерность предопределена анизотропией механических свойств слоистых горных пород, в которых деформации и разрушающие напряжения развиваются неравномерно, а преимущественно в направлении минимальной прочности.

При смещении врубовых шпуров от оси выработки вправо центр взрыва врубовых шпуров 1 смещается от оси выработки также вправо, а взрывание оконтуривающих шпуров с замедлением позволит добиться более равномерного и полного разрушения массива породы перед выработкой и создания новой поверхности выработки в соответствии с проектным контуром 3.

При симметричном же расположении шпуров горная порода со стороны, совпадающей с направлением слоев, будет разрушаться не в полной мере, а с противоположной стороны более интенсивно. В результате не будет сохранено прямолинейное проектное направление горной выработки и нарушена форма ее поперечного сечения.

2. БУРОВОЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ

2.1. Буровые коронки твердосплавные

Буровые коронки являются важнейшей частью бурового оборудования. По характеру рабочей поверхности они делятся на 2 типа: твердосплавные и алмазные. Они используются для вращательного бурения скважин сравнительно небольшого диаметра, например:

- геологоразведочных;
- взрывных;
- шпуров и т.д.

Коронки твердосплавные внешне представляют собой короткий цилиндр с твердосплавными пластинами с одной стороны и резьбой – с другой. Сама коронка изготавливается из стали, а пластины – специального высокопрочного сплава. Каждая коронка рассчитана на бурение породы определенной категории. Очистка забоя в большинстве случаев осуществляется с помощью промывочной жидкости.



Рис. 2.1. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 112.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис.2.2. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 132.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис.2.3. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 151.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис. 2.4. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 172.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 168 мм.



Рис. 2.5. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 76.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис.2.6. Коронка твердосплавная КТ-2 Ø 93.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.7. Коронка твердосплавная М-5 Ø 112.

Применяется при бурении мягких пород до IV категории. Глины, слабосцементированные песчаники, гипсы, ангидриды, глинистые сланцы с прослоями валунно-галечных отложений. Диаметр колонковой трубы 89мм.



Рис.2.8. Коронка твердосплавная СА-4 Ø 112.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 108мм.



Рис.2.9. Коронка твердосплавная СА-4 Ø 132.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис. 2.10. Коронка твердосплавная СА-4 Ø 151.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис. 2.11. Коронка твердосплавная СА-4 Ø 76.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис. 2.12. Коронка твердосплавная СА-4 Ø 93.

Применяется при бурении абразивных, монокристаллических, слабоструктурированных пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириды, диориты, дациты, диопсидомангнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.13. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 112.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис. 2.14. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 132.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириды, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис. 2.15. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 151.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириды, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис.2. 16. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 59.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 57 мм.



Рис. 2.17. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 76.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис.2. 18. Коронка твердосплавная СА-6 Ø 93.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис.2. 19. Коронка твердосплавная CM-5 Ø 112.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис. 2.20. Коронка твердосплавная СМ-5 Ø 132.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис.2. 21. Коронка твердосплавная СМ-5 Ø 59.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 57 мм.



Рис. 2.22. Коронка твердосплавная СМ-5 Ø 93.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.23. Коронка твердосплавная СМ-5 Ø 76.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис. 2.24. Коронка твердосплавная СМ-6 Ø 151.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, серпентиниты, перидотиты. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис.2. 25. Резец РП-3 У 33.00.00.000.

Зуб бара предназначен для усиления твердосплавного вооружения при обсаживании скважины.

2.2. Коронки алмазные импрегнированные

Импрегнированные алмазные коронки предназначены для бурения пород V111-X11 категорий и характеризуются равномерным распределением по всему объему матриц относительно мелких природных или синтетических алмазов. Подобное строение импрегнированной коронки обеспечивает ее эффективность при бурении по твердым породам.



Рис.2.26. Алмазная коронка 02ИЗ, 02И4.

Категория буримости пород V111- X11, малоабразивные, очень крепкие, плотные монолитные, тонкозернистые, скрытокристаллические, абразивные, мелко- и скрытозернистые. Диаметр бурения 36, 46, 59, 76, 93 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис.2.27. Импригнированная буровая коронка 08ИЗ.

Категория буримости пород 1Х-Х1, мало- и среднеабразивные, очень крепкие, плотные монолитные, тонкозернистые, скрытокристаллические, абразивные, мелко- и скрыто-зернистые. Диаметр бурения 46 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2. 28. Импригнированная буровая коронка БИТ.

Категория буримости пород V11-Х, монолитные и среднетрещиноватые. Диаметр бурения 59, 76, 93, 112, 132 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.29. Импригнированная буровая коронка К-01-3.

Категория буримости пород Х-Х1, монолитные, слабо-трещиноватые, мало-абразивные и абразивные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.30. Импригнированная буровая коронка К- 08.

Категория буримости пород V111-X, плотные, средне-трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.31. Импригнированная буровая коронка К-09И2Г.

Категория буримости пород 1Х-Х1, плотные, средне-трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.32. Импригнированная буровая коронка 17ИЗ.

Категория буримости пород V11-X1, монолитные, плотные, среднетрещиноватые, мало- и среднеабразивные. Диаметр бурения 76 мм. Бурение с отбором керна с комплексом КССК-76.



Рис. 2.33. Импригнированная буровая коронка БИТ ССК 59.

Категория буримости пород V11-X, монолитные и среднетрещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.34. Импригнированная буровая коронка 21МЗ.

Категория буримости пород 1Х-Х1, твердые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112, 136, 172, 222 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.35. Импригнированная буровая коронка 23ИЗ.

Категория буримости пород V111-1Х, средне-твердые, твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 59,6; 75,3; 95,6; 122 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.36. Импригнированная буровая коронка 27ИЗ.

Категория буримости пород V111-1Х, средне-твердые, твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 59,6; 76 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.37. Импригнированная буровая коронка 28ИЗ.

Категория буримости пород V111-1Х, средне-твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.38. Импригнированная буровая коронка 28И4.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.39. Импригнированная буровая коронка 26И.

Категория буримости пород V11-Х11, абразивные и трещиноватые. Диаметр бурения 75,3/60,2; 91,8/76; 95,6/76; 117,5/100; 143,5/123,8 мм. Для забуривания или при установке обсадных труб.



Рис. 2. 40. Импригнированная буровая коронка 28И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46/31; 59/42; 76/58; 93/73; 112/92; 151/132 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.41. Импригнированная буровая коронка 29И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/85 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.42. Импригнированная буровая коронка 30И.

Категория буримости пород 1Х-Х1, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3 мм. Бурение сплошным забоем с комплексом ССК.



Рис. 2.43. Импригнированная буровая коронка 32И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.44. Импригнированная буровая коронка 33И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46/31,7 66,8/50,4; 76/57; 76/57,5; 76/61,7; 56/45,2 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.45. Импригнированная буровая коронка 36И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, средней твердости до твердых, слабо абразивные, частично трещиноватые. Диаметр бурения 46/31,7 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.46. Импригнированная буровая коронка 37И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, для крепких и очень крепких пород незначительно разрушенных. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.47. Импригнированная буровая коронка 38И.

Категория буримости пород Х-Х1, для сложных горно-геологических условий, сильно раздробленные или трещиноватые породы. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122 / 85 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.48. Импригнированная буровая коронка 34И КЛМ.

Категория буримости пород V11-Х1, для монолитных, слаботрещиноватых и трещиноватых пород. Диаметр бурения 75,3/40 мм. Бурение с обратной промывкой, гидротранспортом керна с комплексом ССК-НК.



Рис. 2.49. Импригнированная буровая коронка 23И.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/85 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.50. Импригнированная буровая коронка 27И.

Категория буримости пород V11-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46,5/30,3; 56,5/39; 59,6/42; 75,3/56 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.51. Импригнированная буровая коронка K04 КП.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 76/48 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.52. Импригнированная буровая коронка K04.

Категория буримости пород 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 59/35,4; 76 /48 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.53. Импригнированная буровая коронка К-01-3.

Категория буримости пород V111-X1, монолитные, слабо трещиноватые и трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.

2.3. Коронки алмазные однослойные

Алмазы в однослойных коронках располагаются в верхнем слое матрицы. Используются крупные природные и синтетические алмазы, которые обеспечивают высокую скорость проходки и высокую эффективность буровых работ. Алмазы в однослойных коронках располагают по определенной схеме, которая меняется в зависимости от размеров используемых алмазов, что в значительной мере определяет ресурс коронки и скорость бурения.



Рис. 2.54. Однослойная буровая коронка 01A3, 01A4.

Категория буримости пород V11-1X, малоабразивные, монолитные, трещиноватые. Диаметр бурения 36, 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.55. Однослойная буровая коронка 08A3.

Категория буримости пород V11-1X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 46 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2.56. Однослойная буровая коронка 09A3.

Категория буримости пород V11-1X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2.57. Однослойная буровая коронка K16.

Категория буримости пород V1- V111, перемежающиеся. Диаметр бурения 76 мм. Бурение с отбором керна комплексом КССК-76.



Рис. 2.58 Однослойная буровая коронка K01.

Категория буримости пород V11- 1X, плотные слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.59. Однослойная буровая коронка K01-1.

Категория буримости пород V11- 1X, плотные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.60. Однослойная буровая коронка K01-2.

Категория буримости пород V11- 1X, средне трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.61. Однослойная буровая коронка 01КС.

Категория буримости пород V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,76, 93, 112, 132, 151, 245/225 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.62. Однослойная буровая коронка 02КС.

Категория буримости пород V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,76, 93, 112, 132, 151 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.63. Однослойная буровая коронка 01А3СВ.

Категория буримости пород V111, монолитные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.64. Однослойная буровая коронка 01A4CB.

Категория буримости пород V111, монолитные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.65. Однослойная буровая коронка 07КС.

Категория буримости пород V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.66. Однослойная буровая коронка 07КС2.

Категория буримости пород V-V111, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.67. Однослойная буровая коронка 07КС-0.

Категория буримости пород V-V111, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.68. Однослойная буровая коронка К-06.

Категория буримости пород V11-1X, плотные, слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 75,3; 95,6 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.69. Однослойная буровая коронка 07КС-2-0.

Категория буримости пород V11-1X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.70. Однослойная буровая коронка 23А.

Категория буримости пород V111-X, малоабразивные, абразивные, плотные, монолитные, мелко и среднезернистые, трещиноватые. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.71. Однослойная буровая коронка 29А.

Категория буримости пород V111-1X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.72. Однослойная буровая коронка 31А.

Категория буримости пород V111-X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 93, 112 мм. Бурение сплошным зобом.



Рис. 2.73 Однослойная буровая коронка ГБА.

Категория буримости пород V1-V111, абразивные горные породы. Диаметр бурения 215,9/100 мм. Бурение с отбором керна.



Рис. 2.74. Однослойная буровая коронка Б-1.

Категория буримости пород V1-1X, резко перемежающиеся горные породы. Диаметр бурения 117,5/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.

2.4. Алмазные расширители

Алмазные расширители предназначены для поддержания заданного диаметра скважины. В буровом снаряде расширитель устанавливается между коронкой и колонковой трубой. Расширители заменяются, когда их диаметр становится меньше диаметра новой коронки. Поэтому только самая последняя часть калибруется при установке новой коронки. Алмазный расширитель помогает стабилизировать колонковую трубу. Выпускаются расширители для всех типов колонковых труб и коронок. В расширителях для армирования секторов применяются специально отобранные природные или синтетические алмазы.



Рис. 2.75. Алмазный расширитель РСА.

Категория буримости пород 1Х- X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 46,4; 59,4; 76,4; 93,4 мм.



Рис. 2.76. Алмазный расширитель РСА-1.

Категория буримости пород V11 - X, плотные, слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 59,4 мм.



Рис. 2.77. Алмазный расширитель РЦК.

Категория буримости пород V1 - X, плотные, малоабразивные и средне трещиноватые. Диаметр бурения 76,4 мм.



Рис. 2.78. Алмазный расширитель РСА 23П.

Категория буримости пород V11–X11, твердые, очень твердые, средне абразивные и трещиноватые. Диаметр бурения 60; 75,7; 96 мм.



Рис. 2.79. Алмазный расширитель РСА 27П.

Категория буримости пород V11–X1, плотные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 60 мм.



Рис. 2.80. Алмазный расширитель РСН.

Категория буримости пород V11–X11, твердые, очень твердые, среднеабразивные и трещиноватые, плотные. Диаметр бурения 46,4; 59,4; 76,4; 93,4 мм.



Рис. 2.81. Алмазный расширитель РАС.

Категория буримости пород V11–X, плотные, малоабразивные и средне трещиноватые. Диаметр бурения 112,4; 136,7; 172,7 мм.



Рис. 2.82. Алмазный расширитель РСА 33.

Категория буримости пород V111–X1, монолитные, слаботрещиноватые и трещиноватые. Диаметр бурения 76,4 мм.



Рис. 2.83. Переходник центратор ПЦ.

Переходник центратор ПЦ служит для центрирования верхнего конца колонковой трубы в скважине с целью снижения искривления скважины и вибрации снаряда, а также для снижения износа колонковой трубы. Служит для соединения бурильных труб с колонковой трубой или шламовой трубой. Диаметр бурения 59,6; 75,3; 96; 122,6 мм.



Рис. 2.84. Башмаки обсадных труб.

Башмаки обсадных труб применяются для забуривания или при установке обсадных труб в скважины. Изготавливаются стандартных и иных размеров.

2.5. Лопастные породоразрушающие инструменты

Лопастные породоразрушающие инструменты состоят из корпуса и лопастей (рис. 2.85.). В верхней части корпуса нарезается присоединительная резьба, а в нижней части просверливаются сквозные промывочные отверстия для подачи промывочной жидкости на забой. Боковые калибрующие и другие рабочие поверхности лопастей обычно покрывают релитом, чугуном или армируют порошкообразным карбидом вольфрама.

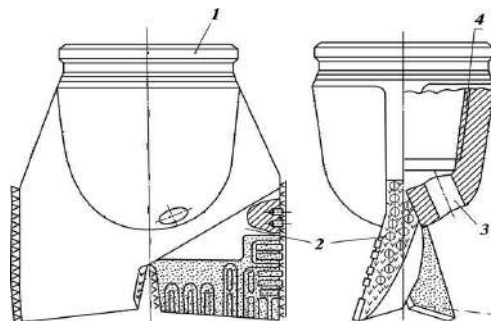


Рис. 2.85. Двухлопастное долото:
1 – корпус; 2 – лопасти; 3 – промывочные отверстия;
4 – присоединительная резьба.

Лопастные долота выпускаются следующих пяти разновидностей:
2Л – двухлопастные;
3Л – трехлопастные (рис. 2.86.);
ЗИР – трехлопастные истирающе-режущие;
БИР – шестилопастные истирающе-режущие;
П – пикообразные (однолопастные).

Лопастные породоразрушающие инструменты в соответствии с их назначением производятся четырех типов: М, МС, МСЗ и С.
Породоразрушающие инструменты разновидностей 2Л и 3Л выпускаются двух типов: М и МС.

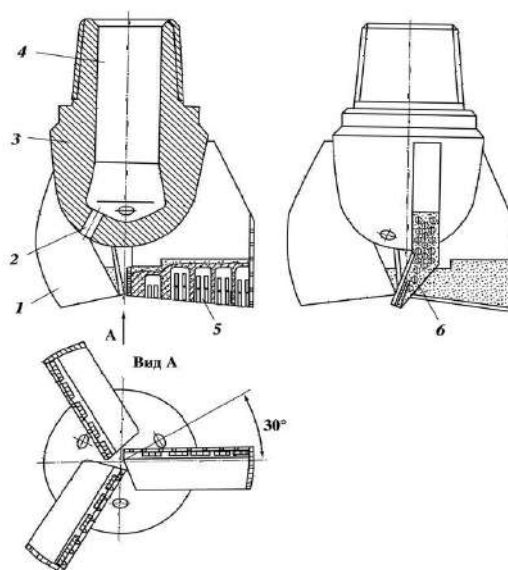


Рис. 2.86. Трехлопастное долото:
1 – лопасть; 2 – промывочное отверстие; 3 – корпус; 4 – присоединительная резьба;
5 – твердосплавные пластины; 6 – армирование торца лопасти.

Конструктивно породоразрушающие инструменты типа М отличаются от долот типа МС армированием передней поверхности зерновым релитом в пазах, прорезанных по определенной схеме с учетом характера износа лопастей и усилением с наружи чугуном. В породоразрушающих инструментах типа МС вместо релита в тех же пазах устанавливаются и припаиваются твердосплавные победитовые пластины прямоугольной формы. Породоразрушающие инструменты разновидности ЗИР относятся к типу МСЗ, а разновидности БИР – к типу С. Пикообразные породоразрушающие инструменты изготавливают двух типов: ПЦ – для разбуривания цементных пробок и металлических деталей низа обсадных колонн (рис. 3); ПР – для расширения ствола скважины.

Согласно ОСТ 26-02-1282–75 все лопастные породоразрушающие инструменты должны изготавливаться только с ниппельной присоединительной резьбой, выполненной соответствии с ГОСТ 20692–75, диаметром от 94,4 до 469,9 мм. По способу соединения корпуса с лопастями выделяются цельнокованные породоразрушающие инструменты и инструменты сварные, т.е. с приварными к корпусу лопастями. По конструкции промывочного устройства выделяются породоразрушающие инструменты с обычной и гидромониторной промывкой.

Примеры условной записи лопастных породоразрушающих инструментов (долот):
 2Л-76М: 2Л – двухлопастное; 76 – номинальный диаметр, мм; М – для мягких пород;
 3Л-161М: 3Л – трехлопастное; 161 – номинальный диаметр, мм; М – для мягких пород.

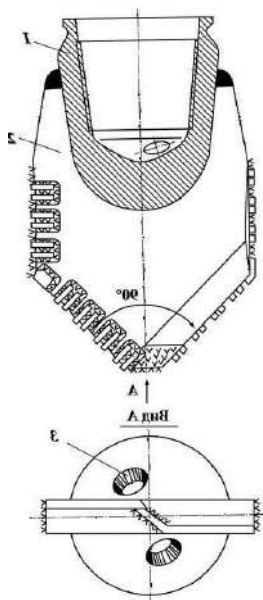


Рис.2.87. Пикообразное долото для разбуривания цементных стаканов в обсадной колонне:
 1 – корпус; 2 – лопасть; 3 – промывочные отверстия.

2.6. Шарошечные породоразрушающие инструменты

Впервые породоразрушающий шарошечный инструмент был изобретен и изготовлен в США предпринимателем Юзом в 1909 г.

Шарошечные породоразрушающие инструменты относятся к группе инструментов дробяще-скалывающего действия, за исключением одношарошечных. В настоящее время шарошечные породоразрушающие инструменты производят в двух-, трех- и многошарошечном исполнении. Свое название они получили по конструктивному элементу – зубчатому катку – шарошке, на которой кольцевыми рядами (венцами) располагаются элементы вооружения (зубцы), разрушающие горную породу.

Породоразрушающие инструменты в двух- и трехшарошечном исполнении

составляют группу инструментов, разрушающих породу сплошным забоем. Их называют буровыми шарошечными долотами.

Шарошечное долото (рис.2.88.) состоит из секций, сваренных между собой. Верхняя часть сваренных между собой секций образует корпус. На верхнем конце корпуса нарезается присоединительная резьба. Число секций равно числу шарошек. В шарошечных долотах выделяют:

- вооружение долота – совокупность всех зубцов на всех шарошках;
- опору долота – совокупность подшипников всех шарошек;
- систему промывки долота
- совокупность всех промывочных узлов долота.

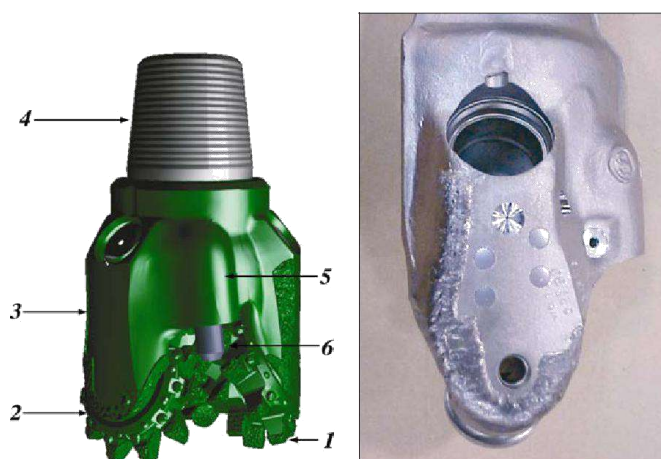


Рис.2.88. Общий вид трехшарошечного долота:

1 – шарошка; 2 – козырек лапы; 3 – лапа; 4 – присоединительная резьба;
5 – насадочный прилив; 6 – насадка.

Рис.2.89. Общий вид лапы.

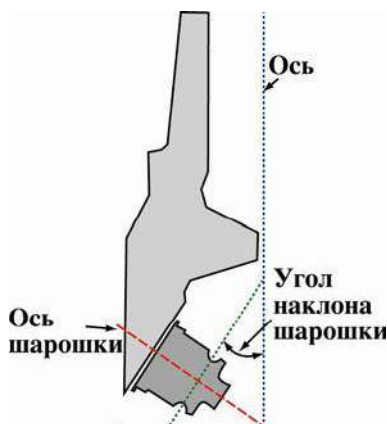


Рис.2.90. Основные элементы лапы

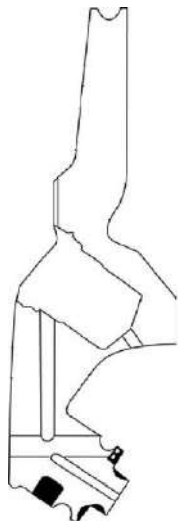


Рис. 2.91. Схема лапы с внутренними каналами.



Рис. 2.92. Общий вид цапфы.



Рис. 2.93. Общий вид шарошки с фрезерованным вооружением.

Собранная секция состоит из лапы (рис.2.89, 2.90, 2.91) заканчивающейся цапфой (рис.2.92.). На цапфе на подшипниках смонтирована свободно вращающаяся шарошка (рис.2.93.). Взаимная ориентация секций в долоте осуществляется с помощью двухгранного угла, фрезеруемого на каждой лапе, и сборочных штифтов.

Вооружение шарошечных породоразрушающих инструментов

Вооружение предназначено для разрушения горной породы. Шарошки, как правило, имеют коническую форму и могут быть одно- (рис.2.94, 2.95) и многоконусными. Тело одноконусной шарошки (рис 2.94) ограничено двумя коническими поверхностями. Конус 1 называется основным, а конус 2 – обратным.

Тело двухконусной шарошки (рис.2.96) ограничено тремя коническими поверхностями, а трехконусной – четырьмя. Конусы, расположенные между основным и обратным конусами, называются дополнительными. Вершины дополнительных конусов направлены к оси долота и их боковые поверхности взаимодействуют с забоем. Дополнительные конусы принято нумеровать, начиная от основного конуса в сторону обратного.

Шарошка характеризуется следующими геометрическими параметрами: диаметр $d_{ш.}$, углы основного 2α и дополнительного $2\alpha_i$ конусов, высота $H_{ш.}$.

Угол при вершине основного конуса определяет объем шарошки.

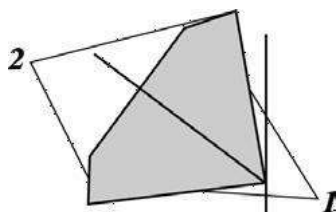


Рис.2.94. Тело одноконусной шарошки.

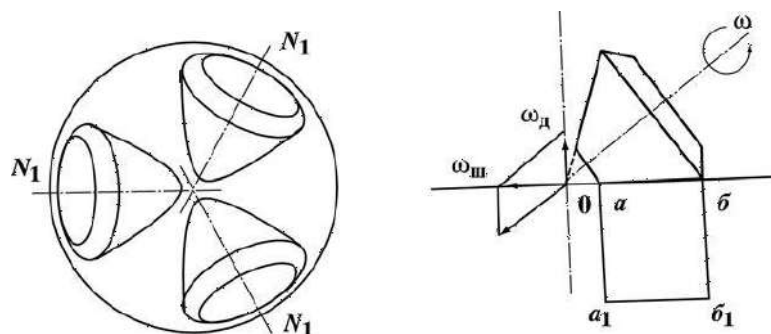


Рис. 2.95. Кинематика одноконусной шарошки:
 $\omega_{\text{Д}}$ - угловая скорость вращения долота; $\omega_{\text{Ш}}$ - угловая скорость шарошки;
 $\alpha, \alpha_1, \beta, \beta_1$ - проекция образующей корпуса шарошки на забой.

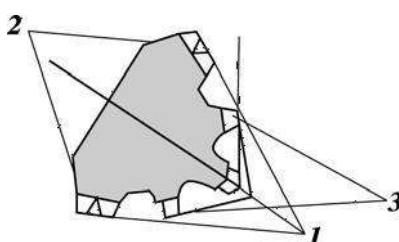


Рис. 2.96. Тело двухконусной шарошки:
 1 – основной конус; 2 – обратный конус;
 3 – дополнительный конус.

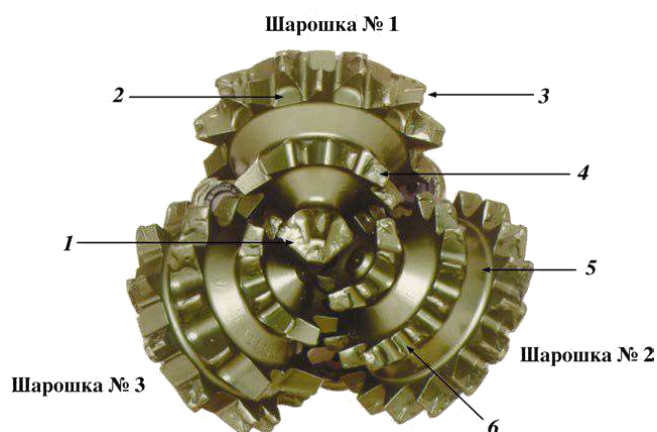


Рис.2.97. Основные элементы шарошек долота с твердосплавным вооружением:
 1 – внутренние венцы; 2 – пирамидальный резец внутреннего венца; 3 – зазор между резцами; 4 – резцы калибрующего венца; 5 – межвенцовая канавка

Шарошки принято нумеровать в зависимости от того, какое место занимает первый венец по отношению к оси долота (рис.2.98, 2.99). Шарошке, у которой первый венец расположен в зоне оси долота и разрушает центральную часть забоя, присваивается

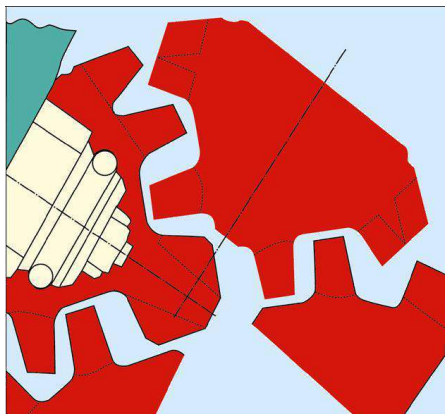


Рис.2.98. Смещение осей шарошек.

первый номер. Шарошка, первый венец которой разрушает кольцо, прилегающее к центральной части забоя, является второй.

Расположение шарошек относительно оси долота определяется следующими параметрами:

- углом наклона оси шарошки к оси долота β ;
- выносом вершины шарошки за ось долота, f ;
- величиной смещения осей шарошек в плане k .

Угол наклона оси шарошки к оси долота для современных серийных шарошечных долот лежит в пределах $51^{\circ} 57' 30''$ и определяется типом долота.

Величина выноса вершины шарошки за ось долота определяется типоразмером долота и лежит в пределах 0–12 мм.

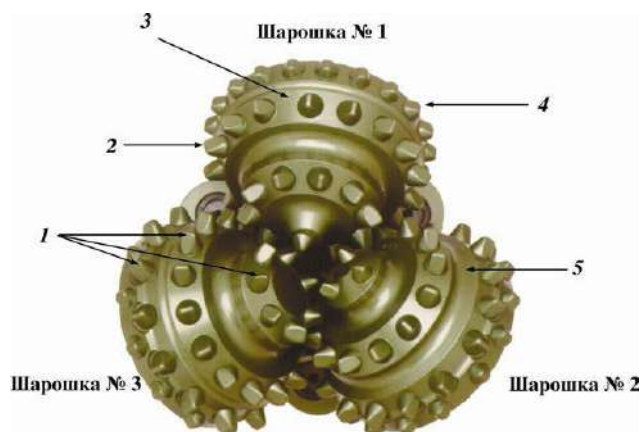


Рис. 2.99. Основные элементы шарошек долота с фрезерованным вооружением:
1 – центральная точка; 2 – уменьшенный зубец; 3 – зубцы калибрующего венца;
4 – защитное покрытие; 5 – межвенцовая канавка; 6 – зазор между зубцами.

В плане оси шарошек расположены относительно друг друга под углом 120° , а по отношению к оси долота возможны два варианта расположения:

- долота с несмещенными осями шарошек, оси которых пересекаются в одной точке на оси долота;
- долота со смещенными осями шарошек (рис.2.100).

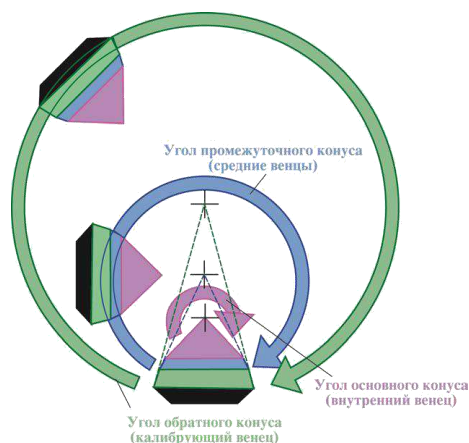


Рис.2.100. Схема смещения осей шарошки.

Оси смещаются в сторону вращения долота, и при этом смещение считается положительным. Величина смещения лежит в пределах 4–10 мм и определяется типоразмером долота. Долота считаются с несмещенными осями шарошек, если они имеют смещение, не превышающее 1,5 мм. Такое смещение называют технологическим. Оно гарантирует отсутствие отрицательного смещения шарошек, которое могло появиться в результате неблагоприятного сочетания допусков на размеры лап и неточностей сборки и сварки секций в корпус.

По расположению шарошек относительно друг друга следует различать два вида долот:

- долота с самоочищающимися шарошками, у которых центральные венцы каждой из шарошек входят в межвенцовое пространство соседних шарошек;
- долота с не самоочищающимися шарошками, у которых контуры соседних шарошек не пересекаются.

На венцах шарошек фрезеруются или крепятся элементы вооружения (зубцы), предназначенные для разрушения горной породы.

Совокупность всех зубцов на всех шарошках называют вооружением долота. Вооружение долот бывает трех видов:

- фрезерованное, армированное твердым сплавом;
- твердосплавное зубковое (штыревое);
- комбинированное (по спецзаказу) (рис.2.101).



Рис.2.101. Комбинированное вооружение.

В современных шарошечных долотах используются фрезерованные зубки разных форм для обеспечения лучшей породоразрушающей способности и долговечности (рис. 2.102).

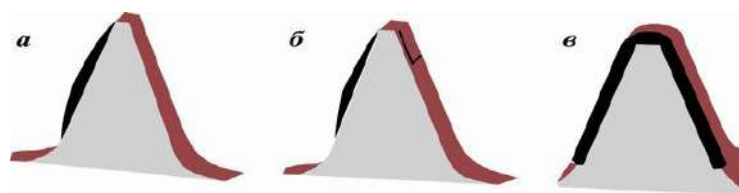


Рис.2.102. Типовые формы фрезерованных зубцов шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш»:

а – тип 1, наплавляется только набегающая грань; б – тип 2, наплавляются набегающая грань и начало сбегающей грани; в – тип 3, наплавляются полностью все четыре грани и площадка притупления

Для обеспечения долговечности фрезерованного вооружения шарошки изготавливаются из малоуглеродистых легированных сталей (например, марок 17НЗМА, 18ХНЗМА, 20ХНЗА) с последующей их химико-термической обработкой. Химико-термическая обработка позволяет получить высокую твердость поверхностного цементированного слоя глубиной 0,6–2,4 мм в зависимости от диаметра долота (с увеличением диаметра глубина цементации возрастает), необходимую прочность и ударную выносливость сердцевины.

Боковые и торцовые грани зубцов, а также калибрующие поверхности обратных конусов шарошек направляются (армируются) твердым зерновым сплавом – релитом, представляющим измельченный литой карбид вольфрама.

Кроме того, в некоторых конструкциях долот в обратные конуса шарошек запрессовываются цилиндрические твердосплавные (сплав типа ВК11ВК) вставки с последующей наплавкой. Для улучшения охлаждения наплавленных поверхностей обратных конусов на них выполняются канавки.

В долотах некоторых типов в качестве элементов вооружения на центральных и периферийных венцах используются твердосплавные зубки, изготовленные из вольфрамокобальтового сплава типа ВК11ВК. Зубок имеет форму цилиндра, один торец которого плоский, а другой является рабочей головкой зубка, непосредственно воздействующий на горную породу (рис.2.103).

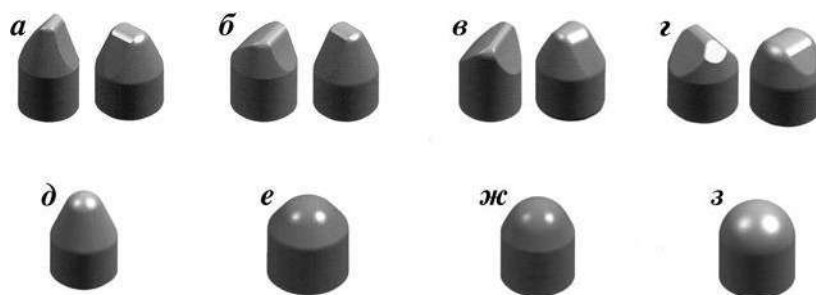


Рис. 2.103. Формы твердосплавных зубцов шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш»:

а – для очень мягких пород; б – для мягких пород; в – для мягких пород, перемежающихся со средними; г – для средних пород; д – для средних пород, перемежающихся с твердыми; е – для твердых пород; ж – для твердых пород, перемежающихся с крепкими; з – для крепких пород

Важным геометрическим параметром вооружения шарошечного долота является коэффициент перекрытия забоя, который рассчитывается по формулам:
(для долот с фрезерованными зубцами)

$$\eta = \sum l_{ij} / R_d, \quad (2.1)$$

где η – коэффициент перекрытия забоя; l_{ij} – сумма длин зубцов по одному с каждого венца всех шарошек (i – номер шарошки, j – номер венца); R_d – радиус долота;
(для долот с твердосплавными зубками)

$$\eta = \sum d_{ij} / R_d, \quad (2.2)$$

где d_{ij} – сумма диаметров зубков по одному с каждого венца всех шарошек (i – номер шарошки, j – номер венца).

Системы очистки забоя и элементов вооружения шарошечных породоразрушающих инструментов

Система очистки забоя предназначена для формирования потоков промывочной жидкости или продувочного агента и направления его в нужную часть забоя. Она включает в себя внутреннюю полость долота 1, подводящий канал 2 (один или несколько), выходное отверстие 3 (одно или несколько) (рис.2.104).

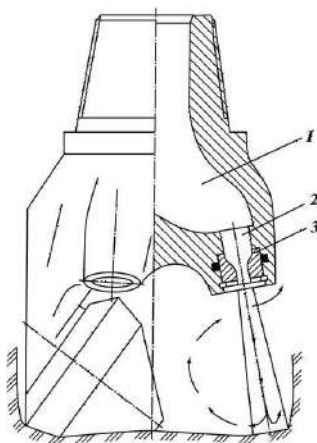


Рис. 2.104. Схема системы промывки шарошечных долот

В зависимости от направления струи промывочного агента долота подразделяются на долота:

- с центральной промывкой или продувкой (рис.2.105);
- с боковой гидромониторной промывкой или продувкой.

У первых долот струя направлена в центральную часть забоя на шарошки. Выходное отверстие выполнено в центре долота и имеет в большинстве случаев круглое сечение.

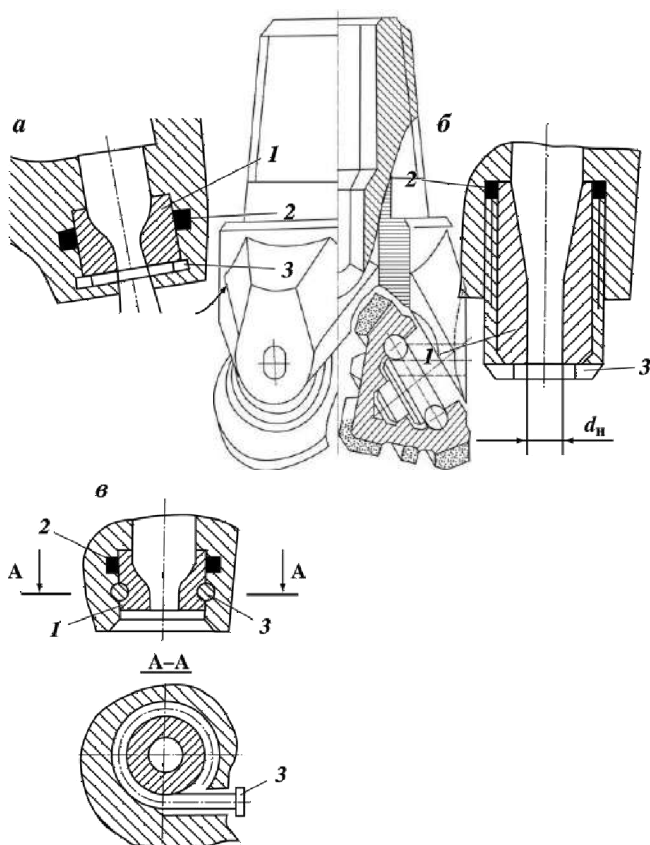


Рис.2.105. Схема долота с центральной системой промывки

У вторых долот выходные отверстия направляют струи жидкости между шарошками на периферийную часть забоя под некоторым углом к оси долота. Это обеспечивает направление струи одновременно к стенке скважины и в сторону, противоположную направлению вращения долота.

Струи непосредственно воздействуют на породу, интенсифицируя очистку забоя от шлама. Долота с такой системой промывки принято называть гидромониторными.

Для предотвращения размыва выходных отверстий в гидро-мониторных долотах устанавливаются гидромониторные насадки. Эти системы образуют гидромониторные узлы (ГМУ).

Рис. 2.106. Схемы ГМУ шарошечных долот:

а – крепление пружинным кольцом; б – крепление резьбовой втулкой; в – крепление гвоздем

Каждый ГМУ (рис.2.106.) включает три обязательных элемента: насадку 1, уплотнение 2, удерживающий замок 3. Насадка является сменной и изготавливается из твердого материала, способного противостоять эрозионному изнашиванию. Уплотнение 2 предназначено для герметизации зазора между насадкой 1 и корпусом. Переток промывочной жидкости по этому зазору приводит к интенсивному размыву отверстия в корпусе и выпадению из него насадки. Замок 3 предназначен для удержания насадки 1 в корпусе долота.

Герметизация зазора между насадкой 1 и корпусом во всех трех рассмотренных конструкциях осуществляется тороидальным резиновым кольцом 2.

Основной эксплуатационный параметр ГМУ – выходной диаметр d_n насадки.

Гидравлическая система современных долот позволяет выбирать схему промывки забоя и вооружения долота, обеспечивающую наилучший эффект их очистки в зависимости от свойств породы и условий бурения. Это достигается применением различных схем промывки центральной, периферийной или асимметричной.

Под асимметричной схемой промывки понимают работу двух или даже одной периферийной насадки вместо трех. В большом числе случаев весьма эффективны комбинированные схемы, когда одновременно работают центральная и периферийные насадки.

Для бурения скважин с продувкой забоя сжатым газом выпускаются долота с продувкой. Отличительной особенностью этих долот является наличие центрального продувочного канала уменьшенного сечения в корпусе долота и каналов в каждой лапе, которые подводят часть нагнетаемого газа в полости опор шарошек для их охлаждения и очистки от возможного попадания в них мелких выбуренных частиц породы и пыли (рис.2.107).

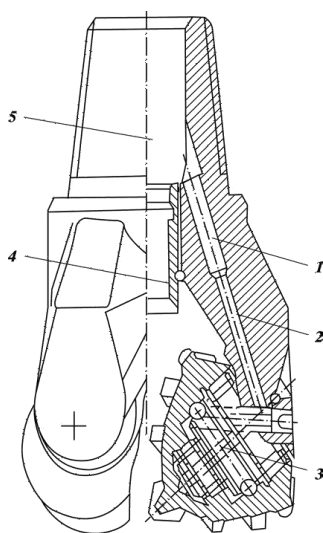


Рис.2.107. Схема ГМУ для продувки сжатым газом:

- 1, 2 – продувочные каналы в лапе долота; 3 – замковый подшипник;
4 – центральный промывочный узел; 5 – внутренняя полость в корпусе долота

2.7. Типы и основные размеры шарошечных долот по ГОСТ 20692—2003

ДОЛОТА ШАРОШЕЧНЫЕ

Технические условия

Roller bits. Specifications

Дата введения 2004—07—01

1 Область применения

Настоящий стандарт распространяется на шарошечные долота для сплошного бурения скважин.

Требования, изложенные в разделах 3—5 (кроме 5.2), разделах 6—8, являются обязательными. Обязательные требования, обеспечивающие безопасность работы с шарошечными долотами, изложены в 4.4—4.6.

2 Нормативные ссылки

В настоящем стандарте использованы ссылки на следующие стандарты:

ГОСТ 9.032—74 Единая система защиты от коррозии и старения. Покрытия лакокрасочные. Группы, технические требования и обозначения

ГОСТ 15.309—98 Система разработки и постановки продукции на производство. Испытания и приемка выпускаемой продукции. Основные положения

ГОСТ 164—90 Штангенрейсмасы. Технические условия

ГОСТ 577—68 Индикаторы часового типа с ценой деления 0,01 мм. Технические условия

ГОСТ 3242—79 Соединения сварные. Методы контроля качества

ГОСТ 7918—75 Замки для геолого-разведочных бурильных труб диаметром 50 мм. Технические условия

ГОСТ 14192—96 Маркировка грузов

ГОСТ 15150—69 Машины, приборы и другие технические изделия. Исполнения для различных климатических районов. Категории, условия эксплуатации, хранения и транспортирования в части воздействия климатических факторов внешней среды

ГОСТ 28487—90 Резьба коническая замковая для элементов бурильных колонн. Профиль. Размеры. Допуски*

3 Классификация и основные размеры

3.1 Долота следует изготавливать следующих видов:

I — одношарошечные;

II — двухшарошечные;

III — трехшарошечные.

* На территории Российской Федерации действует ГОСТ Р 50864—96 Резьба коническая замковая для элементов бурильных колонн. Профиль, размеры, технические требования.

3.2 Долота следует изготавливать следующих типов:

М — со стальными зубьями для бурения мягких пород;

МЗ — с твердосплавными зубками для бурения мягких абразивных пород;

МС — со стальными зубьями для бурения мягких пород с пропластками средней твердости;

МСЗ — с твердосплавными зубками для бурения мягких абразивных пород с пропластками средней твердости;

С — со стальными зубьями для бурения пород средней твердости;

СЗ — с твердосплавными зубками для бурения абразивных пород средней твердости;

СТ — со стальными зубьями для бурения пород средней твердости с пропластками твердых;

Т — со стальными зубьями для бурения твердых пород;

ТЗ — с твердосплавными зубками для бурения твердых абразивных пород;

ТК — со стальными зубьями и твердосплавными зубками для бурения твердых пород с пропластками крепких;

ТКЗ — с твердосплавными зубками для бурения твердых абразивных пород с пропластками крепких;

К — с твердосплавными зубками для бурения крепких пород;

ОК — с твердосплавными зубками для бурения очень крепких пород.

3.3 По расположению и конструкции промывочных и продувных узлов (каналов) долота следует изготавливать с:

центральной промывкой — Ц;

боковой гидромониторной промывкой — Г;

комбинированной промывкой — ЦГ;

центральной продувкой — П;

боковой продувкой — ПГ.

3.4 Опоры шарошек следует изготавливать на:

подшипниках с телами качения и одним или более упорных подшипниках скольжения, или без упорных подшипников скольжения — В;

подшипниках с телами качения и одним или более упорных подшипниках скольжения и герметизацией опоры — ВУ;

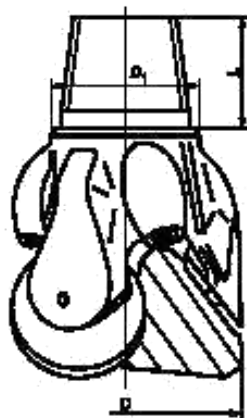
одном радиальном и одним или более упорных подшипниках скольжения (остальные подшипники с телами качения) — Н;

одном радиальном и одним или более упорных подшипниках скольжения (остальные подшипники с телами качения) и герметизацией опоры — НУ;

двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения — А;

двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения и герметизацией опоры — АУ.

3.5 Основные размеры долот и обозначения присоединительной резьбы должны соответствовать указанным на рисунке 1 и в таблице 1.



П р и м е ч а н и е — Рисунок не определяет конструкцию долота

Рисунок 1

Таблица 1

Размеры в миллиметрах

Диаметр долота <i>D</i>		Диаметр упорного уступа <i>D</i> ₁ ± 0,4	Длина напилья <i>L</i> — 4,8	Обозначение присоединительной резьбы
Номин.	Пред. откл.			
76,0	+ 0,6	57,0	50	3-42
93,0	+ 0,8	65,0; 77,4; 78,18	76; (60)	3-50
95,3		77,4; 78,18; 83,0		3-63,5; 3-66
98,4				
114,3		92,47	88,9; (70)	3-76
117,5				
120,6				
127,0		92,47; 105,17	88,9; 95,25; (70)	3-76; 3-88
130,2				
132,0				
139,7		83,0; 105,17	70,0; 95,25; (60)	3-63,5; 3-88
146,0				
151,0				
161,0				
165,1				
171,4				
187,3		136,13	107,95; (80)	3-117
190,5				
200,0				
212,7				
215,9				
222,3				
238,1	+ 1,6	142,1; 187,72	102; 127; (80)	3-121; 3-152
241,3				
244,5				
250,8				
269,9				
295,3				
304,8				
311,1				
320,0				
349,2				
365,1	+ 2,4	187,72; 196,0; 203*; 215,9	127,0; (80); 133,35	3-152; 3-171; 3-177
368,3				
371,5				
374,6				
393,7				
444,5	+ 2,4	196,0; 215,9; 243,28; 243,8	127,0; 133,35; 136,53; 137,0	3-171; 3-177; 3-201
469,9				
473,1				
490,0				
508,0				

* Для корпусных долот с муфтовой присоединительной резьбой.

П р и м е ч а н и я

1 Размеры в скобках указаны для долот с укороченной резьбой.

2 По заказу потребителя допускается изготовление долот с размерами, отличными от указанных.

3 Долота с опорами А и В следует изготавливать: с $D = 76^{+0,6}_{-0,3}$ мм, с D от $93^{+1,0}_{-0,3}$ мм до $320,0^{+1,0}_{-0,3}$ мм, с D от $(349,2 \pm 1,5)$ мм до $(393,7 \pm 1,5)$ мм; с $D \geq 444,5$ мм ± 2,0 мм.

Пример условного обозначения трехшарошечного долота диаметром 215,9 мм для бурения абразивных пород средней твердости (СЗ), с боковой гидромониторной промывкой (Г), на двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения и герметизацией опоры (АУ):

Долото шарошечное III 215,9 СЗ-ГАУ ГОСТ 20692—2003

4 Технические требования

4.1 Долота следует изготавливать в соответствии с требованиями настоящего стандарта, по рабочим чертежам, утвержденным в установленном порядке.

4.2 Точность изготовления долот должна соответствовать значениям, указанным в таблице 2.

Таблица 2

Размеры в миллиметрах

Наименование параметра	Тип долота	Норма точности для долот диаметрами, не более							
		от 76,0 до 98,4 включ.	св. 98,4 до 171,4 включ.	св. 171,4 до 250,8 включ.	св. 250,8 до 311,1 включ.	св. 311,1 до 349,2 включ.	св. 349,2 до 393,7 включ.	св. 393,7 до 490,0 включ.	св. 490,0
Разновысотность шарошек относительно упорного уступа	М, МС, С, МЗ, МСЗ, СЗ	1,1	1,5	1,6	2,2	2,4	2,6	3,3	
	СТ, Т, ТЗ, ТКЗ	0,9	1,3	1,6	2,0	2,4	2,6	3,3	
	ОК, К	0,7	1,0	1,2	1,5	1,7	2,6	—	
Радиальное биение шарошек относительно оси резьбы	М	1,0	1,1	1,4	2,0	2,3	2,8	3,0	3,8
	МС, С, МЗ, МСЗ, СЗ	1,0	1,1	1,4	1,6	2,0	2,5	3,0	3,8
	СТ, Т, ТЗ, ТКЗ	0,8	1,0	1,3	1,5	1,8	2,3	3,0	3,0
	ОК, К	0,6	0,8	1,2	1,4	1,5	1,8	3,0	—

4.3 Долота следует изготавливать с правой конической замковой резьбой.

Резьбы 3-42 и 3-63,5 — по техническому документу, утвержденному в установленном порядке.

Резьба 3-50 — по ГОСТ 7918.

Остальные резьбы (кроме величины натяга) — по ГОСТ 28487.

Соответствие обозначений присоединительной резьбы по настоящему стандарту и спецификации 7 Американского нефтяного института (API Spec 7) приведено в приложении А.

4.4 Натяг конической замковой резьбы должен быть:

10,35^{+0,4} мм — для ниппельной резьбы 3-42;

10,00^{+0,4} мм — для ниппельной резьбы 3-50;

16,00^{+0,4} мм — для ниппельной резьбы 3-63,5;

15,875^{+0,25}_{-0,80} мм — для ниппельных резьб 3-88, 3-117, 3-121, 3-152, 3-171, 3-177, 3-201;

0^{+0,35}_{-0,25} мм — для муфтовых резьб 3-88, 3-117, 3-121, 3-152, 3-171, 3-177, 3-201.

4.5 Система промывки гидромониторных долот диаметрами 190,5 мм и более должна быть герметична при давлении жидкости 7,85 МПа; диаметрами менее 190,5 мм — при давлении жидкости 5 МПа.

4.6 Насадки в гидромониторных долотах с боковой промывкой диаметрами 190,5 мм и более должны удерживаться при давлении жидкости 7,85 МПа; диаметрами менее 190,5 мм — при давлении жидкости 5 МПа. Насадки должны быть сменными.

4.7 В сварных швах на поверхностях упорного уступа ниппеля и на расстоянии 25 мм над упорным уступом ниппеля не допускаются дефекты сварки, на остальной резьбовой части ниппеля

допускаются единичные поры и раковины диаметром не более 1 мм в количестве не более 3 шт. на каждом шве. На резьбовой части корпусных долот допускаются единичные поры и раковины диаметром не более 2 мм в количестве до 5 шт.

4.8 Требования к материалам, химико-термической обработке, комплектующим, краскам, смазкам должны соответствовать нормативной и технической документации, утвержденной в установленном порядке.

4.9 Поверхность долот, кроме присоединительной резьбы, упорного уступа ниппеля (упорного торца муфты), торца ниппеля и заходной фаски должна быть покрыта ровным слоем краски. После высыхания краска должна прочно удерживаться на долоте. Класс покрытия VII — по ГОСТ 9.032.

4.10 Поры, вздутия, мелкие пузыри и выступания коррозии через краску, а также попадание краски на присоединительную резьбу, упорный уступ, клапаны, в отверстия крышек смазочных резервуаров, промывочные каналы гидромониторных долот не допускаются.

4.11 Присоединительная резьба должна быть покрыта антикоррозионной смазкой.

4.12 Опоры шарошек должны быть заполнены смазкой. Заполнение смазкой долот с опорой НУ следует проводить до появления смазки из-под манжеты. Долота с опорами АУ и ВУ перед заполнением смазкой вакуумируют.

4.13 Шарошки долот с опорами АУ, НУ, ВУ должны проворачиваться на опорах от руки со значительным усилием. Шарошки долот с опорами Н, В, А должны свободно и плавно проворачиваться на опорах от усилий руки.

Зацепление зубьев или зубков одной шарошки за зубья или зубки, а также за корпус другой шарошки не допускается.

4.14 Пружинное кольцо компенсационного узла долота должно заходить по всему периметру в канавку и не иметь повреждений, а крышка не должна проворачиваться от руки.

4.15 Требования надежности

4.15.1 Срок сохраняемости долот — не менее 18 мес со дня изготовления.

4.16 Комплектность

4.16.1 В комплект поставки входят: долото с установленными насадками и (или) клапанами, а также паспорт долота.

По согласованию с потребителем допускается поставка долот без насадок.

4.17 Маркировка

4.17.1 Маркировка долот должна быть четкой и сохраняться на протяжении срока службы долота.

4.17.2 На торце ниппеля (пояске муфты) маркируются:

- товарный знак предприятия-изготовителя;
- условное обозначение долота (допускается обозначение стандарта не маркировать);
- обозначение присоединительной резьбы (по требованию потребителя);
- порядковый номер долота по системе нумерации предприятия-изготовителя;
- дата изготовления (месяц, год);
- клеймо технического контроля.

Примечание — Допускается маркирование товарного знака предприятия-изготовителя на других поверхностях долота.

4.18 Упаковка

4.18.1 Поверхность присоединительной резьбы, включая упорный уступ ниппеля (упорный торец муфты), торец ниппеля и заходную фаску, должна быть полностью покрыта ровным слоем консервационной смазки по технической документации, утвержденной в установленном порядке.

4.18.2 Долота упаковывают в соответствии с технической документацией, утвержденной в установленном порядке.

По согласованию с потребителем допускается не упаковывать долота, при этом должна быть обеспечена защита присоединительной резьбы.

Каждое долото должно сопровождаться паспортом, содержащим:

- наименование продукции;
- наименование страны-изготовителя;
- наименование предприятия-изготовителя;
- область применения продукции;
- основные технические характеристики;
- изображение знака соответствия для сертифицированной продукции;
- юридический адрес предприятия-изготовителя (продавца);
- массу нетто;

2.8. Лицензионные шарошечные долота производства ОАО «Волгабурмаш»

В 1997 г. ОАО «Волгабурмаш» сертифицировало свою продукцию, выпускаемую по лицензии американской фирмы «Dresser», в Международной организации по стандартам (International Standards Organization – ISO) и Американском нефтяном институте (American Petroleum Institute – API) с получением сертификатов соответствия ISO 96-371 и API 7-0268. После этого выпускаемые ОАО «Волгабурмаш» долота классифицированы по международной системе IADC (I – International, A – Association, (of), D – Drilling, C – Contractors).

Система IADC базируется на четырехсимвольном коде, отражающем конструкцию долота и тип горной породы, для бурения которой оно предназначено.

Первые три символа кода – цифровые, а четвертый – буквенный.

Последовательность цифровых символов определяет: серию вооружения (породы) – тип вооружения (породы) – конструкцию опоры/калибрующих поверхностей.

Четвертый буквенный символ – дополнительные характеристики.

Первая цифра кода (1–8) – восемь серий вооружения, соответствующих восьми категориям разбуриваемых пород.

Серии 1–3 соответствуют долотам с фрезерованным вооружением.

Серии 4–8 соответствуют долотам с твердосплавным зубковым (штыревым) вооружением.

Вторая цифра кода характеризует тип вооружения (породу) внутри серии.

Каждая серия разделена на четыре типа пород по твердости. Чем больше цифра – тем выше твердость породы, для бурения которой предназначено долото.

Третья цифра характеризует конструкцию опоры и наличие (или отсутствие) дополнительной защиты калибрующих поверхностей (венцов шарошек) от износа по диаметру:

- 1 – открытая опора качения;
- 2 – открытая опора качения для бурения с продувкой воздухом;
- 3 – открытая опора качения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);
- 4 – герметизированная опора качения;
- 5 – герметизированная опора качения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);
- 6 – герметизированная опора на подшипниках скольжения;
- 7 – герметизированная опора на подшипниках скольжения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);
- 8, 9 – резервные, для использования в будущем.

Некоторые зарубежные фирмы уже используют эти резервные обозначения. Так, например на фирме «Smith International, Inc.»:

8 – долота для бурения горизонтальных и наклонных скважин (L, XP);

9 – долота для геотермального бурения (G) и бурения забойными двигателями (M).

Четвертый буквенный символ кода – дополнительные характеристики – содержит 16 английских букв и используется для обозначения специальных конструкций вооружения, опор, систем промывки и защиты корпусов долот от износа, но он является необязательным для производителей долот:

A – для бурения с продувкой воздухом;

B – для высокооборотного бурения (> 450 об/мин); C – центральная насадка;

D – специальная конструкция вооружения, уменьшающая самопроизвольное искривление ствола скважины;



Рис. 2.108. Условные обозначения лицензионных долот производства ОАО «Волгабурмаш».

- E – удлиненные насадки;
- G – усиленная защита козырьков лап от износа;
- H – долота для наклонного и горизонтального бурения;
- J – гидромониторное долото для набора зенитного угла (кривизны);
- L – калибрующие накладки на спинках лап, усиленные твердосплавными штырями;
- M – долота для бурения винтовыми забойными двигателями;
- S – стандартные долота с фрезерованным вооружением;
- T – двухшарошечные долота;
- W – усовершенствованное вооружение, запатентованное производителем;
- X – твердосплавные зубки клиновидной формы;
- Y – твердосплавные зубки конической формы;
- Z – другие формы зубков.

После сертификации продукции ОАО «Волгабурмаш» изменило обозначение и кодирование шарошечных долот, выпускаемых по лицензии американской фирмы «Dresser», в своих каталогах (рис. 32).

Продуктовые линии (серии долот по типам опор) лицензионных долот в соответствии с ГОСТ 20692–75 нормируют эксплуатационные частоты их вращения:

- (V) (> 450 об/мин);
- (VU) (> 450 об/мин);
- (N) (250–450 об/мин);
- (NU) (250–450 об/мин);
- (AU) (< 90 об/мин).

В табл. 9. показаны примеры обозначения шифров лицензионных шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш» после сертификации.

Примеры обозначения долота по продуктовым линиям

Твердосплавное вооружение	
76,0 A-C74ZR306	76,0 – диаметр долота, мм; А – продуктовая линия; С – центральная промывка; 74 – крепкие породы по IADC; Z – сферический зубок (отличный от клиновидного и конического); R306 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
215,9 V-NL63YR276	215,9 – диаметр долота, мм; V – продуктовая линия; N – удлиненные насадки; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; 63 – твердые абразивные породы по IADC; Y – конический зубок; R276 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
311,1 N-43XR102M	311,1 – диаметр долота, мм; N – продуктовая линия; 43 – очень мягкие абразивные породы по IADC; X – клиновидный зубок; R102M – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 VU-LS43ZR206	215,9 – диаметр долота, мм; VU – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 43 – очень мягкие абразивные породы по IADC; Z – ковшеобразный зубок (отличный от клиновидного и конического); R206 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
215,9 NU-62XR05	215,9 – диаметр долота, мм; NU – продуктовая линия; 62 – твердые абразивные породы по IADC; X – клиновидный зубок; R05 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
165,1 AU-L51XR111	165,1 – диаметр долота, мм; AU – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; 51 – мягкие абразивные породы по IADC; X – клиновидный зубок; R111 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
124,0 AUPLS54XR413	124,0 – диаметр долота, мм; AUP – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 54 – средние абразивные породы по IADC; X – клиновидный зубок; R413 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
311,1 AULLS83Y R29	311,1 – диаметр долота, мм; AUL – продуктовая линия; L – наплавка козырька набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 83 – очень крепкие породы по IADC; Y – конический зубок; R299 -порядковый номер конструкции завода-изготовителя
Фрезерованное вооружение	
93,0 A-C31R307	93,0 – диаметр долота, мм; А – продуктовая линия; С – центральная промывка; 31 – твердые породы по IADC; R306 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
444,5 V-K11TGR130	444,5 – диаметр долота, мм; V – продуктовая линия; К – комбинированная (боковая и центральная) промывка; 11 – мягкие породы по IADC; Т – усиленная объемная наплавка зубьев; G – дополнительное армирование твердосплавными зубками

	обратного конуса шарошки; R130 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 N-N21R163	215,9 – диаметр долота, мм; N – продуктовая линия; N – удлиненные насадки; 21 – средние породы по IADC; R163 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 VU-LS21R190	215,9 – диаметр долота, мм; VU – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 21 – средние породы по IADC; R190 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 NU-LS11TGR183	215,9 – диаметр долота, мм; NU – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 11 – мягкие породы по IADC; T – усиленная объемная наплавка зубьев; G – дополнительное армирование твердосплавными зубками обратного конуса шарошки; R183 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
200,0 AU-11TR133	200,0 – диаметр долота, мм; AU – продуктовая линия; 11 – мягкие породы по IADC; T – усиленная объемная наплавка зубьев; R133 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 AULLS13TGR415	215,9 – диаметр долота, мм; AUL – продуктовая линия; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; S – армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 13 – мягкие средние породы по IADC; T – усиленная объемная наплавка зубьев; G – дополнительное армирование твердосплавными зубками обратного конуса шарошки; R415 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя

2.9. Одношарошечные долота

Конструкционная схема одношарошечного долота показана на рис.2.109, а его общий вид приведен на рис. 2.110, 2.111. Сферическая шарошка оснащена твердосплавными штырями. Центр сферы располагается в точке пересечения осей. Ось шарошки наклонена под углом 30^0 к оси долота. Промывка осуществляется через отверстие в корпусе долота. Опора долота гораздо больше, чем в трехшарошечных долотах, и состоит из цапфы и трех подшипников: скольжения, шарикового и шарикового замкового.

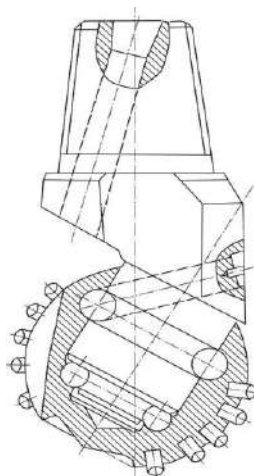


Рис.2.109. Схема одношарошечного долота

Одношарошечные долота выпускают диаметрами 138-216 мм. Они предназначены для низкооборотного бурения в породах средней твердости. Поскольку часть зубцов при бурении находится в постоянном контакте с породой, серийное одношарошечное долото относится к долотам режуще-скалывающего действия.

2.10. Система кодирования износа шарошечных долот, принятая в России

Система кодирования износа шарошечных долот, применяемая в России, разработана ВНИИБТ, бывшим главным научно-исследовательским институтом буровой техники в СССР. Система оценивает износ шарошечных долот по четырем направлениям: износу вооружения, износу опор, износу диаметра и аварийный износ.

Износ вооружения (хотя бы одного венца):

В1 – уменьшение высоты зубцов на 1/4;

В2 – уменьшение высоты зубцов на 1/2 (2/4);

В3 – уменьшение высоты зубцов на 3/4;

В4 – уменьшение высоты зубцов на 4/4 (полностью).

При наличии скола фрезерованных зубцов, скола и выпадения твердосплавных зубцов добавляется индекс С. Общее количество (в %) сколотых фрезерованных зубцов и выпавших твердосплавных зубцов записывается в скобках. Например: С(20).

При закруглении зубцов периферийных венцов добавляется индекс Р. Например: С(20)Р.



Рис.2.110. Общий вид одношарошечного долота с герметизированной маслonaполненной опорой



Рис.2.111. Общий вид одношарошечного долота с открытой опорой

Износ опоры (хотя бы одной шарошки):

П1 – износ небольшой: «качка» торца шарошки относительно оси цапфы невелика (например, до 2 мм для долота диаметром 190–214 мм; до 4 мм для долот диаметром 243–295 мм); тела качения не обнажены;

П2 – износ средний: «качка» торца шарошки большая (например, до 5 мм для долот диаметром 190–214 мм, до 8 мм для долот диаметром 243–295 мм); тела качения не обнажены;

П3 – износ большой: «качка» торца шарошки значительная (например, 5 мм для долот диаметром 190–214 мм; больше 8 мм для долот диаметром 243–295 мм); значительный износ или разрушение части тел качения; имеется опасность их выпадения; «заедание» шарошки при вращении от руки;

П4 – отказ (разрушение) опор: разрушение и поворот роликов; разрушение шариков, козырьков лап и тыльной части шарошек с выпадением тел качения; трещины и «лыски» на шарошках.

В случае повреждения узла герметизации маслonaполненной опоры (выход из строя уплотнения или его выпадение) добавляется индекс У, количество поврежденных узлов указывается в скобках. Например: У(2).

В случае заклинивания, шарошек добавляется индекс К, количество заклиненных шарошек указывается в скобках. Например: К(2).

В случае повреждения гидромониторного узла (разрыв гнезда, выпадение насадок) добавляется индекс Г, количество поврежденных узлов указывается в скобках. Например: Г(3).

Износ по диаметру. Уменьшение диаметра долота обозначается индексом Д и выражается в мм. Например: Д6.

Аварийный износ:

Ав – «оставление» вершин шарошек на забое;

Аш – «оставление» шарошек на забое;

Ас – «оставление» секций на забое;

Ац – «оставление» цапфы с шарошкой на забое.

Количество «оставленных» на забое лап, шарошек и их вершин указывается римскими цифрами в скобках. Например:

Ав(І); Аш(І, ІІ); Ас(І); Ац(ІІІ).

Примеры применения кода для оценки износа долот

1. Вооружение «сработано» на 10 %, опоры имеют средний износ, «заклинены» две шарошки, диаметр долота сохранился: В1П2К(2)Д0.

2. Вооружение изношено на 3/4, 50 % зубцов имеют сколы, калибрующие кромки зубцов периферийных венцов закруглены, опоры имеют большой износ, «качка» торца шарошки 10 мм, диаметр долота уменьшился на 7 мм: В3С(50)РПЗД7.

3. Вооружение «сработано» полностью, опора разрушена, часть тел качения выпала, первая шарошка «оставлена» на забое: В4П4Аш(І).

4. В скважине оставлены все шарошки: Аш(ІІІ).

Примеры записи износа долот с помощью кода в буровом журнале и суточном рапорте:

269,9 С-ГНУ № 8639 – В2С(30)РПЗД6Г(2)У3;

190,5 С-ГВ № 1642 – В1П1К(І)Ав(І)Д0;

215,9 С-ГВ № 2894 – В4П4Ас(ІІ);

244,5 Т-ЦВ № 6785 – В2П3Ац(І);

244,5 С-ГН № 9735 – В1П2К(2)Д3Г(1).

В современной России работают зарубежные фирмы, а наши буровые предприятия используют импортные буровые долота, чаще с инженерным сопровождением. В связи с этим возникла потребность в оценке износа по системе IADC, применяемой за рубежом.

Кодирование износа шарошечных породоразрушающих инструментов по кодам IADC

25 лет назад Международная ассоциация буровых подрядчиков (IADC) ввела стандартизированную систему описания износа породоразрушающих инструментов всех видов, в том числе и шарошечных долот.

За рубежом износ долот кодируют по трем параметрам: износ вооружения, износ опор, износ диаметра. Кроме того, в примечаниях приводятся повреждения других видов, причины подъема долота и прочие сведения (рис.2.112, 2.113.).

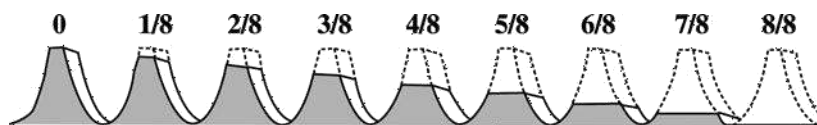


Рис.2.112. Структурная схема кодирования износа долот по IADC

Вооружение				Опора	Диаметр	Примечание	
Вооружение				Опора	Диаметр	Примечание	
Внут- ренние венцы (1)	Наруж- ные венцы (0)	Характер износа (D)	Местона- хождение (L)	Подшипник, уплотнение (B)	Диаметр (G)	Второсте- пенный износ (O)	Причина подъема (R)

Рис. 2.113. Схема оценки износа вооружения долот с фрезерованным вооружением

1. Износ вооружения:

(I) – износ внутренних венцов;

(O) – износ наружных венцов;

(D) – характер износа;

(L) – местонахождение.

Пример определения кода износа твердосплавного (штыревого) вооружения: $(\text{Пу} \cdot 8) + (\text{Пи} \cdot \text{Ки}) = \text{Кд}$, где Пу – количество сломанных и/или утеранных зубков, в долях; 8 – оценка их износа (8/8); Пи – количество изношенных (вследствие истирания) зубков в долях; Ки – оценка их износа, в восьмых долях высоты зубка; Кд – код износа.

Например, у долота отсутствует половина зубков вследствие слома или утери, тогда остальные зубки имеют 50%-ный износ по высоте (4/8) вследствие истирания, код износа такого долота равен шести (6), т.е. $(0,5 \cdot 8) + (0,5 \cdot 4) = 6$.

D – харак те р износ а:

BC – слом шарошки;

CR – кернение долота;

LN – потеря насадки;

RO – кольцевой износ;

BF – отлом алмаза, пластины;

CT – скол зубков;

LT – потеря зубков (резцов);

SD – повреждение козырька;

BT – скол зубков (резцов);

ER – эрозия;

OC – эксцентричный износ;

SS – самозатачивание зубков;

BU – образование сальника;

FC – затупление вершины зубка;

РВ – механическое повреждение при спуско-подъемных операциях (СПО);
 TR – трекинг;
 СС – трещина в шарошке;
 НС – трещины перегрева;
 РН – закупорка насадки;
 WО – промыв инструмента;
 CD – истирание заклиненной шарошки
 JD – металл на забое; (промывочного канала);
 WT – износ зубков (резцов);
 CI – взаимозацепление шарошек;
 LC – потеря шарошки;
 RG – износ по диаметру;
 NO – отсутствие износа.
 L – место нахождения износа;
 N – носовой венец (центральный);
 М – средние венцы;
 G – наружный венец;
 А – все венцы. Шарошка №: 1; 2; 3.

2. Износ опоры (В) – износ подшипников или уплотнений.

Открытая опора:

0 – ресурс опоры не использован;

8 – ресурс использован полностью (шарошка заклинена или утеряна).

Герметизированная опора:

Е – работоспособная опора (уплотнение);

Ф – отказ уплотнений (разрушены, утеряны);

Н – невозможность определения состояния опоры (уплотнения).

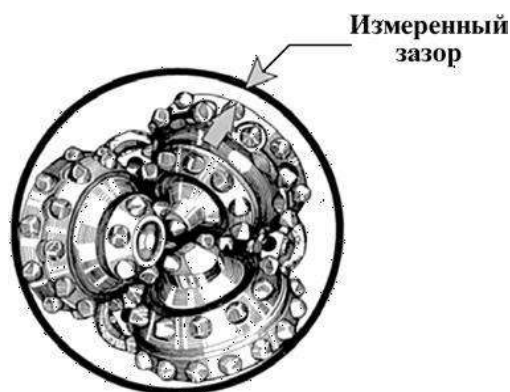


Рис. 2.114. Схема измерения износа по диаметру

3. Износ долота по диаметру:

G – уменьшение диаметра долота, в долях дюйма (1/16 (1,5875 мм)).

При оценке износа по диаметру применяют специальный шаблон (измерительный инструмент) и правило 2/3.

Износ по диаметру равен зазору, измеренному при помощи шаблона (рис.2.114) и умноженному на 2/3 (0,75).

4. Примечание:

О – второстепенный износ; описываются любые другие виды износа долота в дополнение к ранее приведенным в колонке D;

Р – причина подъема долота;

ВНА – смена компоновки низа бурильной колонны (КНБК);

RIG – ремонт бурового оборудования;
 HR – подъем по времени;
 DST – пластовые испытания;
 CM – обработка бурового раствора;
 TD – проектный забой (колонна);
 LIH – потеря инструмента на забое;
 DTF – отказ инструмента;
 CP – отбор керна;
 TQ – рост момента;
 LOG – геофизическое исследование скважин (ГИС);
 FM – смена геологической обстановки;
 PP – изменение давления на стояке;
 TW – отворот инструмента (трубы);
 DP – разбуривание цементного стакана;
 HP – авария;
 PR – падение механической скорости проходки;
 WC – погодные условия;
 DSF – повреждение бурильной колонны.

Приведем практические примеры описания износа шарошечных долот по кодам IADC.

Пример 1. Долото выглядит изношенным в процессе бурения пород тверже предела, на который это долото было рассчитано (рис.2.115). На этот факт указывают сильный износ зубков внутреннего ряда, а также подъем по причине падения механической скорости, вызванной сломом зубков при бурении слишком твердых для данного долота пород. Слишком высокая осевая нагрузка на долото также может привести к подобному внешнему виду долота после подъема. Правильным подбор долота был в случае, если долбление продолжалось не слишком долго, и при этом отсутствуют второстепенные характеристики износа, состояние уплотнения рабочее, и долото не изношено по диаметру. Однако если долбление продолжалось по времени меньше ожидаемого, подбор долота был ошибочным. Долото могло быть слишком «мягким» для пород данного типа, либо осевая нагрузка превышала допустимые значения. Далее приведена оценка его износа по коду IADC: 7.1.BT.M.E.I.WT.PR.



Рис.2.115. Общий вид отработанного долота, описанного в примере

Пример 2. Долото выглядит изношенным в процессе бурения пород тверже предела, на который это долото было рассчитано (рис.2.116). На этот факт указывают сильный износ зубков внутреннего ряда, а также подъем по причине падения механической скорости, вызванной сломом зубков при бурении слишком твердых для данного долота пород. Слишком высокая осевая нагрузка на долото также может привести к подобному

внешнему виду долота после подъема. Правильным подбор долота был в случае, если долбление продолжалось не слишком долго, и при этом отсутствуют второстепенные характеристики износа, состояние уплотнения рабочее, и долото не изношено по диаметру. Однако если долбление продолжалось по времени меньше ожидаемого, подбор долота был ошибочным. Долото могло быть слишком «мягким» для пород данного типа, либо осевая нагрузка превышала допустимые значения. Далее приведена оценка его износа по коду IADC: 5.8.WT.A.3.2.FC.HRS.



Рис.2.116. Общий вид отработанного долота, описанного в примере 2.

2.11. Алмазные долота, долота ИСМ и PDC

Главной особенностью алмазных (классических) долот является наличие в них алмазных режущих элементов (натуральных или искусственных алмазов). В буровых долотах обычно используют наименее ценную разновидность натуральных алмазов – борт, баллас и карбонадо. В производстве долот используют только карбонадо (бразильские технические алмазы) или черные алмазы.

Перед использованием в буровых долотах природные алмазы обычно окатывают путем трения алмаза об алмаз. В результате такой обработки получают более прочные овализованные алмазы, подверженные раскалыванию в меньшей мере, чем остроугольные. Искусственные (синтетические) алмазы по прочности близки к естественным алмазам. Технические показатели алмазных долот во многом зависят от качества и размеров алмазов. Качество алмазов определяют группой и категорией. К высшим группе и категории относятся крупные алмазы диаметром 2–3 мм (от 3 до 12 зерен на карат) и мелкие (до 1000 зерен на карат). Карат равен 0,2 г.

Стальной корпус с присоединительной резьбой по всей поверхности контакта спаян с матрицей. Матрицы изготавливают из композиционного материала, называемого шихтой, состоящей из кобальта и зерен карбида вольфрама, являющегося основным износостойким компонентом. Промывочные отверстия в матрице выходят на торцовую часть долота и переходят в промывочные каналы. Последние делят поверхность матрицы на секторы. На рабочей и калибрующей поверхностях секторов матрицы по определенной схеме размещены и закреплены алмазы. Алмазы закрепляют в процессе изготовления матрицы методами порошковой металлургии. После изготовления долота вылет алмазов над рабочей поверхностью матрицы должен составлять 0,10–0,25 их диаметра.

По форме и направлению пазов, промывочных каналов, рабочих органов и всей рабочей части выделяют алмазные долота двух типов, производимых в России: долота спиральные (ДС) (см. рис. 2.117. а) и радиальные (ДР) (см. рис. 2.117., б).

По размещению алмазов в матрице различают долота с поверхностной вставкой алмазов (однослойные) (рис. 2.118.) и импрегнированные (рис. 2.119.).

Долота с поверхностной вставкой алмазов получают при однослойной укладке относительно крупных алмазов в специальную огнеупорную форму, а импрегнированные

– равномерным перемешиванием мелких и невысокого качества алмазов в поверхностном слое толщиной от 6 до 10 мм.

Диаметры алмазных долот несколько (примерно на 2 мм) меньше диаметров шарошечных долот.

По профилю рабочих поверхностей алмазные долота подразделяются на:

- долота с системой мелких торовидных выступов (ДР, ДИ) (см. рис. 2.117, д);
- долота с системой крупных торовидных выступов (ДК, ДИ, ДУ) (см. рис. 2.117., г);
- долота с гладким профилем рабочих поверхностей (ДР, ДО, ДЛС) (см. рис. 2.117.,

в).

По способу армирования изготавливаются алмазные долота трех модификаций:

- однослойные долота (ДЛ, ДР);
- импрегнированные долота (ДИ, ДКСИ);
- комбинированные долота с однослойным и импрегнированным армированием (ДУ,

ДУС). Долота с поверхностной вставкой алмазов получают при однослойной укладке относительно крупных алмазов в специальную огнеупорную форму, а импрегнированные – равномерным перемешиванием мелких и невысокого качества алмазов в поверхностном слое толщиной от 6 до 10 мм.

Диаметры алмазных долот несколько (примерно на 2 мм) меньше диаметров шарошечных долот.

По профилю рабочих поверхностей алмазные долота подразделяются на:

- долота с системой мелких торовидных выступов (ДР, ДИ) (см. рис. 2.117, д);
- долота с системой крупных торовидных выступов (ДК, ДИ, ДУ) (см. рис. 2.117, г);
- долота с гладким профилем рабочих поверхностей (ДР, ДО, ДЛС) (см. рис. 2.117.,

в).

По способу армирования изготавливаются алмазные долота трех модификаций:

- однослойные долота (ДЛ, ДР);
- импрегнированные долота (ДИ, ДКСИ);
- комбинированные долота с однослойным и импрегнированным армированием (ДУ,

ДУС).

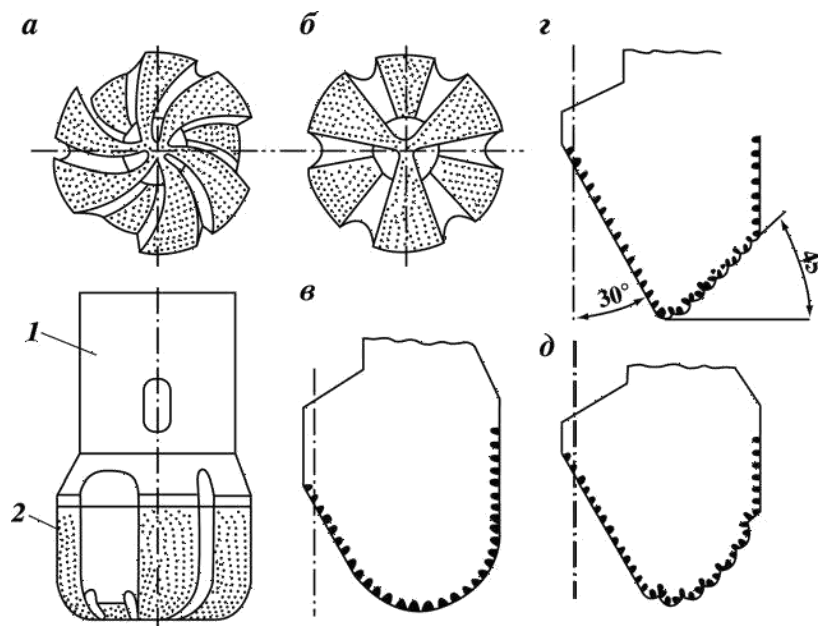


Рис. 2.117. Алмазные долота выпускаемые в России.



Рис. 2.118. Общий вид однослойного алмазного долота, оснащенного крупными натуральными алмазами



Рис. 2.119. Общий вид импрегнированного алмазного долота

Примеры условной записи (шифра) алмазных долот:

ДК-212М6:

Д – обозначение алмазного долота;

К – долото со ступенчатым профилем;

212 – номинальный диаметр, мм;

М – для мягких пород (выполняется однослойным);

6 – номер модели;

ДИ-188С6:

Д – обозначение алмазного долота;

И – импрегнированное долото;

188 – номинальный диаметр долота, мм;

С – для средних пород;

6 – номер модели;

ДР-159СТ1:

Д – обозначение алмазного долота;

Р – радиальное долото;

159 – номинальный диаметр, мм;

СТ – для среднетвердых пород (выполняются только однослойными);

1 – номер модели;

ДКС-138С:

Д – обозначение алмазного долота;

К – долото со ступенчатым профилем;

С – долото с синтетическими алмазами;

138 – номинальный диаметр, мм;

С – для средних пород;

ДЛС-267С1:

Д – обозначение алмазного долота;

Л – однослойное радиальное лопастное;

267 – номинальный диаметр, мм;

С – для средних пород;

1 – номер модели.

2.12. Кодирование износа алмазных (классических) долот

Кодирование износа проводится по системе, принятой в России (ВНИИБТ). Виды износа алмазных долот записывают буквой и цифрами, обозначающими расположение и размер выработки.

Буквами обозначают вид и форму износа:

О – обнажение алмазов;

Ц – выработка в центральной части долота;

Т – кольцевая выработка на торцевой рабочей поверхности;

П – выработка периферийной рабочей поверхности;

d – износ керна образующего отведения бурильной головки;

D – износ по диаметру.

Результаты общего состояния долота записывают словами:

«в работе» или «отработано».

«В работе» – это значит, что долото после очередного рейса осталось работоспособным и может быть использовано повторно.

«Отработано» – долото непригодно для дальнейшего использования из-за:

– выработки в центральной части долота;

– кольцевой выработки в центральной, торцевой или периферийной частях долота;

– износа долота по диаметру более чем на 3 мм;

– выпадения алмазов в результате эрозионного износа матрицы долота;

– других видов износа.

Примеры записи видов износа алмазных долот:

Ц40 · 20 – выработка в центральной части долота диаметром

40 мм и глубиной 20 мм;

Т140 · 150 · 5 – кольцевая выработка на торцевой поверхности

долота между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 5 мм;

П208 · 35 – выработка периферийной части долота от края долота до диаметра 208 мм глубиной 35 мм;

О 1/2.Д212.d82 – обнажение зерен алмазов торцевой поверхности на 0,5 размера зерна, износ долота по диаметру до 212 мм, увеличение диаметра керна образующего отверстия до 82 мм.

Примеры записи износа алмазных долот в буровом журнале: отработано, Д212Т140 · 150 · 5 – долото непригодно к дальнейшему использованию, долото по диаметру сработано до 212 мм (номинальный диаметр был 214,3 мм), на торцевой поверхности образовалась кольцевая выработка между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 5 мм; в работе, Д214,3Т140 · 150 · 2Т70 · 80 · 1 – долото пригодно к дальнейшему использованию, диаметр долота не изменен, имеет две торцевые выработки: первую между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 2 мм; вторую между диаметрами 70 и 80 мм глубиной 1 мм.

2.13. Долота ИСМ

Конструкция долота ИСМ, разработанного Украинским научно-исследовательским институтом сверхтвердых материалов, приведена на рис. 2.120, 2.121, 2.122.



Рис.2.120. Общий вид долота ИСМ радиального типа.



Рис.2.121. Общий вид долота ИСМ торцового типа.



Рис.2.122. Общий вид долота ИСМ секторного типа.

Стальной корпус с присоединительной замковой резьбой на торцевой профильной рабочей поверхности и калибрующей поверхности имеет вставки из сверхтвердого материала «Славутич», обладающего высокой износостойкостью. Вылет вставок над рабочей поверхностью корпуса составляет 3–5 мм. На калибрующей поверхности вставки утоплены, т.е. их вылет равен 0. Для оснащения долот применяют цилиндрические вставки диаметром 8–12 мм с плоскими, полусферическими и клиновыми рабочими торцами.

Рабочие элементы крепятся к стальному корпусу методом пайки.

На обратном конусе вставки размещены по спирали, на его поверхности проточена спиральная канавка для дополнительной циркуляции бурового раствора, выноса шлама и охлаждения вставок.

Буровой раствор из промывочных отверстий поступает в основные и дополнительные промывочные каналы. Основные промывочные каналы делят всю рабочую и калибрующую поверхность долота на секторы.

Долота ИСМ могут быть как с обычной промывкой (отверстия без насадок), так и гидромониторными (с насадками). При этом насадки изготавливаются из твердого сплава согласно ТУ 88 УССР ИСМ-472–75 и ГОСТ 3882–74. Их форма обычно такая же, как и форма насадок для шарошечных долот.

Долота ИСМ с обычной промывкой используют, как правило, при турбинном бурении, а гидромониторные – при роторном способе бурения.

Форма рабочей поверхности вставок марки «Славутич» и количество вставок

определяются физико-механическими свойствами горных пород.

Долота ИСМ выпускаются трех разновидностей: режущие, торцовые и истирающие.

Режущие долота ИСМ предназначены для бурения в мягких и средних пластичных породах. Количество вставок минимально возможное, обеспечивающее не более чем полутора кратное перекрытие забоя. Это позволяет при относительно небольших нагрузках на долото создавать значительные удельные нагрузки. Общее содержание вставок марки «Славутич» в долоте режущей разновидности в 6–10 раз меньше, чем в истирающем ИСМ. Оно возрастает от центра к периферии долота.

Форма рабочей части лопасти может быть либо выпуклой, либо выпукло-вогнутой.

Торцовые долота ИСМ предназначены для забуривания нового ствола при бурении направленных скважин, а также для ликвидации аварий. Кроме того, они применяются в среднемягких горных породах.

Истирающие долота ИСМ предназначены для бурения мягких и средних малоабразивных пород. Они могут быть либо радиальными, либо секторными. Первая конструкция применяется для турбинного бурения, вторая – для роторного и турбинного.

Секторные долота имеют комбинированное вооружение. Их наружный ступенчатый корпус оснащен вставками с клиновидной рабочей головкой, а внутренний – вставками с круглой рабочей головкой. Такое вооружение применяется в долотах, предназначенных для бурения пород перемежающейся твердости.

Примеры условной записи долот ИСМ:

ИСМ-188-РГ-10:

ИСМ – вид долота;
188 – номинальный диаметр, мм;
Р – режущее;
Г – гидромониторное;
10 – номер модели;

ИСМ-292-А-МС:

ИСМ – вид долота;
292 – номинальный диаметр, мм;
А – для аварийных работ;
МС – мягкие и средние породы.

ИСМ-267-МС-2:

ИСМ – вид долота;
267 – номинальный диаметр, мм;
МС – мягкие и средние породы;
2 – номер модели.

2.14. Долота PDC

Общий вид долота PDC (P – polycrystalline, D – diamond, C – cutter) представлен на рис. 2.123.. Долото состоит из корпуса с присоединительной замковой резьбой и рабочей части долота – матрицы с лопастями, оснащенными резцами. В матрице между лопастями в промывочных каналах смонтированы гидромониторные промывочные узлы.

Резцы долот PDC двухкомпонентные. Тело резца состоит из прессованного карбида вольфрама. Рабочая кромка резца упрочнена поликристаллическими синтетическими алмазами толщиной 0,5–0,7 мм.

Упрочнение резцов поликристаллическими алмазами повышает износостойкость резцов, а наличие карбидовольфрамового тела (подкладки) увеличивает пластичность резцов в целом (рис.2.124.).

Размеры резцов и их формы показаны на рис.2.125, 2.126.

Резцы вручную впаиваются в гнезда лопастей специальным припоем, как показано на

рис. 2.127., 2.128.

После оснащения лопастей резцами проводят балансировку долота на специальном стенде, добиваясь минимального дисбаланса сил, действующих на долото при разрушении горной породы. При балансировке минимизируются вибрации долота, что приводит к увеличению скорости бурения, срока службы долота и достижению высокого экономического эффекта. Долота PDC изготавливают двух видов: долота с цельным стальным корпусом и матричные, с твердосплавной матрицей, припаянной к стальному корпусу.



Рис. 2.123. Общий вид долота PDC.

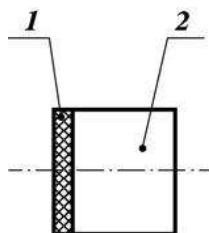


Рис. 2.124. Схема резца долота PDC:
1 – алмазный слой; 2 – твердосплавная основа.

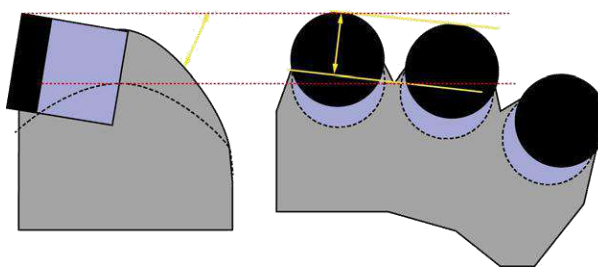


Рис. 2.125. Формы резцов долот PDC.

В долотах PDC первого вида цельковый корпус изготавливается резанием на специальных станках, там же высверливаются гнезда под резцы, в которые их впаивают по специальной технологии. При работе таких долот вместе с резцами изнашивается корпус долота, который не подлежит реставрации.

В матричных долотах корпус с присоединительной резьбой изготавливается из стали резанием, а импрегнированная матрица – методом порошковой металлургии, т.е. в водородной печи шихта (смесь порошкообразного карбида вольфрама и кобальта) спекается при температуре 1300 °С.

В форму под матрицу (опоку) по шаблону в места, предназначенные под резцы,

вставляют графитовые стержни. После спекания матрицы стержни извлекают, а на их место впаивают резцы. Готовую матрицу по всей плоскости припаивают к стальному корпусу. После этого долото балансируется. При работе таких долот импрегнированная матрица не изнашивается.

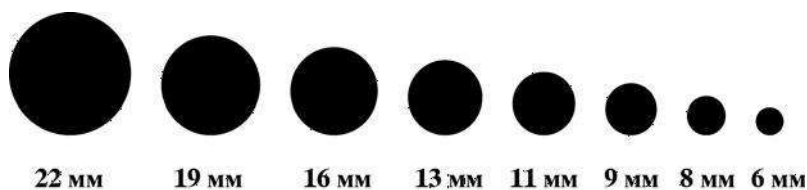


Рис. 2.126. Диаметры резцов долот PDC.

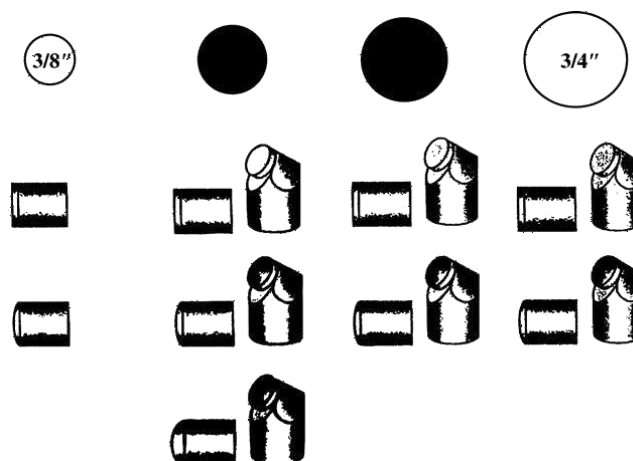


Рис. 2.127. Положение резца в лопасти долота PDC.



Рис. 2.128. Общий вид готового к работе долота PDC.

Изнашиваются в основном резцы. Поэтому такие долота подлежат реставрации. При реставрации изношенные резцы выпаивают, а на их место впаивают новые. За счет реставрации существенно снижается стоимость таких долот.

Особую группу долот PDC составляют бицентричные долота (рис. 2.129, 2.130).

Особенность работы бицентричных долот заключается в том, что при бурении они образуют новый ствол большего диаметра, чем проходной ствол.

Схемы спуска и бурения бицентричными буровыми долотами показаны на рис. 2.131, 2.132, 2.133, 2.134.



Рис. 2.129. Общий вид бицентричного долота



Рис. 2.130. Элементы бицентричного долота

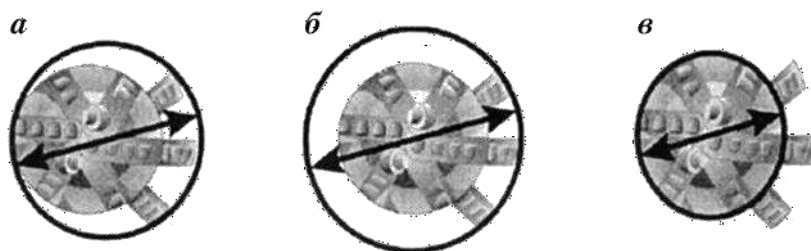


Рис.2.131. Схемы формирования диаметра скважины бицентричным долотом:
а – проходной диаметр; б – разбуриваемый диаметр; в – диаметр «пилота»



Рис. 2.132. Схема спуска бицентричного долота в скважину

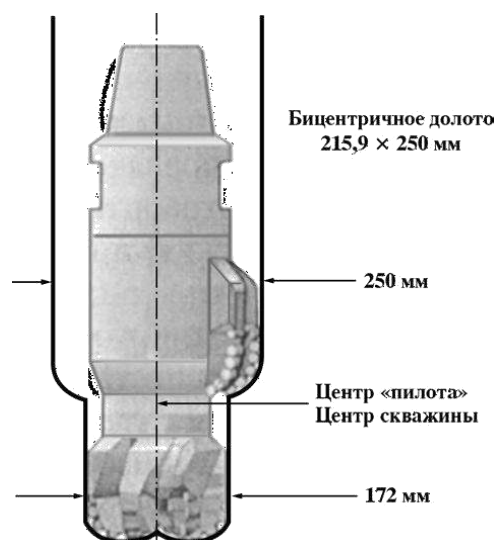


Рис.2.133. Схема бурения скважины бицентричным долотом

Бицентричные долота используют при бурении вторых стволов, при необходимости намывки гравийных фильтров в зоне продуктивного пласта.

В последние годы буровые долота PDC получили широкое применение во всем мире, в том числе и в России за счет их высокой стойкости (тысячи метров на долото) и высоких механических скоростей бурения. На сегодня в России имеется шесть производителей породоразрушающих инструментов PDC: ООО «Азимут», ООО НПП «Буринтех», ОАО НПП «Бурсервис», ОАО «Волга-бурмаш», ЗАО «Проммашсервис», СП ЗАО «Удол», что указывает на повышенный спрос данного инструмента.

Основными мировыми производителями породоразрушающих инструментов PDC являются фирмы США и Китая. Они же являются изготовителями шарошечных и алмазных (классических) породоразрушающих инструментов.

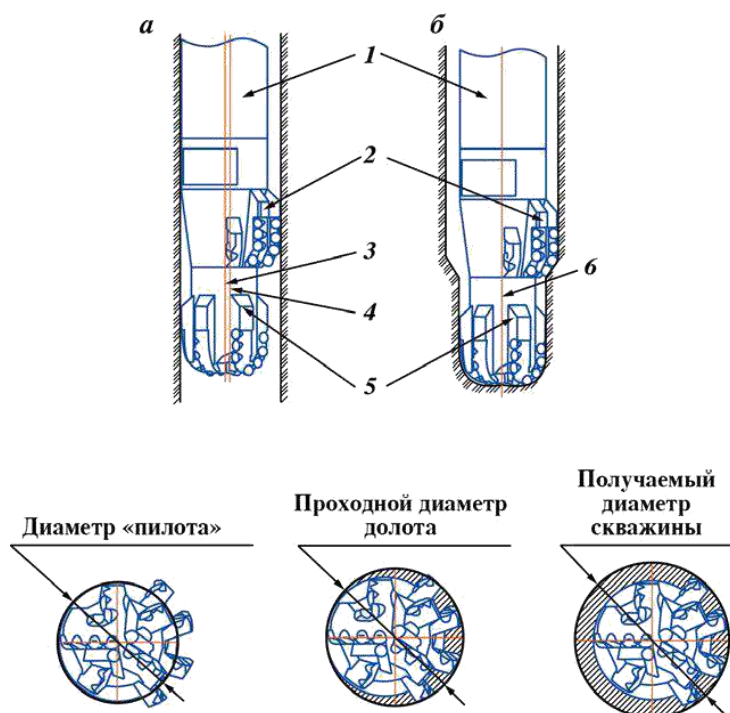


Рис. 2.134. Схема работы бицентричного долота:

а – при спуско-подъемных операциях; б – при бурении; 1 – гидравлический забойный двигатель; 2 – расширитель; 3 – ось «пилота»; 4 – ось скважины; 5 – «пилот»; 6 – оси «пилота» и скважины (совпадают)

Буровые долота PDC классифицируют по системе IADC (табл.2.2).

Пример условной записи долота PDC S121:

S – стальной корпус;

1 – для мягких пород;

2 – диаметр резцов 19 мм;

1 – короткий профиль.

Таблица 2.2.

Классификация долот PDC по коду IADC

Тип корпуса	Тип горных пород		Диаметр резцов, мм		Тип профиля долота
М – матричный корпус	1	Очень мягкие	2	19	1 – короткий «рыбий хвост» 2 – короткий профиль 3 – средний профиль 4 – длинный профиль
			3	13	
			4	8	
	2	Мягкие	2	19	
			3	13	
			4	8	
S – стальной корпус	3	Мягкие средние	2	19	
			3	13	
			4	8	
	4	Средние	2	19	
			3	13	
			4	8	

В связи с широким применением буровых долот PDC в России приведем некоторые общие рекомендации по их эксплуатации:

по осевой нагрузке:

0,25–1,0 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 1,1 тс) при бурении в мягких породах;

0,5–1,1 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 1,4 тс) при бурении в породах средней твердости;

0,7–1,8 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 2,0 тс) при бурении в твердых породах;

0,9–1,8 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 2,0 тс) при бурении в крепких породах.

по частоте вращения:

100–180 об/мин в неабразивных породах; 60–80 об/мин в абразивных породах;

по гидравлической мощности, подводимой к долоту, на 1 дюйм² площади забоя скважины:

2–7 л/с на 1 дюйм² площади забоя при использовании бурового раствора на водной основе;

1–5 л/с на 1 дюйм² площади забоя при использовании бурового раствора на нефтяной основе.

В табл. 6 приведены рекомендуемые подачи бурового раствора для буровых долот различных диаметров.

Таблица 2.3.

Диаметр долота RDC, дюйм (мм)	Подача насоса, л/мин	Удельный расход на 1" диаметр долота, л/мин
17 1/2 (444,5)	3 000–4 000	170–230
12 1/4 (331,1)	2 300–2 800	190–230
8 1/2 (215,9)	1 200–1 500	140–180
6 (152,4)	600–800	100–135

2.15. Кодирование износа долот PDC

Очень важно ввести аналогичную систему описания износа и для долот с неподвижными резцами, т.е. всех не шарошечных (безопорных).

В 1987 г. такая система была разработана подкомитетом по буровым долотам Международной ассоциации буровых подрядчиков. В 1991 г. система была отредактирована. Систему описания износа можно применять для не шарошечных долот всех типов, включая долота с природными поликристаллическими (PDC) и термостойкими поликристаллическими (TSP) алмазами, а также импрегнированные буровые головки и долота безопорные, не оснащенные алмазным вооружением (ИСМ).

Система описания износа едина для буровых долот и буровых головок всех конструкций. Таблица описания износа долот стандарта IADC включает коды для обозначения износа шарошечных долот и долот с неподвижными резцами. Параметры износа вносятся в соответствующие восемь колонок.

Табл. 2.4. аналогична схеме кодирования износа шарошечных долот по системе IADC: колонки 1–4 – код износа вооружения («Вооружение»); колонка 5 (В) – код износа опоры («Подшипник, уплотнение»), так как в безопорных долотах (долотах с неподвижными резцами) нет опор, в этой колонке всегда ставится знак «Х»; колонка 6 (G) – износ долота по диаметру («Диаметр»); колонки 7 и 8 – второстепенный износ (или вторичные характеристики износа) и причина подъема («Второстепенный износ» и «Причина подъема»).

Таблица 2.4.

Кодирование износа безопорных долот по IADC

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				В	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16"	Второстепенный износ	Причина подъема
2	6			X			

Степень износа внутренних и внешних рядов вооружения долота с поверхностно-вставленными алмазами определяется при помощи линейной шкалы от 0 до 8, аналогично шарошечным долотам. Цифры увеличиваются с ростом степени износа: 0 означает отсутствие износа, 8 – полный износ, 4 – 50%-ный износ.

Износ резца долота PDC определяется по линейной шкале от 1 до 8 от края до края алмазной пластины, независимо от формы, размера, типа или вылета резца.

Степень износа резцов схематично показана на рис. 2.135. Для определения степени износа записывают среднюю величину износа каждого сектора.

Как показано (см. рис. 2.135), 2/3 радиуса представлено внутренними рядами. Пять

резцов имеют степень износа «2».

Проведем расчет путем определения средней степени износа для каждого резца в группе из пяти:

$$(4 + 3 + 2 + 1 + 0) / 5 = 2.$$

Для сектора «Внешние ряды» степень износа рассчитывается аналогично:

$$(5 + 6 + 7) / 3 = 6.$$

Таким образом, степень износа внешних рядов – «6».

Цифры вносят в таблицу описания износа долот стандарта IADC (табл. 2.5).

В колонках 3 и 7 указывают характеристики износа, т.е. наиболее заметные изменения физического состояния применяемого долота по сравнению с новым, используя двухбуквенные коды (табл. 2.5) На рис. 2.136, 2.137. показаны характеристики износа.

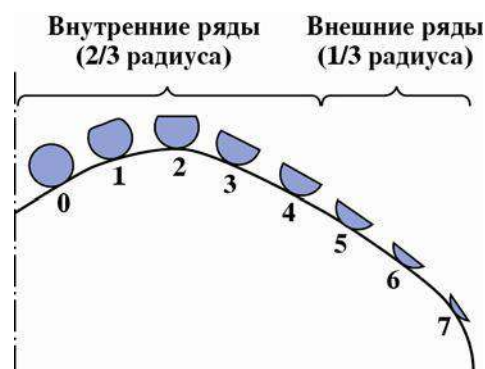


Рис. 2.135. Схема износа вооружения (внутренние и наружные венцы) (для бурильной головки осевая линия будет проходить по внутреннему диаметру).

Таблица 2.5.

Кодирование износа безопорных долот по IADC

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16"	Второстепенный износ	Причина подъема
		WT		X		RO	
Примечания: 1. В колонке «Местонахождение» укажите номер (а) шарошки (шарошек). 2. При отсутствии износа поставьте Л/О в колонке «Описание износа». 3. При отсутствии второстепенного износа поставьте Л/О в колонке «Второстепенный износ»							

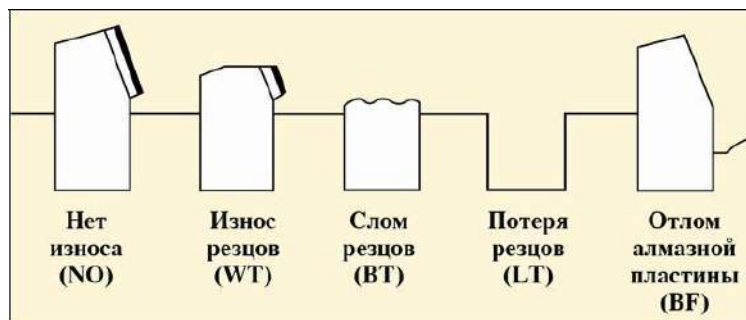


Рис. 2.136 Формы износа твердосплавных резцов, запрессованных в тело полости долота.

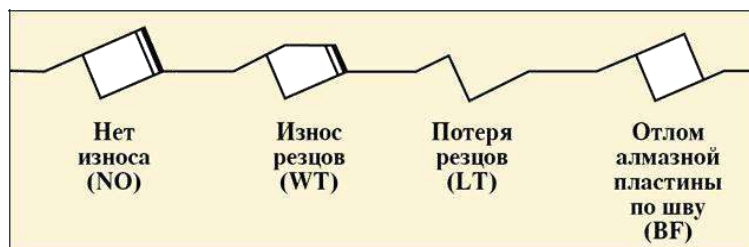


Рис. 2.137. Формы износа твердосплавных резцов

Кодовые обозначения типов второстепенного износа:

*BC – слом шарошки;
 CR – кернение долота;
 LN – потеря насадки;
 RO – кольцевой износ;
 BF – отлом алмазной пластины по шву;
 CT – скол зубков (резцов);
 LT – потеря зубков (резцов);
 SD – повреждение козырька;
 BT – скол зубков (резцов);
 ER – эрозия;
 OC – эксцентричный износ;
 SS – самозатачивание резцов;
 BU – образование сальника;
 FC – затупление вершушек резцов;
 PB – механическое повреждение при СПО;
 TR – трекинг;
 *CC – трещина в шарошке;
 HC – трещины перегрева;
 PN – закупорка насадки;
 WO – промыв инструмента;
 *CD – истирание заклиненной шарошки (промывочного канала);
 JD – металл на забое;
 WT – износ зубков (резцов);
 CI – взаимозацепление шарошек;
 *LC – потеря шарошки;
 RG – износ по диаметру;
 NO – отсутствие износа;
 RR – подлежит повторному спуску;
 NR – не подлежит повторному спуску.
 Примеры описания износа долот PDC показаны на рис. 2.138, 2.139, 2.140.



Рис. 2.138. Износ резцов (WT)



Рис. 2.139. Скол резцов (BT)



Рис. 2.140 Кернение долота (CR)

В колонке «Местонахождение» указывается местоположение износа вооружения, описанного в колонке 3.

На рис. 2.141. показаны четыре существующих профиля долота с неподвижными резцами и коды для описания местоположения износа. Один (или больше) из этих кодов используют при указании местоположения характеристики износа.

В колонке G указывают износ диаметра долота по калибру. Буква I означает сохранение диаметра. Уменьшение наружного диаметра измеряется в 1/16".

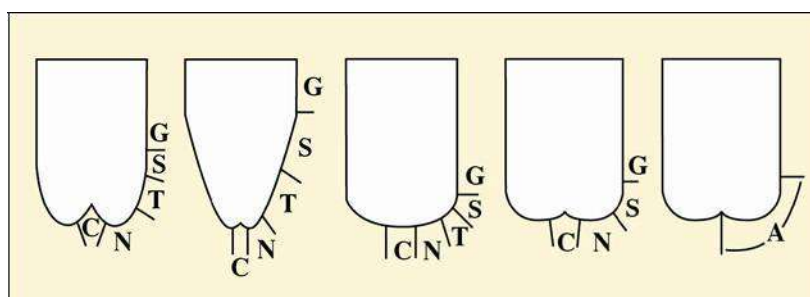


Рис. 2.141. Профили долот с неподвижными резцами:

C – конусный сектор; N – торцевой сектор; T – крыло; S – плечевой сектор; G – наружный диаметр; A – все участки

Приведем обозначения износа долот с фиксированными резцами:

I – сохранение диаметра;

1/16 – износ по диаметру до 1/16";

2/16 – износ по диаметру от 1/16" до 1/8";

3/16 – износ по диаметру от 1/8" до 3/16";

4/16 – износ по диаметру от 3/16" до 1/4".

Кодовые обозначения причин подъема долота:

BHA – смена КНБК;

DMF – отказ забойного двигателя;

DSF – повреждение бурильной колонны;

DST – испытания пластов;

DTF – отказ инструмента;

LOG – ГИС (каротаж, инклинометр);

RIG – ремонт бурового оборудования;

CM – обработка бурового раствора;

CP – отбор керна;

DP – разбуривание цементного стакана;

FM – смена геологической обстановки;

HP – авария;

HR – подъем по времени;

PP – изменение давления на стояке;

PR – падение скорости проходки;

TD – проектный забой (колонна);

TQ – рост крутящего момента;

TW – отворот инструмента (трубы);

WC – погодные условия;

WO – промыв бурильной колонны.

Приведем практические примеры описания износа долот с фиксированными резцами.

Пример 1. Долото R437GN применялось для горизонтального бурения глинистых сланцев. КНБК включала забойный двигатель 6 3/4" Mach 1 с фиксированным углом перекоса. Во время первого долбления было пробурено 118 м за 8,5 ч. Долото поднято с глубины 1433 м. Механическая скорость бурения составляла 13,9 м/ч. При обследовании долота после подъема не было обнаружено признаков износа (рис.2.142.).



Рис.2.142. Общий вид долота после подъема. Спецификация долота: тип R437GN; размер 8,5"; общая площадь потока 0,6

Результаты обследования внесены в табл. 2.4.

Таблица 2.4.

Кодовое описание износа долота R437GN (пример 1)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16"	Второстепенный износ	Причина подъема
0	0	NO	A	X	I	NO	TD

Пример 2. Долото R437GN применялось при бурении интервала от хрупких до вязких глин и песчаника в горизонтальной скважине. Было пробурено 387 м за 29,5 ч со средней механической скоростью 13,1 м/ч.

КНБК включала забойный двигатель 6 3/4" Mach 1 с изменяемым углом перекоса. Долото поднято с глубины 1820 м по причине низкой механической скорости бурения. После поднятия долота выяснилось, что снижение механической скорости бурения произошло по причине кернения долота и потери всех четырех насадок, а на оставшихся резцах не было обнаружено значительных признаков износа (рис.2.143.).



Рис.2. 143. Общий вид долота. Спецификация долота: тип R437GN; размер 8,5"; общая площадь потока 0,6

Результаты обследования внесены в табл. 10.

Пример 3. В районе Северного моря долото R435SG применялось на протяжении четырех СПО. Всего было пробурено 977 м за 166,3 ч в основном в соленых и агидритных породах (цехштейн). В трех из четырех спусков КНБК включала забойный двигатель Mach 1 DTU (210–320 об/мин). При обследовании после двух первых спусков не было выявлено существенного износа вооружения.

Таблица 2.5.

Кодовое описание износа долота R437GN (пример 2)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16"	Второстепенный износ	Причина подъема
6	2	CR	C	X	T	LN	PR
Примечание. Хотя произошла потеря всех четырех насадок, в колонке «Описание износа» указано «Кернение долота» (CR), так как главной причиной потери насадок является кернение. Потеря насадок (LN) отмечена в колонке «Второстепенный износ».							

В колонке «Причина подъема» в обоих случаях было указано «Отказ инструмента» (DTF).

После третьего спуска (пробурено 389 м за 89,5 ч) долото было поднято по причине смены КНБК. При этом наблюдался равномерный износ ± 20 % внутренних и внешних рядов вооружения.

При обследовании долота после четвертого спуска было выявлено 50 % износа внутренних рядов и 60 % износа внешних рядов вооружения. Также наблюдались сильная эрозия и потеря резцов в секторе крыла (рис. 2.144).

Результаты обследования внесены в табл.2.6. Содержащуюся в описании износа

информацию можно использовать для нескольких целей. С ее помощью изготовители долот могут проанализировать прочность конструкции и область применения своей продукции.

Буровики могут усовершенствовать программы бурения. Систему оценки можно компьютеризировать и создать всемирную базу данных с целью повышения эффективности подбора долот для конкретных условий применения.



Рис. 2.144. Общий вид долота после четвертого спуска. Спецификация долота: тип R435SG; размер 12,25"; общая площадь потока 0,65– 1,60.

Таблица 2.6.

Кодовое описание отработанного долота R435SG (пример 3)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				В	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16"	Второстепенный износ	Причина подьема
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 1							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 2							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 3							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 4							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF

Основной причиной введения единой системы оценки является необходимость стандартизации сведений о долоте, независимо от места и конкретных условий его применения.

2.16. Шарошечные и лопастные бурильные головки гост 21210–75

Породоразрушающий инструмент для бурения скважин кольцевым забоем называют бурильными головками.

Бурильные головки предназначены для бурения скважин с отбором керна. Они могут использоваться со стационарными либо съемными керноприемниками.

Бурильные головки могут быть шарошечными, лопастными, фрезерными, алмазными (классическими) ИСМ или PDC.

Шарошечные бурильные головки (рис. 2.145) выполняются с одной, тремя, четырьмя, пятью, шестью, восемью и более рабочими органами. Шарошки в бурильной головке могут быть:

- коническими;
- одно-, двух-, или трехконусными;
- в виде усеченного конуса;
- цилиндрическими;
- цилиндроконическими;
- сферическими;
- чечевицеобразными.

Число и конструкция подшипников в опоре каждой шарошки также могут быть различными в зависимости, главным образом, от формы исполнения, габаритных размеров шарошки и бурильной головки.

Лопастные бурильные головки предназначены для отбора керна в мягких породах роторным способом в комплекте с несъемным керноприемником (табл.2.7).

Промывочный узел состоит обычно из нескольких каналов, просверленных в лапах или корпусе бурильной головки. Выходные промывочные отверстия во избежание размыва керна располагаются между шарошками подальше от центра.

Важными параметрами конструкции бурильной головки являются высота и коэффициент керноприема.

Высотой керноприема принято называть расстояние от зоны образования керна до кернорвателя, а коэффициентом керноприема – отношение к этому расстоянию диаметра керна.



Рис.2.145. Общий вид шарошечных бурильных головок:

а – ТКЗ; б – СЗ; в – МСЗ; г – СТ

Таблица 2.7.

Типы, область применения бурильных головок и исполнение их рабочей части
по ГОСТ 21210–75

Тип	Область применения	Исполнение рабочей части
М	Бурение мягких устойчивых пород	Лопасты со вставными твердосплавными зубцами, с наплавкой твердого сплава и без наплавки
МСЗ	Бурение мягких пород с пропластками пород средней твердости	Шарошки со вставными твердосплавными зубками
СЗ	Бурение пород средней твердости	
СТ	Бурение пород средней твердости с пропластками пород твердых	Шарошки со вставными твердосплавными зубками или фрезерованными зубцами с наплавкой или без наплавки твердым сплавом
ТЗ	Бурение твердых пород	Шарошки со вставными твердосплавными зубками
ТКЗ	Бурение твердых абразивных пород с пропластками пород крепких	

Пример условного обозначения бурильной головки для керноприемных устройств без съемного керноприемника (К) с наружным диаметром $D = 139,7$ мм, внутренним диаметром $d = 52$ мм для бурения мягких пород:

К 139,7/52 М ГОСТ 21210–75.

Пример условного обозначения бурильной головки для керноприемных устройств со съемным керноприемником (КС) с наружным диаметром $D = 187,3$ мм, внутренним диаметром $d = 40$ мм для бурения пород средней твердости:

КС 187,3/40 СЗ ГОСТ 21210–75.

2.17. Алмазные бурильные головки и бурильные головки ИСМ и PDC

Промышленностью выпускаются алмазные (классические) бурильные головки, оснащенные как природными, так и синтетическими алмазами (рис. 2.146, 2.147).

Бурильные головки первого класса изготавливаются трех разновидностей: однослойные радиальные, однослойные ступенчатые и импрегнированные.

Однослойные радиальные бурильные головки выпускаются серийно одного типа СТ двух модификаций в четырех моделях:



Рис.2.146. Общий вид импрегнированной алмазной бурильной головки

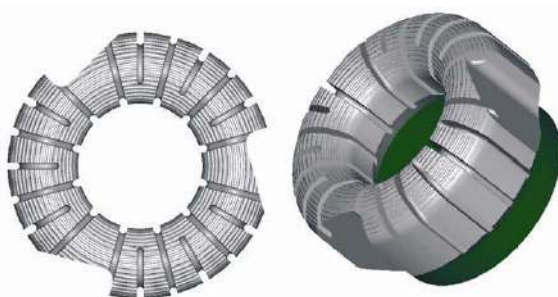


Рис. 2.148. Общий вид однослойной алмазной бурильной головки

КР 159/67 СТ2;

КР 188/80 СТ2;

КР 212/80 СТ2;

КР 188/40 СТ1.

В записи бурильных головок приняты следующие обозначения:

К – бурильная головка;

Р – радиальная разновидность;

159/67 – номинальный наружный диаметр бурильной головки/диаметр керноприемного отверстия, мм;

СТ – тип бурильной головки;

2 – порядковый номер модификации.

Однослойные ступенчатые бурильные головки выпускаются двух типов М и С:

тип М – одной модификации 2 в одной модели:

КТ 188/40 М2;

типа С – двух модификаций 3 и 5 в двух моделях:

КТ 138/52 С3;

КТ 138/45 С5.

Импрегнированные бурильные головки выпускаются только типа С модификации 3 в двух моделях:

КИ 188/80 С3;

КИ 212/80 С3.

В бурильных головках обеих моделей с твердосплавной матрицей перемешаны алмазы XXXIV группы.

Бурильные головки второго класса с синтетическими алмазами изготавливаются двух разновидностей: однослойные и импрегнированные ступенчатые.

Они выпускаются только одного типа С и одной модификации 3.

Однослойные ступенчатые бурильные головки изготавливались в двух моделях:

КТС 188/80 С3; КТС 212/80 С3.

Импрегнированные – в трех моделях:

КТСИ 138/52 С3; КТСИ 188/8 С3;

КТСИ 212/80 С3.

Алмазные бурильные головки производятся в соответствии с отраслевым стандартом ОСТ 39.026–76.

Бурильные головки для колонковых снарядов со съёмным керноприемником изготавливаются с ниппельной наружной присоединительной резьбой, а бурильные головки для колонковых снарядов с несъёмным керноприемником – с муфтовой внутренней резьбой.

ОСТ 39.026–76 также предусмотрено выполнение бурильных головок для колонковых снарядов со съёмным керноприемником следующих семи размеров, мм:

185,7/40;

188,9/40;

211,1/60;

214,3/60;

242,1/60;

267,5/60;

292,9/60.

Бурильные головки размерами 185,7/40 и 188,9/40 выпускаются с ниппелем 3-147, размером 211,1/60 и 214,3/60 – с ниппелем 3-161, а остальные – с ниппелем 3-171. Бурильные головки для керноприемных снарядов с несъёмным керноприемником производятся следующих размеров, мм:

130,4/60;

138,1/60;

141,3/52;

147,6/52;

157,1/67;

163,5/67;

169,8/67;

185,7/80;

188,9/80;

195,3/80;

211,1/80;

214,3/80;

220,7/80;

242,1/100;

267,5/100;

292,9/100;

308,7/100;

317,6/100;

346,8/100.

Бурильные головки ИСМ, вооруженные вставками со сверхтвёрдым материалом «Славутич», выпускаются в настоящее время одной и той же разновидности (рис. 72) и одного типа МС.

Эти бурильные головки армируются вставками с материалом «Славутич» по

наружной рабочей поверхности шести лопастевидных рабочих органов, составляющих единое целое с продолговатым полым корпусом, а также по внутренней центральной части, обеспечивающей образование керна.

Изготовление таких бурильных головок проводится в соответствии с ТУ 88 УССР ИСМ 472–76. Этими техническими условиями предусматривается изготовление бурильных головок под общим шифром ИСМ трех типов: М, МС и С.

Общий вид бурильных головок ИСМ и PDC представлен на рис. 2.149, 2.150. Бурильные головки, как и буровые долота, имеют стальной корпус с присоединительной резьбой и рабочие органы в виде лопастей, оснащенные резцами из поликристаллических синтетических алмазов.

Бурильные головки могут быть цельнометаллические стальные и матричного типа, аналогично буровым долотам. Технология изготовления бурильных головок PDC аналогична технологии изготовления буровых долот.

Бурильные головки PDC применяют для бурения с отбором керна в породах от мягких до средней твердости.



Рис.2.149. Общий вид бурильных головок ИСМ



Рис.2.150. Общий вид бурильной головки PDC



МИНОБРНАУКИ РФ

ФГБОУ ВО

«Уральский государственный горный университет»

Л. И. Кралина, Г. А. Усов, Ф. П. Сердюков

**Исследование процессов разрушения
и физико-механических свойств горных пород**

**Методическое пособие
к комплексу практических занятий
по дисциплине**

«Техника разведки»

**для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки
Очного и заочного обучения**

Часть 1

**Екатеринбург
2020**

Оглавление

Введение.....	3
Лабораторная работа № 1. Определение абразивности образцов горной породы методом Барона.....	4
Лабораторная работа № 2. Определение физико-механических параметров скальных горных пород.....	6
Лабораторная работа № 3. Определение энергоемкости процесса распиловки горных пород алмазным диском.....	10
Лабораторная работа № 4. Исследование акустического спектра резания горной породы алмазным диском.....	15
Библиографический список.....	18

ВВЕДЕНИЕ

Настоящее учебно-методическое пособие предназначено для выполнения лабораторных работ по профилирующим дисциплинам для студентов специальности 21.05.02 Прикладная геология. Предложенные в учебно-методическом пособии лабораторные работы выполняются с целью закрепления теоретических знаний, приобретения практических навыков в выполнении работ лабораторного характера, в том числе с элементами НИРС, расчетов, необходимых при изучении студентами профилирующих дисциплин, курсовом и дипломном проектировании. При выполнении работ используются справочные материалы, приведенные в приложении. Большинство работ рассчитано на выполнение и оформление непосредственно на занятиях. Если работа не закончена, то с разрешения преподавателя она может быть оформлена и сдана к следующему занятию.

Структурно, в зависимости от теоретического характера лабораторных исследований, учебно-методическое пособие состоит из трех частей:

Часть 1. Исследование процессов разрушения и физико-механических свойств горных пород;

Часть 2. Исследование буровых промывочных жидкостей и тампонажных растворов;

Часть 3. Методика обработки результатов исследования при выполнении лабораторных работ и справочные материалы.

Список литературы, использованной при написании учебно-методического пособия, приведен в конце каждой части.

Предлагаемые в настоящем методическом пособии лабораторные работы студентами выполняются побригадно по 2-3 человека. Объем данных работ рассчитан в основном на 2-4 часа, реже - на 6-8 часов в случае проведения студентами комплексных исследований повышенной сложности и детальности.

Полученные результаты лабораторных исследований оформляются студентами в виде отчета, содержащего следующие данные и разделы:

1. Полное наименование работы.
2. Состав исполнителей.
3. Руководитель работы.
4. Задание, дата.
5. Исходные данные.
6. Порядок выполнения работы.
7. Выводы и рекомендации по результатам исследований.

Лабораторная работа № 1

Определение абразивности образцов горной породы методом Барона

Настоящие методики определения абразивности горных пород разработаны в Институте горного дела им. А. А. Скочинского, Л. И. Бароном и А. В. Кузнецовым. Сущность ее заключается в истирании о поверхность образца горной породы торца вращающегося стержня из незакаленной стали -серебрянки с последующим определением весового износа стержня во время опыта. За критерий абразивности принимается суммарная потеря в весе стержня за стандартное время опыта 10 минут. Опытное потирание стержня производится при осевой нагрузке 150 Н и скорости вращения 400 об/мин.

Испытания производятся на установке, выполненной на базе обычного сверлильного станка типа НС - 1 2 А.

Образец горной породы устанавливается в зажимном приспособлении таким образом, чтобы истираемая поверхность была перпендикулярна шпинделю станка. В патроне станка закрепляется эталонный стержень из инструментальной калиброванной стали-серебрянки У8А диаметром 8 мм. Изготовление стержней производится на токарном станке, где прутки разрезается на части длиной 70 мм. В одном из торцов каждого стержня высверливается центральное отверстие диаметром 4 мм и глубиной 12 мм.

Определение абразивности породы производят сверлением образца породы эталонным стержнем, предварительно взвешенным на аналитических весах с точностью до 0,1 мг. Исследования производят по схеме парных опытов: сначала сверление осуществляется в течение 10 мин одним концом стержня, затем в течение 10 мин – другим.

После опыта стержень очищается и снова взвешивается на аналитических весах с точностью до 0,1 мг.

Коэффициент абразивности породы вычисляется на основании результатов исследований по формуле

$$A = \frac{\sum q_i}{2n_n}, \quad (1.1)$$

где A - коэффициент абразивности, мг,

q_i - потеря массы эталонного стержня за каждый парный опыт, мг;

n_n - число парных опытов.

На каждом образце горной породы проводится 3-5 парных опытов, а в целом по пробе необходимо провести 9-15 таких опытов

Необходимое число единичных опытов определяется с учетом коэффициента вариации, зависящего от структуры горных пород, на основании величины отношения

$$a = \frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}} \quad (1.2)$$

где $K_{\text{доп}}$ - допускаемое отклонение точности определения коэффициента абразивности;

$K_{\text{вар}}$ - коэффициент вариации, принимаемый согласно табл. 1.1.

Согласно абсолютной величине a , необходимо определить минимальное число единичных опытов, руководствуясь табл. 1.2.

Таблица 1.1

Определение коэффициента вариации $K_{\text{вар}}$

Структура пород	Размер зерен, мм	$K_{\text{вар}}$, %
Крупнозернистая	5	30
Среднезернистая	3-5	22
Мелкозернистая	0,3-0,2	19
Тонкозернистая с включениями	0,2	34

Таблица 1.2

Определение минимального числа единичных опытов

a	2,0	0,98	0,69	0,57	0,49	0,48
n	1	4	8	12	16	20

Запись результатов измерений и вычислений производится в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Определение абразивности горных пород

№ п.п	Порода		Номер образца опыта	Масса стержня. $G_{1,2}$, мг		Потеря массы, мг	Абразивность A , мг				Примечание
	шифр	название		до опыта	после опыта		по опыту	по образцу	среднее по пробе	коэф. вариация, %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

Построение графиков и выводы результатов работы

Построение графиков по результатам измерений и вычислений настоящей лабораторной работы. УП1, УП2 - предварительные усилители;

Количественный и качественный анализ зависимостей

$$A = f\left(\frac{H_{\text{м, max}}}{H_{\text{м, min}}}\right) \text{ и } A = f(H_{\text{м, max}}), \text{ а также степени зернистости}$$

(крупно-, средне-, мелко-, микрозернистости) исследуемых образцов горных пород.

Обосновать практическое значение полученных результатов лабораторных исследований и дать практические рекомендации.

Лабораторная работа № 2.

Определение физико-механических параметров скальных горных пород

Для оценки прочностных свойств горных пород определяются коэффициент динамической прочности (крепости и дробимости) F_d , а для оценки абразивных свойств - коэффициент абразивности $K_{абр}$.

Методика разработана в ЦНИГРИ под руководством Н. И. Любимова и рекомендована для исследований ФМС скальных горных пород.

Отбор и подготовка образцов горных пород

Отбор образцов горных пород производится, как правило, из керна. Можно также отбирать образцы произвольной формы соответствующего размера.

Размеры образцов из керна: длина 20-25 см при бурении коронками диаметром 46-59 мм и 15-18 см при бурении коронками диаметром 76-92 мм.

Подготовка проб из образцов осуществляется в следующем порядке:

- исследуемый образец породы разбивается на куски изометрической формы без острых углов размером 1,5-2,0 см в поперечнике;
- набираются две пробы: каждая проба состоит из 25 кусков и разделяется на пять частей по пять кусков.

Оборудование и материалы, необходимые для исследований

При определении прочностных и абразивных свойств горных пород по методике ЦНИГРИ применяются:

- прибор ПОК для определения динамической прочности (крепости) горных пород;
- прибор ПОАП-2М для определения абразивности горных пород;
- весы типа ВЛКТ-100 г / 5-3.

Прибор ПОК состоит из трубчатой ступы (рис. 2.1, а) и объемомера (рис. 2.1, б). Составными частями трубчатой ступы являются: загрузочный стакан 1, направляющая труба 2, удерживающий шплинт 3, гиря 4, упор 5, шнур 6 и рукоятка 7.

Объемомер состоит из стакана 1 и поршня со шкалой 2.

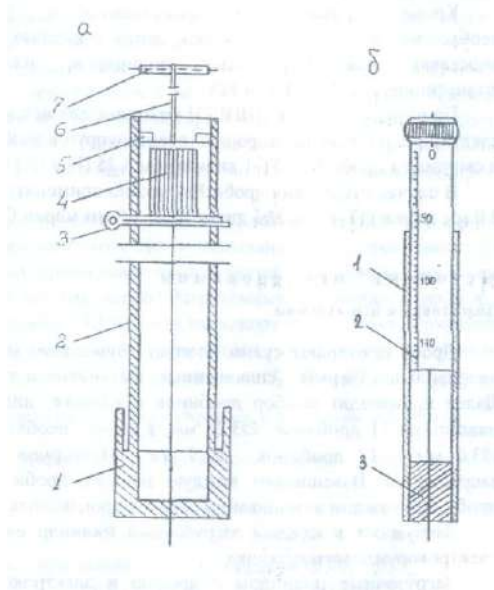


Рис. 2.1. Прибор ПОК для определения динамической прочности горных пород:

а – трубчатая ступа: 1 – загрузочный стакан; 2 – направляющая труба; 3 – шплинт удерживающий; 4 – гиря; 5 – упор; 6 – шнур; 7 – рукоятка; б – объемомер: 1 – стакан; 2 – поршень со шкалой; 3 – дно

Прибор ПОАП-2м, схема которого приведена на рис. 2.2, состоит из электродвигателя АОЛБ 22-4 мощностью 0,18 кВт с числом оборотов 1420 об/мин, двух рабочих органов с загрузочными камерами и пульта управления со счетчиком оборотов двигателя.

В приборе ПОАП-2м рабочий орган представляет собой жесткое сварное соединение 8 трех загрузочных камер 4, шатуна 7 и эксцентрикового вала 2, совершающего колебательно-вращательное движение в шариковых подшипниках 10.

Опорой рабочего органа служат маятниковые шатуны 3, которые с помощью шариковых подшипников 6 шарнирно связывают рабочий орган с плитой прибора.

Загрузочные цилиндры вставляются в камеры 4 прямоугольной формы и закрываются крышками 5 при помощи натяжных замков.

Привод рабочего органа прибора осуществляется от электродвигателя 1 через эксцентриковый вал 2 с насаженным на него маховиком 9. При помощи вала 2 загрузочные камеры совершают возвратно-поступательное движение, обеспечивающее интенсивное перемешивание помещенного в них материала.

Механический редуктор-счетчик оборотов 12, который присоединяется к валу электромотора при помощи двух шкивов и приводного ремня, позволяет контролировать число колебаний рабочего органа.

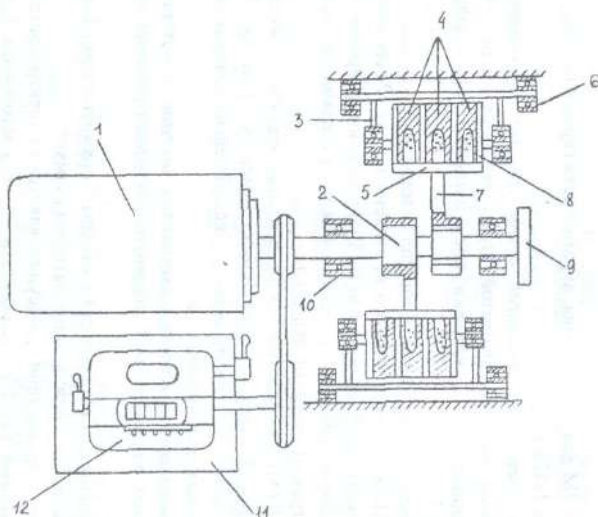


Рис. 2.2. Схема прибора ПОАП-2М для определения абразивности горных пород:

1 – электродвигатель; 2 – эксцентриковый вал; 3 – шатуны; 4 – загрузочные цилиндры; 5 – крышка; 6 – опоры; 7 – шатун; 8 – рабочие органы; 9 – маховик; 10 – подшипники; 11 – пульт управления; 12 – счетчик.

Весы типа ВЛКТ-100 г/5-3 предназначены для определения потери веса эталонного материала при определении абразивности пород с требуемой точностью

Для исследований на приборах ПОК и ПОАП-2м используются:

- загрузочные цилиндры из стекла органического СОЛ (ГОСТ 15809-70) - 18 шт. (6 - для проведения опыта, 6 - для промывки дробы после опыта, 6 - запасные);
- сито из сетки №5 (ГОСТ 3826-66);
- мерка емкостью 1 см³.

Кроме перечисленных принадлежностей, учтенных в ОСТе, необходимо иметь молоток, совок, лоток с шестью ячейками для дробы, подставку для загрузочных цилиндров, пластинку, лопаточку, штангенциркуль (ГОСТ 166-80).

По разработанной в ЦНИГРИ методике для исследований необходимы следующие материалы: порошок электрокорундовый №12 (ГОСТ 3647-80) и свинцовая дробь №4 ОТ-1 диаметром 3.25 (ГОСТ 7837-76).

В случае отсутствия дробы №4 можно применять дробь №5 диаметром 3,0 мм марки ОТ-1 или №3 диаметром 3,5 мм марки ОТ-П.

Методика исследований Подготовка к испытаниям

Дробь протирают сухим хлопчатобумажным материалом. Дробинки неправильной формы (сплюснутые, вытянутые и т. п.) отбраковываются. Далее производят подбор дробинки в навеску, для чего заготавливают 6 навесок по 21 дробинке Ø 3,25 мм; в случае необходимости 26 дробинки Ø 3,0 мм и 14 дробинки Ø 3,5 мм. Повторное использование дробы запрещается. Взвешивают каждую навеску дробы. Определение массы дробы при каждом взвешивании следует производить с точностью до 5 мг.

Загружают в каждый загрузочный цилиндр навеску дробы и 1 см электрокорундового порошка.

Загрузочные цилиндры с дробью и электрокорундовым порошком помещают в прибор и включают его на 20 минут. При этом электродвигатель должен совершить 28 тыс. оборотов, которые контролируются счетчиком прибора.

Каждую навеску дробы после указанного опыта помещают в сосуд с водой и после перемешивания (всполаскивания) извлекают и протирают насухо чистым хлопчатобумажным материалом.

Промытую дробь взвешивают. Потеря массы дробы в каждой пробирке должна быть 200 ± 10 мг. В случае отклонения потери массы дробы от указанного необходимо изменить количество дробинки в навеске и повторить тарировочные работы вновь.

Проведение испытаний

Каждую часть пробы, состоящую из 5 кусков, помещают в стакан прибора ПОК и производят 10 сбрасываний гири массой 2,4 кг с высоты 600 мм (груз поднимается до упора). Продукт разрушения всех пяти частей каждой пробы породы просеивается через сито с размером стороны ячейки а свету 0,5 мм. Прошедшую через сито фракцию 0,5 мм и менее ссыпают в трубу объеммера (рис. 4.2). В трубу свободно вставляют до упора цилиндр и снимают отсчет "h" по шкале цилиндра в миллиметрах.

Раздробленную горную породу фракции 0,5 мм и менее высыпают из объеммера на лист чистой бумаги в виде конуса, затем конус с помощью пластинки разворачивают в диск, который снова пересыпают в конус. Процесс перемешивания повторяют 2 - 3 раза для получения однородной среды. Из противоположных частей диска отбирают пробы объемом 1 см^3 каждая.

Загрузочные цилиндры с дробью и пробами помещают в прибор ПОАП-2м и включают на 20 мин. После испытания дробь промывают. Для этого каждую навеску дробы помещают в чистые загрузочные цилиндры, заполненные на 2/3 объема водой. Загрузочные цилиндры с дробью и водой помещают в прибор ПОАП-2м и включают его на 3 мин. Промытую дробь протирают сухим хлопчатобумажным материалом, взвешивают каждую навеску и определяют потерю массы дробы ΔQ (мг).

Определение физико-механических параметров по результатам испытаний

Коэффициент динамической прочности породы определяет по формуле:

$$F_d = \frac{20n}{h} = \frac{200}{h}, \quad (2.1)$$

где $n=10$ - число сбрасываний гири на приборе ПОК;

h - отсчет по шкале цилиндра объеммера, мм.

Коэффициент абразивности исследуемой породы определяют по формуле:

$$K_{\text{абр}} = \frac{\Delta Q}{100}, \quad (2.2)$$

где ΔQ - потеря массы дробы, мг.

Коэффициенты динамической прочности и абразивности определяются по двум пробам.

За средние значения F_d или $K_{\text{абр}}$ принимаются среднеарифметические двух определений при условии:

$$Z = \frac{X_1 - X_2}{(X_1 + X_2)/2} \cdot 100 < 25 \%, \quad (2.3)$$

где X_1 и X_2 - значения двух определений F_d и $K_{\text{абр}}$.

В случае отклонения от приведенного условия проводятся дополнительные определения. Из полученных значений F_d и $K_{\text{абр}}$ выбираются те два, для которых выполняется условие (2.3).

На основании определенных опытным путем значений динамической прочности F_d и коэффициента абразивности $K_{\text{абр}}$ можно определить объединенный комплексный показатель бурности ρ_m по формуле:

$$\rho_m = 3F_d^{0.8} \cdot K_{\text{абр}} \quad (2.4)$$

Определение энергоемкости процесса распиловки горных пород алмазным диском

Распиловка является начальной операцией в обработке каменного сырья. Для распиловки горных пород используют несколько типов алмазных пил и станков, конструкция которых зависит от размеров камней и конкретной цели распиловки.

Процесс распиловки можно контролировать по показаниям электроприборов, которые устанавливаются в системе электропривода для измерения силы тока, напряжения и потребляемой мощности.

Оценка процесса распиловки возможна по удельным затратам электроэнергии на единицу площади распиливания, которая зависит от ФМС горных пород, параметров режущего инструмента и технологических параметров распиливания.

Задачей исследования является определение энергоемкости процесса распиливания горных пород с различными ФМС на камнерезном станке.

Технические средства для определения энергоемкости процесса распиловки

В качестве распиловочного механизма используется серийный камнерезный станок ПТ-44, оснащенный алмазным отрезным диском:

Техническая характеристика камнерезного полуавтомата ПТ-44

Наибольшая высота обрабатываемой заготовки, мм	150
Наибольшая длина обрабатываемой заготовки, мм	160
Частота вращения шпинделя, об/мин	1500
Инструмент: круг отрезной, 2726-0272 ГОСТ 10110-78	1000
диаметр, мм	450
толщина, мм.....	2,4
Скорость подачи (продольное перемещение салазок), мм/мин	
при модуле червячной передачи <i>m</i> = 1.....	5,4-31,5
<i>m</i> = 2.....	10,8-63
Питающая эл. сеть:	
род тока.....	Переменный
частота тока, Гц.....	50
напряжение, В.....	220, 380
Электродвигатель	
Тип.....	4A80B (АИР90В)
мощность, кВт.....	1,5 (2,2)
частота вращения, об/мин.....	1500
габариты, мм, не более.....	1240 890 940
масса, кг. не более.....	350

Принцип работы камнерезного полуавтомата ПТ-44

Привод станка осуществляется от электродвигателя 1 (рис. 3.1) Вращение от двигателя передается через клиноременную передачу на шпиндель 2, на котором закреплен алмазный круг 10. Вращение шпинделя двухскоростное, так как шкив шпинделя имеет два ручья с разными диаметрами.

При распиловке заготовок продольная подача заготовки 11 производится механически от двигателя 1 через клиноременную передачу, червячную передачу 7, передачу "винт-гайка", гайка 8 которой является разъемной. При разомкнутом положении гайки механическая подача на заготовку не происходит. Заготовка при распиловке надежно закрепляется в зажимном устройстве 9, которое имеет возможность продольного

перемещения по направляющим 4. Скорость продольной подачи во время распиловки регулируется бесступенчатым вариатором 6. При переводе рычага влево подача замедляется, вправо - ускоряется

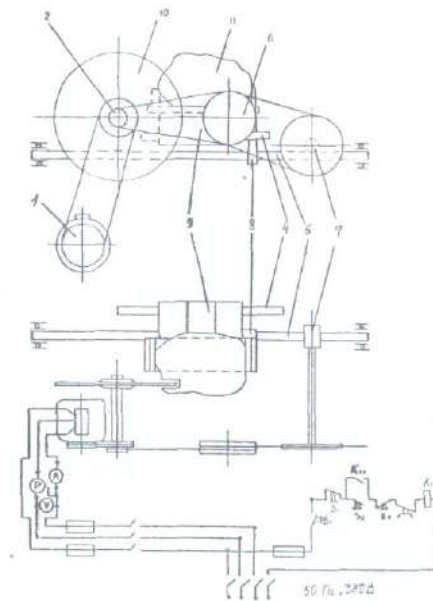


Рис. 3.1. Электромеханическая схема ПТ-44

Приборы для контроля процесса распиловки

Для контроля процесса распиловки камнерезный полуавтомат ПТ-44 имеет электрический щит, оборудованный вольтметром с ценой деления 20 В в диапазоне 500 В, амперметром с ценой деления 0,5 А в диапазоне ЮЛ и ваттметром с ценой деления 0,5 кВт в диапазоне 1,4 кВт.

Для проведения исследований необходимо иметь секундомер.

Методика определения процесса распиловки

Подготовка образцов для распиловки

Для распиловки используются образцы скальных горных пород произвольной формы. Размеры образца следует подбирать из расчета затрат времени на отрезание одной пластины в пределах 4-6 мин. и возможности получения из образца двух пластин толщиной 30 мм и длиной не менее 100 мм. Каждый образец должен быть промаркирован. Полученные при распиловке пластины используются в следующей лабораторной работе.

Подготовка камнерезного полуавтомата ПТ-44

Исследуемый образец закрепляется в зажимном устройстве станка. Для распиловки следует использовать червячное колесо с модулем $m=1$. Рычагом вариатора устанавливается нужная скорость резания. Рекомендуемая скорость резания при распиловке твердых пород (яшма) - 23,4 мм/мин., при распиловке мягких пород (змеевик) - 33,4 мм/мин.

Организация наблюдений за процессом распиловки

В процессе исследований по показаниям ваттметра измеряется потребляемая мощность на холостое вращение алмазного диска и суммарная потребляемая мощность в

процессе распиловки. Потребляемая мощность на распиливание определяется по формуле:

$$P_p = \sum P - P_{xx} \quad (3.1)$$

где P_p - потребляемая мощность на распиливание, Вт;

$\sum P$ - суммарная потребляемая мощность, Вт;

P_{xx} - потребляемая мощность на холостое вращение алмазного диска, Вт.

Для получения достоверной информации необходимо провести 3 опыта - параллельные распиловки образца, обеспечивающие получение двух пластин.

Каждый опыт начинается с регистрации потребляемой суммарной мощности в момент начала распиловки. Затем суммарная потребляемая мощность регистрируется с помощью секундомера через каждые 30 с до окончания распиловки.

Результаты наблюдений и обработки заносятся в таблицу.

Регистрация результатов наблюдения и расчетов

Номер парал. набл.	P_{xx}	Суммарная потребляемая Мощность ΣP , Вт										Площадь распила $S, \text{м}^2$	Работа A , Втс	Удельная энергоёмкость $W, \text{Вт} \cdot \text{с} / \text{м}^2$
		0	30	60	90	120	150	180	210	240	270			
Образец №1														
1														
2														
3														
Образец №2														
1														
2														
3														

На основании наблюдений при распиловке каждого образца строятся графики, характеризующие изменение P_p во времени. Форма графика приведена на рис. 3.2.

Определение произведенной работы для распиливания образца

Работа распиливания характеризуется площадью фигуры 5 (рис. 3.2), ограниченной кривой, характеризующей изменение суммарной потребляемой мощности $\sum P$ во времени, и линией, ограничивающей мощность холостого вращения P_{xx} .

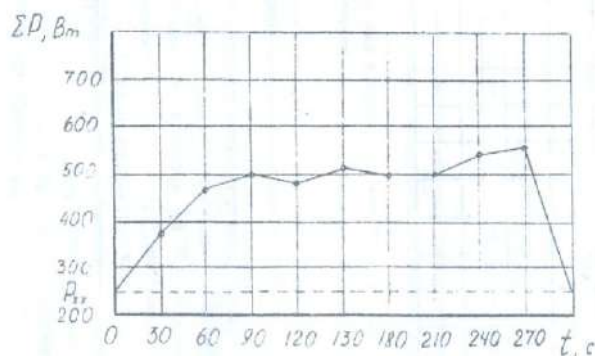


Рис. 3.2. График изменения потребляемой мощности во времени при распиловке яшмы технической.

Площадь S определяется с помощью палетки. Масштаб одной клетки палетки определяется в соответствии с масштабом координат графика:

$$M = P_p t_n, \quad (3.2)$$

где M - масштаб одной клетки, Вт·с;

P_p - масштаб мощности на графике, Вт;

t_n - масштаб времени, с. Приведенный на рис. 4.6 график имеет следующий масштаб:

$$M = 100 \cdot 30 = 3000, \text{ Вт} \cdot \text{с}.$$

Тогда работа распиливания образца определяется из условия, Вт/с:

$$A = Mm, \quad (3.3)$$

где M - масштаб одной клетки, 3000 Вт·с;

m - количество расчетных клеток палетки в пределах площади, ограниченной кривой изменения P_p во времени, шт.

Для определения количества расчетных клеток под кривой методом палетки подсчитывается количество полных клеток n_1 и количество неполных клеток n_2 . Затем приближенно определяется общее количество расчетных клеток из условия:

$$M = (n_1 + n_2) / 2. \quad (3.4)$$

Определение площади распила

Площадь поверхности распила образца горной породы определяется также по палетке. В качестве палетки может быть использован лист миллиметровки или разлинованный в клетку тетрадный лист. На палетку накладывается распиленный образец горной породы, и фиксируется площадь распила. Масштаб палетки принимается

$$M = 1 \text{ см}^2 = 0,0001 \text{ м}^2.$$

Площадь распила рассчитывается из условия:

$$S = Mm, \quad (3.5)$$

где S - площадь распила, м²;

M - масштаб палетки, м²;

m - количество расчетных клеток палетки, шт.

Определение удельной энергоёмкости процесса распиливания

Удельная энергоёмкость распиливания на единицу площади горной породы рассчитывается по формуле:

$$W = \frac{A}{S}. \quad (3.6)$$

где W - удельная энергоёмкость распиливания, Вт·с/м²;

A - работа, Вт·с;

S - площадь распила, м².

Методика статистической обработки результатов наблюдений

Обобщающими результатами наблюдений, характеризующих энергоёмкость процесса распиловки, являются удельные затраты мощности на единицу площади распиловки $W_1, W_2, W_3, \dots, W_n$, которые получены при проведении параллельных опытов при распиловке образца определенной горной породы.

Энергоёмкость процесса распиловки образца горной породы характеризуется удельными затратами мощности, которые определяются как среднее арифметическое значение удельных затрат мощности при проведении параллельных опытов по формуле:

$$\bar{W} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n W_i. \quad (3.7)$$

Дисперсия удельных затрат мощности параллельных опытов, характеризующих степень разброса вокруг среднего значения, рассчитывается по формуле:

$$D = \frac{1}{1-n} \sum_{i=1}^n (W_i - \bar{W})^2. \quad (3.8)$$

Среднее квадратическое отклонение результата каждого опыта как абсолютный показатель изменчивости удельных затрат мощности определяется из выражения:

$$S = \sqrt{\frac{1}{1-n} \sum_{i=1}^n (W_i - \bar{W})^2}. \quad (3.9)$$

Отдельным показателем изменчивости удельных затрат мощности параллельных опытов является коэффициент вариации, который рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{вар}} = \frac{S}{\bar{W}} 100 \% \quad (3.10)$$

Лабораторная работа № 4.

Исследование акустического спектра резания горной породы алмазным диском

Отбор и подготовка образцов

Для исследований необходимо использовать образцы горных пород с известными параметрами динамической прочности, абразивности и модуля продольной упругости. Образец должен иметь форму пластины толщиной 30 мм. Рекомендуется использовать пластины, полученные при выполнении лабораторной работы № 3 данного раздела. Каждый образец должен иметь свою маркировку.

Технические средства для регистрации акустического спектра

Для исследования акустического спектра резания горных пород алмазным диском используется анализатор спектра АС-1.

Акустический спектр регистрируется анализатором спектра АС-1 в пределах звуковых колебаний 16 Гц – 20 кГц при распиловке образца горной породы на камнерезном станке ПТ-44, оснащённом алмазным отрезным диском АС-50 315/250 50 М. Для контроля процесса резания станок оснащён ваттметром, вольтметром и амперметром.

Техническая характеристика анализатора спектра АС-1

Прибор состоит из измерительного блока и двух микрофонов МД 52. Измерительный блок предназначен:

- для усиления сигналов, поступающих от микрофонов;
- выделения из шумового спектра основных гармонических составляющих;
- измерения частоты звуковых колебаний в трех диапазонах (I – 20-200 Гц, II – 200-2000 Гц, III – 2-16 кГц);
- измерения уровня звукового давления акустического спектра с помощью микроамперметра.

Функциональная схема АС-1 представлена на рис. 4.2. На схеме показаны:

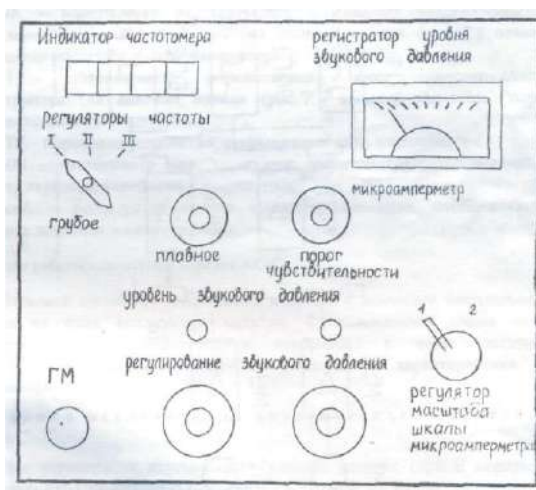


Рис. 4.1. Схема лицевой панели АС-1

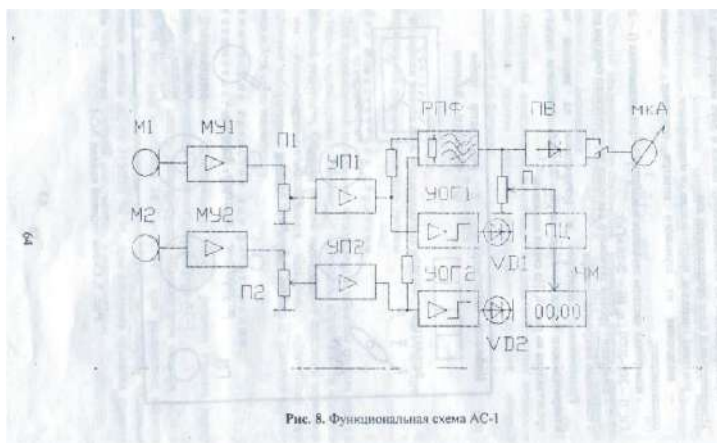


Рис. 4.2. Функциональная схема АС-1

МУ1, МУ2 - микрофонные усилители 1 и 2 каналов;

П1, П2 - потенциометры установки уровня сигналов с микрофонных усилителей (ручки потенциометров П1 и П2 выведены на лицевую панель (см. рис. 4.2) и обозначены "регулирование звукового давления 1-й канал и 2-й канал");

УОГ1, УОГ2 - усилители-ограничители шумового сигнала с выходом на светоиды VD1, VD2 (на лицевой панели (см. рис. 4.2) светоиды обозначены "уровень звукового давления");

РПФ - режекторный полосовой фильтр с высокой добротностью, (перестройка частоты фильтра осуществляется ручками (см. рис. 4.2) "регуляторы частоты грубое, плавное", расположенными на лицевой панели);

ПВ - прецизионный выпрямитель выделяет положительную полуволну первой гармоники шумового сигнала;

SA - масштабный переключатель - изменяет чувствительность микроамперметра мкА в 2 раза (на лицевой панели (см. рис. 4.2) показан "регулятор масштаба шкалы амперметра");

П - потенциометр, определяющий порог чувствительности частотомера (на лицевой панели (см. рис. 4.2) имеется указатель "порог чувствительности");

ПУ - пороговое устройство, открывающее вход частотомера;

ЧМ - частотомер или "индикатор частотомера", отображающий частоту звуковых колебаний в килогерцах;

мкА - регистратор уровня звукового давления, отображающий звуковое давление в микроамперах.

Принцип работы анализатора спектра АС-1

Звуковой сигнал от микрофонов подается с помощью специального кабеля на вход анализатора спектра. Функциональная схема АС-1 усиливает сигнал, фильтрует и отображает в виде частотной характеристики на частотомере и амплитудной характеристики на амперметре.

Методика исследования акустического спектра на АС-1

Для регистрации акустического спектра резания горной породы с помощью АС-1 необходимо выполнить следующие операции:

Расположение приборов и регуляторов на лицевой панели измерительного блока показано на рис. 4.1,

1. Установить микрофоны в непосредственной близости от режущего инструмента, обеспечив условия предотвращения попадания влаги на микрофоны.
2. Подключить микрофоны к гнезду ГМ прибора.
3. Подключить прибор к сети 220 В.

4. Установить ручки управления прибора в положение, соответствующее готовности прибора к работе. Для этого необходимо выполнить следующие операции.

4.1. Ручки потенциометров "регулирование звукового давления" (П1 и П2) установить в крайнее левое положение (повернуть против часовой стрелки до упора).

4.2. Переключатель "регуляторы частоты грубое, плавное" установить в крайнее левое положение.

4.3. Ручку "порог чувствительности" установить в крайнее левое положение, при этом индикатор частотометра должен показывать 00.00.

4.4. Переключатель 3А "регулятор масштаба шкалы микроамперметра" установить в крайнее левое положение, при этом стрелочный индикатор мкА должен быть на нуле.

5. Включить камнерезный станок, установить режим подачи с помощью вариатора в зависимости от физико-механических свойств распиливаемого образца и обеспечить работу станка в установившемся режиме резания горной породы.

6. Медленно поворачивать ручки потенциометров П1 и П2 "регулирование звукового давления" по часовой стрелке до включения светоидов УВ1 и УО2. После включения светоидов повернуть ручки П1 и П2 против часовой стрелки, стараясь уловить положение регуляторов уровня сигнала, соответствующее моменту затухания светоидов.

7. Произвести измерения параметров акустического спектра, выполняя последовательно следующие операции.

7.1. Поворачивая ручку "регуляторы частоты плавное" по часовой стрелке, установить по микроамперметру на положение ручки, соответствующее максимальному уровню сигнала в выбранном частотном диапазоне. Точнее можно найти положение ручки, поворачивая ее по или против часовой стрелки.

7.2. Повернуть ручку "порог чувствительности" до включения частотометра в режим счета частоты. Рекомендуется поворачивать ручку не плавно, а дискретно, изменяя угол поворота в связи с некоторым запаздыванием включения счетного устройства.

7.3. Показания частотометра и стрелочного индикатора занести в таблицу. При необходимости взять еще 1-2 отсчета на этом же частотном диапазоне, стремясь отыскать локальный максимум.

7.4. Повернуть ручку "порог чувствительности" против часовой стрелки до сброса показаний индикатора частотометра (до установки 00.00).

7.5. Повернуть ручку "регуляторы частоты плавное" в крайнее левое положение и перейти на следующий частотный диапазон, переключив переключатель «регуляторы частоты грубое» по часовой стрелке в следующее положение.

7.6. Повторить измерения на вновь избранном диапазоне частоты, выполнив пункты 7.1-7.3 Результаты измерений занести в таблицу.

7.7. Выполнив пункты 7.4 и 7.5, перейти на третий диапазон частот, установив переключатель "регуляторы частоты грубое" в положение III (крайнее правое).

7.8. Повторить измерения на III диапазоне частот, выполнив пункты 7.1. - 7.3. Результаты измерений занести в таблицу.

Результаты измерений исследования акустического спектра резания горной породы алмазным диском

Диапазон	I			II			III		
Уровень звукового давления, мкА									
Частота звуковых колебаний, кГц									

Примечания.

1. После выполнения пункта 7.3 положение ручки "регулирование звукового давления" нельзя изменять до окончания работы, в противном случае достоверность характера спектрограммы будет нарушена.

2. В некоторых случаях на одном или двух диапазонах частот могут отсутствовать ярко выраженные основные максимумы, в этом случае рекомендуется ограничиться регистрацией локальных максимумов, стараясь как можно точнее устанавливать порог чувствительности порогового устройства частотомера ручкой "порог чувствительности".

3. Если при измерении локальных максимумов показания стрелочного измерительного прибора весьма малы и отсчет взять затруднительно, можно перевести переключатель SA "регулятор масштаба шкалы микроамперметра" в крайнее правое положение. В этом случае в таблицу следует заносить численное значение, равное 1/2 от показания прибора.

Методика обработки результатов наблюдения

Графическое построение измеренных спектров производится на полулогарифмической бумаге, для того, чтобы весь диапазон измеряемых частот умещался в размерах одного листа формата А4 и при этом масштаб был бы читаемым. Построение спектрограммы (рис. 4.3), характеризующей процесс резания, производится по следующей методике.

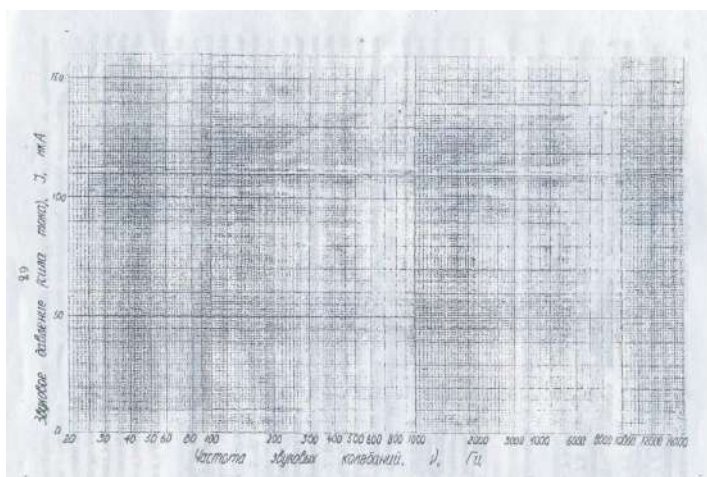


Рис. 4.3. Спектрограмма звуковых колебаний процесса резания

1. На логарифмической шкале абсцисс, соответствующей трем диапазонам АС-1, откладываются частоты в герцах, на линейной шкале ординат – уровни звукового давления акустического спектра резания в микроамперах.
2. На спектрограмме находится уровень звукового давления, соответствующий зарегистрированному максимуму длины полуволны акустического спектра.

Библиографический список

1. Инструкция по применению прибора ПСХ-4 для определения удельной поверхности измельченных материалов/ Госкомитет по промышленности строительных материалов при Госстрое СССР. – М.: 1964. - 14 с.
2. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород: учебник для вузов. – 5-е изд, перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. - 359 с.

3. Спивак А. И., Попов А. Н. Разрушение горных пород при бурении скважин: учебник для вузов. – 4-е изд. Перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. - 208 с.
4. Ямщиков В. С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

**ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ
ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ**

Специальность:

21.05.03 Технология геологической разведки

форма обучения: очная, заочная

Автор: Александрова Ж. Н.

Екатеринбург

2020



ФГБОУ ВО

**«Уральский государственный горный
университет»**

Ж. Н. Александрова

ПРАКТИКУМ ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ

Руководство по выполнению практических работ
по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов
специальности 21.05.03 Технология геологической разведки
очной и заочной формы обучения

Часть 1

**Екатеринбург
2020**

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
методической комиссией
факультета геологии и геофизики
Председатель комиссии



В. И. Бондарев
«20» марта 2020 г.

Ж. Н. Александрова

ПРАКТИКУМ ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ

Руководство по выполнению практических работ
по дисциплине «Разведочной геофизике» для студентов
специальности 21.05.03 – «Технология геологической разведки»
очной и заочной формы обучения

Часть 1

УДК 550.83
А46

Рецензент: Писецкий В.Б., д-р геол.-мин. наук, профессор,
заведующий кафедрой геоинформатики УГГУ

Александрова Ж.Н.

А46 Практикум по разведочной геофизике: руководство по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки очной и заочной формы обучения. Часть 1 / Ж.Н. Александрова; Уральский гос. горный ун-т. – Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2020. – 54 с.

Учебное пособие предназначено для студентов, обучающихся по специальности «Технология геологической разведки»

© Александрова Ж.Н., 2020
© Уральский государственный
горный университет, 2020

СОДЕРЖАНИЕ

1. Геофизические методы и физические поля, физические свойства горных пород и минералов.....	5
2. Решение прямой задачи гравиразведки: расчет аномалии силы тяжести над сбросом.....	7
3. Палеточный способ решения прямых задач гравиразведки.....	9
4. Решение обратной задачи гравиразведки: определение параметров залегания шарообразного тела по измеренному полю.....	11
5. Изучение гравиметра.....	13
6. Решение прямой задачи магниторазведки для шара.....	15
7. Решение прямой задачи магниторазведки для тонкого вертикального стержня.....	17
8. Количественная интерпретация данных магниторазведки.....	19
9. Измерение вариаций геомагнитного поля.....	23
10. Изучение детекторов гамма-излучения.....	25
11. Расчет интенсивности гамма-излучения над контактом пород...	28
12. Решение прямой задачи аэро-гамма-съемки.....	31
13. Решение обратной задачи аэро-гамма-съемки.....	34
14. Интерпретация диаграмм гамма-каротажа.....	37
15. Оценка качества радиометрической съемки.....	41
16. Вертикальные электрические зондирования на модели.....	50
17. Симметричное электропрофилирование на модели.....	54
18. Изучение геологического разреза по данным СЭП.....	57
19. Интерпретация результатов полевых наблюдений методом заряженного тела.....	61

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ И ФИЗИЧЕСКИЕ ПОЛЯ, ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД И МИНЕРАЛОВ

1.1. Цель работы: ознакомление с основами геофизических методов – изучаемыми в них физическими полями и дифференциацией соответствующих физических свойств горных пород и минералов.

1.2. Содержание работы

Принципиальная возможность изучения геологического строения Земли по результатам измерения геофизических полей заключается в существенном различии (дифференциации) горных пород по физическим свойствам.

Метод гравиметрии основан на изучении *поля силы тяжести*, которое характеризует *плотностную* неоднородность геологического разреза.

С помощью магнитометрии изучают особенности *стационарного геомагнитного поля*, связанные с различной *намагниченностью* и *магнитной восприимчивостью* горных пород и минералов.

Сейсмометрия позволяет определять строение Земли, изучая *поле упругих колебаний*, основными параметрами которого являются *скорость упругих волн* и *их поглощение* в горных породах.

Методами электрометрии изучают *электромагнитное поле*, возникающее в горных породах при прохождении через них электрического тока. Характер этих процессов зависит от *удельного сопротивления* и *других электрических и магнитных свойств* горных пород.

Наглядное представление о возможностях разведочной геофизики дает систематизация геофизических методов по изучаемым полям и дифференциации определяющих их физических свойств для распространенных горных пород и минералов – в форме таблиц и диаграмм.

1.3. Порядок выполнения работы

1. Перепишите в рабочую тетрадь по указанной форме (табл. 1.1) сведения о физических свойствах горных пород и минералов.

2. Запишите в ячейках под названием физических свойств размерность их единиц измерения.

3. Определите и запишите в нижних ячейках таблицы диапазон изменения каждого физического свойства для всех указанных горных пород и минералов.

4. Выберите подходящие типы (линейный или логарифмический) и масштабы шкал для построения прямоугольных диаграмм изменения указанных в таблице физических свойств горных пород и минералов.

5. Постройте диаграммы. В заголовках диаграмм укажите названия соответствующего геофизического метода и изучаемого в нем физического поля. Выделите соответствующей заливкой основные литологические разности: осадочные, метаморфические и магматические.

Таблица 1.1. Физические свойства некоторых горных пород и минералов

№ пп	Горные породы и минералов	Плотность	Магнитная восприимчивость	Скорость продольных волн	Электрическое сопротивление
1	Базальт	2,22...2,85	$1,25 \cdot 10^{-4} \dots 1,55 \cdot 10^{-2}$	5,6	$10^3 \dots 10^5$
2	Габбро	2,85...3,05	$10^{-3} \dots 7,5 \cdot 10^{-3}$	6,10...7,80	$10^3 \dots 10^5$
3	Глина	1,06...2,47	$2 \cdot 10^{-6} \dots 10^{-4}$	1,0...2,00	$10^0 \dots 10^2$
4	Глинистый сланец	2,56...2,85	$10^{-5} \dots 10^{-4}$	2,3...4,7	$10^2 \dots 10^3$
5	Гнейсы	2,58...2,90	$10^{-5} \dots 10^{-4}$	5,45...6,25	$10^2 \dots 10^5$
6	Гранит	2,52...2,81	$0 \dots 4,5 \cdot 10^{-5}$	3,70...6,00	$10^3 \dots 10^5$
7	Диорит	2,72...2,96	$2 \cdot 10^{-4} \dots 2 \cdot 10^{-3}$	5,60...6,10	$10^4 \dots 10^5$
8	Известняк	1,51...2,65	$5 \cdot 10^{-6} \dots 10^{-5}$	1,00...5,50	$10^2 \dots 10^3$
9	Магнетит	4,97...5,18	$7 \cdot 10^{-1} \dots 2 \cdot 10^0$	7,4	$10^{-4} \dots 10^{-2}$
10	Мел, мергель	1,52...2,22	$0 \dots 8,5 \cdot 10^{-4}$	2,00...3,50	$10^0 \dots 10^3$
11	Перидотит	3,15...3,29	$4 \cdot 10^{-4} \dots 7,3 \cdot 10^{-2}$	7,85...8,7	$10^5 \dots 10^6$
12	Песок	1,37...2,15	$10^{-5} \dots 10^{-4}$	0,3...1,6	$6 \cdot 10^1 \dots 4 \cdot 10^2$
13	Песчаник	1,6...2,77	$2 \cdot 10^{-6} \dots 5 \cdot 10^{-5}$	0,8...4,5	$10^2 \dots 10^3$
14	Пирит	4,91...5,02	$2 \cdot 10^{-5} \dots 1,6 \cdot 10^{-4}$	7,90...8,05	$10^{-4} \dots 10^{-2}$
15	Сиенит	2,63...2,90	$0 \dots 6,5 \cdot 10^{-3}$	5,8...6,45	$10^2 \dots 10^5$
	Диапазон изменения физических свойств				

Пример диаграммы магнитной восприимчивости, оформленной в приложениях Microsoft Word и Excel, показан на рис.1.1.

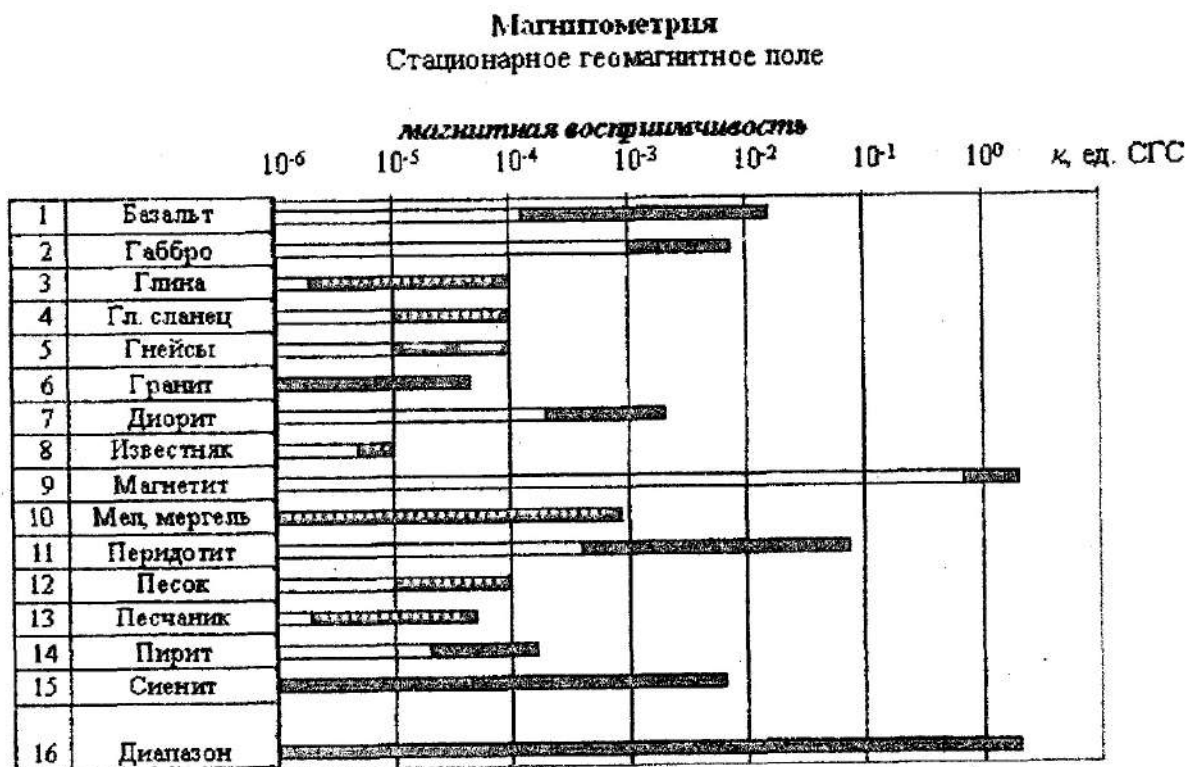


Рис 1.1. Диаграмма магнитной восприимчивости горных пород и минералов

Лабораторная работа № 2

Решение прямой задачи гравиразведки: расчет аномалии силы тяжести над сбросом

Задание:

Рассчитать аномалию силы тяжести для объекта, представляющего собой вертикальный сброс магматических горных пород, перекрытый рыхлыми отложениями (рис 1).

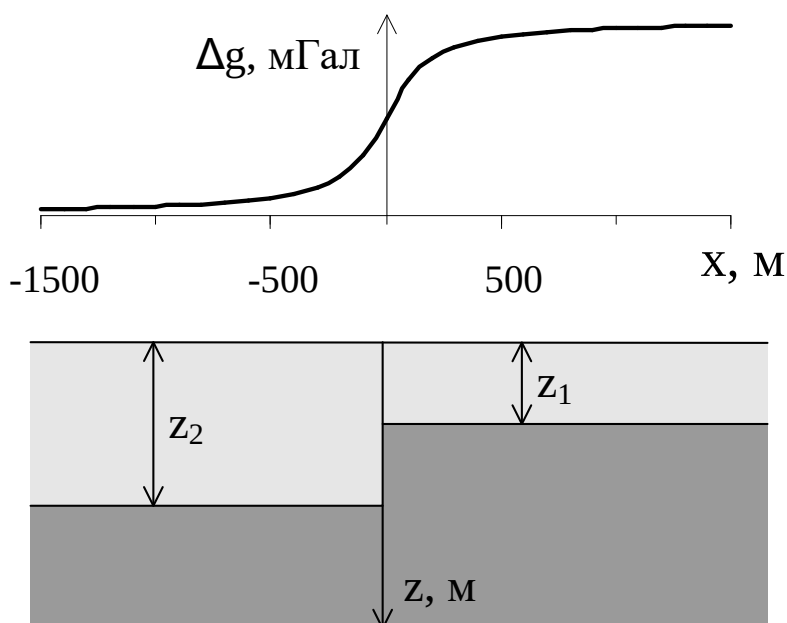


Рис. 1. Гравитационное поле над вертикальным уступом

Исходными данными для расчета являются глубина залегания верхней кромки уступа Z_1 в м, глубина залегания нижней кромки уступа Z_2 в м и избыточная плотность пород уступа $\Delta = \delta_1 - \delta_2$ в г/см³ (таблица 1).

Расчет выполнить аналитическим способом, используя выражение

$$\Delta g = G\Delta \left[\pi(z_2 - z_1) + 2z_2 \operatorname{arctg} \frac{x}{z_2} - 2z_1 \operatorname{arctg} \frac{x}{z_1} + x \ln \frac{x^2 + z_2^2}{x^2 + z_1^2} \right],$$

где $G = 6,673 \cdot 10^{-11}$ Нм²/кг² - гравитационная постоянная (постоянная тяготения), широко используемая в физике, механике, геофизике и астрономии, x – координата точки наблюдения по профилю.

При расчетах избыточную плотность Δ перевести из г/см³ в кг/м³, x изменять с шагом 100 м от –1000 м до 1000 м, дополнительно

рассчитать Δg для $x = -50$ м и 50 м. Рассчитанные значения Δg перевести из м/с^2 в мГал, учитывая, что $1 \text{ мГал} = 10^{-5} \text{ м/с}^2$.

Результаты расчета представить в графическом виде над геологическим разрезом, как это изображено на рис 1.

Таблица 1

Вариант	Z_1 , м	Z_2 , м	Δ , г/см^3
№ 1	50	100	0,4
№ 2	50	100	0,5
№ 3	50	150	0,2
№ 4	50	150	0,3
№ 5	100	200	0,4
№ 6	100	200	0,5
№ 7	150	250	0,5
№ 8	150	250	0,6
№ 9	200	350	0,5
№ 10	200	400	0,6

Палеточный способ решения прямых задач гравirazведки

Для вытянутых тел сложного сечения и постоянной избыточной плотности расчет Δg можно проводить с помощью палетки Гамбурцева. Палетка приведена на рис.1.

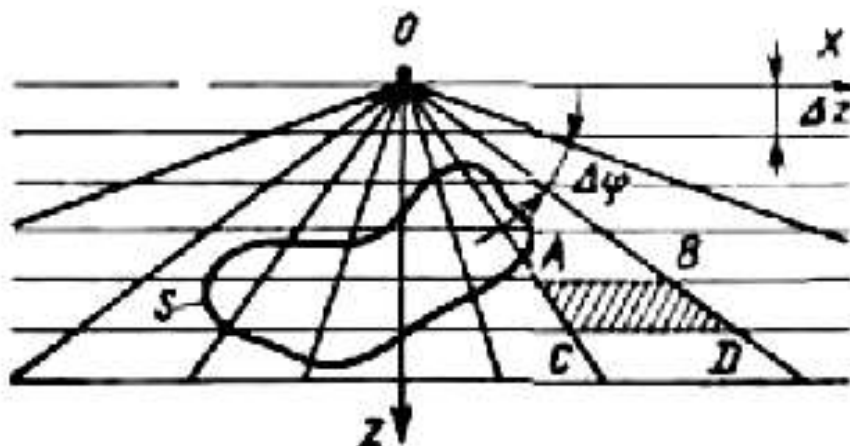


Рис.1. Палетка Гамбурцева для вычисления притяжения двумерными телами с контуром сечения двумерного тела S

Здесь из точки O через один и тот же угол $\Delta\varphi$ проведены радиусы, а через равные расстояния Δz — параллельные линии. Оказывается, что значения силы тяжести Δg в точке O за счет притяжения одной бесконечной по оси Y горизонтальной призмы сечением в виде трапеции ABCD одинаково для любой из таких призм и

$$\Delta g_n = 2G\Delta\sigma_n\Delta\varphi\Delta z. \quad (1)$$

Если на поперечное сечение исследуемого тела приходится m таких элементарных трапеций палетки, то

$$\Delta g(0) = m \cdot \Delta g_n. \quad (2)$$

Параметр Δg_n представляет собой цену деления палетки и определяется заранее по заданным параметрам разреза, причем $\Delta\varphi$ и Δz подбирают так, чтобы цена деления имела какое-либо удобное для расчета постоянное значение, например, 0,1 мГал.

При переходе с одного разреза на другой могут измениться масштаб (и, следовательно, Δz на палетке) и значение избыточной плотности. Чтобы воспользоваться этой же палеткой, необходимо ввести масштабный коэффициент.

Таким образом, аномалию над двумерным телом с помощью палетки Гамбурцева рассчитывают по формуле

$$\Delta g = m \cdot \Delta g_n \quad (3)$$

Точность расчета Δg палеточным методом зависит от точности аппроксимации поперечного сечения плотностных масс элементарными ячейками па-

летки и может быть повышена путем уменьшения цены деления палетки. Существуют и другие пале-точные способы решения прямых задач гравirazведки, в том числе и трехмерных.

Задание:

- 1) Рассчитать цену деления палетки Гамбурцева по формуле 1, учитывая, что
 $G = 6,67 \cdot 10^{-11} \text{ м}^3 \text{ кг}^{-1} \text{ с}^{-2}$;
 $\Delta z = 50 \text{ м}$;
 $\Delta \varphi = 5^\circ = \pi/36 = 0,087$;
 $\Delta \sigma_n = 0,4 \text{ г/см}^3 = 400 \text{ кг/м}^3$.
- 2) Отметить пикеты на профиле через 100 м.
- 3) Совмещая начало координат палетки с пикетом, сосчитать количество трапеций палетки, попадающих в контур тела.
- 4) Процедуру подсчета повторить на всех пикетах.
- 5) Вычислить $\Delta g(x)$ на каждом пикете, используя выражение (1).
- 6) Построить график $\Delta g(x)$ в мГал (рис. 2).

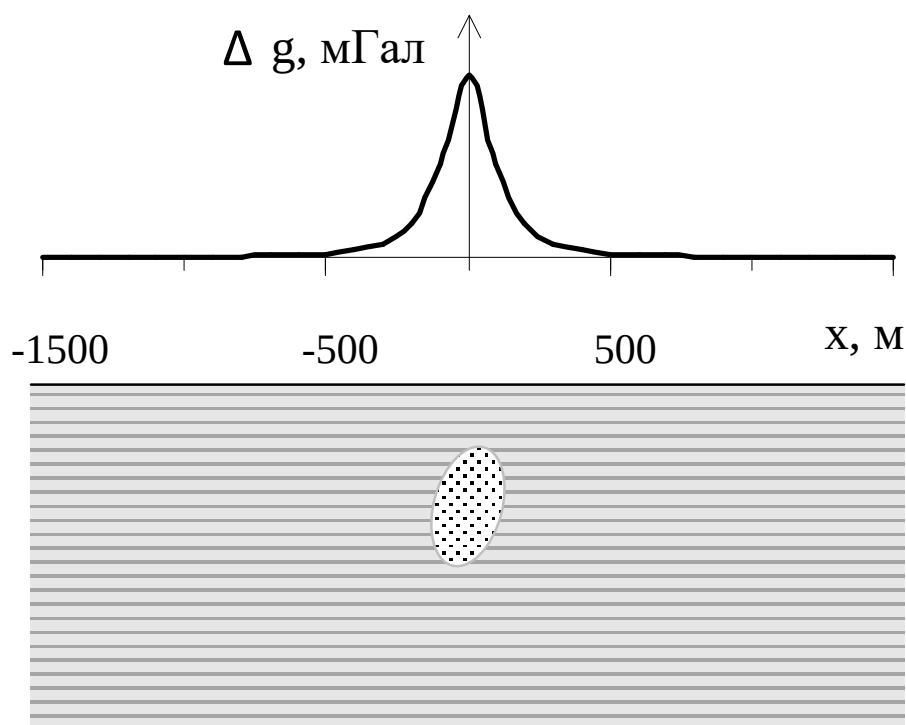


Рис.2. Результат определения аномалии силы тяжести палеточным способом

Лабораторная работа № 4

Решение обратной задачи гравиразведки: определение параметров залегания шарообразного тела по измеренному полю

Задание:

1. Скопировать выданный преподавателем вариант графика Δg .
2. На графике Δg отметить точки, в которых аномалия силы тяжести равна максимальному значению $\Delta g_{\max}$ и половине максимального значения $1/2 \Delta g_{\max}$.
3. Определить координаты этих точек на профиле в м.
4. Вычислить глубину залегания шарообразного тела.
5. Вычислить аномальную массу шара и его радиус
6. Построить геологический разрез в удобном масштабе.

Форму шара или близкую к нему могут иметь рудные залежи, куполовидные нефтегазоносные структуры, соляные купола, карстовые пустоты и др.

Пусть однородный шар радиусом r , объемом V , с избыточной плотностью $\Delta\sigma$ расположен на оси Z на глубине h (рис. 1).

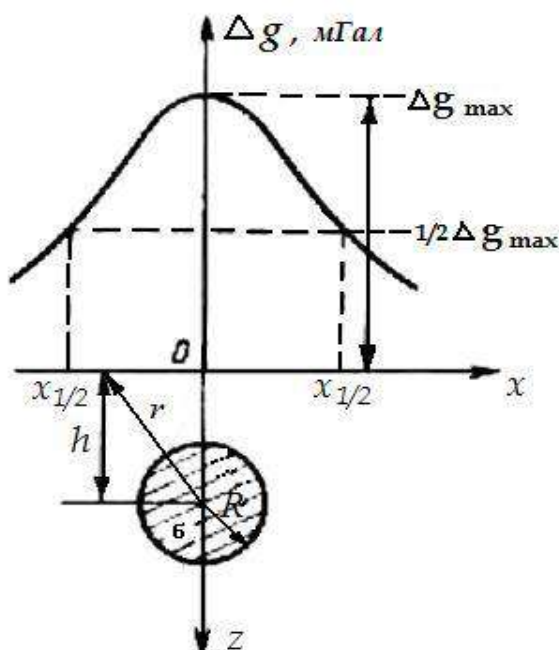


Рис. 1. Гравитационное поле над шаром

По закону всемирного тяготения шар притягивается с такой же силой, как точечная масса, сосредоточенная в его центре. Аномалию над шаром $\Delta g_{\text{ш}}$ можно получить, считая, что аномалия силы тяжести над шаром и аномалия точечной массы, помещенной в его центре, совпадают:

$$\Delta g_{\text{ш}} = \Delta g_{\text{т}} = G \cdot \Delta\sigma \cdot V \cdot h / r^3 = G \cdot M \cdot h / (x^2 + h^2)^{3/2}$$

График аномалии силы тяжести над шаром приведен на рис 1. Определе-

ние параметров залегания шара выполняют по характерным точкам графика. Используют точки, в которых значение аномалии максимально, а также равно половине максимального значения: $\Delta g_{\max}$ и $1/2\Delta g_{\max}$.

Найдем координату x точки, в которой значение поля равно максимальному значению $\Delta g_{\max}$.

Максимальное значение поля наблюдается над центром шара, при этом $x=0$ и $r=h$. Тогда

$$\Delta g_{\max} = GM / h^2.$$

Найдем координату x точки, в которой значение поля равно половине максимального значения $1/2\Delta g_{\max}$.

$$\frac{1}{2} \frac{GM}{h^2} = \frac{GMh}{(x^2 + h^2)^{3/2}},$$

$$\frac{1}{2h^2} = \frac{h}{(x^2 + h^2)^{3/2}}.$$

Разделим обе части уравнения на h :

$$\frac{1}{2h^3} = \frac{1}{(x^2 + h^2)^{3/2}}.$$

Тогда

$$2h^3 = (x^2 + h^2)^{3/2}.$$

Запишем

$$(2^{1/3} h)^3 = ((x^2 + h^2)^{1/2})^3.$$

Тогда

$$2^{1/3} h = (x^2 + h^2)^{1/2}.$$

Возведем в квадрат обе части уравнения:

$$2^{2/3} h^2 = x^2 + h^2.$$

Выразим x :

$$x = \sqrt{(2^{2/3} - 1)h^2},$$

Откуда $x=0,766h$, а $h=1,31x$.

Таким образом, глубину залегания шара можно определить, зная координату x , в которой аномалия силы тяжести равна половине ее максимального значения.

Аномальную массу шара можно найти по формуле:

$$M = \Delta g_{\max} h^2 / G$$

Если известна избыточная плотность шара, то можно рассчитать его объем V и радиус R :

$$M = V\sigma = 4\pi R^3 \sigma / 3,$$

Откуда

$$R = \sqrt[3]{\frac{3M}{4\pi\sigma}}$$

Глубина залегания верхней кромки шара будет равна $H=h-R$.

Изучение гравиметра

В практике гравиразведки широкое применение получил относительный способ измерения силы тяжести, т. е. измерения приращений в двух точках с помощью гравиметров — приборов, в которых сила тяжести сравнивается с силой деформации упругих материалов. Большинство гравиметров построено по принципу пружинных весов.

В качестве уравнивающей силы в гравиметрах используют силу кручения горизонтальной нити, на которой укреплен рычаг - маятник с массой m (рис. 1).

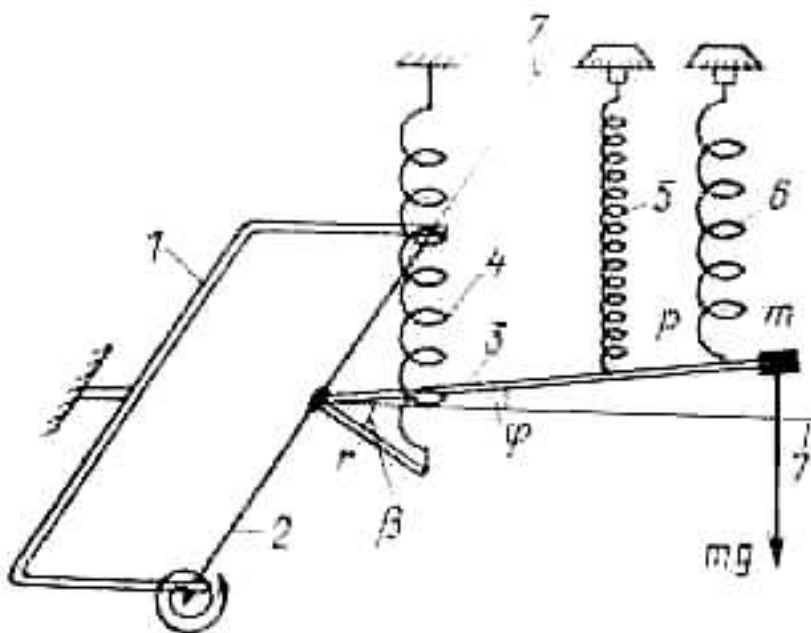


Рис. 1. Принципиальная схема чувствительной системы гравиметра: 1 — рамка; 2 — упругая нить; 3 — рычаг с грузиком; 4 — главная пружина; 5 — измерительная пружина; 6 — диапазонная пружина; 7 — линия горизонта

В точке наблюдения момент силы тяжести уравнивается моментом сил кручения, рычаг отклоняется от горизонта на угол φ и при определенных условиях основное уравнение равновесия упругой системы будет иметь вид (без учета пружин 5 и 6)

$$m \cdot g \cdot l \cdot \cos \varphi = \tau \cdot (\alpha_0 + \varphi) - k \cdot r \cdot \cos (\beta - \varphi)$$

где l — длина рычага; τ — крутильная жесткость его нитей подвеса; α_0 — начальный угол закручивания нитей; k — коэффициент линейной жесткости главной пружины; r — длина рычага крепления главной пружины; β — угол между рычагами.

Из этого уравнения получается зависимость между изменением угла наклона рычага $\Delta\varphi$ и пропорциональных изменений отсчетов по шкале микрометрического винта гравиметра Δn и приращением Δg :

$$\Delta g = C' \cdot \Delta\varphi = C \cdot \Delta n$$

где C' и C — цены деления гравиметра.

При измерении силы тяжести используют компенсационный метод отсчета, при котором микрометрическим винтом меняют натяжение измерительной пружины 5 таким образом, чтобы привести рычаг-маятник 3 в горизонтальное положение. Число оборотов микрометрического винта Δn определяют по специальной шкале с помощью оптической системы. С помощью диапазонного винта и соответствующей пружины 6 перестраивают диапазон прибора, что позволяет расширить интервал измерения в 10 раз и более.

Чувствительная система основных отечественных гравиметров выполнена из плавленого кварца, хотя некоторые, в основном зарубежные, гравиметры имеют металлическую пружину.

Материал пружин подбирают таким, чтобы колебания температуры и другие факторы мало сказывались на величине отсчета. Несмотря на специально принимаемые меры по термостатированию чувствительной системы (помещение ее в сосуд Дюара, изоляция от внешней среды и т. д.), влияние внешних факторов, как и внутренние процессы в упругих элементах системы, приводит к изменению показаний прибора во времени. Поэтому все гравиметры характеризуются дрейфом, или смещением нуля-пункта прибора. Он может достигать нескольких миллигал в сутки.

Время установки и измерения с помощью гравиметра при наземной съемке составляет 2—5 мин. Погрешность измерений Δg разными типами гравиметров составляет 0,01—0,5 мГал.

Задание:

1. Изучить устройство гравиметра и принцип взятия отсчетов.
2. Произвести замеры Δg на 1-ом и 5-ом этажах учебного здания. - Δg_{h1} и Δg_{h5} .
3. Используя выражение для поправки за высоту (поправки Фая)

$$\Delta g_h = -0,3086h$$

вычислить расстояние между 1-ым и 5-ым этажами здания:

$$\Delta g_{h1} = -0,3086h_1,$$

$$\Delta g_{h5} = -0,3086h_5,$$

$$\Delta h = h_5 - h_1 = (\Delta g_{h1} - \Delta g_{h5})/0,3086.$$

Решение прямой задачи магниторазведки для шара

Прямая задача магниторазведки состоит в вычислении магнитных аномалий по заданному распределению магнитных масс, занимающих объем некоторого тела правильной формы (шара). Предполагается, что известны вертикальная намагниченность J , форма, положение и размеры тела. Требуется найти значения полной напряженности магнитного поля T_a , а также вертикальную Z_a и горизонтальную H_a составляющие магнитного поля на дневной поверхности вдоль профиля x .

Значения Z_a и H_a – компонент магнитного поля от вертикально намагниченного шара вдоль профиля, проходящего над центром шара, определяются по формулам:

$$Z_a = M \frac{2h^2 - x^2}{(h^2 + x^2)^{5/2}}, \quad (1)$$

$$H_a = M \frac{3hx}{(h^2 + x^2)^{5/2}}, \quad (2)$$

где $M = V \cdot J = (4\pi R^3 J)/3$ – магнитный момент шара в $A \cdot m^2$; V – объем шара в m^3 ; R – радиус шара в м; J – намагниченность шара в A/m ; h – глубина до центра шара в м; x – расстояние от начала координат до точки наблюдения в м.

Полная напряженность магнитного поля:

$$T_a = \frac{M(4h^2 + x^2)^{1/2}}{(h^2 + x^2)^2}. \quad (3)$$

Значения Z_a и H_a определяются в системе СИ в A/m и переводятся в гаммы (γ) и нТл следующим образом:

$$\begin{aligned} 1 \text{ A/m} &= 10^3 \text{ СГС}, \\ 1 \text{ A/m} &= 4\pi 10^3 \gamma, \\ 1 \text{ Э} &= 79,6 \text{ A/m}, \\ 1 \text{ Э} &= 10^5 \gamma, \\ 1 \text{ нТл} &= 1 \gamma \text{ (для воздуха)}. \end{aligned}$$

Задание.

1. Вычислить значение T_a , Z_a и H_a компонент магнитного поля для вертикально намагниченного шара, используя выражения (1), (2) и (3). Параметры шара, то есть значения R , h , J , выбираются из таблицы 1, согласно заданному варианту.

Значения T_a , Z_a и H_a необходимо рассчитать в следующих точках профиля x : 0 м, ± 5 м, ± 10 м, ± 20 м, ± 40 м, ± 60 м, ± 80 м, ± 100 м, ± 200 м, ± 400 м, ± 800 м.

Рассчитанные поля T_a , Z_a и H_a необходимо перевести в нТл. Вычисления произвести с точностью до целых единиц нТл и представить в виде таблицы.

2. Результаты расчетов изобразить в виде графиков вдоль профиля с соблюдением всех правил построения графиков. Под графиками привести геологический разрез в масштабе. Образец оформления результатов приведен на рис. 1.

Таблица 1

Исходные данные

Вариант	h , м	R , м	J , А/м	Вариант	h , м	R , м	J , А/м
1	40	30	0,2	16	50	30	0,22
2	40	50	0,2	17	50	35	0,22
3	50	40	0,2	18	60	40	0,22
4	100	40	0,2	19	55	40	0,22
5	40	30	0,25	20	55	40	0,20
6	70	30	0,2	21	65	45	0,22
7	50	45	0,22	22	60	45	0,24
8	55	45	0,18	23	65	45	0,20
9	50	45	0,19	24	60	45	0,21
10	40	35	0,19	25	50	35	0,21
11	35	30	0,18	26	45	30	0,21
12	45	35	0,18	27	55	35	0,20
13	55	40	0,2	28	55	40	0,20
14	50	40	0,21	29	60	40	0,20
15	50	40	0,21	30	60	40	0,23

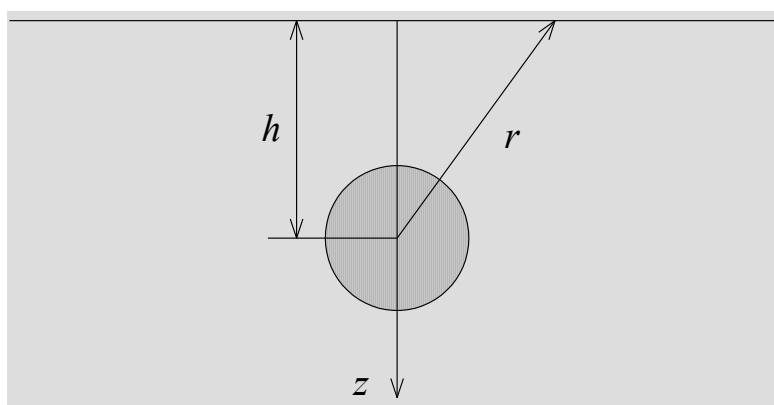
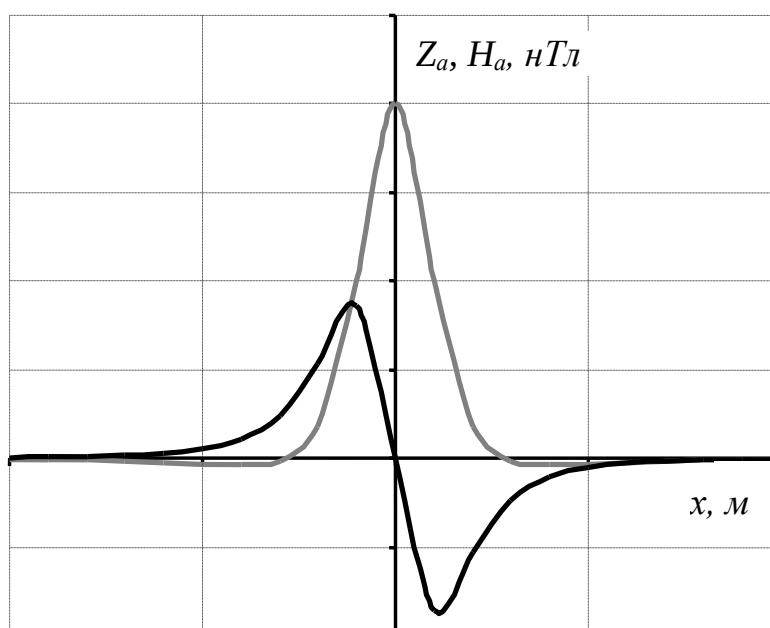


Рис. 1. Магнитное поле над шарообразным телом

**Решение прямой задачи магниторазведки
для тонкого вертикального стержня**

Под "тонким" стержнем понимается геологическое тело, имеющее малый диаметр d по сравнению с глубиной залегания h верхнего конца стержня. Соотношение d/h должно быть не больше 0,1-0,2 или глубина залегания должна быть в 10-20 раз больше диаметра тела. Длина тела бесконечно большая, так что нижний конец располагается на большой глубине и его влиянием на магнитную аномалию пренебрегают.

К аномалиям над бескончным вертикальным стержнем в природных условиях относятся аномалии над кимберлитовыми трубками небольших размеров, над апофизами основной магмы, над мелкими отдельными геологическими образованиями вертикального падения с малой площадью поперечного сечения.

При однородной и вертикальной намагниченности магнитные массы будут располагаться на концах стержня. Модуль полного вектора T от такого источника по закону Кулона будет:

$$T = \frac{m}{r^2} = \frac{m}{h^2 + x^2} \quad (1)$$

где h – глубина залегания верхнего конца стержня; x – расстояние от проекции конца стержня на дневную поверхность до точки наблюдения.

Уравнения для вертикальной составляющей Z_a и горизонтальной составляющей H_a аномального магнитного поля по профилю, проходящему через центр стержня, будут иметь вид:

$$Z_a = \frac{m}{r^2} \sin \theta = \frac{mh}{(h^2 + x^2)^{3/2}}, \quad (2)$$

$$H_a = \frac{m}{r^2} \cos \theta = \frac{-mx}{(h^2 + x^2)^{3/2}}, \quad (3)$$

где θ - угол, отсчитываемый от положительного направления оси x по часовой стрелке до радиуса-вектора r ; m – магнитная масса, сосредоточенная на верхнем конце стержня.

Значения Z_a и H_a определяются в системе СИ в А/м и переводятся в гаммы (γ) и нТл следующим образом:

$$1 \text{ А/м} = 10^3 \text{ СГС},$$

$$1 \text{ А/м} = 4\pi 10^3 \gamma,$$

$$1 \text{ Э} = 79,6 \text{ А/м},$$

$$1 \text{ Э} = 10^5 \gamma.$$

$$1 \text{ нТл (для воздуха)} = 1 \gamma.$$

Кривая Z_a (рис. 1) положительная, имеет максимум при $x=0$ ($\theta=90^\circ$). Магнитное поле над стержнем для вертикальной составляющей Z_a в силу осевой симметрии будет иметь в плане изометричную форму - в виде концентрических окружностей. Горизонтальная составляющая H_a слева от стержня положи-

тельная, т.е. по направлению совпадает с осью OX ; справа от стержня - отрицательная. Над стержнем при $x=0$ $H_a=0$ и меняет знак.

Задание:

1. Вычислить значения T_a , Z_a и H_a - компонент магнитного поля для тонкого вертикального стержня, который намагничен вертикально. Исходные данные приведены в таблице 1. Расчет выполнить для $x = 0$ м, ± 5 м, ± 10 м, ± 20 м, ± 40 м, ± 60 м, ± 80 м, ± 100 м, ± 200 м, ± 400 м, ± 600 , ± 800 м.

Таблица 1

Вариант	h , м	m , А·м	Вариант	h , м	m , А·м
1	40	10	8	110	80
2	50	20	9	120	90
3	60	30	10	130	100
4	70	40	11	140	110
5	80	50	12	150	120
6	90	60	13	160	130
7	100	70	14	170	140

2. Результаты расчетов представить в виде графиков по профилю, проходящему над стержнем. Под графиками привести геологический разрез в масштабе. Образец оформления результатов приведен на рис 1.

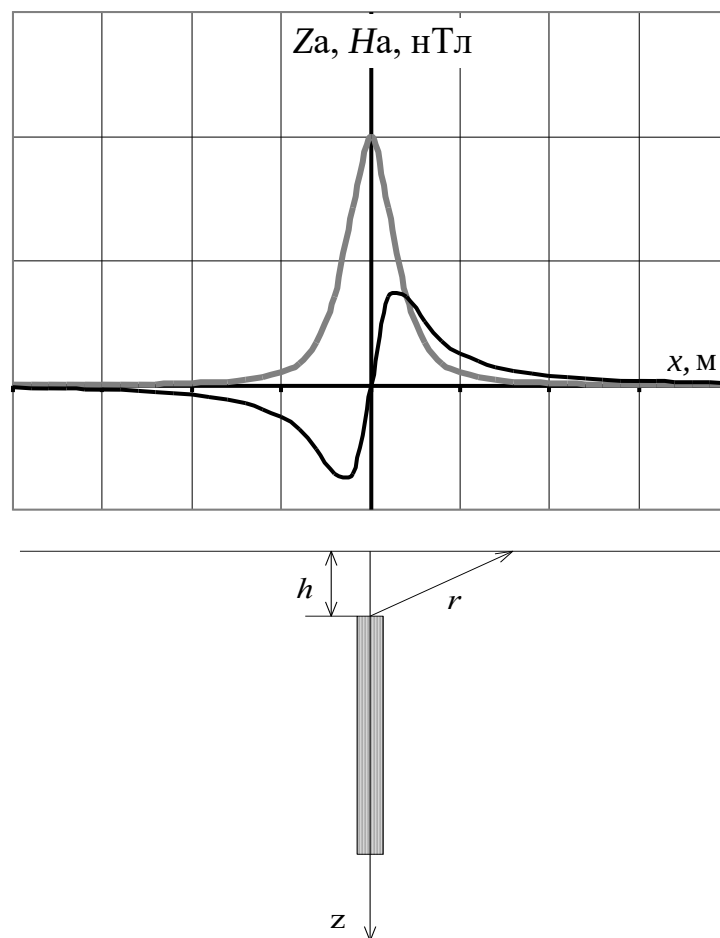


Рис.1. Магнитное поле над вертикальным стержнем

Количественная интерпретация данных магниторазведки

При магниторазведочных работах выполняют измерения вертикальной (Z) и горизонтальной (H) составляющих магнитного поля. Результаты представляют в виде план-графиков и карт.

Изучаемые объекты могут проявляться как положительными, так и отрицательными аномалиями, поскольку их намагничение является двухполярным. Оказывают влияние также направление вектора намагничивающего поля Земли и наличие остаточной намагниченности пород.

Интерпретация материалов магниторазведки может быть количественной и качественной.

Качественная интерпретация позволяет получать информацию о местоположении пород с различными магнитными свойствами, форме аномалиеобразующих объектов, примерном положении их относительно профилей измерений.

Количественная интерпретация дает возможность определить размеры и глубину залегания геологического объекта. Для этого разработаны аналитические, графические и палеточные способы.

В аналитических способах по графикам определяют абсциссы характерных точек: X_{max} , X_{min} , $X_{1/2}$, $X_{1/4}$, X_0 , где аномалии равны, соответственно, максимальному и минимальному значениям, половине максимума, одной четверти максимума или нулю (рис. 1).

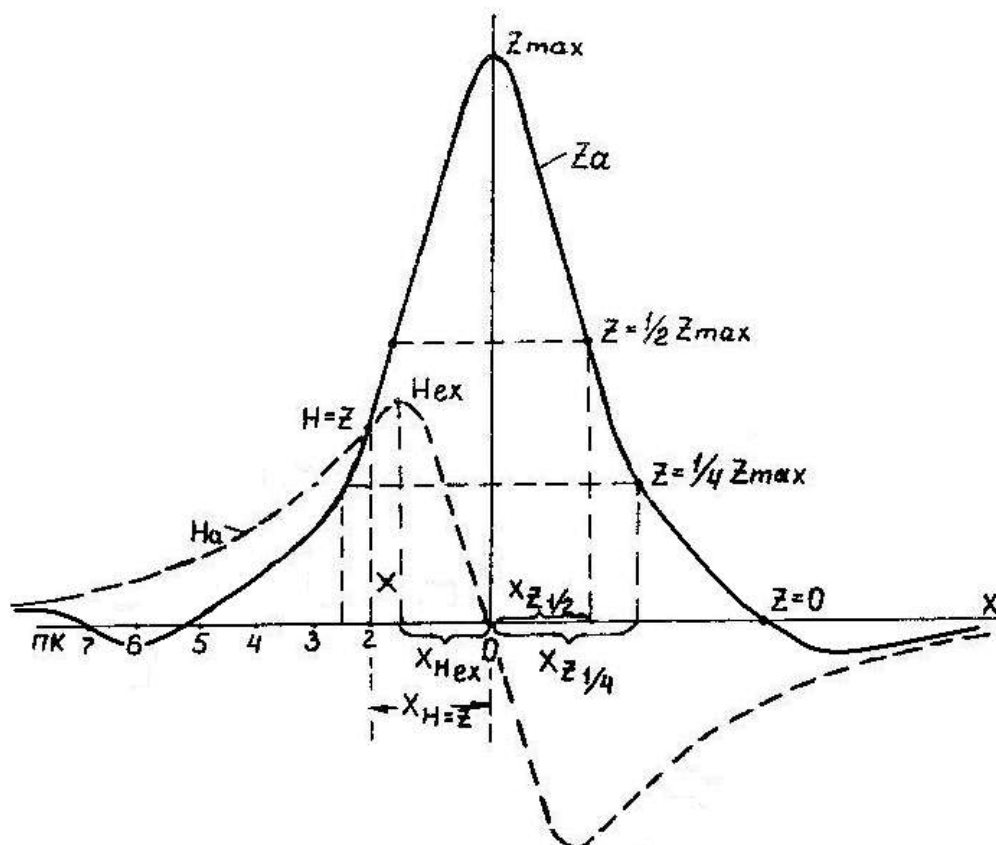


Рис. 1. Интерпретация кривых Z_a и H_a способом характерных точек

Значения абсцисс характерных точек подставляют в формулы, полученные при решении прямых задач. Вычисляют глубину залегания верхней кромки h , для объектов "бесконечно" глубоко уходящих вниз, или глубину залегания центра масс H для тел ограниченного распространения по глубине. Средняя относительная погрешность определения глубины составляет 20-30%. Ниже показано применение метода характерных точек для интерпретации магнитных аномалий над объектами простой геометрической формы.

Вертикальный пласт ограниченного распространения на глубину.

По характерным точкам графиков Z_a и H_a можно рассчитать следующие элементы: глубину залегания центра пласта h_y , вертикальный размер сечения пласта $2l$, глубину залегания верхней $h_y - l$ и нижней $h_y + l$ кромок пласта.

1. Для определения h_y по графику Z_a определяют абсциссы точек $x_0 (Z_a = 0)$ и $x_{0,5} (Z_a = 0,5 \cdot Z_{a \max})$. Тогда

$$h_y = \sqrt{\frac{x_0^4 - x_{0,5}^4}{4x_{0,5}^2}}.$$

2. Если на кривой Z_a точка, где $Z_a = Z_{a \min}$ с абсциссой $x_{\min}$ выражена достаточно четко, то

$$h_y = \frac{x_{\min}^2 - x_0^2}{2x_0}.$$

3. Величину l вычисляют по абсциссе точки $x_{Z=H}$, в которой $Z_a = H_a$, т.е.

$$l = \sqrt{h_y^2 - 2h_y \cdot x_{Z=H} - x_{Z=H}^2}.$$

Горизонтальный круговой цилиндр.

Определение глубины залегания центра поперечного сечения цилиндра h_y выполняют по характерным точкам на кривых H_a и Z_a :

- 1) по абсциссе точки, в которой $Z_a = 0$, $h_y = x_{Z=0}$
- 2) по абсциссе точки $x_y = H$, в которой $Z_a = H_a$, $h_y = \frac{x_{Z=H}}{0,7}$
- 3) по абсциссе точки x_{Hex} , в которой $H_a = H_{aex}$, $h_y = \frac{x_{Hex}}{0,58}$
- 4) по абсциссе точки $x_{z \min}$, в которой $Z_a = Z_{a \min}$, $h_y = \frac{x_{z \min}}{1,73}$
- 5) по абсциссе x_i i -х точек графиков Z_a и H_a ,

$$h_y = x_i \left(\left(\frac{Z_a}{H_a} \right)_i + \sqrt{\left(\frac{Z_a}{H_a} \right)_i^2 + 1} \right).$$

В графических способах наиболее широкое применение находит метод касательных, который заключается в проведении на аномалиях графиков Z_a касательных, параллельных оси X в точках максимума и минимума, а также в точках перегиба (точках максимальных градиентов) (рис. 2).

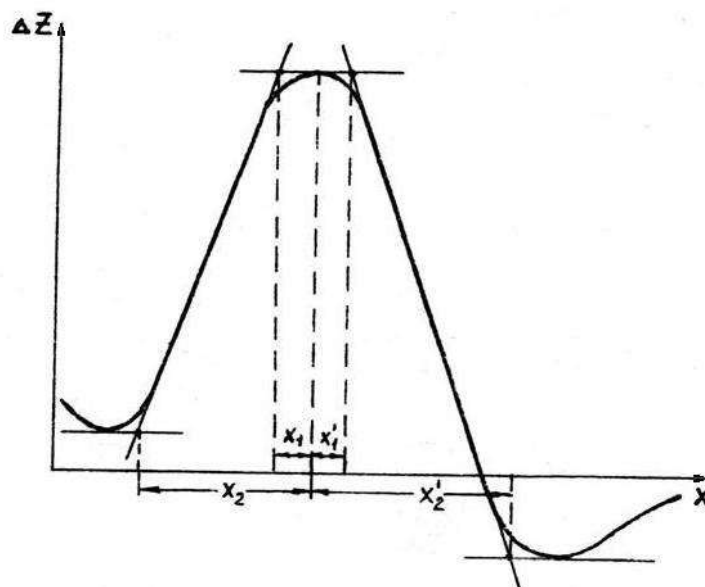


Рис. 2. Интерпретация кривой Z_a способом касательных

Для точек пересечения всех касательных определяют их абсциссы X_1 , X_2 , X_1' , X_2' . Приближенную глубину залегания верхней кромки пласта, создавшего аномалию, рассчитывают по формулам:

$$h = \frac{X_2 - X_1}{2} \text{ и } h' = \frac{X_2' - X_1'}{2}.$$

Среднее из полученных значений h и h' является оценочной глубиной залегания верхней кромки пласта. При этом, глубина залегания h , вычисленная методом касательных, может отличаться от истинной в зависимости от формы и размеров исследуемых объектов. Поэтому в расчетные формулы вводятся поправочные коэффициенты, которые получены для разных соотношений размеров и глубин залегания тех или иных объектов. Значения этих коэффициентов применительно к примерам задания приведены для каждого варианта в расшифровке выполнения задания.

Задание:

Вариант 1. Способом характерных точек и касательных определить элементы залегания вертикального пласта "бесконечного" простираения и ограниченного распространения на глубину:

а) По данным табл. 1 на миллиметровке построить графики H_a и Z_a в масштабах: вертикальный 1 см - 0,025 Гс, горизонтальный 1 см - 20 м.

б) Вычислить элементы залегания вертикального пласта способами для вертикального пласта ограниченного распространения на глубину.

в) При вычислении глубины залегания пласта по способу касательных ввести повышающий поправочный коэффициент 0,7.

Вариант 2. Способом характерных точек и касательных определить элементы залегания горизонтально залегающего цилиндра "бесконечного" простирания:

а) По данным табл.2 на миллиметровке построить графики H_a и Z_a . Расстояние X (в метрах) наносят на ось абсцисс от нулевой точки (которая принимается за начало координат) влево и вправо через 10 м в масштабе 1 см - 20 м. Значения H_a и Z_a откладывают по оси ординат в масштабе 1 см - 0,1 Гс.

б) Вычислить глубину залегания центра поперечного сечения цилиндра h_y способами, описанными для горизонтального кругового цилиндра.

в) При вычислении глубины h_y по способу касательных ввести повышающий поправочный коэффициент 0,52.

Таблица 1

$X, м$	$Z_a, Гс$	$H_a, Гс$
0	0,280	0
± 10	0,254	$\mp 0,068$
± 20	0,212	$\mp 0,120$
± 30	0,170	$\mp 0,152$
± 40	0,119	$\mp 0,162$
± 50	0,080	$\mp 0,160$
± 60	0,044	$\mp 0,150$
± 70	0,026	$\mp 0,139$
± 80	0,008	$\mp 0,125$
± 90	-0,005	$\mp 0,112$
± 100	-0,012	$\mp 0,098$
± 110	-0,017	$\mp 0,086$
± 120	-0,022	$\mp 0,070$
± 130	-0,025	$\mp 0,067$
± 140	-0,026	$\mp 0,060$
± 150	-0,025	$\mp 0,054$
± 160	-0,022	$\mp 0,047$
± 170	-0,019	$\mp 0,042$
± 180	-0,014	$\mp 0,037$

Таблица 2

$X, м$	$Z_a, Гс$	$H_a, Гс$
0	1,20	0
± 10	1,16	$\mp 0,33$
± 20	1,08	$\mp 0,59$
± 30	0,96	$\mp 0,74$
± 40	0,72	$\mp 0,78$
± 50	0,46	$\mp 0,75$
± 60	0,20	$\mp 0,69$
± 70	0	$\mp 0,62$
± 80	-0,18	$\mp 0,52$
± 90	-0,20	$\mp 0,44$
± 100	-0,18	$\mp 0,37$
± 110	-0,14	$\mp 0,28$
± 120	-0,10	$\mp 0,24$
± 130	-0,09	$\mp 0,22$
± 140	-0,08	$\mp 0,20$
± 150	-0,07	$\mp 0,16$
± 160	-0,06	$\mp 0,12$
± 170	-0,05	$\mp 0,10$
± 180	-0,04	$\mp 0,09$

Измерение вариаций геомагнитного поля

Содержание работы : С помощью оптико-механического магнитометра М-27 провести измерение вариаций вертикальной составляющей (z-составляющей) МПЗ в течение 5 минут с интервалом времени 5-10 секунд и результаты измерений записать в журнал.

Обработка результатов измерений.

1. Значения отсчетов по шкале магнитометра умножить на цену деления (10 нТл/дел).
2. Построить вариограмму(рис.1).

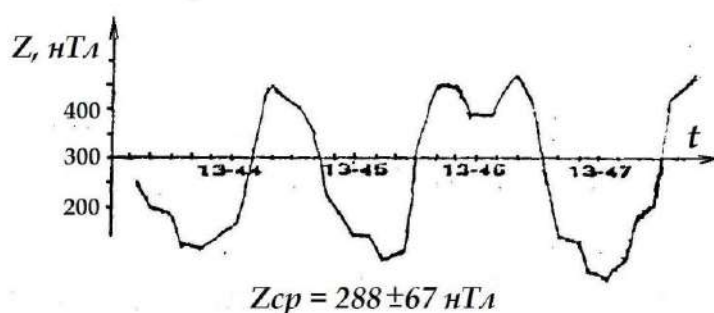


Рис. 1. Вариограмма значений вертикальной составляющей МПЗ (время местное)

$$Z_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^N Z_i}{N} \quad \sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (Z_i - Z_{cp})^2}{N-1}}$$

3. Рассчитать среднее значение напряженности магнитного поля за время наблюдения и среднее квадратичное отклонение.
4. Оценить интенсивность вариаций в баллах (см. табл.1), осреднив максимальные значения отклонения ΔZ в течение минуты от общего среднего.

Таблица 1

Шкала балльности вариаций МПЗ

Амплитуда изменения МПЗ, нТл	0 -5.5	11	22	44	77	132	220	363	550	>550
Баллы	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Оценка	Норма			Возмущение			Буря			

Журнал измерений Z

[illegible][illegible]

Изучение детекторов гамма-излучения

Любой радиометрический прибор имеет в качестве основной части детектор (счетчик), подающий в усилительно-измерительную схему сигналы о поступлении ионизирующих частиц или гамма-квантов.

Существуют различные способы детектирования (регистрации) радиоактивных излучений. Все они основаны на эффектах, прямо или косвенно связанных с ионизацией или возбуждением атомов, возникающих при взаимодействии излучений с веществом. Наиболее широкое распространение получили детекторы, в которых энергия излучения тем или иным способом преобразуется в электрическую.

В настоящее время применение нашли три типа детекторов:

1) **ионизационные детекторы и газоразрядные счетчики;**

Принцип их работы основан на ионизирующем действии излучения на газы.

Ионизационная камера (рис. 1) представляет собой воздушный конденсатор, состоящий из двух металлических пластин, расположенных на некотором расстоянии друг от друга, к которым приложена разность потенциалов. В сеть включен гальванометр. В отсутствии радиации тока в цепи не будет, поскольку воздух является изолятором. Радиоактивные частицы, попав внутрь конденсатора, ионизируют воздух, превращая его в проводник электричества. Сила тока измеряется гальванометром. По силе тока определяется интенсивность излучения.

Счетчик Гейгера-Мюллера представляет собой герметичный баллон (трубку), заполненный газовой смесью из аргона и спирта с добавкой галоидов (рис.2). По оси трубки натянута нить, служащая в качестве анода. Катодом является внутреннее металлическое покрытие баллона. На электроды подается высокое напряжение постоянного тока (400÷1000 В). При попадании внутрь баллона бета-частиц или электронов, выбитых из стенок счетчика гамма-лучами, происходит ионизация газа. В результате между электродами возникает лавина ионов и происходит кратковременный электрический разряд. В цепи счетчика регистрируется импульс напряжения. Чувствительность счетчиков зависит в первую очередь от материала катода, из которого гамма-лучи выбивают электроны

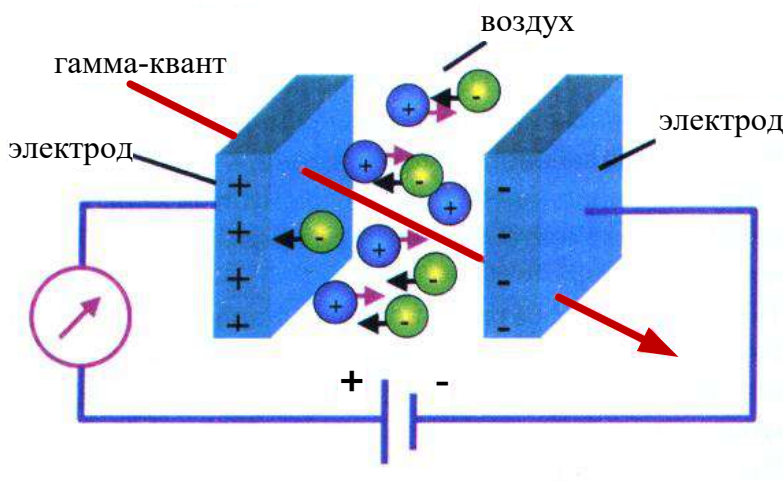


Рис. 1. Устройство ионизационной камеры

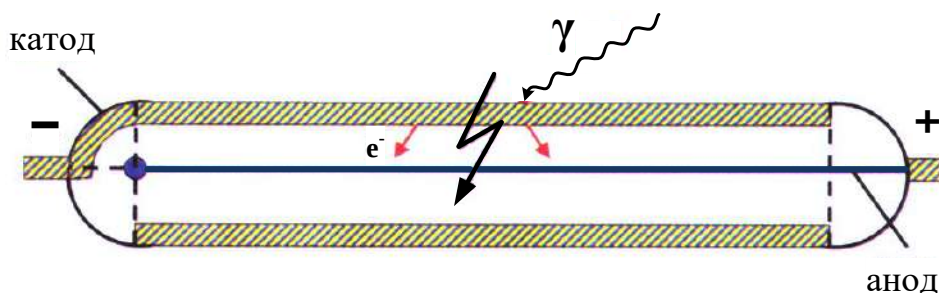


Рис. 2. Устройство газоразрядного счетчика

2) *полупроводниковые детекторы;*

Они сходны с ионизационными детекторами, но роль ионизационной камеры в этом случае выполняют твердые полупроводники.

Полупроводники - это кристаллические вещества, электропроводность которых при обычной температуре имеет промежуточное значение между электропроводностью металлов (10^6 - 10^4 Ом⁻¹см⁻¹) и диэлектриков (10^{-10} - 10^{-12} Ом⁻¹см⁻¹). Под действием радиоактивных частиц в полупроводниковых детекторах происходит переход электронов из валентной зоны в зону проводимости (рис. 3). В результате образуются свободные носители зарядов: электроны (*n*-проводимость) и дырки (*p*-проводимость). Под действием внешнего электрического поля, приложенного к полупроводнику, электроны и дырки притягиваются к соответствующим электродам, обуславливая накопление заряда. Последний дает импульс напряжения, который подается в усилительно-измерительную схему прибора.

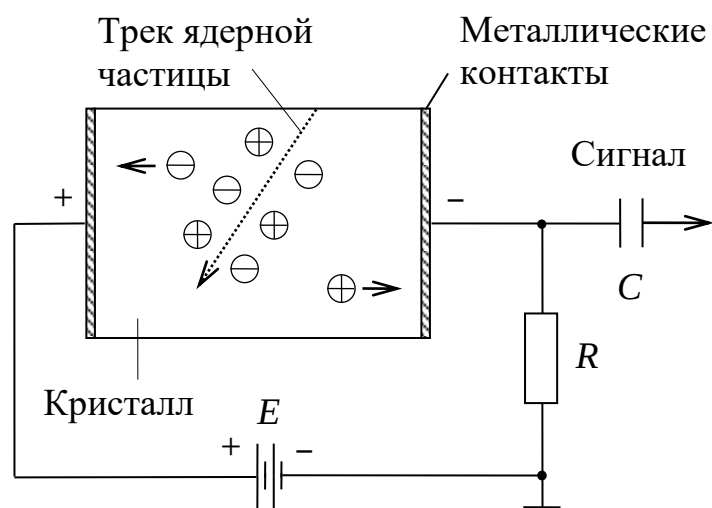


Рис. 3. Принцип работы полупроводникового детектора

В качестве полупроводника в радиометрических приборах чаще всего применяют монокристаллы германия. С его помощью регистрируют высокоэнергетические гамма- и бета-лучи. Для регистрации альфа-частиц, низкоэнергетических гамма-квантов и рентгеновских лучей используют кремниевые детекторы (монокристаллы кремния).

В противоположность металлам, у которых электропроводность умень-

шается с ростом температуры, у полупроводников с увеличением этого параметра электропроводность резко возрастает. Поэтому многие из полупроводниковых материалов требуют сильного охлаждения при работе, что усложняет устройство приборов, их эксплуатацию и удорожает их стоимость. Исследователи находятся в постоянном поиске новых полупроводников, которые могут работать при обычных температурах. К таким материалам относятся теллурид кадмия, арсенид галлия и йодид ртути, которые уже используются в самых современных радиометрах и спектрометрах. Поскольку плотность полупроводниковых материалов намного выше плотности газов, то энергия поглощаемых частиц в них используется полнее, чем в ионизационных камерах. Поэтому полупроводниковые детекторы обладают очень высокой разрешающей способностью.

3) *сцинтилляционные детекторы;*

Сущность работы сцинтилляционного счетчика заключается в регистрации вспышек *люминесценции*, возникающих в некоторых кристаллах, органических жидкостях или пластмассах при попадании в них заряженных частиц или гамма-квантов.

Вспышки в кристалле фиксируются *фотокатодом*, и в цепи возникает импульс электрического тока (рис.4).

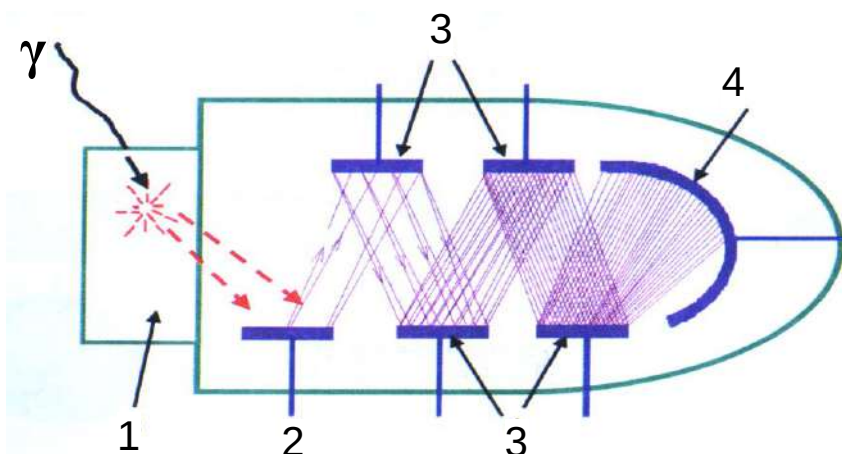


Рис. 4. Сцинтилляционный детектор: 1 - сцинтиллятор, 2 - фокусирующий электрод, 3 - система динодов, 4 - анод ФЭУ

Однако сами по себе вспышки могут быть очень слабыми. Для их фиксации применяются *фотоэлектронные умножители* (ФЭУ). Они представляют собой вакуумные электронные приборы с системой умножения электронов, выбитых световой вспышкой с поверхности фотокатода (рис.4). Умножительная система состоит из нескольких последовательно расположенных *динодов* (эмиттеров), покрытых специальным слоем. Электроны, бомбардирующие диноды, выбивают из них вторичные электроны, количество которых минимум в 2 раза превышает число первичных электронов. Таким образом, каждый последующий динод увеличивает количество электронов. С последнего динода в усилительно-измерительную схему прибора поступает лавина электронов. Благодаря ФЭУ сцинтилляционные счетчики обладают гораздо большей чувствительностью по сравнению с газонаполненными счетчиками.

Лабораторная работа № 11

Расчет интенсивности гамма-излучения над радиоактивным пластом, выходящим на дневную поверхность

Допустим, что вертикальный активный пласт мощности ΔH выходит на дневную поверхность. Найдем распределение γ -поля по профилю x на высоте h от границы раздела земля-воздух.

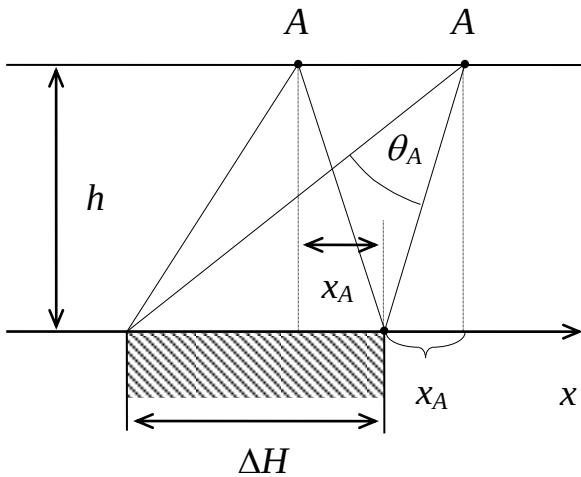


Рис. 1.

Начало координат поместим на границу раздела пласт–вмещающая неактивная среда. При рассмотрении этой задачи ограничимся расчетом γ -поля в произвольной точке A профиля x (рис.1). Если высота h такая, что можно пренебречь ослаблением γ -лучей в воздухе, то формула расчета поля через телесный угол будет выглядеть следующим образом:

$$I_A = K\sigma_0\omega_A \quad (1)$$

где ω_A – телесный угол, под которым видна излучающая поверхность однородно-активного пласта из точки наблюдения A , K – пересчетный коэффициент радиометра в $((\text{мкР/ч}) \cdot \text{см}^2)/\text{Г}$, σ_0 – эквивалентная поверхностная плотность источников гамма-излучения в ГУ/см^2 .

Эквивалентная поверхностная плотность источников гамма-излучения σ_0 зависит от содержания радиоактивного элемента Q и массового коэффициента поглощения гамма-излучения $\bar{\mu}$:

$$\sigma_0 = \frac{Q \cdot 10^{-2}}{\bar{\mu}}. \quad (2)$$

Для уран-радиевого ряда $\bar{\mu} = 0,032 \text{ см}^2/\text{Г}$.

Если простираение пласта бесконечно, а съемочный профиль проложен вкрест простираения, то можно показать, что телесный угол ω_A будет равен двум плоским углам θ_A (рис. 1), т.е.

$$I_A = 2K\sigma_0\theta_A, \quad (3)$$

Поскольку

$$\theta_A = \operatorname{arctg} \frac{x_A + \Delta H}{h} - \operatorname{arctg} \frac{x_A}{h},$$

то

$$I_A = 2K\sigma_0 \left(\operatorname{arctg} \frac{x_A + \Delta H}{h} - \operatorname{arctg} \frac{x_A}{h} \right). \quad (4)$$

Таким образом, расчет γ -поля по съемочному профилю в данном случае сводится к расчету плоских углов θ_i , которые легко находятся в любой точке с заданными параметрами ΔH , h и x_i .

Задание.

1. Используя выражение (4), рассчитать интенсивность гамма-излучения над радиоактивным пластом, выходящим на дневную поверхность.
2. Координату x менять от 0 до 100 м с шагом $\Delta x = 5$ м. Начало координат поместить на правую границу пласта.
3. Пересчетный коэффициент радиометра K принять равным 2860 ((мкР/ч)·см²)/г.
4. Высоту точки измерения h и содержание урана Q_U взять согласно заданному варианту (табл. 1).

Таблица 1

вариант данные	1	2	3	4	5	6	7
$Q_U, \%$	0,001	0,002	0,003	0,004	0,005	0,006	0,007
$h, м$	0,5	1	1,5	2	2,5	3	0,5
$\Delta H, м$	40	40	40	50	50	50	60

продолжение табл. 1

вариант данные	8	9	10	11	12	13	14
$Q_U, \%$	0,008	0,009	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
$h, м$	1	1,5	2	2,5	3	1	2
$\Delta H, м$	60	60	50	50	50	40	40

4. Результаты расчета привести в виде графика, под которым поместить разрез в соответствующем масштабе (рис. 2).

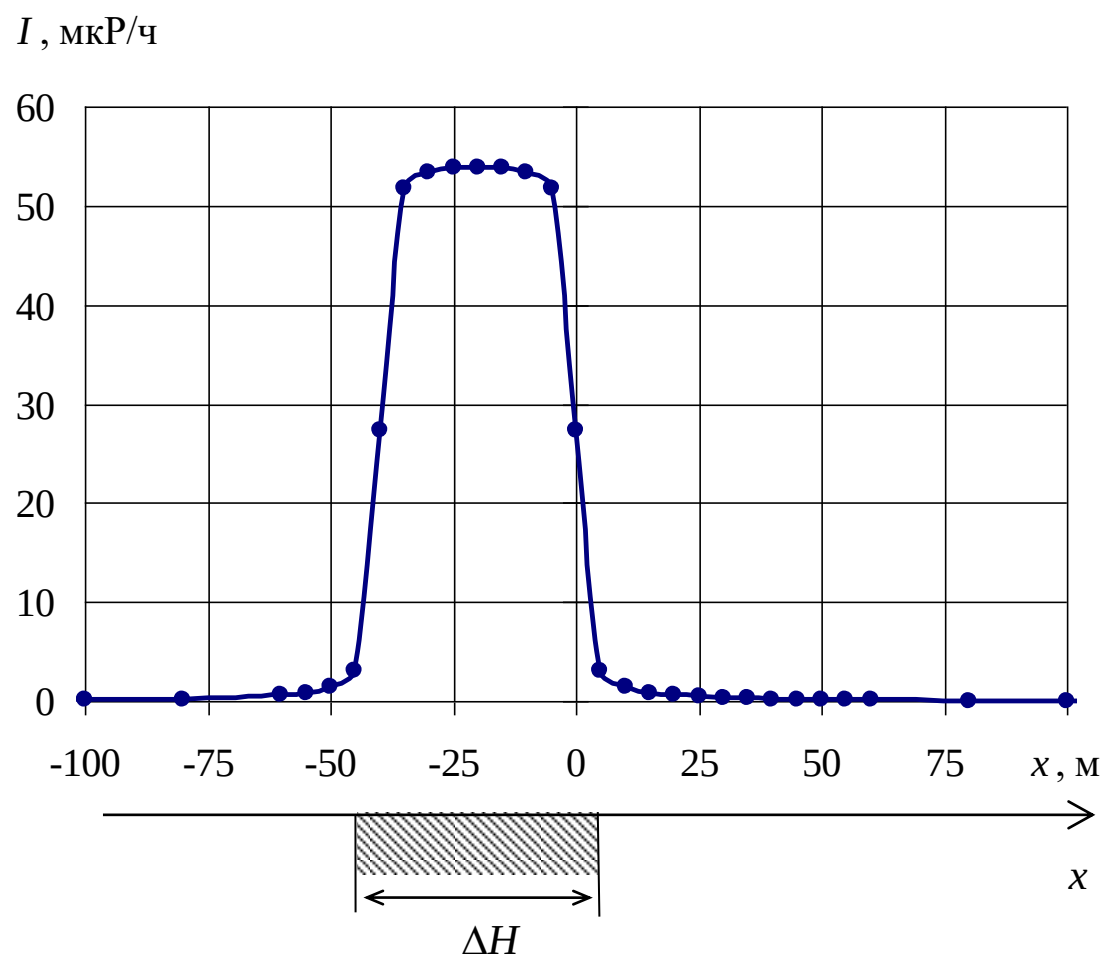


Рис. 2. Интенсивность гамма-излучения над радиоактивным пластом, выходящим на дневную поверхность

Лабораторная работа № 12

Изучение характера инерционных искажений при аэро-гамма-съемке

Радиометры для регистрации гамма-поля обладают инерционностью, т.е. запаздыванием показаний прибора во времени. Инерционность обусловлена наличием в усилительно-регистрирующей схеме интегрирующего контура – RC-цепочки. При неподвижном радиометре, например при пешеходной гамма-съемке, это обстоятельство не влияет на показание прибора. Однако при съемке в движении (авто-, аэро-гамма-съемка) записанная кривая интенсивности искажается – она смещается в сторону движения радиометра, а максимум уменьшается по амплитуде. Поэтому записанная кривая не соответствует фактической интенсивности. При авто-гамма-съемке искажениями обычно пренебрегают из-за невысокой скорости перемещения радиометра, зато при аэро-гамма-съемке искажения необходимо учитывать.

Для выяснения характера инерционных искажений необходимо перестроить теоретически рассчитанную кривую в кривую, которую записал бы аэро-гамма-радиометр при съемке.

Расчет теоретической кривой интенсивности точечного источника для высоты h производится по формуле

$$I_i^{\text{теор}} = I_0 \frac{e^{-\mu_B \sqrt{h^2 + x_i^2}}}{h^2 + x_i^2}, \quad (1)$$

где I_0 – интенсивность гамма-поля на поверхности земли, μ_B – коэффициент ослабления гамма-излучения в воздухе, x_i – координата i -ой точки по профилю.

Записанная интенсивность гамма-излучения в i -ой точке профиля:

$$I_i^{\text{зап}} = (1 - e^{-\frac{\Delta t}{\tau}}) \cdot I_i^{\text{теор}} + e^{-\frac{\Delta t}{\tau}} \cdot I_{i-1}^{\text{зап}}, \quad (2)$$

где $I_i^{\text{теор}}$ – теоретическая интенсивность гамма-излучения в i -ой точке профиля; $I_{i-1}^{\text{зап}}$ – записанная интенсивность гамма-излучения в предыдущей точке, т.е. в точке с номером $i-1$; τ – постоянная времени радиометра, определяемая произведением R на C ; Δt – интервал времени между соседними отсчетами интенсивности гамма-излучения.

Интервал времени Δt между соседними отсчетами интенсивности гамма-излучения можно найти, зная расстояние Δx между соседними отсчетами в м и скорость движения самолета v в м/с:

$$\Delta t = \frac{\Delta x}{v}. \quad (3)$$

Задание

1) Рассчитать по формуле (1) и построить с шагом $\Delta x = 50$ м теоретическую кривую интенсивности гамма-поля точечного источника, находящегося на дневной поверхности. Расчет кривой провести для точек с координатами x , из-

меняющимися от -300 до 300 м.

2) По формуле (2) перестроить полученную кривую в записанную, приняв $\tau=2$ с, $v=180$ км/ч, $\Delta x=50$ м. При вычислении первого значения $I_i^{\text{зап}}$ $I_{i-1}^{\text{зап}}$ принять равной нулю.

3) Результаты вычисления $I_i^{\text{теор}}$ и $I_i^{\text{зап}}$ привести на графике (рис 1, 2).

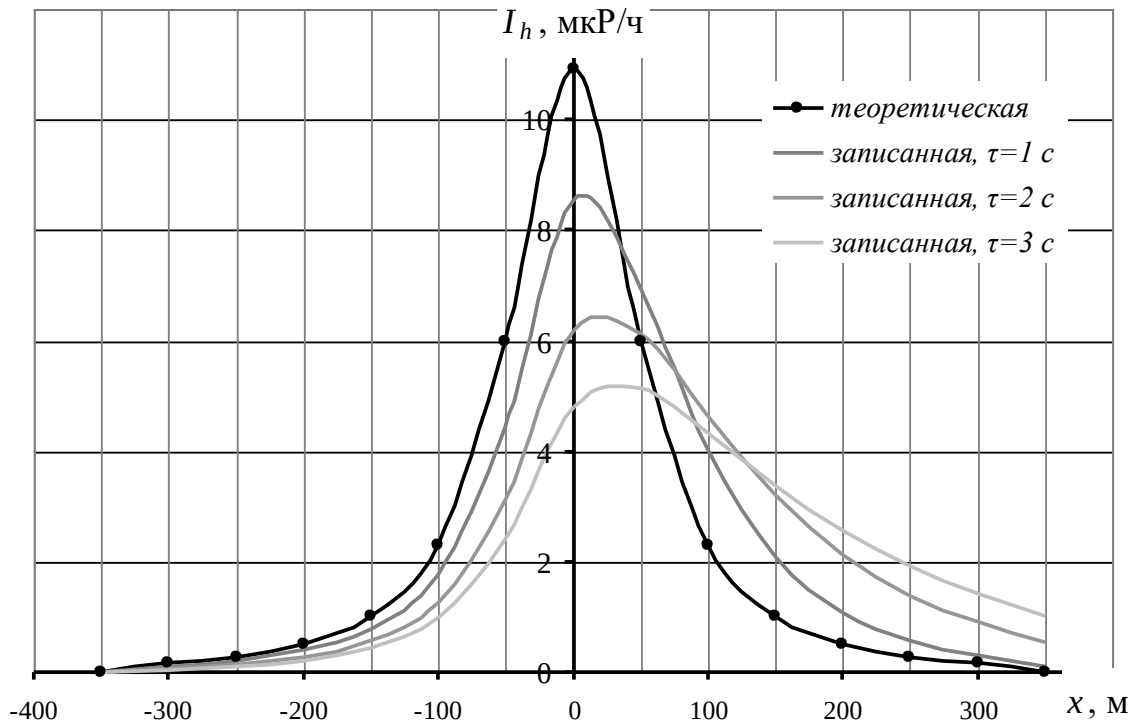


Рис. 1. Теоретическая кривая интенсивности гамма-поля точечного источника, находящегося на дневной поверхности, и записанная при аэро-гамма-съемке со скоростью самолета 180 км/ч

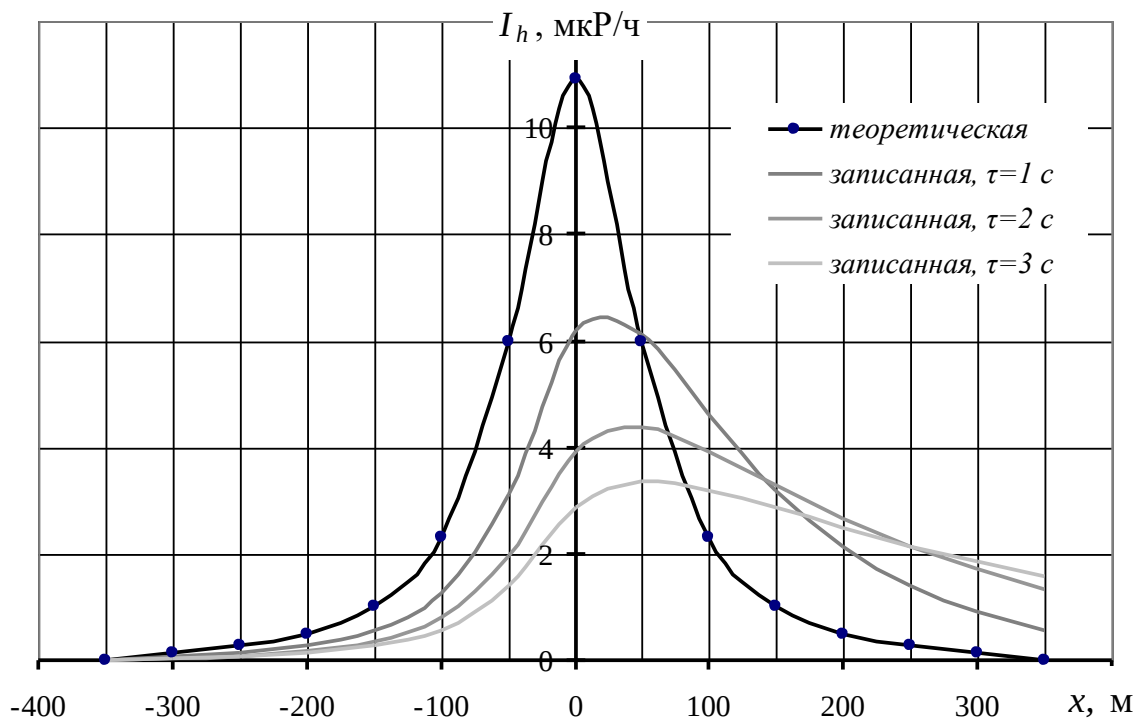


Рис. 2. Теоретическая кривая интенсивности гамма-поля точечного источника, находящегося на дневной поверхности, и записанная при аэро-гамма-съемке со скоростью самолета 360 км/ч

4) Определить коэффициент инерционных искажений Q радиометра по формуле

$$Q = \frac{I_{\max}^{\text{ист}}}{I_{\max}^{\text{зап}}} . \quad (4)$$

таблица 1

Условия расчета:

вариант	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5	Вариант 6	Вариант 7	Вариант 8	Вариант 9	Вариант 10
параметр	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5	Вариант 6	Вариант 7	Вариант 8	Вариант 9	Вариант 10
I_0 , мкР/ч	$6 \cdot 10^4$	$5 \cdot 10^4$	$4 \cdot 10^4$	$3 \cdot 10^4$	$2 \cdot 10^4$	$5 \cdot 10^4$	$4 \cdot 10^4$	$3 \cdot 10^4$	$2 \cdot 10^4$	$1 \cdot 10^4$
μ_B , М ⁻¹	$4 \cdot 10^{-3}$									
h , м	70	60	50	40	30	70	60	50	40	30

Обработка результатов аэро-гамма-съемки

Вследствие инерционности радиометрической аппаратуры кривые изменения интенсивности гамма-излучения, регистрируемые при движении самолета, искажаются. Форма аномалии сглаживается и растягивается в направлении движения, максимальные амплитуды уменьшаются. Особенно велико влияние инерционности для измерений гамма-поля на мало-мощных активных участках.

При обработке результатов аэро-гамма-съемки необходимо вводить поправки за инерционные искажения, то есть восстанавливать действительный вид кривой.

Действительные значения интенсивности гамма-излучения можно вычислить по записанным данным в движении следующим образом:

$$I_i^{\text{действ}} = \frac{I_i^{\text{зап}} - e^{-\frac{\Delta t}{\tau}} \cdot I_{i-1}^{\text{зап}}}{1 - e^{-\frac{\Delta t}{\tau}}} \quad (1)$$

где $I_i^{\text{зап}}$ – записанная интенсивность гамма-излучения в i -ой точке профиля; $I_{i-1}^{\text{зап}}$ – записанная интенсивность гамма-излучения в предыдущей точке, т.е. в точке с номером $i-1$; τ – постоянная времени радиометра, определяемая произведением R на C ; Δt – интервал времени между соседними отсчетами интенсивности гамма-излучения.

Интервал времени Δt между соседними отсчетами интенсивности гамма-излучения можно найти, зная расстояние Δx между соседними отсчетами в м и скорость движения самолета v в м/с:

$$\Delta t = \frac{\Delta x}{v} . \quad (2)$$

Задание

В таблице 1 приведены результаты измерения интенсивности гамма-излучения над вертикальным радиоактивным пластом, выходящим на дневную поверхность, записанные при аэро-гамма-съемке. При этом скорость движения самолета v соответствовала 180 км/час, расстояние между соседними отсчетами Δx соответствовало 50 м, постоянная времени прибора τ соответствовала 2 с.

1) По заданному варианту зарегистрированной при аэро-гамма-съемке кривой (таблица 1) восстановить действительные значения интенсивности гамма-излучения над пластом, используя формулу (1).

2) Построить графики $I_i^{\text{зап}}$ и $I_i^{\text{действ}}$, как показано на рис 1.

таблица 1

№ варианта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
х, м	$I_{\text{зап}}$, мкР/ч													
0	2	2	2	2	2	2	2	1	1	2	2	1	1	1
50	2	2	2	2	2	2	2	1	1	2	2	1	1	1
100	3	4	3	3	3	3	3	2	2	3	3	2	2	2
150	3	5	4	4	4	4	3	3	3	4	4	2	2	2
200	4	5	5	4	4	5	4	3	3	4	5	3	3	3
250	4	6	5	5	5	5	4	4	3	5	5	3	3	3
300	4	6	6	5	5	5	5	5	4	5	5	3	3	3
350	4	7	7	5	5	6	6	7	5	6	6	3	3	4
400	4	7	7	5	6	7	8	11	7	6	8	3	4	5
450	5	8	9	6	6	7	9	20	12	6	9	3	4	6
500	5	8	10	7	6	8	13	122	62	7	14	3	4	7
550	5	9	13	17	7	10	21	279	141	8	64	4	5	9
600	5	11	22	33	8	13	122	380	192	10	143	4	6	15
650	6	13	123	43	9	21	279	444	224	15	193	4	7	85
700	7	21	279	49	12	122	380	483	243	75	225	5	12	195
750	9	121	380	53	19	278	443	507	255	169	245	6	72	265
800	16	277	442	55	119	378	481	521	262	229	256	9	165	309
850	114	376	479	56	272	439	503	527	265	265	262	58	225	335
900	262	431	495	57	366	470	510	525	264	284	263	132	258	346
950	263	370	410	47	329	394	418	428	215	238	215	133	221	286
1000	170	238	262	32	212	252	267	273	138	153	139	86	142	183
1050	108	151	166	22	134	160	169	172	88	98	89	55	90	116
1100	69	97	106	16	86	102	107	109	56	63	58	36	57	74
1150	45	63	68	12	56	66	69	70	36	41	38	23	37	47
1200	29	42	45	9	37	43	45	45	24	28	26	16	24	31
1250	20	29	30	8	25	29	30	30	17	20	18	11	17	21
1300	14	20	21	7	18	21	21	21	12	14	14	8	12	14
1350	11	15	16	6	13	15	15	15	9	11	11	6	9	10
1400	8	12	12	6	10	12	11	11	7	9	9	5	7	8
1450	7	10	10	6	9	10	9	8	6	8	8	4	5	6
1500	6	9	8	5	7	8	8	7	5	7	7	4	5	5
1550	5	8	7	5	7	7	7	6	4	6	6	4	4	5
1600	5	7	7	5	6	7	6	5	4	6	6	3	4	4
1650	5	7	6	5	6	6	5	4	4	6	6	3	4	4
1700	4	7	6	5	6	6	5	4	4	5	5	3	3	4
1750	4	6	6	5	5	6	5	4	3	5	5	3	3	3
1800	4	6	5	5	5	5	4	4	3	5	5	3	3	3
1850	4	6	5	5	5	5	4	3	3	5	5	3	3	3
1900	4	6	5	5	5	5	4	3	3	5	5	3	3	3

3) Определить координаты границ пласта x_1 и x_2 в м по половине максимального значения интенсивности гамма-излучения I_{max} над пластом.

4) Определить мощность пласта в м: $h = x_2 - x_1$.

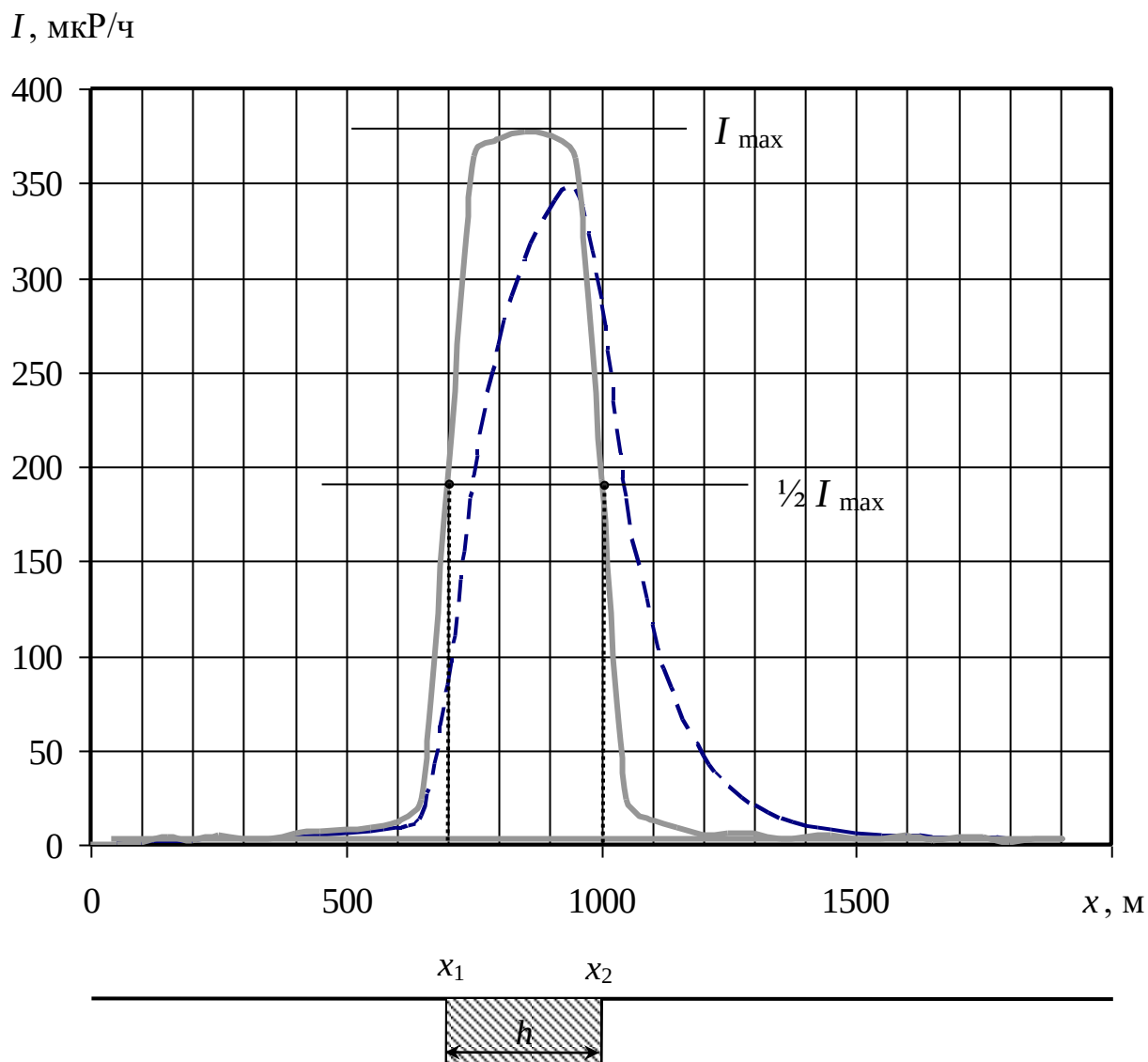


Рис.1. Интенсивность гамма-излучения над радиоактивным пластом, зарегистрированная при аэро-гамма-съемке (пунктирная линия), и действительная (сплошная линия)

Интерпретация диаграмм гамма-каротажа (ГК) скважин графическим способом

При количественной интерпретации диаграмм гамма-каротажа определяют два параметра:

- положение границ радиоактивного пласта и его видимую мощность h_v ;
- концентрацию радиоактивного элемента Q_U .

Во всех известных способах интерпретации используется пропорциональная зависимость между интенсивностью гамма-излучения и концентрацией радиоактивного вещества.

Способ определения границ пласта зависит от того, резкие или нерезкие у него границы.

Резкость границ пласта оценивают по величине проекции на ось глубин «прямолинейного» участка крыла графика гамма-аномалии p , продолженного до пересечения с уровнем фона (рис. 1).

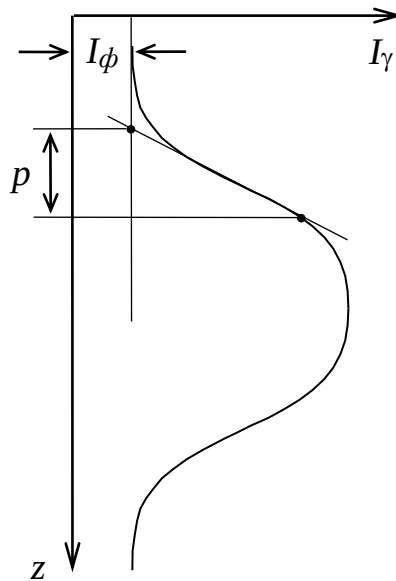


Рис. 1. Определение резкости границ пласта

Если величина отрезка $p < 100/\delta$ (где δ - плотность руды в г/см³), то граница пласта резкая, если величина отрезка $p \geq 100/\delta$, то граница пласта нерезкая.

В зависимости от того, резкие или нерезкие границы у пласта, насыщен ли пласт по гамма-излучению или нет, для определения его мощности используют один из трех способов.

Если пласт имеет резкие границы, т.е. когда концентрация радиоактивного элемента от вмещающих пород к руде меняется резко или скачком, то используют один из следующих способов:

1) Способ « $1/2 I_{max}$ », если пласт насыщен по гамма-излучению, т.е. если ширина аномалии ГК на ее полувывсоте $Z_{1/2} \geq 50$ см;

2) Способ « $4/5 I_{max}$ », если пласт не насыщен по гамма-излучению, т.е. если ширина аномалии ГК на ее полувывсоте $Z_{1/2} < 50$ см.

Суть способа « $1/2 I_{max}$ » проиллюстрирована на рис. 2, где приведены примеры определения мощности для случая, когда фоновое гамма-излучение со стороны кровли и подошвы пласта одинаково (а) и разное (б).

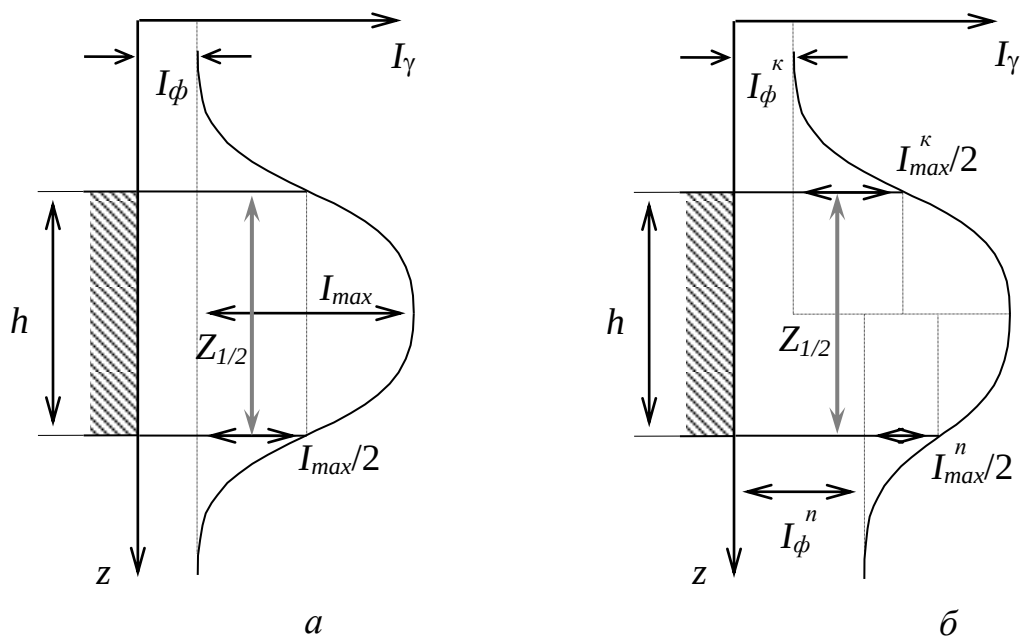


Рис. 2. Определение границ пласта и его мощности по способу « $1/2 I_{max}$ »

Суть способа « $4/5 I_{max}$ » проиллюстрирована на рис. 3., где приведены примеры определения мощности для случая, когда фоновое гамма-излучение со стороны кровли и подошвы пласта одинаково (а) и разное (б).

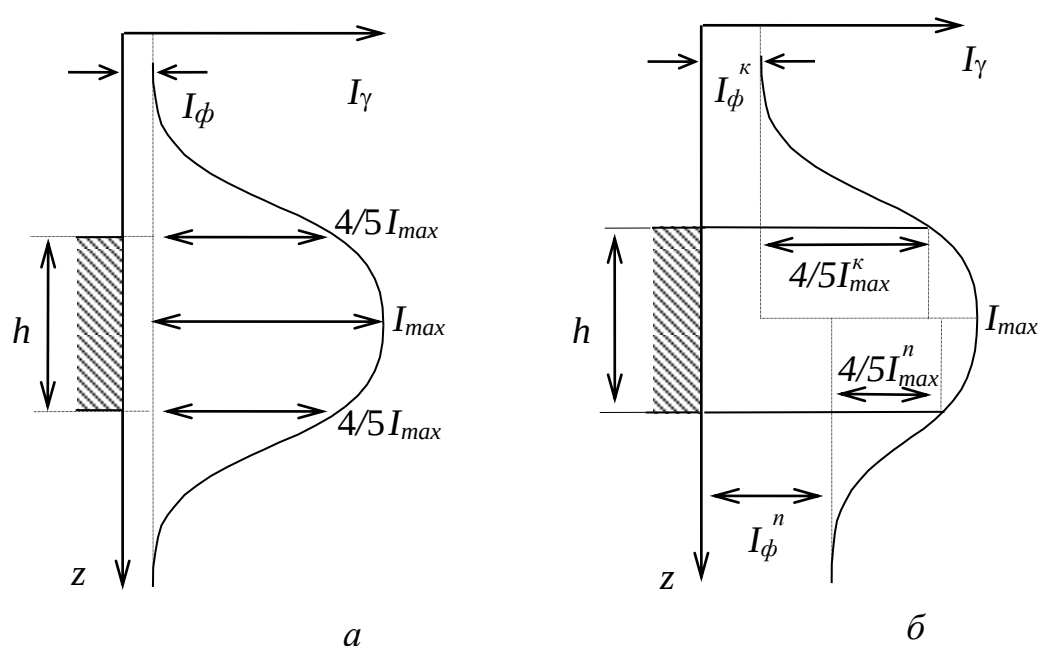


Рис. 3. Определение границ пласта и его мощности по способу « $4/5 I_{max}$ »

Если пласт имеет нерезкие границы, т.е. когда концентрация радиоактивного элемента от вмещающих пород к руде меняется постепенно, то используют способ «заданной интенсивности»:

3) Способ « $I_{\text{зад}}$ ».

По способу « $I_{\text{зад}}$ » границы рудных интервалов находят по проекциям на ось глубин точек диаграммы, в которых интенсивность гамма-излучения равна заданной. Заданная интенсивность определяется бортовым (заданным) содержанием урана:

$$I_{\text{зад}} = 100 \cdot K_0 \cdot Q_U^{\text{зад}} \quad (1)$$

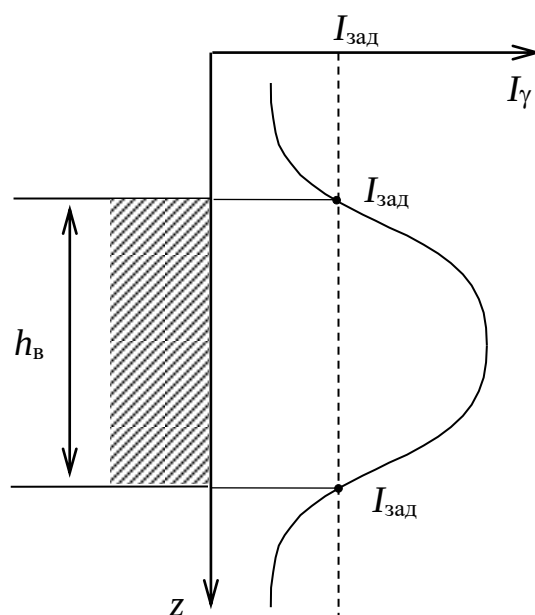


Рис. 4. Определение границ пласта и его мощности по способу « $I_{\text{зад}}$ »

Если скважина, в которой проводилась запись диаграммы ГК, не обсажена и не заполнена промывочной жидкостью, то содержание урана Q_U в пласте вычисляют по формуле:

$$Q_U = \frac{S}{100 \cdot K_0 \cdot h_{\text{в}}} \quad (2)$$

где S – площадь гамма-аномалии на диаграмме ГК в см·мкР/ч; K_0 – пересчетный коэффициент прибора в (мкР/ч)/0,01 % U; $h_{\text{в}}$ – видимая мощность пласта в см.

На рис. 4 приведены примеры определения площади аномалии по диаграмме ГК для случая одинаковых (а) и разных величин (б) фонового гамма-излучения со стороны кровли и подошвы пласта.

Площадь гамма-аномалии S определяется путем подсчета количества клеточек N внутри аномалии и умножением полученного значения на масштаб диаграммы по оси глубин C_z и на масштаб диаграммы по оси интенсивности C_I :

$$S = N \cdot C_Z \cdot C_I \quad (2)$$

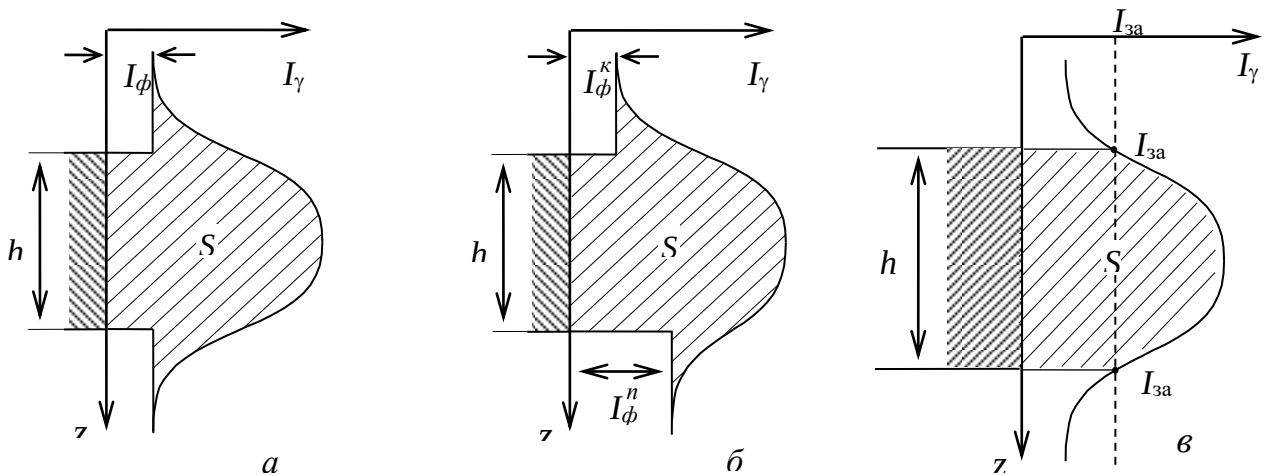


Рис. 5. Определение площади гамма-аномалии от радиоактивного пласта: *а* – с резкими границами и одинаковым уровнем фона со стороны кровли и со стороны подошвы пласта, *б* – с резкими границами и разным уровнем фона со стороны кровли и со стороны подошвы пласта, *в* – с нерезкими границами

Задание

По выданной преподавателем диаграмме ГК, зарегистрированной в сухой необсаженной скважине на одном из урановых месторождений, определить:

1) резкость границ пласта со стороны кровли и подошвы, как показано на рис. 1, сравнив величину отрезка p с величиной $100/\delta$ (где δ - плотность руды в г/см³ указана на диаграмме ГК);

2) по величине отрезка $Z_{1/2}$ (рис. 2) определить, насыщен ли пласт по гамма-излучению;

3) в зависимости от того, резкие или нерезкие границы у пласта, насыщен ли пласт по гамма-излучению или нет, определить его границы и мощность h , правильно выбрав способ определения;

4) используя формулу (2), вычислить содержание урана в пласте Q_U и сравнить его со средним содержанием урана в земной коре ($3 \cdot 10^{-4} \%$). Сделать выводы.

Лабораторная работа №15

Оценка качества радиометрической съемки

Цель работы: получить практические навыки выявления грубых, систематических и случайных ошибок наблюдений при анализе результатов полевой гамма-съемки (γ -съемки).

Надежность, а иногда и принципиальная возможность изучения тех или иных особенностей геологического строения, зависит от того, с какой погрешностью выявлены физические поля, несущие геологическую информацию. Эта погрешность может возникать как за счет неточности самих измерений, так и за счет того, что результаты измерений содержат составляющие, не связанные с геологическим строением, которые не удастся полностью исключить при обработке наблюдений. Поэтому при проектировании и оценке выполненных геофизических работ всегда обсуждается вопрос о допустимой погрешности измерений.

Погрешностью измерения называется отклонение результата измерения от истинного значения измеряемой величины. Погрешности измерений обуславливаются различными факторами. При радиометрических и ядерно-геофизических измерениях они включают:

- 1) ошибки, связанные со статистической природой радиоактивности (статистика счета);
- 2) аппаратные ошибки, связанные с нестабильностью работы отдельных блоков аппаратуры (инструментальные ошибки);
- 3) методические ошибки, связанные с эталонированием, непостоянством вещественного состава, плотности и других характеристик горных пород, руд, наличием «мешающего» фона;
- 4) ошибки, связанные с отбором и подготовкой проб;
- 5) ошибки оператора, включая ошибки округления при взятии показаний прибора.

Изучение всех возможных источников ошибок и закономерностей их возникновения позволяет разделить все ошибки на три вида: *грубые, систематические и случайные*.

Грубые ошибки возникают чаще всего из-за неопытности наблюдателя. Это неправильно взятые отсчеты, ошибки при записи, описки и т.д. Такие ошибки подлежат исключению и в дальнейшем не рассматриваются.

Систематические ошибки возникают главным образом из-за неправильных показаний прибора или ошибок, допущенных при градуировании радиометров и т.д. Примером таких ошибок являются ошибки, возникающие при измерениях неправильно проградуированным прибором или при пользовании загрязненных или разубоженных эталонов (разубоживание - снижение содержания радиоактивных элементов в эталоне за счет смеше-

ния с пустой породой). Систематические ошибки необходимо выявить. Причины их возникновения должны быть устранены.

Существует несколько способов выявления систематических ошибок путем анализа результатов основных и повторных измерений (число повторных измерений обычно составляет 5-10 % от общего числа наблюдений).

1. Корреляционный способ. Сущность этого способа сводится к сравнению результатов основных и контрольных измерений. Для этого на координатную сетку (рис. 1) наносятся результаты основных x_o и контрольного x_k измерений.

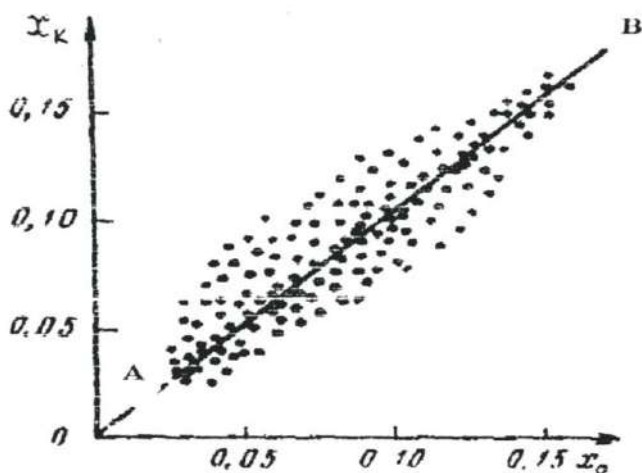


Рис.1. Корреляционный способ выявления систематической ошибки измерений

Через совокупность точек проводится линия AB так, чтобы точки располагались симметрично относительно этой линии. Если линия AB проходит через начало координат под углом 45° , систематическая ошибка отсутствует. Другие случаи будут свидетельствовать о ее наличии.

2. Способ вариационной кривой. В этом способе расхождения между первичным и повторным наблюдениями принимают за величину ошибки каждого измерения. Затем подсчитывают количество случаев, когда ошибка лежит в определенном интервале, и определяют процент случаев от общего числа повторных наблюдений:

$$n = \frac{n_i}{N} \cdot 100\%,$$

где n_i – число случаев в i -м интервале; N – число повторных наблюдений. Результаты вычислений изображают графически в виде вариационной кривой (рис. 2).

При наличии систематических ошибок максимум кривой может сместиться с нуля. По величине смещения максимума можно определить величину систематической ошибки.

Случайные погрешности измерений по абсолютной величине невелики и связаны с различными факторами при производстве работы. По характеру распределения случайных ошибок удастся объективно оценить качество проведенных измерений.

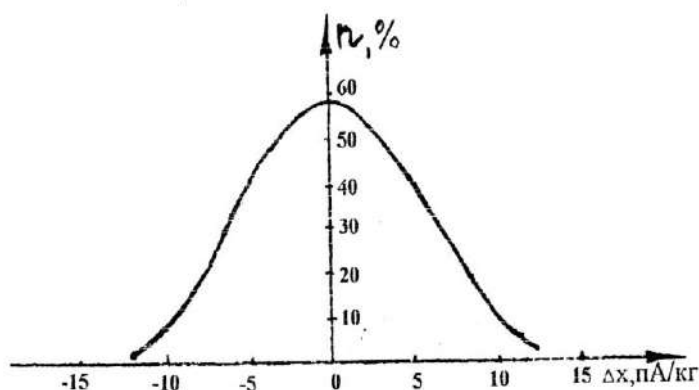


Рис. 2. Вариационная кривая ошибок измерения

Оценка случайных погрешностей производится при обработке измерений. Математическая теория погрешностей опирается на следующие свойства случайных ошибок:

- появление ошибок со знаком «+» и со знаком «-» равновероятно;
- появление ошибок больших (по абсолютной величине) менее вероятно, чем появление малых ошибок;
- сумма всех ошибок (с учетом знака) при числе измерений $n \rightarrow \infty$ равна 0.

Случайные ошибки имеют нормальное распределение при $n \rightarrow \infty$ и графически выражаются колоколообразной кривой, характер которой оценивается либо дисперсией, либо средним квадратическим значением.

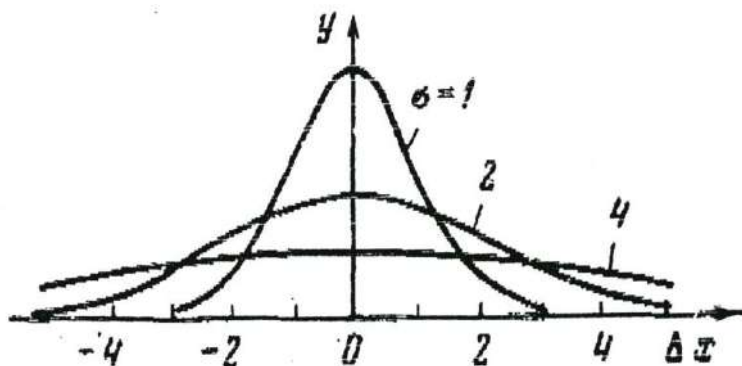


Рис. 3. Кривая нормального распределения случайных ошибок измерений

На рис. 3 показан характер распределения ошибок в виде вариационных кривых, построенных с различной степенью достоверности.

Как видно из рисунка, распределение погрешностей симметрично относительно Δx по оси абсцисс с центром в точке 0, а качество измерений определяется величиной дисперсии σ — чем она меньше, тем качество измерений выше, т.к. наибольшая часть ошибок приходится на малые значения σ .

Для определения закона распределения параметра и степени надежности такого распределения пользуются понятием доверительного интервала от $X + \Delta X$ до $X - \Delta X$, в который попадает истинное значение величины X . Надежность такого определения (α) зависит от числа измерений n и от величины доверительного интервала (табл. 1).

Таблица 1

При обработке полевых материалов радиометрических методов доверительный интервал выбирается в пределах от $(\chi - 3\sigma)$ до $(\chi + 3\sigma)$.

Доверительный интервал	Надежность α , %
От $(\chi - \sigma)$ до $(\chi + \sigma)$	68,3
От $(\chi - 2\sigma)$ до $(\chi + 2\sigma)$	95,0
От $(\chi - 3\sigma)$ до $(\chi + 3\sigma)$	99,7

Достоверность приведенных радиометрических съемок оценивают путем расчета средней квадратической погрешности съемки по результатам контрольных наблюдений

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_{i_1} - x_{i_2})^2}{2n - 1}}$$

где x_{i_1}, x_{i_2} – соответственно рядовое и контрольное измерение гамма-поля; n – число контрольных измерений.

Точность съемки считается удовлетворительной, если $\sigma \leq P$, где P – точность используемого прибора.

Задание

1. Из полевого журнала (прил. 1) выписать в табл. 2. результаты основных P_1 и контрольных P_2 измерений гамма-поля.

Таблица 2

Результаты измерений гамма-поля

№ замера	P_1 , пА/кг	P_2 , пА/кг	$\Delta = P_1 - P_2$, пА/кг	Δ^2 , пА/кг
1.				
2.				
....				
				$\sum_{i=1}^n \Delta^2$

2. Вычислить расхождение значений гамма-поля между основными P_1 и контрольными P_2 замерах с соответствующими знаками $\Delta = P_1 - P_2$

3. По величине расхождения выявить наличие грубых ошибок и исключить их из дальнейшей обработки.

4. Оценить наличие систематической погрешности одним из описанных способов (корреляционный способ, способ вариационной кривой).

6. Вычислить среднюю квадратическую погрешность:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n \Delta^2}{2n - 1}}$$

7. Оценить качество выполненной гамма-съемки.

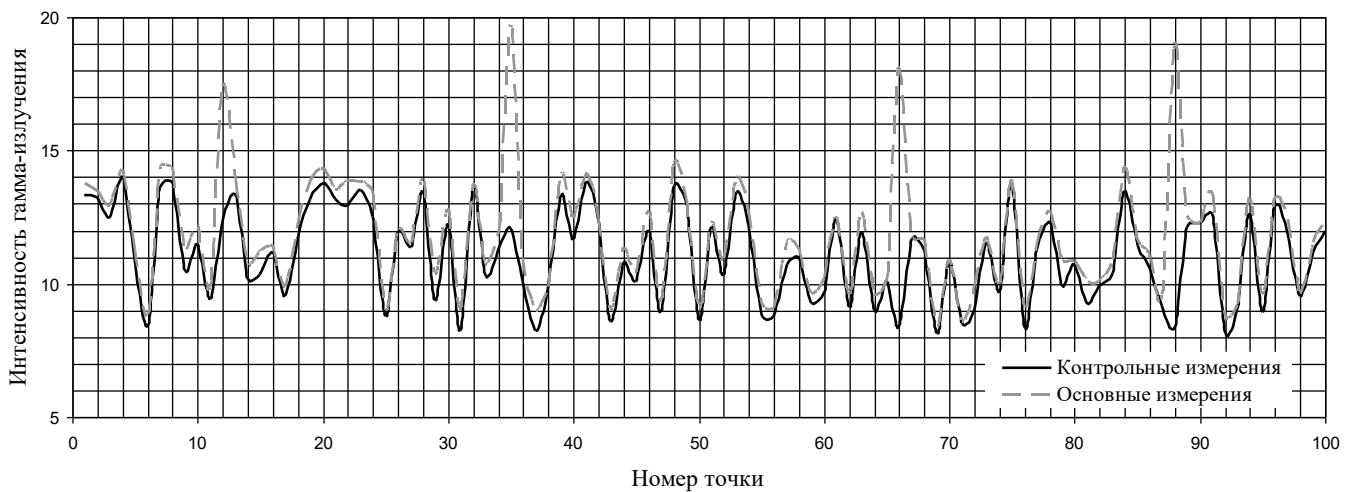


Рис 4. Графики основных и контрольных измерений

На рис. 4 хорошо видны 4 грубые ошибки – на пикете 12, 35, 66, 88. Эти значения при обработке результатов подлежат исключению.

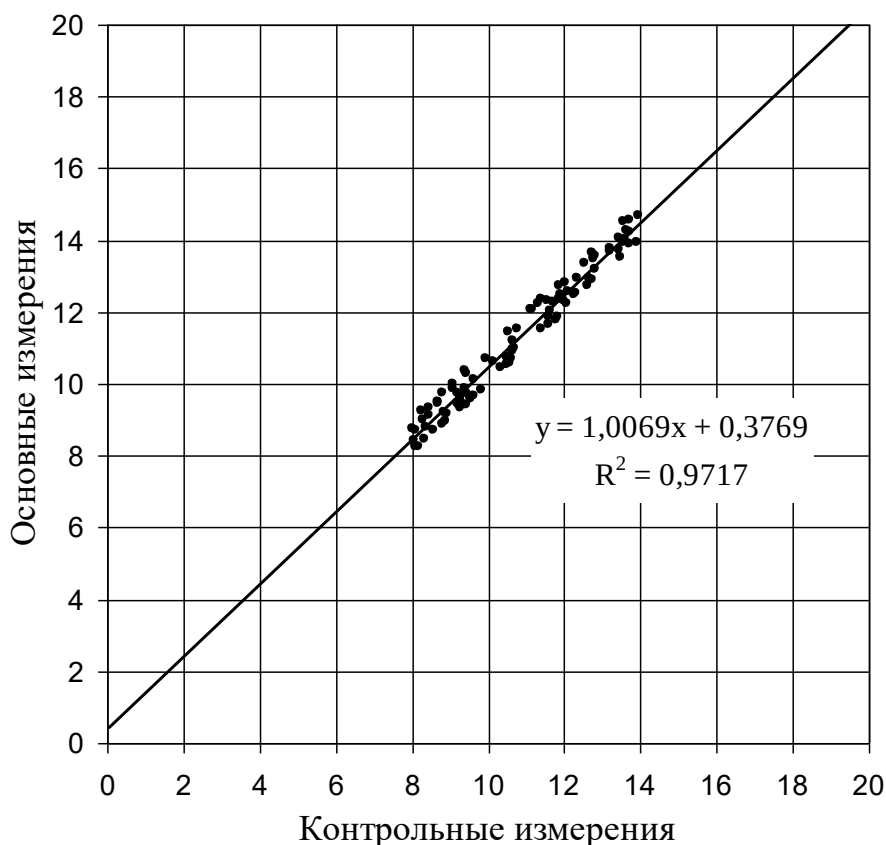


Рис. 5. Корреляция между основными и контрольными измерениями

На рис. 5 линия тренда не выходит из начала координат и угол ее наклона отличается от 45° . Это означает, что в результатах измерений гамма-поля присутствует систематическая ошибка. Это видно и на рис.4 – все точки графика контрольных наблюдений лежат ниже точек основных наблюдений, т.е. основные наблюдения завышены по сравнению с контрольными наблюдениями. Свободный член в уравнении регрессии (0,38) указывает на величину завышения показаний при основных измерениях.

Вариант 1					
№ П/П	Р ₁	Р ₂	№ П/П	Р ₁	Р ₂
1	2	3	1	2	3
1	11,7	12,1	51	13,1	14,0
2	11,6	11,7	52	11,9	12,5
3	12,2	12,8	53	10,4	10,9
4	9,7	9,7	54	12,2	12,5
5	9,0	9,3	55	12,0	12,3
6	9,2	9,2	56	12,2	13,1
7	13,1	13,3	57	12,6	12,9
8	8,7	9,3	58	11,3	11,6
9	11,7	12,0	59	14,0	14,8
10	13,0	13,9	60	11,3	11,4
11	12,8	13,3	61	12,5	13,4
12	11,3	17,4	62	13,9	14,0
13	8,0	8,9	63	10,7	10,8
14	13,5	13,5	64	13,5	14,5
15	12,8	12,9	65	12,4	12,8
16	11,3	12,0	66	9,6	18,1
17	10,3	10,4	67	9,8	9,8
18	10,3	11,1	68	13,1	13,4
19	12,9	13,8	69	11,3	11,6
20	9,5	10,0	70	11,9	11,9
21	13,8	14,0	71	11,0	11,2
22	11,7	12,5	72	11,2	12,0
23	11,8	11,8	73	8,4	9,3
24	9,6	10,4	74	11,1	11,2
25	8,2	8,4	75	9,5	10,1
26	8,4	9,0	76	11,0	11,9
27	11,3	12,1	77	9,5	10,2
28	10,3	10,7	78	12,2	13,0
29	11,4	12,0	79	11,7	11,9
30	10,5	10,5	80	10,7	11,3
31	12,7	13,2	81	12,3	12,4
32	8,1	8,6	82	8,9	9,0
33	10,5	10,7	83	11,7	12,2
34	11,6	12,0	84	10,5	11,4
35	8,1	19,7	85	8,2	8,9
36	12,3	12,8	86	13,0	13,5
37	11,3	11,5	87	9,6	10,3
38	13,2	13,4	88	11,5	20,0
39	11,3	11,8	89	9,8	10,1
40	12,2	12,9	90	8,6	9,1
41	10,3	11,2	91	11,4	11,5
42	9,4	9,6	92	8,2	8,4
43	12,7	13,1	93	9,4	9,9
44	9,3	9,4	94	10,9	11,0
45	11,6	12,3	95	12,4	12,8
46	11,2	11,5	96	13,2	14,2
47	11,8	12,2	97	12,6	13,1
48	13,7	14,5	98	8,9	9,5
49	9,8	10,8	99	10,2	10,9
50	11,7	12,1	100	8,8	8,8

Вариант 2					
№ П/П	Р ₁	Р ₂	№ П/П	Р ₁	Р ₂
1	2	3	1	2	3
1	10,5	12	51	10,4	11,7
2	11,8	12,8	52	11	10,5
3	13,5	12,6	53	12,2	9,75
4	12,8	12	54	10,8	11,25
5	11,7	11	55	13,3	12,5
6	11,8	11,4	56	11	12,5
7	14	12,5	57	12,5	14,5
8	12,3	13,4	58	11,2	10
9	12	11,75	59	10	11,5
10	10,8	13,5	60	10,2	8,75
11	12,1	12,5	61	9,8	10,25
12	12,5	12,5	62	10,3	10,25
13	10,7	11,75	63	9,5	8,75
14	14,2	14	64	11	9,8
15	11,5	14,5	65	10,5	11,25
16	11,3	10,5	66	9,5	10
17	12	11,5	67	12	11,25
18	10,5	12	68	13	12
19	12,2	11,25	69	9,5	10
20	11,5	12,2	70	11	9,5
21	10,3	13,5	71	9,5	10,5
22	11,3	10,2	72	9,8	9,25
23	12	13	73	9,5	8,75
24	12,5	12	74	10,2	12
25	12,5	13,3	75	11,8	12,5
26	21,3	12,5	76	10,5	11,5
27	10,7	11,5	77	11	11,25
28	9,3	10,5	78	10	12,25
29	10,7	9,5	79	11	10,75
30	11,3	12,5	80	10,3	11
31	11,2	13,5	81	10,5	11,25
32	12,5	13,2	82	9,5	10,5
33	14,5	12,5	83	9,6	10,75
34	13,8	11,5	84	10,2	11,5
35	10,5	11,5	85	9,5	11,25
36	11	10,5	86	10,5	12,5
37	12,6	12	87	10,2	11,25
38	11,7	10,5	88	9,5	11,25
39	12,5	13,5	89	10,3	12
40	10	10,7	90	11	12,5
41	10	11,2	91	10	11,5
42	11,3	10	92	11,3	14,25
43	12,5	11,2	93	11,3	14,25
44	11,8	11,5	94	10,8	13,25
45	11,3	12,5	95	10	11,5
46	9,5	11,2	96	10,3	11
47	10	10,75	97	7,9	9,25
48	9,5	11,2	98	9,2	11
49	11,8	12	99	11,3	12
50	12,2	12,5	100	10,3	13,5

Вариант 3					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1			1	2	3
1	13,4	13,4	51	19,5	20,0
2	19,4	19,5	52	19,1	20,0
3	15,5	16,3	53	16,4	16,5
4	17,5	18,1	54	15,6	15,6
5	19,7	19,9	55	14,5	15,3
6	14,7	15,4	56	14,9	15,9
7	17,0	22,2	57	13,6	13,8
8	13,0	13,9	58	15,2	15,9
9	14,7	15,2	59	14,2	15,0
10	14,6	15,2	60	19,1	19,8
11	17,8	18,3	61	15,0	15,1
12	16,7	17,4	62	14,1	14,1
13	15,9	16,4	63	15,5	15,9
14	18,7	19,3	64	15,7	15,8
15	16,7	16,8	65	18,0	18,4
16	16,6	16,9	66	18,9	18,1
17	15,0	15,1	67	17,5	18,3
18	17,7	18,2	68	18,7	18,7
19	17,5	17,9	69	14,9	15,2
20	19,1	20,1	70	14,2	14,8
21	15,9	16,8	71	19,1	23,5
22	13,2	13,4	72	19,7	20,0
23	16,7	17,6	73	16,0	16,6
24	15,8	16,4	74	13,1	13,5
25	16,0	16,1	75	14,8	15,3
26	16,5	16,7	76	13,6	14,1
27	18,6	18,9	77	13,4	13,5
28	16,0	16,5	78	19,2	19,5
29	14,3	15,1	79	15,5	16,0
30	13,5	14,5	80	17,8	18,6
31	13,8	14,2	81	14,9	15,7
32	13,6	14,3	82	14,6	15,6
33	18,0	26,1	83	16,1	16,2
34	18,0	18,2	84	14,5	15,5
35	13,4	19,7	85	14,7	15,5
36	16,1	16,9	86	14,5	15,4
37	16,0	16,1	87	13,3	13,5
38	14,7	15,1	88	17,9	20,0
39	17,2	17,6	89	16,3	16,5
40	18,9	19,0	90	18,6	19,6
41	19,3	19,9	91	19,7	20,2
42	13,5	14,3	92	14,7	15,0
43	18,2	18,5	93	19,2	20,2
44	17,6	17,9	94	19,3	20,1
45	17,3	17,8	95	16,3	17,0
46	16,2	16,4	96	17,0	17,6
47	13,1	13,7	97	17,5	31,4
48	17,2	17,9	98	13,4	13,8
49	15,7	15,9	99	15,6	16,1
50	14,3	15,3	100	19,3	20,2

Вариант 4					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1	2	3	1	2	3
1	15,9	16,6	51	11,4	10,2
2	15,1	15,6	52	15,8	16,8
3	16,5	17,3	53	11,0	11,6
4	17,5	17,9	54	11,3	11,4
5	17,6	15,6	55	13,5	13,6
6	13,3	12,0	56	15,4	16,3
7	16,9	15,6	57	11,8	12,3
8	14,4	12,7	58	12,5	12,5
9	15,6	13,8	59	17,7	18,3
10	13,0	11,1	60	11,9	12,7
11	17,0	15,5	61	12,5	11,1
12	13,7	14,4	62	16,4	15,2
13	16,0	16,5	63	17,1	7,4
14	16,4	26,1	64	12,5	10,7
15	14,7	15,6	65	17,7	15,8
16	17,1	17,9	66	14,5	12,6
17	14,8	15,0	67	11,2	9,5
18	13,6	13,9	68	16,3	15,3
19	15,3	15,3	69	13,3	14,2
20	18,0	18,1	70	14,7	15,3
21	13,9	14,2	71	11,7	23,5
22	12,7	13,0	72	14,2	14,5
23	14,2	12,8	73	14,4	14,7
24	14,0	12,0	74	11,8	12,5
25	11,8	10,3	75	15,9	16,1
26	14,1	13,0	76	12,0	12,4
27	13,9	12,3	77	11,8	12,3
28	13,4	11,9	78	14,6	15,3
29	11,8	12,0	79	14,9	15,5
30	14,8	15,3	80	11,2	12,0
31	13,3	24,7	81	14,8	15,8
32	12,6	12,6	82	14,7	14,7
33	13,7	26,1	83	15,8	14,7
34	13,9	13,9	84	15,1	13,5
35	12,8	19,7	85	11,9	10,3
36	15,4	16,1	86	15,1	13,2
37	18,0	18,7	87	12,9	11,5
38	15,1	15,1	88	17,6	16,5
39	13,8	14,0	89	13,8	14,7
40	12,8	13,7	90	14,8	24,9
41	16,7	16,9	91	17,6	17,8
42	13,2	13,4	92	17,3	17,5
43	16,4	16,6	93	12,6	13,1
44	12,6	13,2	94	11,2	11,9
45	15,6	13,8	95	12,8	13,3
46	15,1	13,5	96	11,3	11,3
47	13,7	11,9	97	13,5	31,4
48	13,1	11,9	98	14,0	14,1
49	17,4	16,3	99	11,0	11,3
50	15,8	14,1	100	16,7	17,3

Вариант 5					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1	2	3	1	2	3
1	23,2	23,3	51	16,7	15,6
2	15,4	16,4	52	14,1	14,5
3	16,7	17,0	53	13,1	13,6
4	14,4	15,2	54	12,0	12,7
5	13,8	12,6	55	14,7	15,4
6	17,2	15,6	56	14,6	15,5
7	14,7	12,8	57	15,0	15,9
8	15,6	13,8	58	14,9	15,0
9	11,3	9,5	59	14,6	14,9
10	11,3	10,0	60	13,8	14,3
11	16,8	15,5	61	17,8	16,5
12	15,6	15,7	62	13,5	12,0
13	12,8	13,6	63	14,4	13,2
14	15,8	16,3	64	15,4	14,3
15	14,2	24,6	65	15,0	13,1
16	14,5	14,7	66	12,9	11,2
17	15,3	15,8	67	14,7	13,0
18	11,2	11,7	68	13,2	11,3
19	12,6	13,1	69	12,7	13,6
20	14,2	14,4	70	15,7	19,6
21	17,8	17,8	71	13,4	23,5
22	14,1	14,7	72	17,6	18,2
23	16,4	14,5	73	14,1	14,9
24	11,8	10,1	74	14,5	15,1
25	15,3	14,1	75	16,9	17,7
26	14,0	12,7	76	13,1	13,2
27	12,7	11,2	77	17,5	17,8
28	17,5	15,9	78	14,9	15,9
29	16,9	17,1	79	11,1	11,2
30	17,6	18,0	80	12,3	12,6
31	11,3	11,7	81	17,5	17,8
32	16,2	16,3	82	14,0	14,8
33	14,1	26,1	83	14,1	13,0
34	11,5	12,1	84	12,1	10,6
35	12,1	19,7	85	11,1	9,9
36	18,0	18,2	86	12,3	11,0
37	13,7	14,0	87	18,0	16,0
38	17,4	18,0	88	15,2	13,3
39	11,2	11,2	89	17,3	18,1
40	13,1	13,9	90	17,6	17,6
41	14,7	15,2	91	15,8	16,5
42	13,8	14,6	92	16,6	17,1
43	12,6	12,9	93	16,4	17,4
44	12,1	12,2	94	11,7	12,2
45	17,3	16,2	95	18,0	18,8
46	14,3	12,8	96	14,9	15,5
47	17,9	16,6	97	13,3	31,4
48	13,6	12,3	98	12,1	13,0
49	15,4	22,8	99	11,7	12,0
50	11,9	10,6	100	17,0	17,5

Вариант 6					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1	2	3	1	2	3
1	16,3	15,7	51	35,3	36,6
2	28,0	27,7	52	35,8	37,8
3	33,6	33,9	53	36,5	37,0
4	21,9	22,8	54	25,7	26,3
5	30,9	30,4	55	24,7	24,7
6	42,6	42,0	56	33,7	34,5
7	17,9	17,2	57	32,3	32,7
8	49,9	50,1	58	48,1	47,4
9	33,7	34,6	59	28,3	28,6
10	39,6	38,7	60	31,3	31,0
11	46,5	46,3	61	43,8	44,4
12	30,4	30,5	62	42,2	43,0
13	22,7	22,2	63	47,6	46,8
14	37,5	37,1	64	38,4	37,6
15	18,5	20,9	65	39,9	40,2
16	21,5	24,5	66	44,4	43,9
17	28,9	30,8	67	18,2	18,9
18	42,1	42,3	68	46,0	45,2
19	19,3	19,4	69	21,4	21,9
20	29,6	30,0	70	47,5	46,7
21	44,5	44,1	71	29,6	29,0
22	35,2	35,6	72	33,2	32,4
23	40,4	39,7	73	49,4	48,8
24	23,0	24,3	74	35,7	35,3
25	40,2	42,3	75	19,5	19,4
26	25,8	27,0	76	24,2	23,9
27	38,5	41,5	77	42,1	42,8
28	44,4	44,2	78	26,7	26,7
29	24,7	23,8	79	31,4	31,7
30	39,3	39,7	80	37,2	36,6
31	43,5	43,8	81	34,4	34,1
32	27,2	27,5	82	37,8	37,1
33	24,5	23,9	83	20,5	19,6
34	47,6	46,6	84	26,7	27,2
35	15,3	15,6	85	18,8	19,1
36	21,0	21,6	86	45,0	44,7
37	46,3	47,8	87	39,9	40,8
38	39,0	40,2	88	49,5	50,3
39	27,9	30,4	89	27,8	28,7
40	46,5	47,7	90	40,6	41,4
41	18,7	20,0	91	49,7	50,0
42	31,8	32,5	92	16,9	17,0
43	34,1	34,0	93	46,9	46,1
44	23,9	24,4	94	46,2	45,2
45	33,2	34,0	95	16,4	15,8
46	49,6	50,3	96	35,5	36,5
47	46,5	46,2	97	46,9	47,4
48	38,8	40,6	98	31,4	30,5
49	26,2	27,2	99	15,2	15,9
50	16,3	15,7	100	27,7	27,2

Вариант 7					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1	2	3	1	2	3
1	6,4	6,7	51	17,9	19,4
2	16,6	16,7	52	11,6	14,6
3	14,6	13,9	53	15,8	15,6
4	13,1	13,4	54	11,2	11,5
5	13,5	12,8	55	19,9	20,3
6	14,9	15,1	56	7,5	8,2
7	16,7	16,6	57	11,4	11,4
8	15,0	15,3	58	19,2	19,6
9	17,1	17,0	59	13,8	12,9
10	18,5	18,4	60	19,8	19,8
11	16,2	15,7	61	15,7	14,9
12	6,3	7,1	62	14,3	14,1
13	17,6	17,4	63	16,7	15,7
14	19,8	20,8	64	18,0	18,0
15	11,7	12,8	65	12,6	12,6
16	9,5	10,9	66	17,9	17,3
17	19,1	20,4	67	9,9	10,0
18	7,6	7,5	68	19,6	19,4
19	16,5	15,7	69	19,9	20,7
20	18,9	19,0	70	17,2	16,8
21	7,5	7,7	71	9,0	9,3
22	7,7	7,8	72	10,0	9,0
23	6,5	7,4	73	6,3	6,1
24	6,4	9,3	74	17,1	18,4
25	7,1	24,1	75	6,9	7,1
26	10,7	11,8	76	11,8	11,4
27	6,9	8,7	77	7,3	6,8
28	9,0	8,1	78	15,5	15,4
29	15,9	15,8	79	10,0	10,9
30	11,8	11,4	80	14,1	15,0
31	18,1	18,9	81	17,6	17,8
32	17,5	18,3	82	8,2	7,9
33	17,0	17,4	83	19,5	20,5
34	16,3	15,4	84	13,7	14,6
35	9,3	9,2	85	18,9	19,5
36	17,2	17,5	86	18,1	18,3
37	18,2	20,8	87	10,8	10,8
38	9,5	10,9	88	11,9	12,8
39	14,0	15,0	89	12,6	12,9
40	15,9	18,3	90	15,9	15,6
41	20,0	21,0	91	16,2	16,6
42	10,0	9,9	92	18,6	19,5
43	10,5	10,1	93	13,5	14,4
44	13,6	13,0	94	15,3	29,0
45	17,9	17,7	95	9,9	9,6
46	16,3	16,9	96	19,6	20,2
47	9,5	10,0	97	11,1	11,4
48	19,4	20,6	98	6,5	6,7
49	14,2	16,6	99	19,4	20,3
50	7,8	20,7	100	18,6	18,8

Вариант 8					
№ п/п	P ₁	P ₂	№ п/п	P ₁	P ₂
1	2	3	1	2	3
1	9,5	9,7	51	23,8	26,3
2	17,4	18,4	52	6,0	8,4
3	6,3	6,9	53	24,4	25,1
4	16,8	17,4	54	6,5	5,9
5	16,6	17,2	55	23,5	22,0
6	20,3	20,2	56	18,3	18,1
7	19,1	18,6	57	11,0	10,2
8	22,2	22,3	58	19,3	18,4
9	23,4	24,0	59	12,8	12,6
10	8,6	8,1	60	21,3	21,4
11	17,5	17,8	61	17,3	18,1
12	10,4	11,1	62	12,8	12,8
13	17,9	18,9	63	16,0	15,5
14	12,1	12,2	64	20,5	21,0
15	14,4	16,0	65	18,1	18,7
16	12,1	13,6	66	22,3	22,2
17	20,1	21,7	67	7,1	6,2
18	16,2	16,6	68	21,5	22,3
19	23,5	23,1	69	12,7	13,0
20	17,0	17,4	70	8,3	9,3
21	5,6	4,9	71	22,9	23,7
22	17,2	17,3	72	21,2	21,9
23	11,5	11,9	73	15,9	15,5
24	6,6	9,5	74	20,7	18,4
25	22,7	24,1	75	9,7	10,3
26	13,2	14,3	76	6,3	7,2
27	9,5	11,1	77	19,8	20,1
28	21,1	20,9	78	6,9	6,9
29	13,7	13,2	79	24,9	24,7
30	23,8	24,4	80	6,8	6,9
31	7,7	8,6	81	13,4	13,7
32	21,1	20,4	82	21,7	21,0
33	17,1	16,5	83	22,0	21,1
34	18,0	18,7	84	8,3	7,7
35	23,0	23,1	85	23,1	30,2
36	15,7	15,7	86	21,4	21,6
37	16,0	17,2	87	10,2	9,7
38	22,9	25,8	88	10,4	9,7
39	20,5	23,2	89	24,9	25,4
40	6,8	9,2	90	11,5	10,9
41	20,2	22,2	91	14,6	13,9
42	19,4	16,2	92	6,5	6,8
43	19,2	20,0	93	25,0	24,5
44	25,0	25,2	94	12,2	29,0
45	8,8	9,0	95	18,6	18,4
46	23,3	23,8	96	24,1	24,9
47	9,8	9,6	97	17,6	16,7
48	10,9	12,0	98	10,9	10,8
49	23,1	25,4	99	11,5	21,0
50	7,4	20,7	100	18,5	18,2

Вертикальное электрическое зондирование на модели

В электрическом зондировании изучается изменение удельного сопротивления горных пород по вертикальному направлению. Чтобы получить такую информацию необходимо в точке зондирования выполнить измерения при различной глубине проникновения электрического тока в землю. В электроразведке постоянным и низкочастотным током это достигается путем изменения расстояния между источником поля и точкой наблюдений. Такое зондирование называется *геометрическим* или *дистанционным*. По результатам измерений для каждого размера установки рассчитывается кажущееся сопротивление ρ_k . Изменение ρ_k при увеличении размера установки отражает изменение удельного сопротивления среды с глубиной.

Основная область применения электрического зондирования – изучение разрезов с пологими границами раздела. Но метод применяется и при изучении разрезов с локальными объектами.

Существует несколько модификаций электрического зондирования, различающихся типом используемых установок. Чаще всего применяется зондирование с симметричной установкой $AMNB$. Эта модификация называется *вертикальным электрическим зондированием* (ВЭЗ). При проведении измерений по методу ВЭЗ приемная линия MN располагается симметрично относительно точки зондирования O , к которой относятся результаты измерений. Питающие заземления A и B также располагаются симметрично относительно этой точки (рис. 1, а). В процессе работы расстояние между питающими заземлениями увеличивается примерно в геометрической прогрессии с коэффициентом 1,5 и при каждом разносе AB измеряется ρ_k .

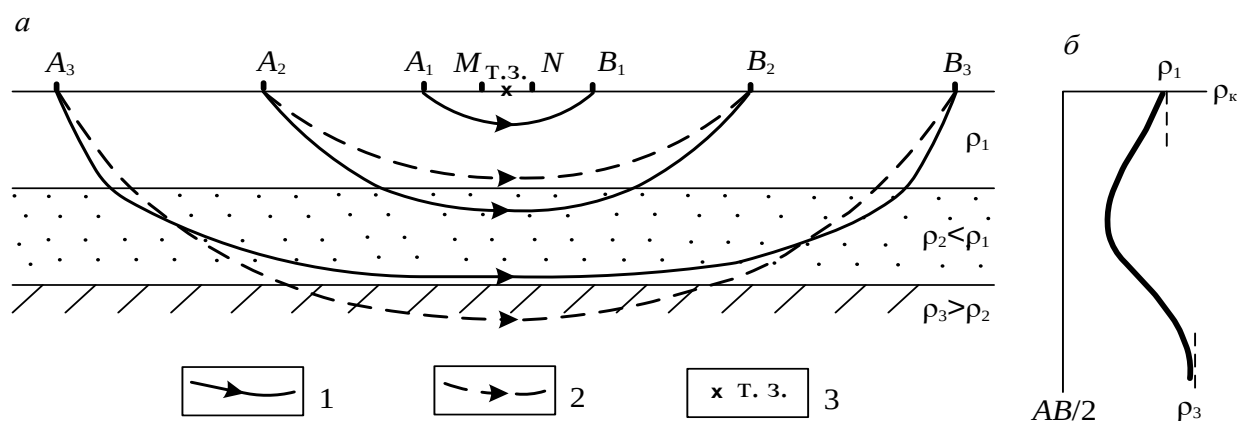


Рис. 1. К пояснению принципа электрического зондирования:

- а – распределение тока в слоистом разрезе; б – кривая зондирования;
1 – токовые линии в слоистой среде; 2 – то же в однородном полупространстве;
3 – точка зондирования

Порядок измерений

Моделирование метода ВЭЗ в лабораторных условиях предлагается выполнить в ванне, заполненной влажным песком. Так как дно ванны является изолято-

ром, модель геоэлектрического разреза представляет собой двухслойную среду с нижним слоем бесконечного сопротивления. Латунные электроды устанавливаются в нужном положении на рейке. Для этого в рейке сделаны отверстия. Глубина погружения электродов в песок не должна превышать 2–3 мм (рис. 2).

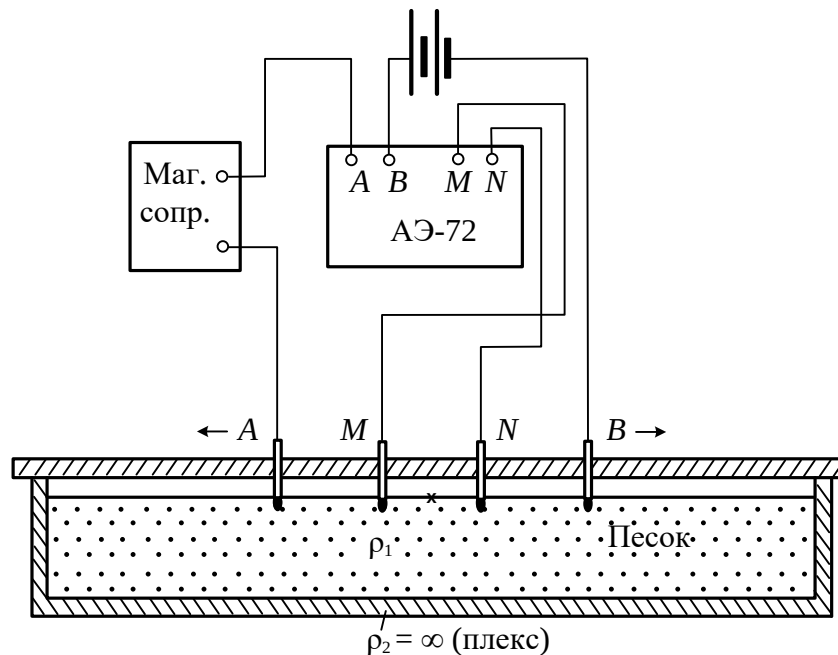


Рис. 2. Схема лабораторной установки

Измерения можно выполнять с любой аппаратурой постоянного или низкочастотного тока. На рис. 2 показана схема измерений с автокомпенсатором АЭ-72 и источником постоянного тока. В качестве источника тока можно использовать батарею гальванических элементов или аккумуляторов. Магазин сопротивлений включен в питающую линию для того, чтобы если при малых разностях AB разность потенциалов ΔU на приемных электродах превысит 1000 мВ (это максимальная величина, которую может измерить АЭ-72), можно было уменьшить силу тока и таким образом понизить измеряемую ΔU . Аналогичную схему можно собрать с любым другим измерителем постоянного тока.

Если измерения производятся с аппаратурой низкочастотного переменного тока, например, с АНЧ-3 или ЭРА-В-ЗНАК, генератор включается в линию AB , а измеритель — в линию MN . В этом случае генератор и измеритель автономны и не соединяются между собой.

Собрав схему, устанавливают минимальные разности электродов AB и MN и выполняют измерения ΔU и I . Результаты измерений записывают в журнал и вычисляют кажущееся сопротивление по формуле

$$\rho_k = K \frac{\Delta U}{I} = \pi \frac{(AB/2)^2 - (MN/2)^2}{MN} \cdot \frac{\Delta U}{I}. \quad (1.2)$$

Коэффициенты установки K для всех разностей целесообразно вычислить заранее. Рассчитывать коэффициенты установки удобнее в сантиметрах, а потом перевести в метры. Если измерения выполняются с АЭ-72, следует помнить, что с этой аппаратурой ΔU измеряется в милливольтках, а I — в сантиамперах.

Затем устанавливают следующий разнос AB и снова измеряют ΔU и I и

вычисляют ρ_k и т. д.

Так как при увеличении разноса питающих заземлений разность потенциалов ΔU быстро уменьшается (обратно пропорционально квадрату AB), начиная с некоторого размера питающей линии, увеличивают и разнос электродов MN . При одном разноре AB измерения выполняются с обоими разносами MN . Это делается для того, чтобы можно было учесть изменение удельного сопротивления ρ_{MN} среды между приемными заземлениями, пропорционально которому изменяется ρ_k . Измерения с двумя разносами электродов MN делают при двух соседних размерах линии AB . Так как отношение ρ_{M1N1}/ρ_{M2N2} для обоих разносов AB одинаково, одинаково и отношение $\rho_{kM1N1}/\rho_{kM2N2}$. Поэтому в логарифмическом масштабе отрезки кривой, построенные для первого и второго разносов MN , должны быть параллельны. Параллельность перекрывающихся отрезков кривой зондирования является одним из критериев оценки качества работ.

Когда достигается разнос электродов AB , при котором изменяется разнос MN , целесообразно выполнить все измерения с первым разносом приемных электродов, а потом вернуть электроды AB в предыдущее положение и продолжить измерения с новым разносом электродов MN . Такая методика более целесообразна, потому что в лабораторных условиях из-за малой длины приемной линии трудно точно восстановить положение электродов MN .

Одновременно с измерениями строится кривая зондирования – размер установки изменяется только после того, как на кривую нанесен результат измерения ρ_k . В случае резкого изменения хода кривой необходимо выполнить повторное измерение. Если второй результат отличается от первого более, чем на 5 %, производится третье измерение и принимаются два сходящихся результата. Результаты повторных измерений записываются в отдельные строчки журнала, а в графе "примечания" указывается, что это повторные измерения.

Рекомендуемая схема разносов питающей и приемной линий:

$AB/2$, см 1,5; 2,0; 3,0; 4,5; 4,5; 7,0; 7,0; 10,0; 15,0.

$MN/2$, см 0,5; 0,5; 0,5; 0,5; 1,5; 0,5; 1,5; 1,5; 1,5.

После окончания зондирования выполняют контрольные измерения на двух разносах AB . Эти измерения следует выполнить другому оператору. Результаты контрольных измерений записываются в отдельных строках журнала, с отметкой в графе "примечания", что это контрольные измерения. Необходимо понимать разницу между повторными и контрольными измерениями. Повторные измерения – это внутренний контроль, при котором оператор сам контролирует себя. Контрольные измерения – это объективный внешний контроль, при котором учитываются все факторы, которые могут вызвать погрешности измерений. Такими факторами могут быть погрешности установки электродов, индивидуальные особенности оператора и т. д. Для оценки качества работ используются только контрольные измерения.

Порядок обработки и интерпретации результатов

Так как зондирование выполнялось при двух разносах MN , кривая состоит из двух отрезков, смещенных один относительно другого. Перед интерпретацией необходимо выполнить монтаж кривой. Для этого один из отрезков

принимают за базовый, а другой переносят параллельно самому себе, так чтобы получилась цельная кривая (рис. 3).

Так как дно ванны имеет практически бесконечное сопротивление, конечная асимптота кривой зондирования представляет собой прямую линию, наклоненную к осям координат под углом 45° . Начальной асимптотой кривой является прямая, параллельная оси разносов, $\rho_k = \rho_1$.

Интерпретация таких кривых очень проста: точка пересечения асимптот имеет координаты, равные мощности верхнего слоя h_1 и его удельному сопротивлению ρ_1 (см. рис. 3).

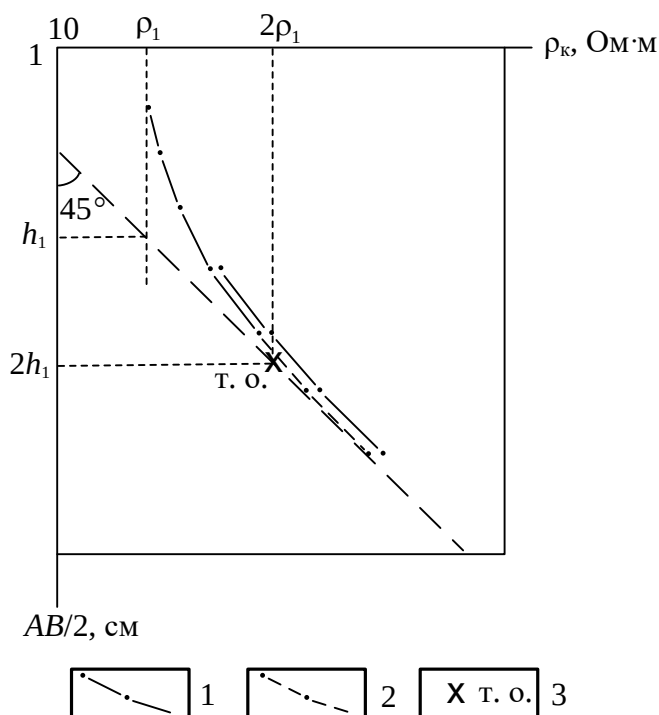


Рис. 3 Пример интерпретации двухслойной кривой ВЭЗ ($\rho_k = \infty$):
 1 – измеренная кривая ВЭЗ; 2 – перемещенный при монтаже отрезок кривой;
 3 – точка отрыва

Другим простым способом является интерпретация по точке отрыва. Это точка, в которой кривая отрывается от своей конечной асимптоты. Координаты точки отрыва $AB/2 \approx 2h_1$, $\rho_k \approx 2\rho_1$ (см. рис. 3).

Задание:

- 1) Собрать установку ВЭЗ.
- 2) Выполнить измерения ΔU и I для следующих разносов питающей и приемной линий:

$AB/2$, см : 1,5; 2,0; 3,0; 4,5; 4,5; 7,0; 7,0; 10,0; 15,0.

$MN/2$, см : 0,5; 0,5; 0,5; 0,5; 1,5; 0,5; 1,5; 1,5; 1,5.

Одновременно с измерениями построить кривую зондирования.

- 3) Выполнить монтаж кривой зондирования.
- 4) По кривой зондирования определить сопротивление верхнего слоя ρ_1 и его мощность h_1 двумя способами: по точке пересечения асимптот и по точке отрыва.

Симметричное электрическое профилирование на модели

В электрическом профилировании измерения выполняются с установкой одинакового размера, перемещающейся по пикетам профиля. В этом случае глубина исследования в разных точках примерно одинакова. Результаты измерений позволяют получить информацию об изменении удельного сопротивления горных пород вдоль профиля. По результатам измерений в каждой точке вычисляется кажущееся сопротивление ρ_k , а затем строится график ρ_k по профилю.

Область применения электропрофилирования – геологическое картирование и поиски локальных объектов, отличающихся от вмещающей среды по удельному сопротивлению. Наиболее благоприятными для поисков являются крутопадающие пластообразные и линзообразные тела. Иногда электропрофилирование применяют в структурной геофизике для изучения рельефа кровли опорного горизонта.

Существует больше десятка модификаций электропрофилирования, различающихся типом применяющихся установок. Одной из самых простых модификаций по технологии проведения полевых работ и интерпретации результатов является симметричное профилирование. В СЭП, как следует из его названия, используется симметричная установка. В этой установке питающие заземления А и В и приемные электроды М и N располагаются симметрично относительно центра О. Результаты измерений относятся к центру установки, который является точкой записи. Симметричное профилирование может применяться как с одним размером установки, так и с двумя, а иногда и с тремя разносами питающих заземлений. Результаты измерений с несколькими разносами питающих электродов при благоприятных условиях позволяют разделить выявленные аномалии по относительной глубине залегания вызвавших их объектов (получается минизондирование) (рис. 1).

Порядок измерений

В лабораторной работе предлагается выполнить моделирование симметричного профилирования с двумя разносами питающей линии в ванне, заполненной влажным песком. В песке помещены модели проводящих и плохо проводящих объектов, расположенных на различной глубине. На перемещающейся по направляющей рейке каретке установлены две пары питающих электродов (линии АВ и А'В') и электроды общей приемной линии MN (рис. 2). Результаты измерений относятся к центру приемной линии. Для привязки точек измерений на рейке нанесены деления – "пикеты".

Для измерений можно использовать любую аппаратуру постоянного или низкочастотного переменного тока. На рис. 2 показана схема измерений с аппаратурой АНЧ-3. Чтобы избежать переключения генератора на каждой точке с одной питающей линии на другую, в лабораторных условиях целесообразно выполнить измерения по всему профилю сначала с одним, а затем с другим разносом питающих электродов.

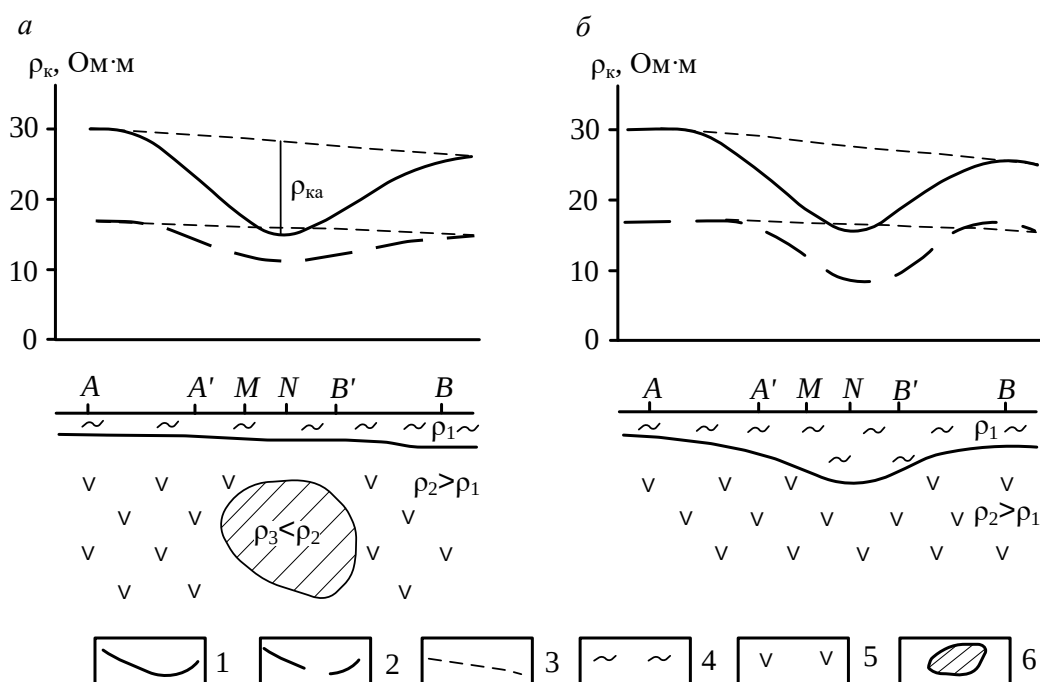


Рис. 1. Вид аномалий ρ_k в двухразном профиле над глубинным проводящим объектом (а) и карманом наносов (б): 1 – графики ρ_k для установки АМNB; 2 – то же для установки А'МNB'; 3 – графики ρ_k нормального поля (фоновые); 4 – рыхлые отложения; 5 – коренные породы; 6 – локальный проводящий объект

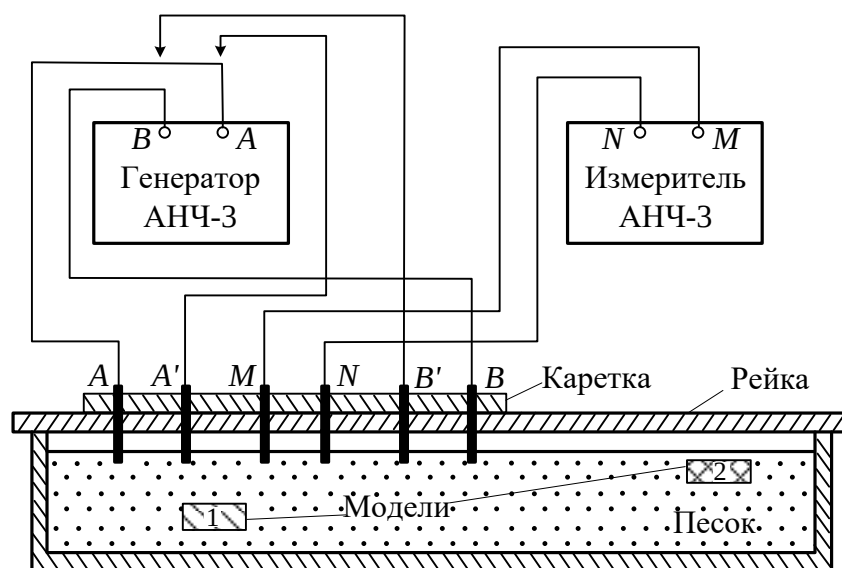


Рис. 2 Схема лабораторной установки по методу СЭП

Если используется аппаратура ЭРА-В-ЗНАК или другая подобная аппаратура переменного тока, схема измерений аналогична схеме с АНЧ-3. Схема измерений с аппаратурой постоянного тока приведена на рис. 2.

Поставив установку на начальную точку профиля, измеряют разность потенциалов ΔU для разности, к которому подключен генератор. Сила тока I генератора АНЧ-3 стабилизирована, поэтому измерять ее не нужно. Если используется аппаратура, ток которой не стабилизирован, измеряют силу тока в питающей линии.

Выполнив измерения на точке, рассчитывают кажущееся сопротивление:

$$\rho_k = K \frac{\Delta U}{I} = \pi \frac{(AB/2)^2 - (MN/2)^2}{MN} \cdot \frac{\Delta U}{I}. \quad (1)$$

Затем перемещают установку на следующую точку и снова выполняют измерения. Закончив измерения с одной установкой, переключают генератор на другую питающую линию и повторяют измерения по профилю.

Если в процессе измерений наблюдаются резкие незакономерные изменения ρ_k , выполняют повторные измерения. В случае расхождения результата второго измерения с первым более, чем на 5%, выполняют третье измерение и принимают среднее значение из двух сходящихся результатов. Результаты повторных измерений записывают в отдельных строках журнала, отмечая в графе "примечания", что это повторные измерения.

После окончания измерений на 2–3 точках, расположенных в разных частях профиля, выполняют контрольные измерения. Результаты контрольных измерений записывают в отдельных строках журнала с отметкой в графе "примечания", что это контрольные измерения.

Порядок обработки и интерпретации результатов

Результаты измерений представляются в виде графиков кажущегося сопротивления по профилю. Для обоих размеров установки графики следует строить в одной системе координат в одинаковом масштабе.

По графикам ρ_k выделяют аномалии от локальных объектов. По знаку аномалий определяют сопротивление объектов по отношению к вмещающей среде. Приближенное положение контактов объектов определяют по полумаксимуму ρ_k .

Задание:

- 5) Собрать установку СЭП.
- 6) Выполнить измерения ΔU на точках профиля.
- 7) Рассчитать ρ_k для каждой точки профиля и построить кривую ρ_k .
- 8) По кривой ρ_k определить положение объектов различного сопротивления и глубину их залегания.
- 9) С помощью щупа определите реальное положение объектов и глубину их залегания. Фактическое положение объектов покажите под графиками ρ_k и сравните его с результатами интерпретации.

Изучение геологического разреза по данным симметричного электропрофилирования на двух разносах

Симметричное электрическое профилирование (СЭП) представляет собой одну из наиболее простых и распространенных модификаций электроразведки постоянным током. Для работ методом СЭП применяется 4-х электродная симметричная установка $AMNB$, состоящая из двух питающих электродов A и B и двух приемных M и N , расположенных по одной линии симметрично относительно центра установки. В процессе измерений расстояние между электродами не меняется, а вся установка переносится по профилю на определенный интервал, называемый шагом профилирования. Шаг профилирования чаще всего берут кратным MN .

Установка $AA'MNB'B$ состоит из двух четырехэлектродных установок $AMNB$ и $A'MNB'$, имеющих один разнос приемных электродов MN . Наличие второй пары питающих электродов позволяет на каждой точке профиля получать значение ρ_k для двух разных глубин. Это дает возможность делать заключение не только об изменении ρ_k по горизонтальному направлению, но и по вертикали.

Влияние двух геологических структур в разрезе на особенности распределения сопротивления, полученного установкой $AA'MNB'B$ показано на рис. 1. Одна структура типа синклинали заполнена хорошо проводящими породами, другая (антиклиналь) имеет хорошо проводящие породы в ядре.

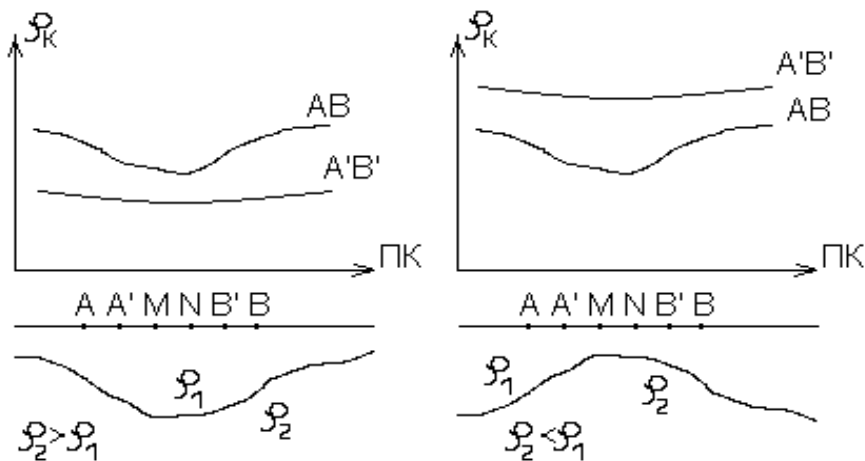


Рис. 1. Графики электропрофилирования установкой $AA'MNB'B$ над синклиной и антиклиной

Над этими структурами графики ρ_k , полученные установкой $AMNB$ (сплошная линия) одинаковы. Местоположение синклинали и антиклинали отмечаются минимумами ρ_k . Эта неоднозначность решения обратной задачи исчезает, если провести профилирование с установкой $AA'MNB'B$. Над синклиной значение ρ_k для малого разноса $A'B'$ будут меньше ρ_k для большого разноса AB . Над антиклиной будет отмечаться обратное соотношение величин ρ_k для

разносов $A'B'$ и AB . Таким образом, применение установки с двумя разносами питающей линии в данном случае исключает неоднозначность интерпретации результатов профилирования.

Задание

Вариант 1

Исходные данные

На одном из участков выполнено симметричное электрическое профилирование $AA'MNB'B$. Разнос питающих электродов A, B большой установки равен 1000 м, разнос электродов A' и B' малой установки равен 200 м. Шаг наблюдения по профилю – 50 м. Протяженность профиля 2,5 км. Линия профиля проходит в направлении предполагаемой антиклинальной структуры, сложенной известняками. Предполагается, что профиль пересекает погребенную долину, выполненную аллювием. Эта долина обнаружена на соседнем участке с мощностью аллювия до 60 м. Верхняя часть разреза представлена суглинками и глинами. Удельное сопротивление этих пород, полученное по данным параметрических измерений, составляет 20-30 Ом*м. Результаты измерений с установкой $AA'MNB'B$ представлены в таблице 1.

Таблица 1

Значения ρ_k . при $AB = 1000$ м и $A'B' = 200$ м

Номера пикетов	ρ_k , Ом*м.		Номера пикетов	ρ_k , Ом*м.	
	$AB = 1000$ м	$A'B' = 200$ м		$AB = 1000$ м	$A'B' = 200$ м
0	25	23	26	25	28
1	26	25	27	25	27
2	27	24	28	23	26
3	27	28	29	26	26
4	29	30	30	31	27
5	28	26	31	37	35
6	30	28	32	57	56
7	32	30	33	95	78
8	37	36	34	122	105
9	41	48	35	158	114
10	47	65	36	190	139
11	60	100	37	212	147
12	88	124	38	214	150
13	105	139	39	206	142
14	121	165	40	175	130
15	127	195	41	155	89
16	115	188	42	125	64
17	100	128	43	105	48
18	92	100	44	80	40
19	81	70	45	50	35
20	60	55	46	32	28
21	40	37	47	26	26
22	35	32	48	26	25
23	32	30	49	25	24
24	30	28	50	26	26
25	28	25			

Требуется *определить* геологическую природу выявленных аномалий и построить схематический разрез вдоль профиля.

Порядок выполнения задачи

1. По данным табл. 1 построить на миллиметровке графики ρ_k для разноса $AB = 1000$ м (сплошная линия) и $A'B' = 200$ м (пунктирная линия). Масштаб построения графиков: горизонтальный 1:10000, вертикальный 1 см – 20 Ом*м.
2. Определить соответствие аномалий на графиках ρ_k геологическим особенностям строения разреза (переуглубление с аллювием или антиклинальное поднятие, выполненное известняками).
3. Построить под графиком схематический геологический разрез.

Вариант 2

Исходные данные.

В пределах одного участка, сложенного карбонатными породами (известняки, доломиты) предполагается наличие в разрезе двух геологических объектов. Первый из них связан с поверхностными карстовыми проявлениями. В этом случае в карбонатных породах образуются депрессии, заполненные рыхлыми отложениями (пески, глины, суглинки). Второй – подземные карстовые полости, залегающие на глубинах 20-30 м, заполненные обводненным глинистым материалом с обломками карбонатных пород.

Проведенные работы методом электропрофилирования по схеме $AMNB$ показали, что оба объекта отмечаются на графиках минимума ρ_k . Для однозначной геологической интерпретации аномалий были выполнены измерения установкой $AA'MNB'V$ с разносами питающих линий $AB = 100$ м, $A'B' = 20$ м. Шаг наблюдения по профилю – 10 м.

Удельное сопротивление карбонатных пород, полученное по данным бокового каротажного зондирования, изменяется от 1000 до 2000 Ом*м. Удельное сопротивление пород, заполняющих карстовые полости варьируется от 100 до 200 Ом*м. Результаты измерений с установкой $AA'MNB'V$ представлены в таблице 2.

Требуется *определить* геологическую природу выявленных аномалий и построить схематический разрез вдоль профиля.

Порядок выполнения задачи

1. По данным табл. 4 построить на миллиметровке графики ρ_k для разноса $AB = 100$ м и $A'B' = 20$ м. Масштаб построения графиков: горизонтальный 1:2000, вертикальный 1 см – 200 Ом*м.
2. Определить, какие из выявленных аномалий обусловлены погребенной карстовой полостью и какие – поверхностными карстовыми образованиями.
3. Построить под графиком схематический геологический разрез.

Таблица 2

Значения ρ_k . при $AB = 1000$ м и $A'B' = 200$ м

Номера пикетов	ρ_k , Ом*м.		Номера пикетов	ρ_k , Ом*м.	
	AB = 100 м	A'B' = 20 м		AB = 100 м	A'B' = 20 м
0	1700	1600	26	1680	1550
1	1650	1590	27	1740	1690
2	1680	1610	28	1700	1600
3	1700	1600	29	1650	1600
4	1720	1650	30	1700	1650
5	1730	1690	31	1800	1750
6	1690	1700	32	1750	1700
7	1750	1750	33	1700	1600
8	1650	1700	34	1650	1400
9	1200	1450	35	1500	1200
10	1000	1400	36	1490	900
11	970	1350	37	1400	730
12	900	1300	38	1200	700
13	850	1200	39	1070	650
14	800	1180	40	1100	780
15	830	1000	41	1150	800
16	840	1050	42	1300	980
17	800	1100	43	1450	1200
18	900	1200	44	1600	1450
19	1000	1400	45	1580	1600
20	1100	1430	46	1650	1550
21	1180	1500	47	1700	1600
22	1600	1600	48	1700	1650
23	1700	1650			
24	1700	1650			
25	1600	1580			

Интерпретация результатов полевых наблюдений по методу заряженного тела

Метод заряженного тела (МЗТ) основан на изучении потенциала или градиента потенциала постоянного (или низкочастотного) поля, создаваемого точечным источником, заземленным в скважине или горной выработке.

Метод применяется для прослеживания и оконтуривания ранее выявленных хорошо проводящих рудных объектов, а также для решения гидрогеологических задач.

Гидрогеологический вариант метода предназначен для определения направления и скорости движения подземных вод при наличии одной скважины. Данные полевых наблюдений в этом случае представляются в виде плана изолиний потенциала, полученного в результате измерений вдоль лучевых профилей над скважиной, в которую до водоносного горизонта опущен один из питающих электродов с электролитом. Пример плана изолиний показан на рис. 1.

Определение направления движения подземного потока и его скорости производится следующим образом:

1) По плану изолиний определяется направление (азимут) максимального смещения изолиний. Для этого можно построить график, по оси абсцисс которого откладывается азимут в градусах, а по оси ординат — приращение радиусов изолиний в метрах (ΔR) по отношению к исходной изолинии, наблюдаемой непосредственно после засоления скважины и представляющей собой, как правило, фигуру, близкую к окружности. Число кривых ΔR соответствует числу наблюдаемых изолиний. Пример такого графика приведен на рис. 2. Азимут направления движения подземного потока определяется как средняя абсцисса для максимумов кривых ΔR .

2) Для определения скорости подземного потока V вычисляется отношение максимального смещения изолинии $\Delta R_{\max}$ по направлению пото-

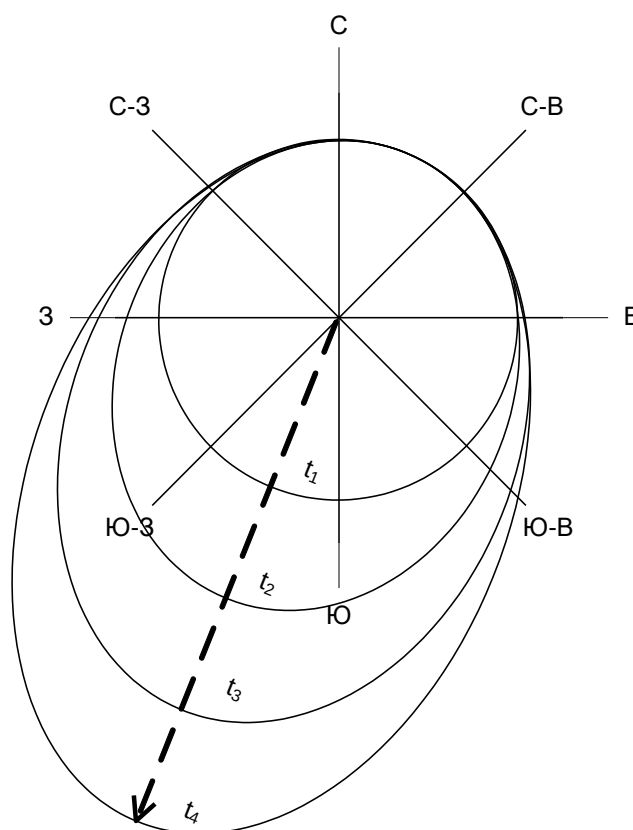


Рис. 1. План изолиний потенциала над засоленной скважиной

ка ко времени Δt , за которое это смещение произошло:

$$V = \Delta R / \Delta t \quad (1)$$

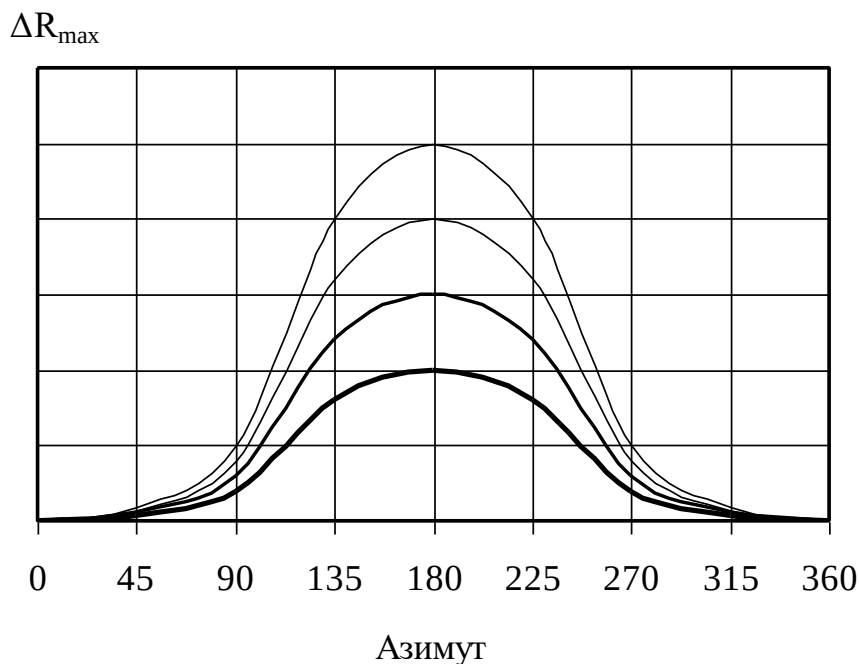


Рис.2. Графики смещения изолиний ΔR в зависимости от азимута профиля наблюдений

Среднее значение V можно получить, построив график зависимости $\Delta R_{\max}$ от времени t . При малых временах $\Delta R_{\max}$ меняется в зависимости от времени не линейно, возрастая с увеличением t , что объясняется постепенностью растворения соли в воде. При больших временах график зависимости $\Delta R_{\max}$ от времени выходит на линейную асимптоту, соответствующую скорости переноса засоленной области потоком подземных вод. Эту часть графика и используют для расчета скорости по формуле (1).

Задание

По выданным преподавателем результатам полевых наблюдений методом заряженного тела над засоленной скважиной определить в соответствии с вышеизложенной методикой направление и скорость движения подземного потока.

Построить график смещения изолиний в зависимости от азимута профиля наблюдений (рис. 2).

Интервал времени между измерениями Δt принять равным 2 часа.

Масштаб плана изолиний потенциала над засоленной скважиной 1:2000.

Учебное издание

Александрова Жанна Николаевна

ПРАКТИКУМ ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ

Руководство по выполнению практических работ
по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов
специальности 21.05.03 – «Технология геологической разведки»
очной и заочной формы обучения

Часть 1

Редактор _____
Компьютерная верстка автора

Подписано в печать ____ . ____ . 2018 г.
Бумага писчая. Формат 60 х 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. _____. Уч.-изд. л. _____. Тираж 100. 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»

**КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА
ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ**

Специальность:

21.05.03 Технология геологической разведки

форма обучения: очная, заочная

Автор: Александрова Ж. Н.

Екатеринбург

2020



ФГБОУ ВО

**«Уральский государственный горный
университет»**

Ж. Н. Александрова

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ

Руководство по выполнению контрольной работы
по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов
специальности 21.05.03 Технология геологической разведки
очной и заочной формы обучения

**Екатеринбург
2020**

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
методической комиссией
факультета геологии и геофизики
Председатель комиссии



В. И. Бондарев
«20» марта 2020 г.

Ж. Н. Александрова

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ

Руководство по выполнению контрольной работы
по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов
специальности 21.05.03 Технология геологической разведки
очной и заочной формы обучения

УДК 550.83
А46

Рецензент: Писецкий В.Б., д-р геол.-мин. наук, профессор,
заведующий кафедрой геоинформатики УГГУ

Александрова Ж.Н.

А46 Контрольная работа по разведочной геофизике: руководство по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки очной и заочной формы обучения. / Ж.Н. Александрова; Уральский гос. горный ун-т. – Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2020. – 29 с.

Учебное пособие предназначено для студентов, обучающихся по специальности «Технология геологической разведки»

© Александрова Ж.Н., 2018

© Уральский государственный
горный университет, 2018

СОДЕРЖАНИЕ

1. Общие указания	5
2. Требования к содержанию и оформлению контрольной ра- боты	6
3. Критерии оценки контрольной работы	8
4. Варианты заданий	9
5. Список рекомендованной литературы	29

1. Общие указания

Учебным планом специальности «Технология геологической разведки» предусматривается написание контрольной работы по дисциплине «Разведочная геофизика».

Перечень заданий разрабатывается преподавателем. Задание во всех вариантах направлено на выбор способа (способов) решения конкретной геологической задачи. В качестве исходных данных каждому студенту выдается краткое описание геологического строения месторождения полезного ископаемого, его геологический разрез и таблица физических свойств горных пород, слагающих разрез.

Формулировка задания:

для поиска месторождения указанного типа (согласно варианту), определения его размеров и глубины залегания

1. выбрать рациональный комплекс геофизических методов и привести его обоснование;
2. сформулировать задачи, которые будут решены выбранными методами и привести обоснование;
3. определить ориентировочный шаг съемки для каждого метода и привести расчеты;
4. выбрать аппаратуру для проведения измерений, обосновать ее выбор, представить краткое описание устройства и принципа действия приборов.

К выполнению контрольной работы можно приступить только тогда, когда будет усвоена определенная часть курса. Контрольная работа выполняется студентами исключительно самостоятельно, согласно настоящей методической инструкции. Ее выполнение способствует углубленному изучению пройденного материала.

Цель выполняемой работы:

проверка способности студентов использовать свои знания, умения и навыки для решения конкретных практических задач.

Основные задачи выполняемой работы:

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

Весь процесс написания контрольной работы можно условно разделить на следующие этапы:

- получение задания и составление предварительного плана работы;
- сбор научной информации, изучение литературы;
- анализ составных частей проблемы, выполнение расчетов;

- обработка материала в целом;
- письменное оформление работы.

Подготовку контрольной работы следует начинать с повторения соответствующего раздела учебника, учебных пособий по данной теме и конспектов лекций, прочитанных ранее. Приступать к выполнению работы без изучения основных положений и понятий дисциплины не следует, так как в этом случае студент, как правило, плохо ориентируется в материале, не может отграничить смежные вопросы и сосредоточить внимание на основных моментах предложенного задания.

После получения задания необходимо внимательно изучить методические рекомендации по выполнению контрольной работы, составить план работы.

2. Требования к содержанию и оформлению контрольной работы

Оформление текстовой части производится согласно ГОСТ 2.105–95 «Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам».

Все иллюстрации нумеруются сквозной нумерацией (рис. 1, рис. 2, рис. 3 и т.д.). На все рисунки в тексте должны быть сделаны ссылки.

В содержании контрольной работы необходимо показать знание рекомендованной литературы по данной теме, но при этом следует правильно пользоваться первоисточниками, избегать чрезмерного цитирования. При использовании цитат необходимо указывать точные ссылки на используемый источник: указание автора (авторов), название работы, место и год издания, страницы.

Кроме рекомендованной специальной литературы, можно использовать любую дополнительную литературу, которая необходима для выполнения контрольной работы.

В конце контрольной работы приводится полный библиографический перечень использованных источников. Данный список условно можно подразделить на следующие части:

2. Учебники, учебные пособия, методические указания
3. Монографии.
4. Официальные интернет-источники.

Первоисточники даются по алфавиту. Список литературы оформляется согласно ГОСТ 7.1-2003. На все источники, указанные в списке литературы, в тексте должны быть сделаны ссылки. В списке литературы должны приводиться только опубликованные источники. *Не допускается указывать в списке литературы конспект лекций по предмету!*

Оформление библиографических ссылок осуществляется в следующем порядке:

1. Фамилия и инициалы автора (коллектив авторов) в именительном падеже. При наличии трех и более авторов допускается указывать фамилии и инициалы первых двух и добавить «и др.». Если книга написана авторским коллективом, то ссылка делается на название книги и её редактора. Фамилию и инициалы редактора помещают после названия книги.

2. Полное название первоисточника в именительном падеже.

3. Место издания.

4. Год издания.

5. Общее количество страниц в работе.

При использовании цитат необходимо правильно и точно делать внутритекстовые ссылки на первоисточник. Ссылки на используемые первоисточники можно делать в конце цитаты в квадратных скобках.

Структура контрольной работы должна выглядеть следующим образом:

1. Титульный лист.

2. Содержание.

3. Задание.

4. Пояснительная записка с разбивкой на подразделы (по выбору автора):

а) Введение.

б)

в)

г)

5. Выводы.

6. Список литературы.

Контрольная работа излагается логически последовательно, грамотно и разборчиво. Она обязательно должна иметь титульный лист. Он содержит название высшего учебного заведения, название темы, фамилию, инициалы, учёное звание и степень научного руководителя, фамилию, инициалы автора, номер группы.

На следующем листе приводится содержание контрольной работы с указанием страниц.

Введение должно быть кратким, не более 1 страницы. В нём необходимо отметить цель и задачи, которые ставятся в работе, значение полезного ископаемого, указанного в задании, области его использования, достижения геофизики в области поисков и разведки данного полезного ископаемого и т.д.

Изложение каждого подраздела пояснительной записки необходимо начать с написания заголовка, соответствующему оглавлению, который должен отражать содержание текста. Заголовки от текста следует отделять интервалами. Каждый заголовок обязательно должен предшествовать непосредственно своему тексту. В том случае, когда на очередной страни-

це остаётся место только для заголовка и отсутствует место хотя бы для одной строчки текста, заголовки нужно писать на следующей странице.

Излагая вопрос, каждый новый смысловой абзац необходимо начать с красной строки. Закончить изложение вопроса следует выводом, итогом по содержанию данного подраздела.

Изложение содержания всей контрольной работы должно быть завершено заключением, в котором необходимо дать выводы по написанию работы в целом.

Страницы контрольной работы должны иметь сквозную нумерацию. Номер страницы ставится снизу в правом углу. На титульном листе номер страницы не ставится. Оптимальный объём контрольной работы 8-10 страниц машинописного текста (размер шрифта 12-14) через полуторный интервал на стандартных листах формата А-4, поля: верхнее –20 мм, нижнее –20 мм, левое –30 мм, правое –10 мм.

В тексте контрольной работы не допускается произвольное сокращение слов, кроме общепринятых.

По всем возникшим вопросам студенту следует обращаться за консультацией к преподавателю.

Срок выполнения контрольной работы определяется преподавателем и она должна быть сдана не позднее, чем за неделю до экзамена.

3. Критерии оценки контрольной работы

По результатам проверки контрольная работа оценивается на 0 - 5 баллов.

Списывание контрольной работы даже при правильности ее написания и оформления оценивается на 0 баллов.

Критерий оценки	Количество баллов
Правильность выбора рационального комплекса геофизических методов и убедительность его обоснования	0 – 1 балл
Правильность формулировки перечня задач, которые будут решены выбранными методами и его обоснованность	0 – 1 балл
Правильность определения ориентировочного шага съемки для каждого метода	0 – 1 балл
Правильность выбора аппаратуры для проведения измерений, его обоснованность и краткое описание устройства и принципа действия приборов	0 – 1 балл
Оформление работы	0 – 1 балл

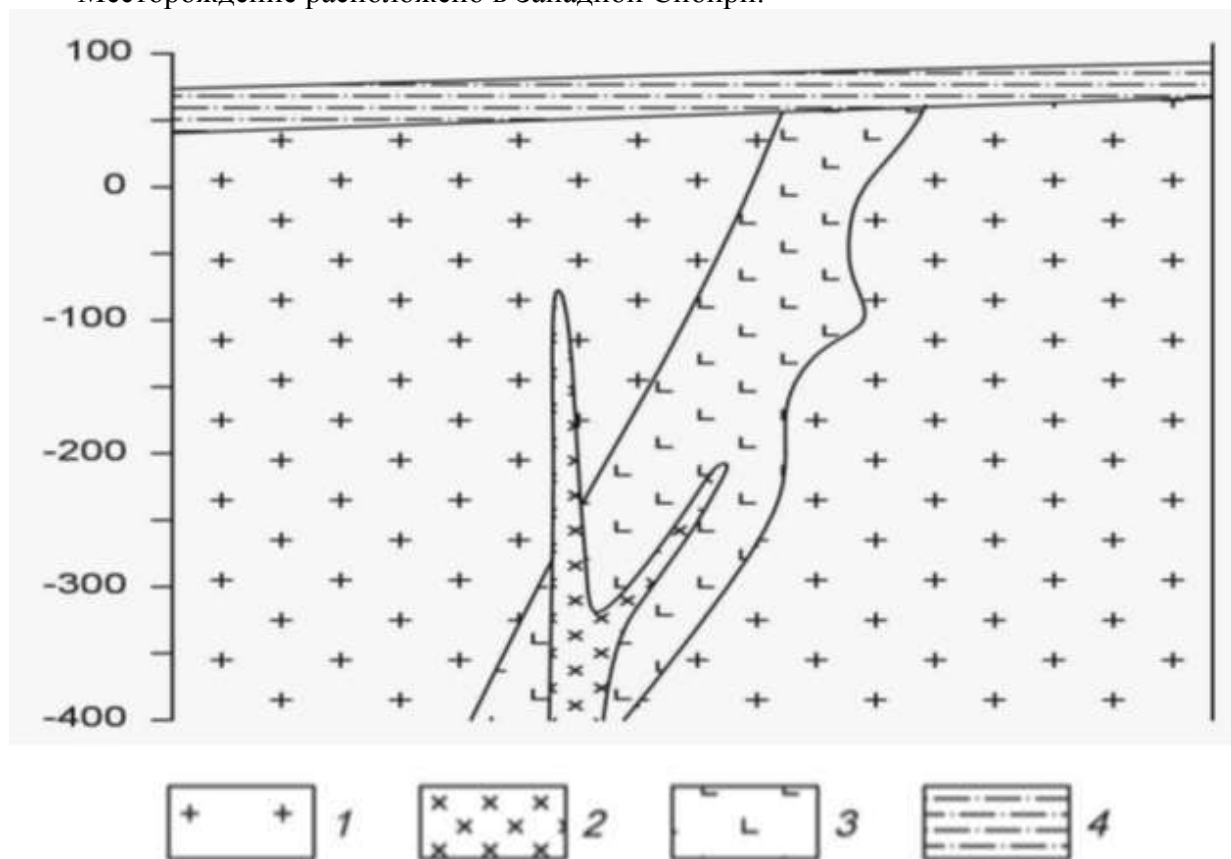
4. Варианты заданий

Вариант 1. Золото

Месторождение Красное приурочено к интрузивным образованиям раннего протерозоя, являющимся вмещающими породами для эксплозивных структур, выполненных жерловыми и субвулканическими фациями раннетриасового возраста (см. рис.).

Распределение полезных компонентов в ней имеет неравномерный, столбообразный, линзообразный и гнездовый характер, с наличием раздувов, пережимов и прослоев слабо золотоносных пород в контуре кондиционных руд. Наиболее богатые руды тяготеют к осевой части зоны метасоматитов, где они концентрируются в виде согласных полос. Четких геологических границ обогащенные участки не имеют и выделяются только по данным опробования.

Месторождение расположено в Западной Сибири.



Схематический геологический разрез золоторудного месторождения Красное.

1 – раннепротерозойский среднезернистые порфировидные гранитоиды, 2 – позднелюрские дайки диоритов, 3 – раннетриасовые гидротермально измененные эруптивные брекчии гранодирорит-порфиров, 4 – четвертичные отложения, представленные суглинками.

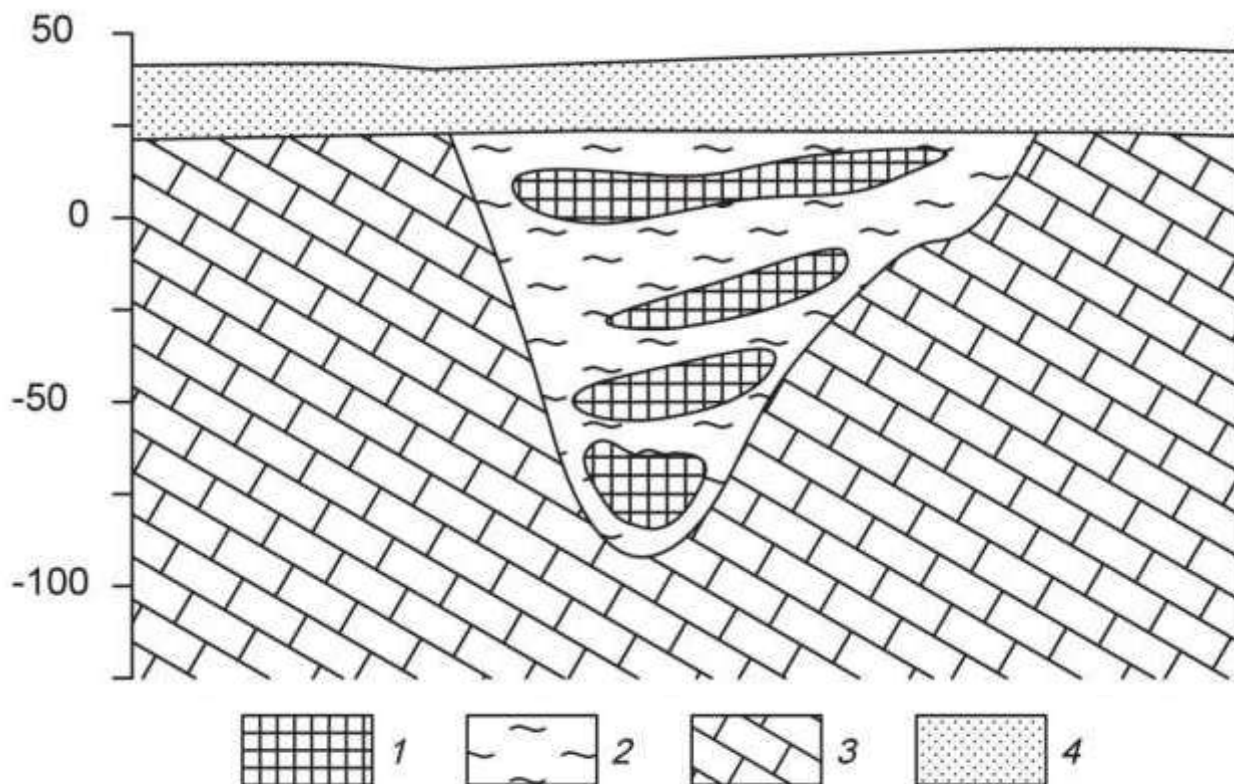
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Порфировидные гранитоиды	200	2,69	3000
2.	Диориты	3000	2,81	4000
3.	Эруптивные брекчии гранодирорит-порфиров	350	2,45	100
4.	Суглинки	85	1,97	180

Вариант 2. Бокситы

Месторождение бокситов относится к карстовому типу. Тела бокситов приурочены к древним карстовым воронкам в карбонатных породах верхнего протерозоя, и состоят из нескольких разностей (см. рис.). Карстовые воронки заполнены рыхлыми и глинистыми бокситами, в которых встречаются каменистые разности. Каменистые бокситы имеют небольшие размеры и линзообразную, гнездовидную форму. Сверху залегают четвертичные покрывающие отложения, представленные песками и супесями.

Месторождения данного типа развиты на Енисейском кряже.



Схематический геологический разрез месторождения бокситов.

1 – бокситы каменистые, 2 – глинистые бокситы, 3 – известняки, 4 – пески, супеси.

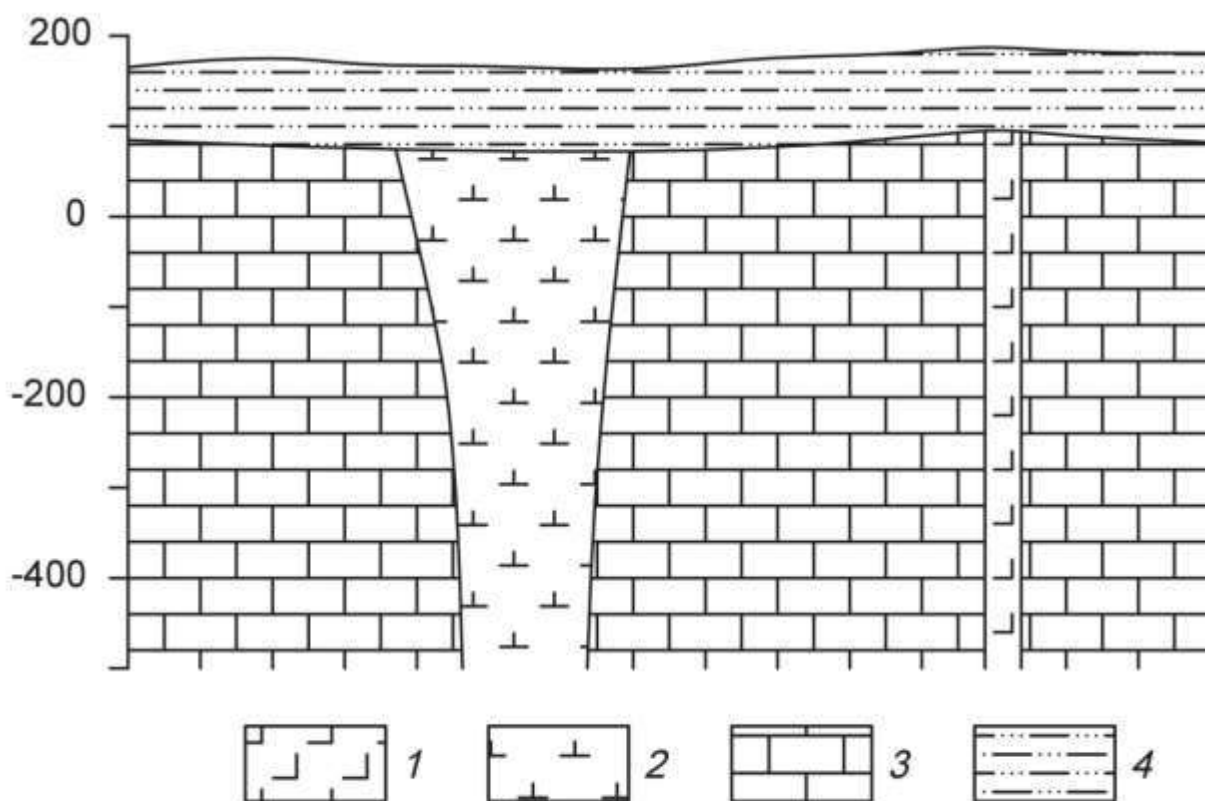
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Бокситы каменистые	200	3,1	240
2.	Бокситы глинистые	150	2,22	120
3.	Известняки	30	2,62	1000
4.	Пески, супеси	27	1,80	450

Вариант 3. Алмазы

Коренные месторождения алмазов связаны с кимберлитовыми трубками взрыва. Кимберлитовые тела локализируются в зонах растяжения, связанных с узлами пересечения разломов. Вмещающими для кимберлитов породами являются карбонатные отложения кембрия и ордовика (см. рис.). На площади широко распространены дайки долеритов. Кимберлиты и вмещающие породы перекрыты юрскими песчано-глинистыми отложениями.

Кимберлитовое тело находится в Мало-Ботуобинском алмазоносном районе на западе Якутии.



Схематический геологический разрез кимберлитовой трубки.

1 – долериты, 2 – кимберлиты, 3 – известняки, 4 – песчано-глинистые отложения.

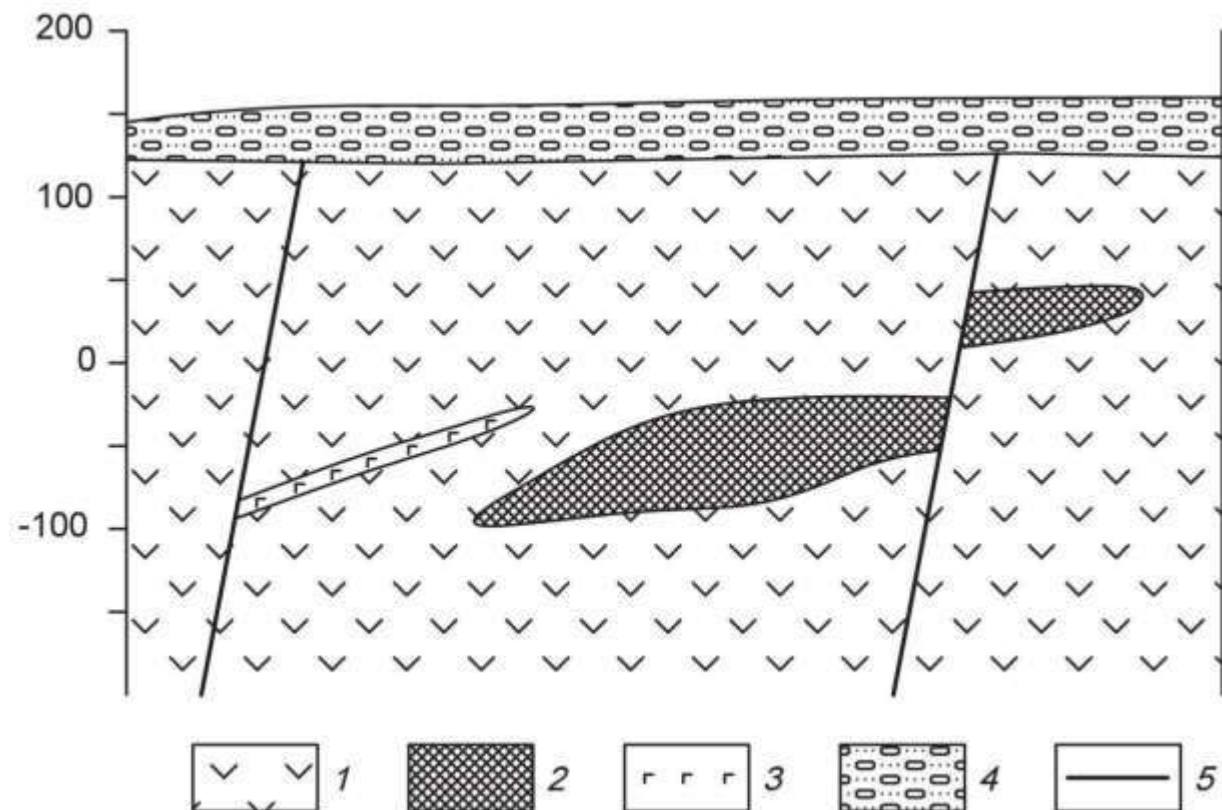
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Долериты	2800	2,95	8000
2.	Кимберлиты	90	2,40	200
3.	Известняки	20	2,60	2000
4.	Глины, суглинки	45	2,00	80

Вариант 4. Хром

Рудные тела сложены густовкрапленными, почти сплошными хромитами (см. рис.). Они имеют субмеридиональное простирание и пологое субгоризонтальное залегание. Тела пересекаются сбросовыми тектоническими нарушениями, круто падающими на юг и юго-запад под углами 70-80°. Амплитуда сбросов составляет 5 – 30 м. Непосредственно вмещающие породы представлены серпентинизированные дуниты или серпентиниты, развитые по дунитам. Контакты рудных тел с вмещающими породами резкие. Вмещающие породы и рудные тела перекрыты мезо-кайнозойскими конгломератами.

Месторождение приурочено к Кемпирсайскому хромитоносному массиву (Республика Казахстан).



Схематический геологический разрез хромитового месторождения.
1 – дуниты, 2 – хромитовые руды, 3 – габбро-диабазы, 4 – конгломераты.

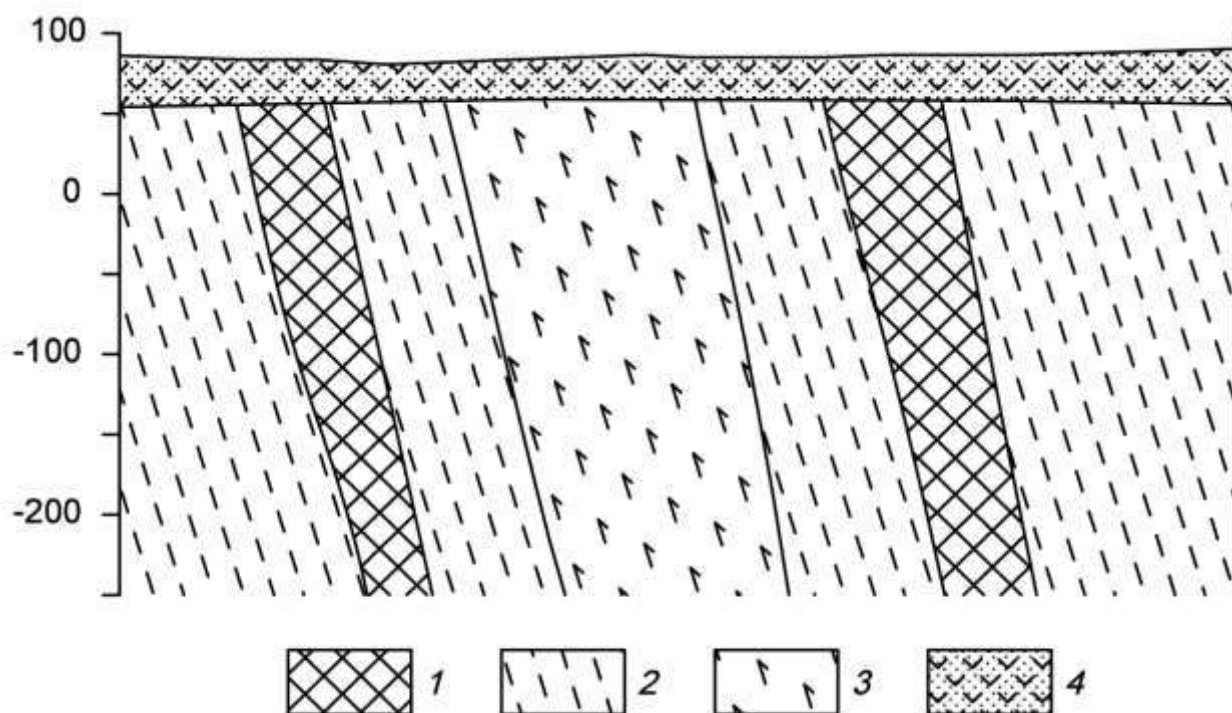
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Дуниты	900	2,96	980
2.	Хромитовые руды	270	3,80	300
3.	Габбро-диабазы	300	3,00	580
4.	Конгломераты	50	2,21	900

Вариант 5. Железо

Месторождение железных руд имеет моноклиналичную структуру (см. рис.). Рудная зона представлена двумя параллельными вытянутыми линзообразными телами железистых кварцитов, расположенных друг от друга на небольшом расстоянии. Простираие рудных тел и вмещающей их толщи гнейсов северо-восточное. Протяженность рудных тел по простиранию достигает 2 – 2,5 км. Перекрывающие отложения представлены туфо-песчаниками.

Месторождение находится на юге Якутии.



Схематический геологический разрез железорудного месторождения.
1 – железистые кварциты, 2 – гнейсы, 3 – амфиболиты, 4 – туфопесчаники.

Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Железистые кварциты	10000	3,45	300
2.	Гнейсы	2150	2,72	1000
3.	Амфиболиты	1900	3,06	4000
4.	Туфопесчаники	900	2,15	500

Вариант 6. Медь

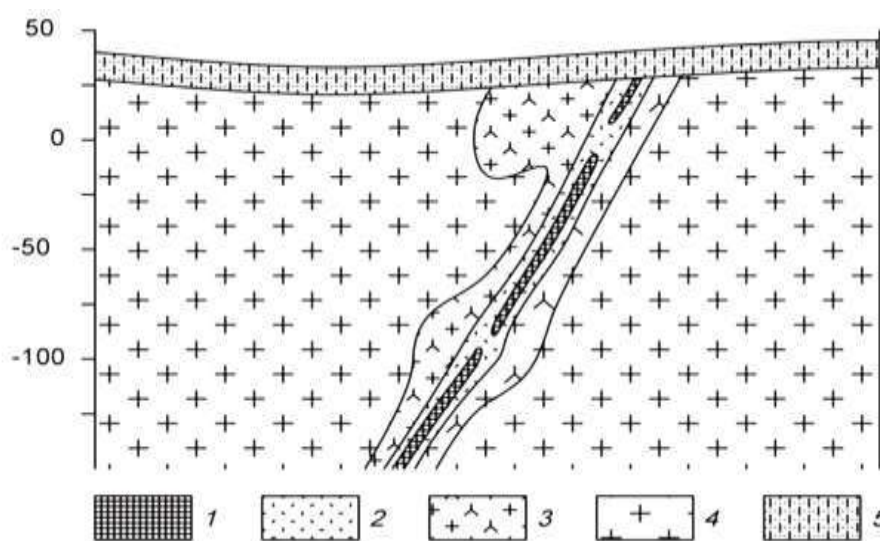
Кварц-сульфидное месторождение меди расположено в северо-западной части атиклинория, в эндоконтакте крупного батолита, сложенного гранитоидами. Основными структурными элементами месторождения являются, так называемые, рудные зоны – сложно построенные рудовмещающие трещинные структуры субмеридионального или северо-восточного простирания, секущие гранитоиды. Длина таких зон колеблется от нескольких сотен метров до первых километров.

Строение всех рудных зон однотипно. В осевой части проходит главный тектонический шов, выраженный милонитом мощностью от 5 – 10 см до 1 – 2 м. Шов состоит из ряда параллельных, часто кулисообразно расположенных трещин сложной формы.

Основные, наиболее крупные и выдержанные промышленные рудные тела располагаются вдоль главных швов рудных зон. Длина рудных тел по простиранию и падению колеблется от первых сотен метров до километра, мощность от первых до десятков метров.

Внутреннее строение рудных тел сложное. В пределах их выделяются жилы и линейные прожилково-вкрапленные зоны (см. рис.). В осевой части тел, как правило, располагаются жилы, сложенных кварц-магнетит-халькопиритовыми рудами, представляющими основную ценность. Жилы имеют четкие контакты, часто ветвятся и имеют раздувы и пережимы. Линейные прожилково-вкрапленные зоны представляют собой гидротермально измененные гранитоиды, разбитые густой сетью различно ориентированных кварц-кальцит-халькопиритовых и кварц-магнетит-халькопиритовых прожилков. В промежутках между прожилками наблюдается неравномерно распределенная вкрапленность.

Месторождение находится на юге Казахстана.



Схематический геологический разрез кварц-сульфидного медного месторождения.

1 – кварц-магнетит-халькопиритовые руды, 2 – прожилково-вкрапленные руды, 3 – гидротермально измененные граниты, 4 – биотитовые граниты, 5 – известковистые песчаники.

Петрофизические свойства

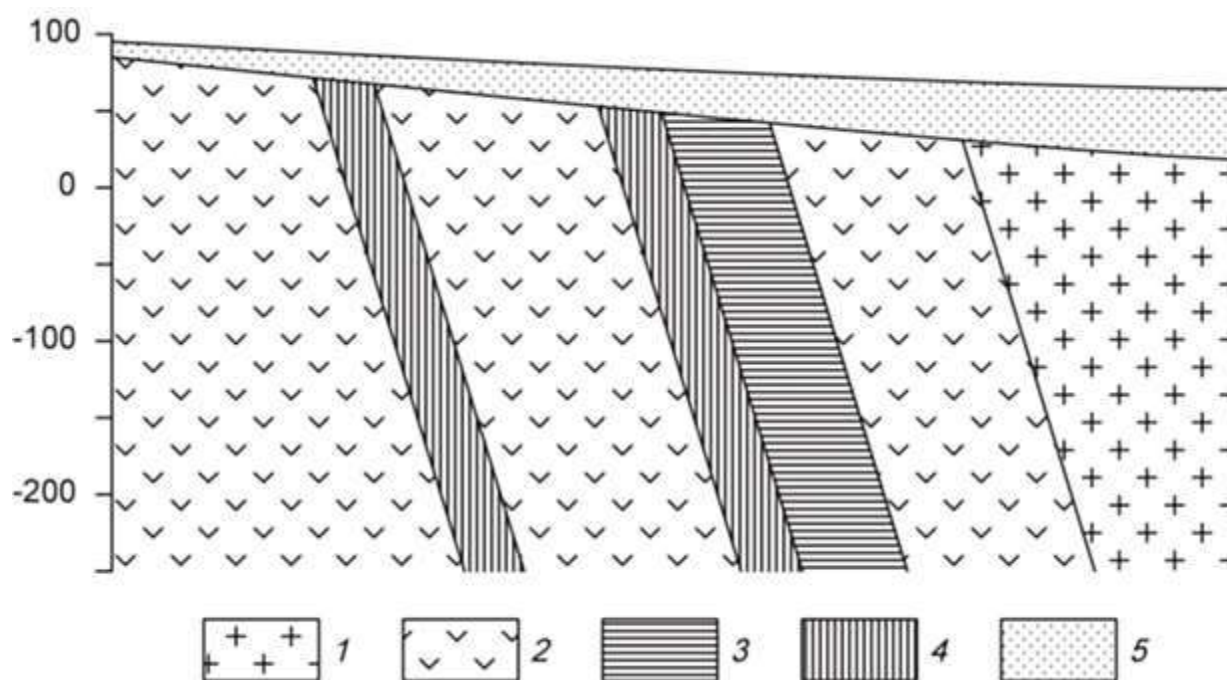
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Кварц-магнетит-халькопиритовые руды	1300	2,68	1000
2.	Прожилково-вкрапленные руды	500	2,60	1300
3.	Гидротермально измененные граниты	400	2,55	2300
4.	Биотитовые граниты	370	2,59	2500
5.	Известковистые песчаники	50	2,53	1300

Вариант 7. Титан

Месторождение титана магматического типа приурочено к массиву габбро северо-восточного простирания. Согласно с полосчатостью габбро залегают ильменитовые и титано-магнетитовые руды (см. рис.). Преобладают вкрапленные руды, для которых характерна сидеронитовая структура. Внутри зон вкрапленных руд встречаются линзочки сплошных. Границы рудных тел не четкие, переходы от рудных участков к безрудным – постепенные. Рудные тела и вмещающие породы перекрыты элювиальными отложениями песчано-глинистого состава.

Титаномагнетит в сплошных и вкрапленных рудах обогащен титаном (до 13,4 % TiO_2), также в нем встречаются пластинчатые включения ильменита. В сплошных рудах в основном присутствует титаномагнетит, а количество зерен ильменита не превышает 3-5%.

Месторождение расположено на Южном Урале.



Схематический геологический разрез месторождения титана.

1 – граниты, 2 – габбро мезо- и меланократовое, 3 – вкрапленные ильменитовые руды, 4 – вкрапленные титаномагнетитовые руды, 5 – элювиальные отложения.

Петрофизические свойства

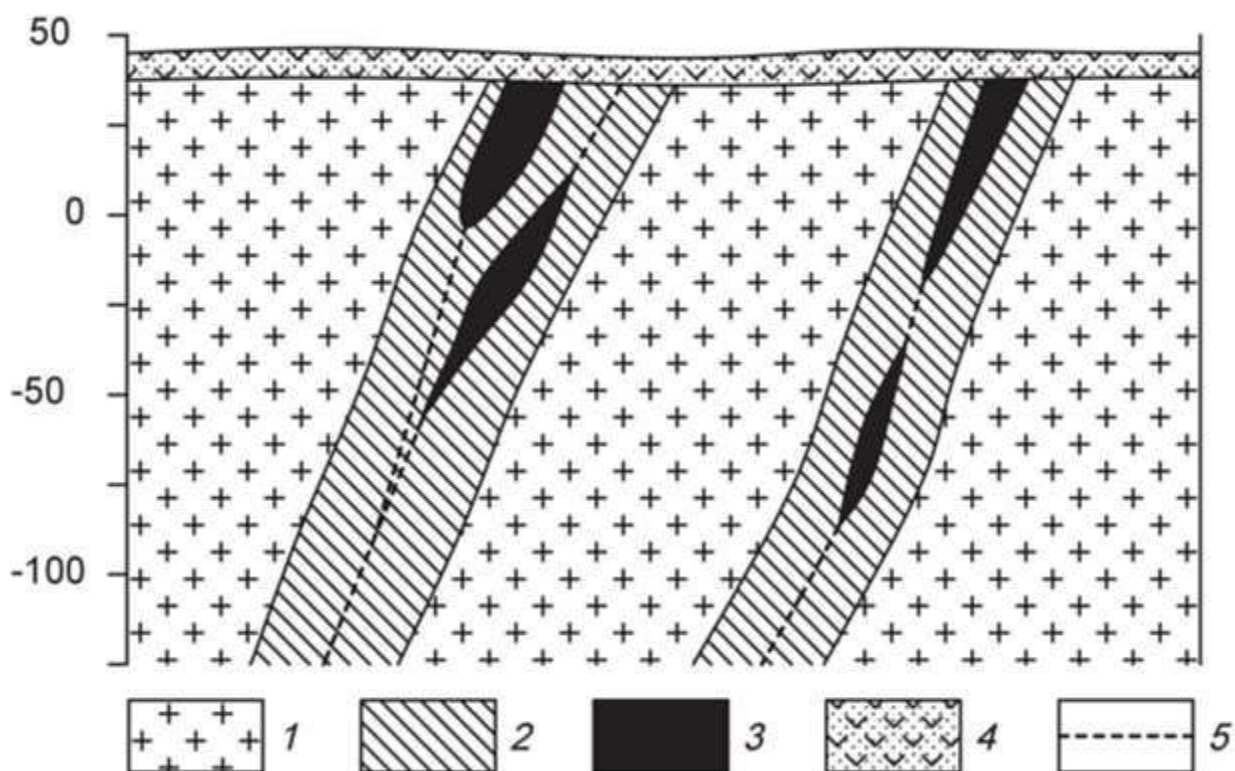
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Граниты	370	2,58	3000
2.	Габбро	1800	2,95	5000
3.	Вкрапленные ильменитовые руды	1900	3,51	2000
4.	Вкрапленные титаномагнетитовые руды	2400	3,45	1500
5.	Элювиальные отложения	120	2,00	800

Вариант 8. Вольфрам

Скарновое месторождение вольфрама приурочено к зонам альбитизации в гранодиоритах. Рудные тела представляют собой зоны метасоматически преобразованных силикатных пород (см. рис.). Альбитизация либо наложена на более ранние скарны, либо образует самостоятельные зоны. Рудные тела приурочены к системам крутопадающих минерализованных трещин, среди которых выделяется основной разлом и оперяющие нарушения.

Полезным компонентом в метасоматически преобразованных породах является шеелит. Шеелит образует неравномерную вкрапленность, прожилки и гнезда.

Месторождение находится в Таджикистане.



Схематический геологический разрез месторождения вольфрама.

1 – гранодиориты, 2 – зона интенсивной альбитизации, 3 – рудные тела, 4 – перекрывающие вулканогенно-осадочные толщи, 5 – тектонические нарушения.

Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5} \text{ ед.СИ}$	$\sigma, \text{ г/см}^3$	$\rho, \text{ Ом}\cdot\text{м}$
1.	Гранодиориты	300	2,71	4000
2.	Скарноиды альбитизированные	270	2,65	3500
3.	Рудные тела	320	2,74	1500
4.	Вулканогенно-осадочные породы	320	2,35	1000

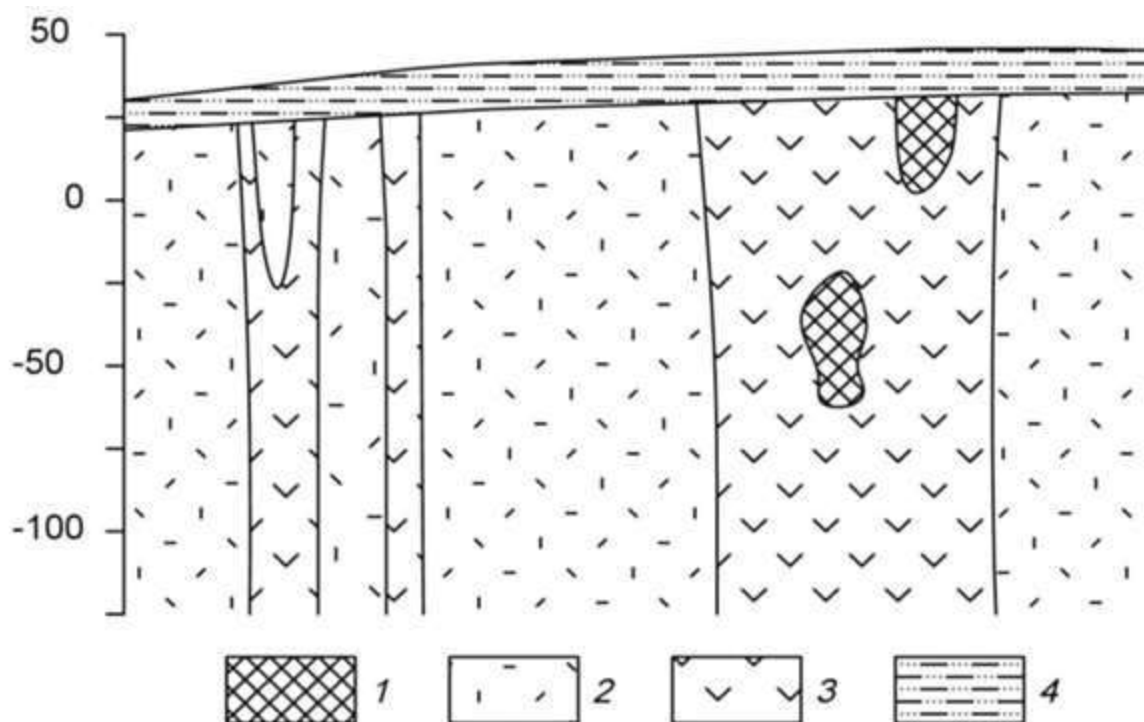
Вариант 9. Хром

Ультраосновной массив сложен разностями перидотитов, он вытянут в широтном направлении и имеет протяженность около 3 км. Массив сложен в главной массе гарцбургитами, среди которых обособляются неправильные линзообразные тела дунитов, вытянутые согласно простиранию массива. Каких либо закономерностей в размещении дунитовых обособлений среди гарцбургитов не устанавливается. Все ультраосновные породы массива в разной степени затронуты серпентинизацией (см. рис.).

Все хромитовые тела приурочены к обособлениям дунитов и, как правило, залегают согласно с ними. Рудные тела в основном субширотного простирания, обладают крутым северными или южным падением. Рудные тела имеют форму линз и гнезд.

Взаимоотношения рудных тел с смещающими дунитами различны. Известны постепенные переходы вкрапленных хромитовых руд к вмещающим дунитам, также рудные тела часто обладают резкими границами.

Месторождение находится в Армении.



Схематический геологический разрез хромитового месторождения.

1 – хромитовые руды, 2 – перидотиты, 3 – дуниты, 4 – песчано-глинистые отложения.

Петрофизические свойства

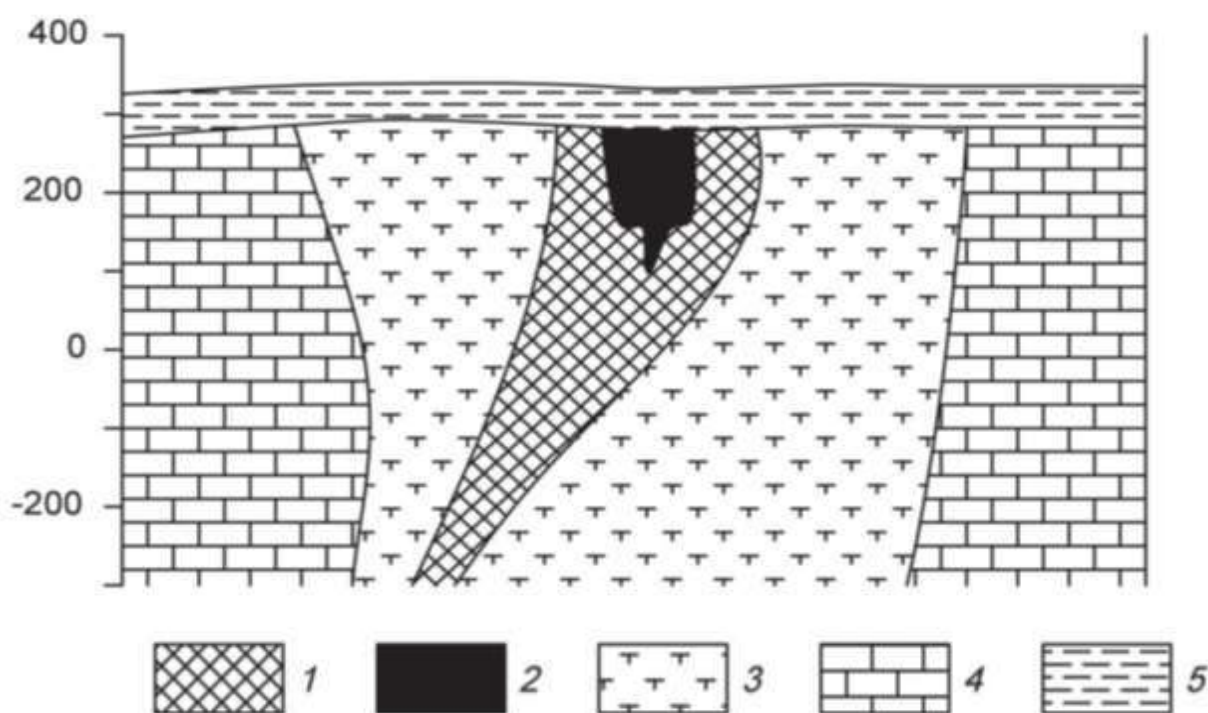
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	σ , г/см ³	ρ , Ом·м
1.	Хромитовые руды	1050	4,11	1100
2.	Перидотиты	1500	3,22	2800
3.	Дуниты	1100	2,96	3400
4.	Суглинки, супеси	120	2,22	300

Вариант 10. Железо

Железорудное месторождение гидротермального типа локализовано в карбонатных породах нижнего кембрия, слагающих чехол платформы. Рудоносная трубкообразная структура сложена explosивными брекчиями (см. рис.). Explosивные брекчии превращены в метасоматиты различного состава. Среди метасоматитов преобладают хлорит-серпентин-кальцитовые и кальцитовые, реже встречаются скарноподобные метасоматиты гранатового и пироксенового состава.

Среди промышленных типов руд брекчиевидные, вкрапленные и массивные магнетитовые руды, в коре выветривания – глинистые и сыпучие марит-магнетитовые и гематит-гидрогетитовые.

Месторождение находится в Красноярском крае.



Схематический геологический разрез железорудного месторождения.

1 – магнетитовые руды с содержанием железа 20-50%, 2 – магнетитовые руды с содержанием железа более 50%, 3 – частично метасоматически измененные explosивные брекчии или метасоматиты, 4 – известняки, 5 – глинистые перекрывающие отложения.

Петрофизические свойства

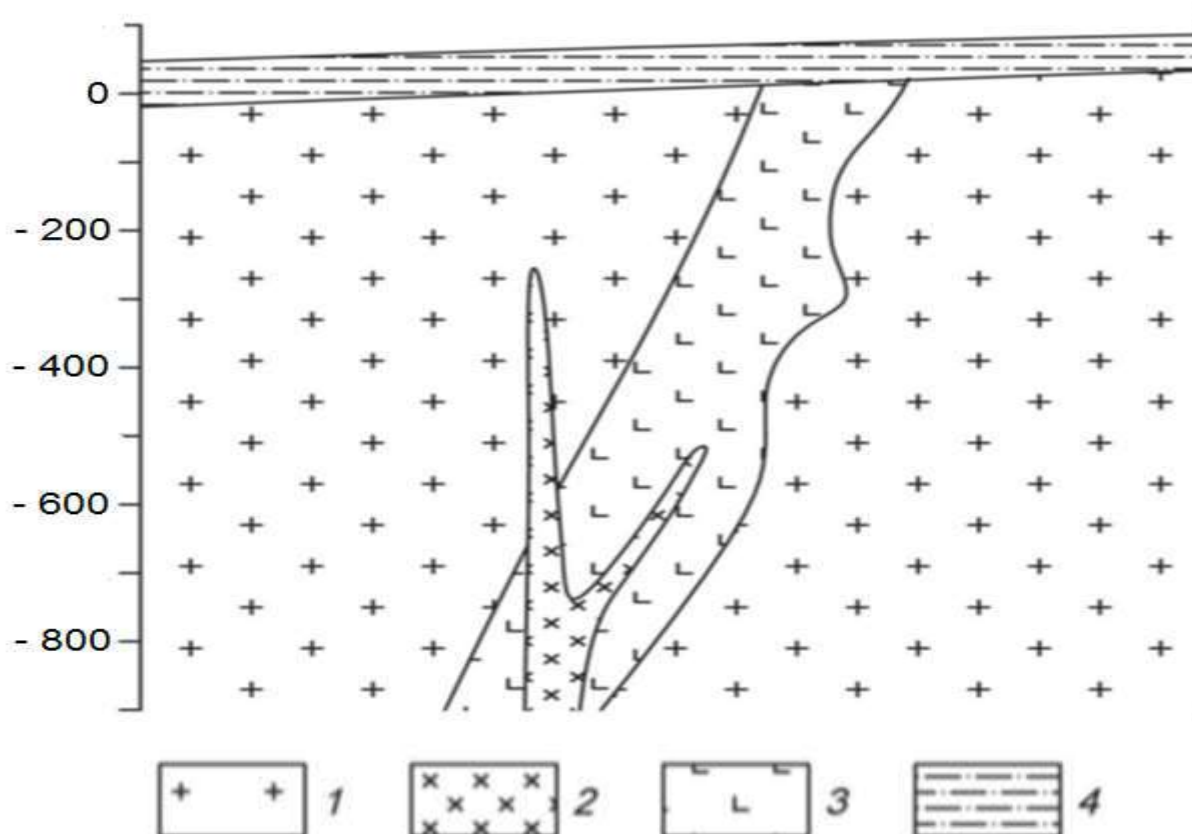
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед. СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Магнетитовые руды с содержанием железа 20-50%	8000	2,74	500
2.	Магнетитовые руды с содержанием железа более 50%	11000	2,91	300
3.	Метасоматически измененные explosивные брекчии или метасоматиты	340	2,51	1000
4.	Известняки	170	2,63	2300
5.	Глины	250	2,02	120

Вариант 11. Золото

Месторождение Вишневое приурочено к интрузивным образованиям раннего протерозоя, являющимся вмещающими породами для взрывчатых структур, выполненных жерловыми и субвулканическими фациями раннетриасового возраста (см. рис.).

Распределение полезных компонентов в ней имеет неравномерный, столбообразный, линзообразный и гнездовый характер, с наличием раздувов, пережимов и прослоев слабо золотоносных пород в контуре кондиционных руд. Наиболее богатые руды тяготеют к осевой части зоны метасоматитов, где они концентрируются в виде согласных полос. Четких геологических границ обогащенные участки не имеют и выделяются только по данным опробования.

Месторождение расположено в Западной Сибири.



Схематический геологический разрез золоторудного месторождения Красное.

1 – раннепротерозойский среднезернистые порфировидные гранитоиды, 2 – позднеюрские дайки диоритов, 3 – раннетриасовые гидротермально измененные эруптивные брекчии гранодирорит-порфиров, 4 – четвертичные отложения, представленные суглинками.

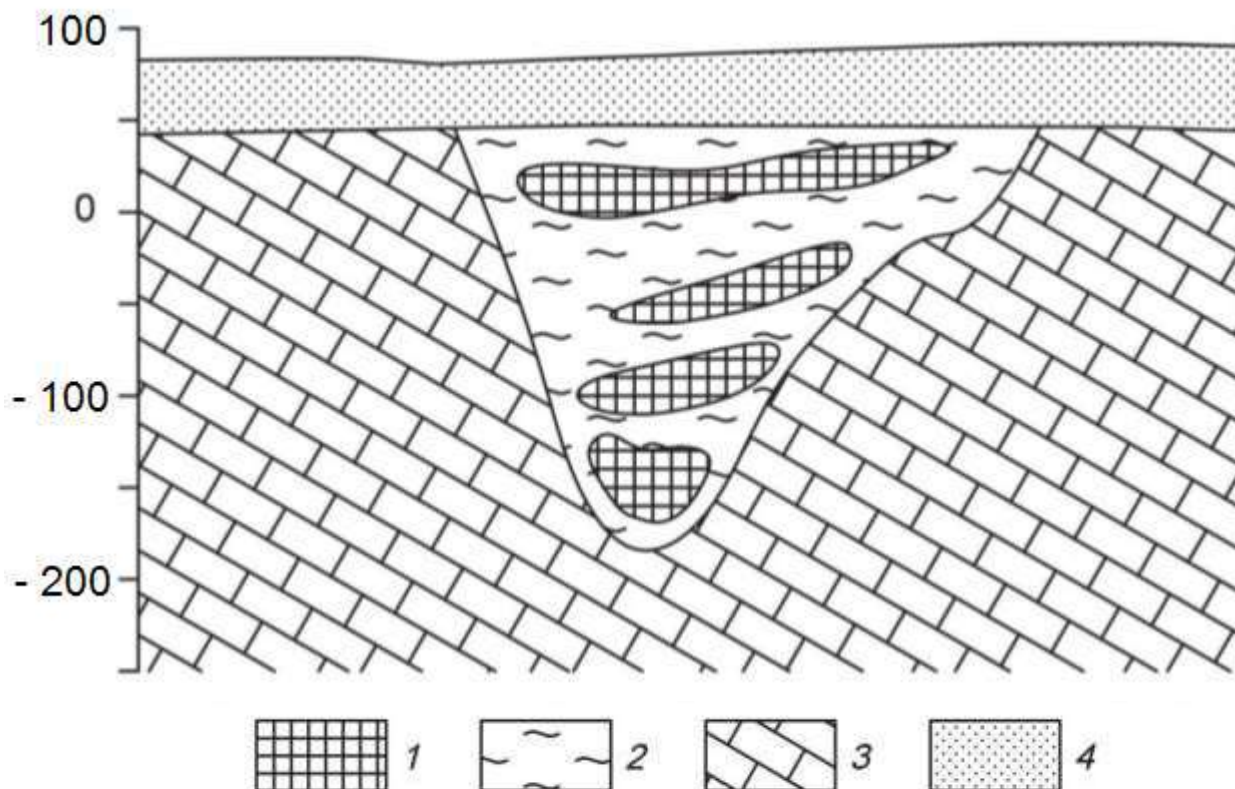
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Порфировидные гранитоиды	150	2,68	2200
2.	Диориты	2500	2,75	5000
3.	Эруптивные брекчии гранодирорит-порфиров	480	2,57	1500
4.	Суглинки	70	1,95	200

Вариант 12. Бокситы

Месторождение бокситов относится к карстовому типу. Тела бокситов приурочены к древним карстовым воронкам в карбонатных породах верхнего протерозоя, и состоят из нескольких разностей (см. рис.). Карстовые воронки заполнены рыхлыми и глинистыми бокситами, в которых встречаются каменистые разности. Каменистые бокситы имеют небольшие размеры и линзообразную, гнездовидную форму. Сверху залегают четвертичные покрывающие отложения, представленные песками и супесями.

Месторождения данного типа развиты на Енисейском кряже.



Схематический геологический разрез месторождения бокситов.

1 – бокситы каменистые, 2 – глинистые бокситы, 3 – известняки, 4 – пески, супеси.

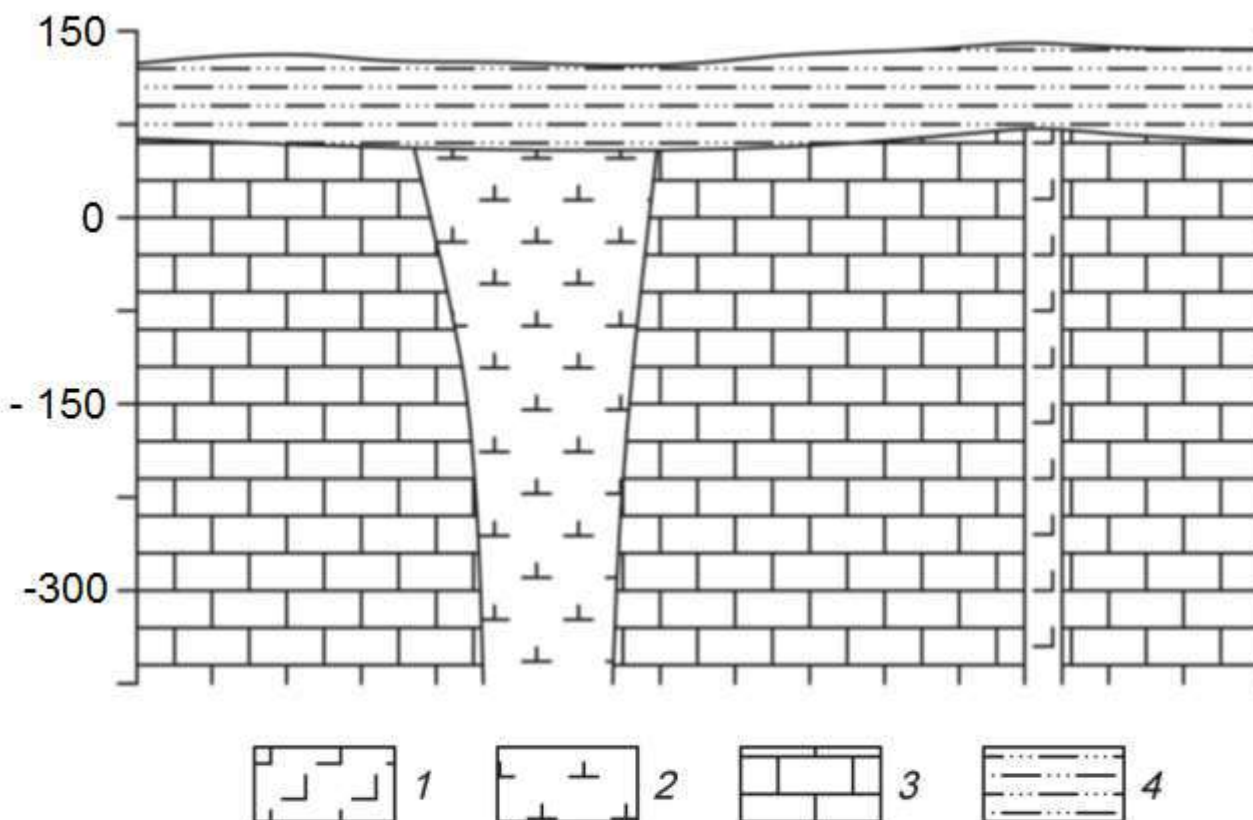
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Бокситы каменистые	300	3,0	280
2.	Бокситы глинистые	189	2,27	290
3.	Известняки	400	2,68	2000
4.	Пески, супеси	100	1,81	500

Вариант 13. Алмазы

Коренные месторождения алмазов связаны с кимберлитовыми трубками взрыва. Кимберлитовые тела локализуются в зонах растяжения, связанными с узлами пересечения разломов. Вмещающими для кимберлитов породами являются карбонатные отложения кембрия и ордовика (см. рис.). На площади широко распространены дайки долеритов. Кимберлиты и вмещающие породы перекрыты юрскими песчано-глинистыми отложениями.

Кимберлитовое тело находится в Мало-Ботуобинском алмазоносном районе на западе Якутии.



Схематический геологический разрез кимберлитовой трубки.

1 – долериты, 2 – кимберлиты, 3 – известняки, 4 – песчано-глинистые отложения.

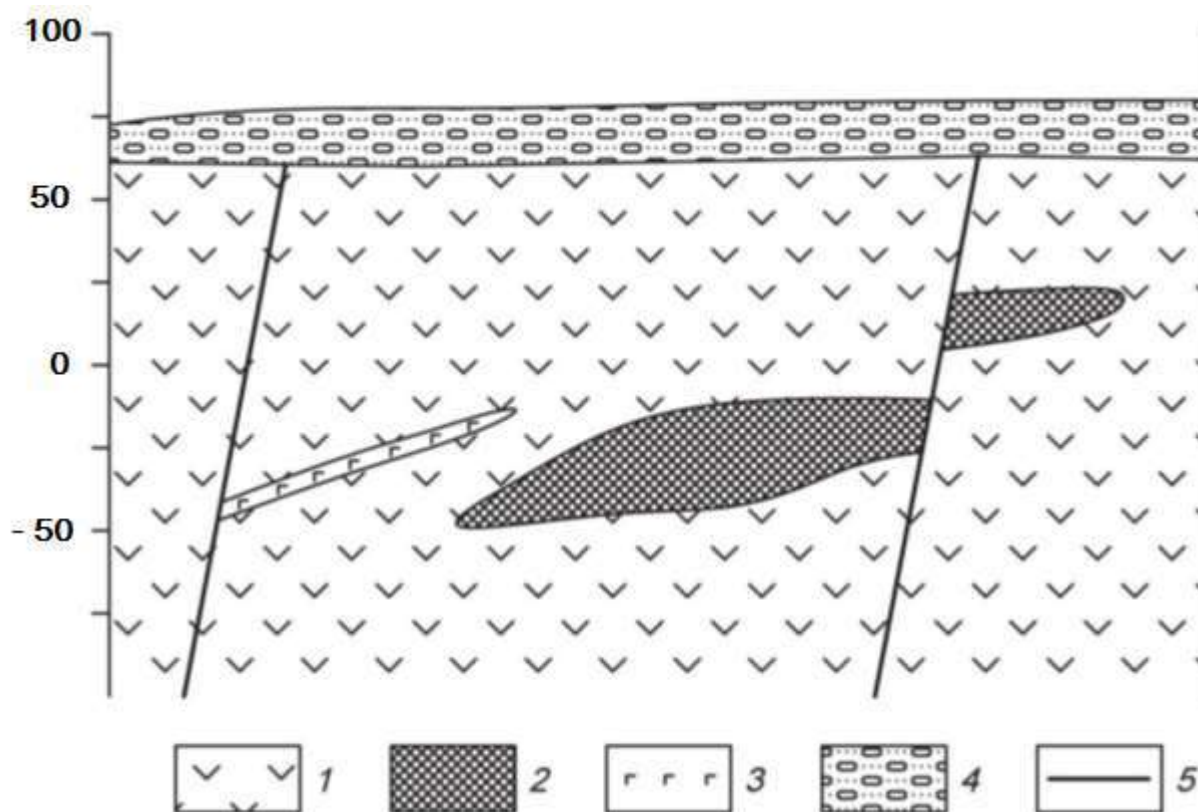
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Долериты	2500	2,92	16000
2.	Кимберлиты	300	2,35	120
3.	Известняки	20	2,68	900
4.	Глины, суглинки	30	2,09	150

Вариант 14. Хром

Рудные тела сложены густовкрапленными, почти сплошными хроми-тами (см. рис.). Они имеют субмеридиональное простирание и пологое субгоризонтальное залегание. Тела пересекаются сбросовыми тектоническими нарушениями, круто падающими на юг и юго-запад под углами 70-80°. Непосредственно вмещающие породы представлены серпентинизированные дуниты или серпентиниты, развитые по дунитам. Контакты рудных тел со вмещающими породами резкие. Вмещающие породы и рудные тела перекрыты мезокайнозойскими конгломератами.

Месторождение приурочено к Кемпирсайскому хромитоносному мас-сиву (Республика Казахстан).



Схематический геологический разрез хромитового месторождения.
1 – дуниты, 2 – хромитовые руды, 3 – габбро-диабазы, 4 – конгломераты.

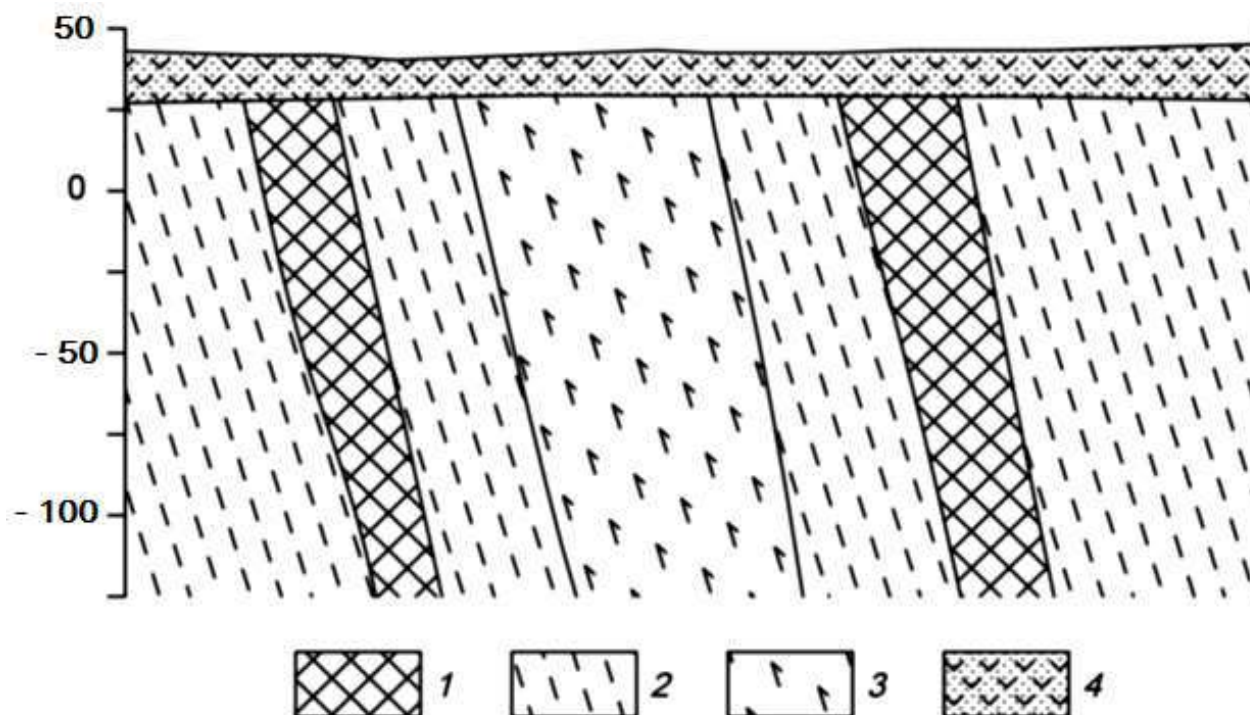
Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	σ , г/см ³	ρ , Ом·м
1.	Дуниты	700	3,04	1000
2.	Хромитовые руды	140	3,90	200
3.	Габбро-диабазы	800	2,94	1000
4.	Конгломераты	90	2,03	1000

Вариант 15. Железо

Месторождение железных руд имеет моноклиналичную структуру (см. рис.). Рудная зона представлена двумя параллельными вытянутыми линзообразными телами железистых кварцитов, расположенных друг от друга на небольшом расстоянии. Простираение рудных тел и вмещающей их толщи гнейсов северо-восточное. Протяженность рудных тел по простиранию достигает 2 – 2,5 км. Перекрывающие отложения представлены туфо-песчаниками.

Месторождение находится на юге Якутии.



Схематический геологический разрез железорудного месторождения.
1 – железистые кварциты, 2 – гнейсы, 3 – амфиболиты, 4 – туфопесчаники.

Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Железистые кварциты	9000	3,84	500
2.	Гнейсы	1600	2,68	1500
3.	Амфиболиты	1500	2,88	2000
4.	Туфопесчаники	450	2,10	200

Вариант 16. Медь

Кварц-сульфидное месторождение меди расположено в северо-западной части антиклинория, в эндоконтакте крупного батолита, сложенного гранитоидами. Основными структурными элементами месторождения являются, так называемые, рудные зоны – сложно построенные рудовмещающие трещинные структуры субмеридионального или северо-восточного простирания, секущие гранитоиды. Длина таких зон колеблется от нескольких сотен метров до первых километров.

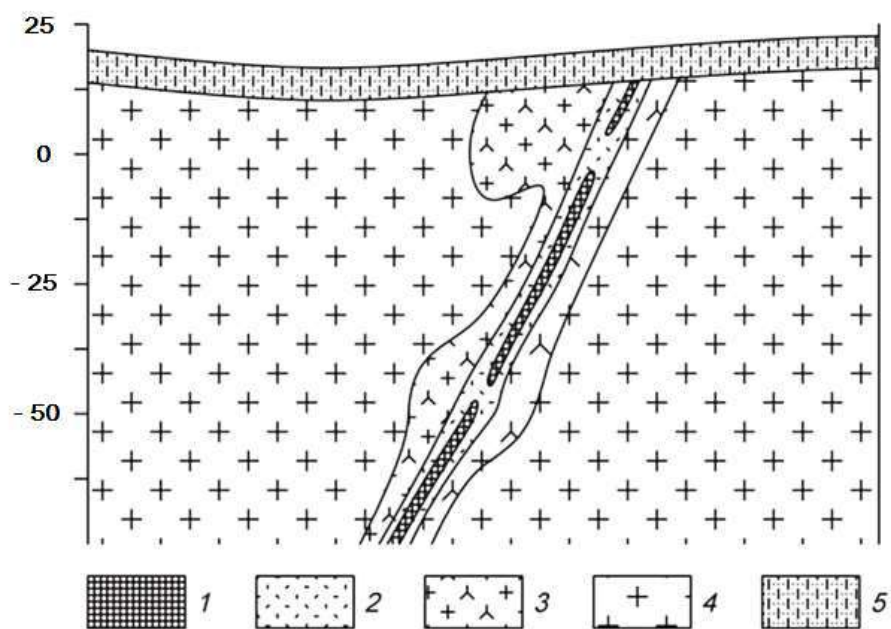
Строение всех рудных зон однотипно. В осевой части проходит главной тектонической шов, выраженный милонитом мощностью от 5 – 10 см, до 1 – 2 м. Шов состоит из ряда параллельных, часто кулисообразно расположенных трещин сложной формы.

Основные, наиболее крупные и выдержанные промышленные рудные тела располагаются вдоль главных швов рудных зон. Длина рудных тел по простиранию и падению колеблется от первых сотен метров до километра, мощность от первых до десятков метров.

Внутреннее строение рудных тел сложное. В пределах их выделяются жилы и линейные прожилково-вкрапленные зоны (см. рис.). В осевой части тел, как правило, располагаются жилы, сложенных кварц-магнетит-халькопиритовыми рудами, представляющими основную ценность. Жилы имеют четкие контакты, часто ветвятся и имеют раздувы и пережимы.

Линейные прожилково-вкрапленные зоны представляют собой гидротермально измененные гранитоиды, разбитые густой сетью различно ориентированных кварц-кальцит-халькопиритовых и кварц-магнетит-халькопиритовых прожилков. В промежутках между прожилками наблюдается неравномерно распределенная вкрапленность.

Месторождение находится на юге Казахстана.



Схематический геологический разрез кварц-сульфидного медного месторождения. 1 – кварц-магнетит-халькопиритовые руды, 2 – прожилково-вкрапленные руды, 3 – гидротермально измененные граниты, 4 – биотитовые граниты, 5 – известковистые песчаники.

Петрофизические свойства

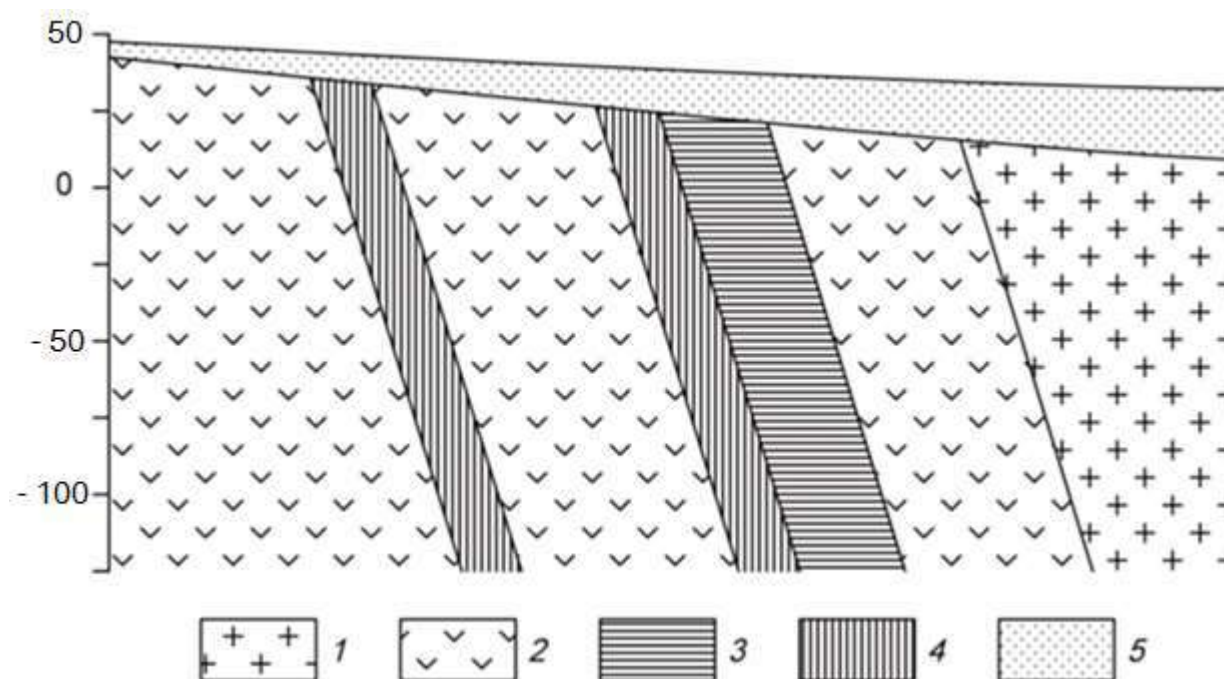
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Кварц-магнетит-халькопиритовые руды	1870	2,71	1100
2.	Прожилково-вкрапленные руды	1000	2,61	1300
3.	Гидротермально измененные граниты	700	2,62	2500
4.	Биотитовые граниты	890	2,57	2800
5.	Известковистые песчаники	70	2,48	1000

Вариант 17. Титан

Месторождение титана магматического типа приурочено к массиву габбро северо-восточного простирания. Согласно с полосчатостью габбро залегают ильменитовые и титано-магнетитовые руды (см. рис.). Преобладают вкрапленные руды, для которых характерна сидеронитовая структура. Внутри зон вкрапленных руд встречаются линзочки сплошных. Границы рудных тел не четкие, переходы от рудных участков к безрудным – постепенные. Рудные тела и вмещающие породы перекрыты элювиальными отложениями песчано-глинистого состава.

Титаномagnetит в сплошных и вкрапленных рудах обогащен титаном (до 13,4 % TiO_2), также в нем встречаются пластинчатые включения ильменита. В сплошных рудах в основном присутствует титаномagnetит, а количество зерен ильменита не превышает 3-5%.

Месторождение расположено на Южном Урале.



Схематический геологический разрез месторождения титана.

1 – граниты, 2 – габбро мезо- и меланократовое, 3 – вкрапленные ильменитовые руды, 4 – вкрапленные титаномagnetитовые руды, 5 – элювиальные отложения.

Петрофизические свойства

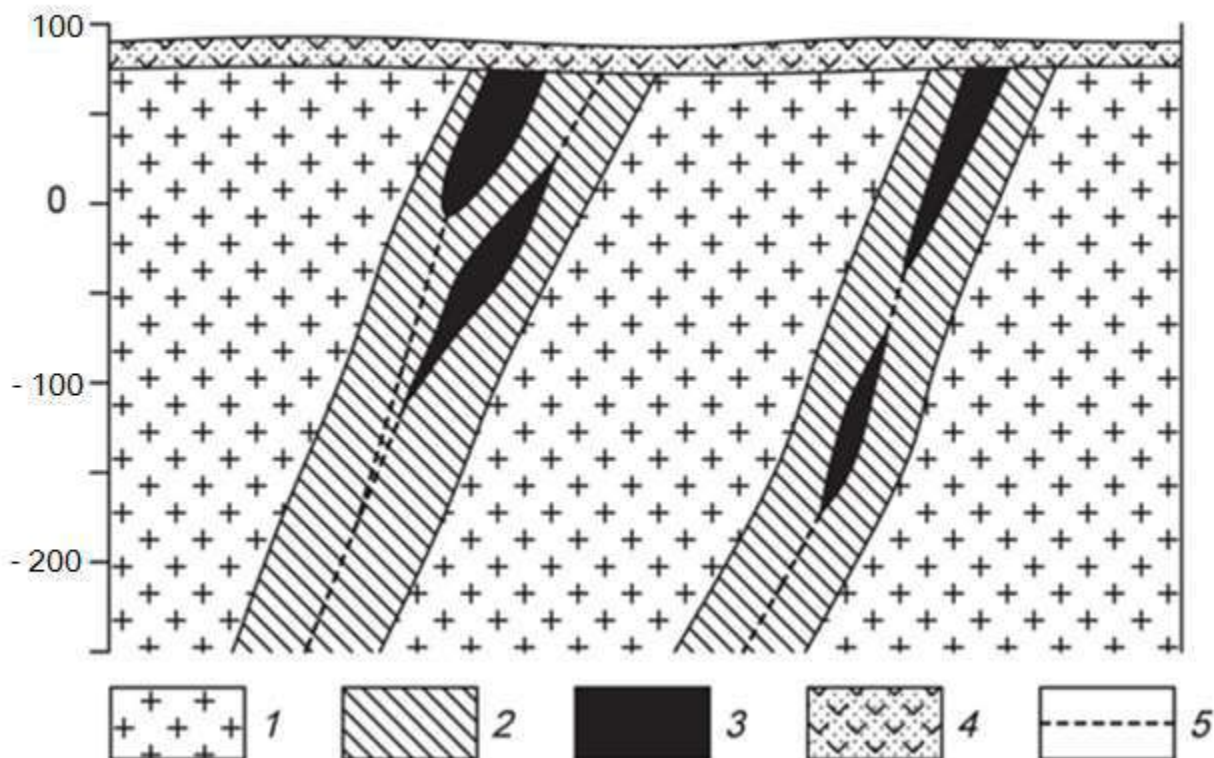
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Граниты	250	2,55	4000
2.	Габбро	1300	2,93	6000
3.	Вкрапленные ильменитовые руды	1500	3,60	2500
4.	Вкрапленные титаномagnetитовые руды	2500	3,37	1900
5.	Элювиальные отложения	200	1,93	1000

Вариант 18. Вольфрам

Скарновое месторождение вольфрама приурочено к зонам альбитизации в гранодиоритах. Рудные тела представляют собой зоны метасоматически преобразованных силикатных пород (см. рис.). Альбитизация либо наложена на более ранние скарны, либо образует самостоятельные зоны. Рудные тела приурочены к системам крутопадающих минерализованных трещин, среди которых выделяется основной разлом и оперяющие нарушения.

Полезным компонентом в метасоматически преобразованных породах является шеелит. Шеелит образует неравномерную вкрапленность, прожилки и гнезда.

Месторождение находится в Таджикистане.



Схематический геологический разрез месторождения вольфрама.

1 – гранодиориты, 2 – зона интенсивной альбитизации, 3 – рудные тела, 4 – перекрывающие вулканогенно-осадочные толщи, 5 – тектонические нарушения.

Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед.СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Гранодиориты	300	2,68	3000
2.	Скарноиды альбитизированные	270	2,58	3200
3.	Рудные тела	310	2,92	1200
4.	Вулканогенно-осадочные породы	340	2,29	900

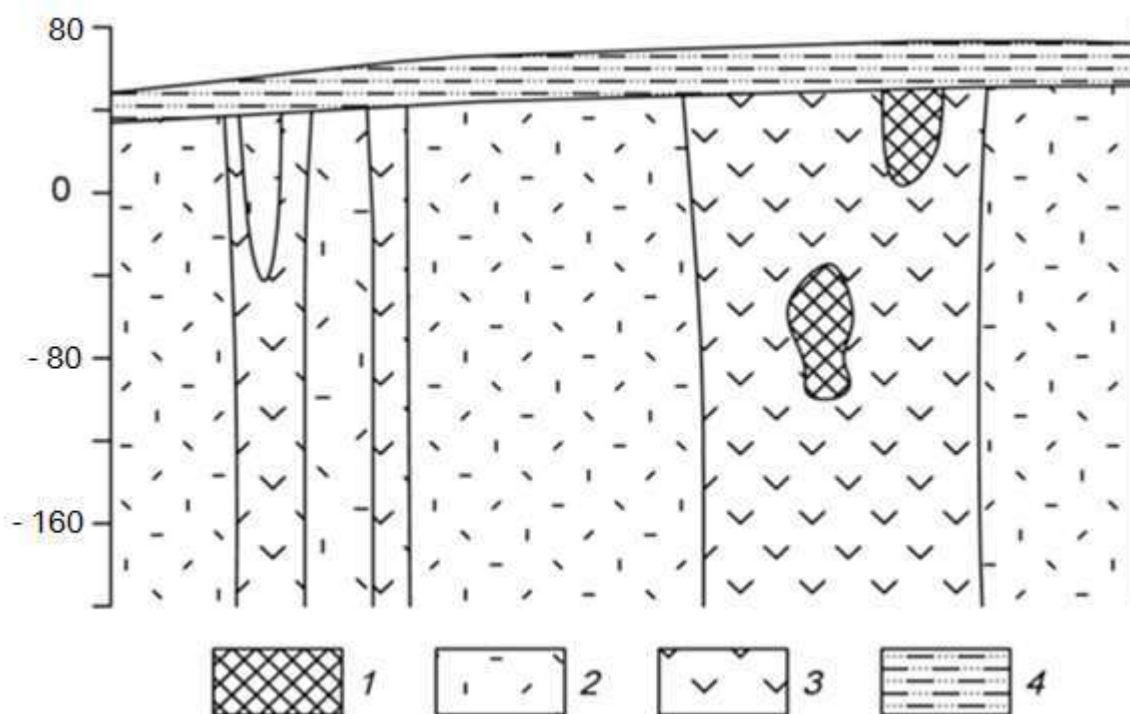
Вариант 19. Хром

Ультраосновной массив сложен разностями перидотитов, он вытянут в широтном направлении и имеет протяженность около 3 км. Массив сложен в главной массе гарцбургитами, среди которых обособляются неправильные линзообразные тела дунитов, вытянутые согласно простиранию массива. Каких либо закономерностей в размещении дунитовых обособлений среди гарцбургитов не устанавливается. Все ультраосновные породы массива в разной степени затронуты серпентинизацией (см. рис.).

Все хромитовые тела приурочены к обособлениям дунитов и, как правило, залегают согласно с ними. Рудные тела в основном субширотного простирания, обладают крутым северными или южным падением. Рудные тела имеют форму линз и гнезд.

Взаимоотношения рудных тел с смещающими дунитами различны. Известны постепенные переходы вкрапленных хромитовых руд к вмещающим дунитам, также рудные тела часто обладают резкими границами.

Месторождение находится в Армении.



Схематический геологический разрез хромитового месторождения.

1 – хромитовые руды, 2 – перидотиты, 3 – дуниты, 4 – песчано-глинистые отложения.

Петрофизические свойства

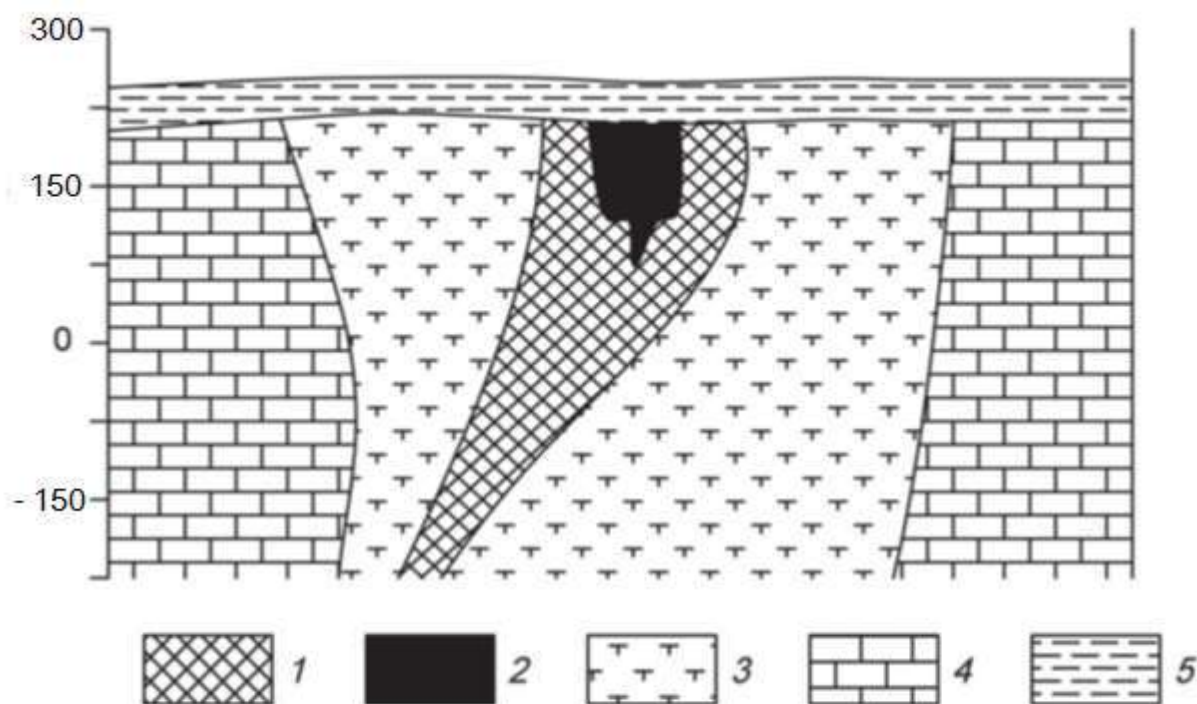
№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед. СИ	$\sigma, \text{г/см}^3$	$\rho, \text{Ом}\cdot\text{м}$
1.	Хромитовые руды	1300	4,30	900
2.	Перидотиты	2100	3,27	3200
3.	Дуниты	1200	2,84	3000
4.	Суглинки, супеси	200	2,15	280

Вариант 20. Железо

Железорудное месторождение гидротермального типа локализовано в карбонатных породах нижнего кембрия, слагающих чехол платформы. Рудоносная трубкообразная структура сложена взрывными брекчиями (см. рис.). Взрывные брекчии превращены в метасоматиты различного состава. Среди метасоматитов преобладают хлорит-серпентин-кальцитовые и кальцитовые, реже встречаются скарноподобные метасоматиты гранатового и пироксенового состава.

Среди промышленных типов руд брекчиевидные, вкрапленные и массивные магнетитовые руды, в коре выветривания – глинистые и сыпучие ма-рит-магнетитовые и гематит-гидрогетитовые.

Месторождение находится в Красноярском крае.



Схематический геологический разрез железорудного месторождения.

1 – магнетитовые руды с содержанием железа 20-50%, 2 – магнетитовые руды с содержанием железа более 50%, 3 – частично метасоматически измененные взрывные брекчии или метасоматиты, 4 – известняки, 5 – глинистые перекрывающие отложения.

Петрофизические свойства

№ п/п	Разности пород	$\alpha, \times 10^{-5}$ ед. СИ	σ , г/см ³	ρ , Ом·м
1.	Магнетитовые руды с содержанием железа 20-50%	6500	2,78	400
2.	Магнетитовые руды с содержанием железа более 50%	12000	3,05	200
3.	Метасоматически измененные взрывные брекчии или метасоматиты	210	2,64	900
4.	Известняки	120	2,71	2000
5.	Глины	270	1,98	180

5. Список рекомендованной литературы

Основная литература:

№ п/п	Наименование	Кол-во экз. в библиотеке
1.	<i>Соколов А.Г.</i> Полевая геофизика: учебное пособие / А.Г. Соколов, О.В. Попова, Т.М. Кечина. — Электрон. текстовые данные. — Оренбург: Оренбургский государственный университет, ЭБС АСВ, 2015. — 160 с. — 978-5-7410-1182-9. — Режим доступа: http://www.iprbookshop.ru/33649.html	Электронный ресурс
2.	<i>Хмелевской В.К.</i> Основы геофизических методов: учебник для вузов / В.К. Хмелевской, В.И. Костицын; Перм. ун-т. – Пермь, 2010. – 400 с.: ил. SBN 978-5-7944-1428-8. — Режим доступа: http://www.psu.ru/nauka/elektronnye-publikatsii/uchebnye-posobiya-i-metodicheskie-materialy/v-k-khmelevskoj-v-i-kostitsyn-osnovy-geofizicheskikh-metodov	Электронный ресурс
3.	<i>Соколенко Е.В.</i> Общий курс полевой геофизики. Часть 1: лабораторный практикум / Е.В. Соколенко, А.-Г.Г. Керимов. — Электрон. текстовые данные. — Ставрополь: Северо-Кавказский федеральный университет, 2015. — 107 с. — 2227-8397. — Режим доступа: http://www.iprbookshop.ru/63108.html	Электронный ресурс

Дополнительная литература:

№ п/п	Наименование	Кол-во экз. в библиотеке
1.	Полевая геофизика: учебник для вузов / <i>Ю. Н. Воскресенский</i> ; РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина. - Москва: Недра, 2010. - 479 с.	10
2.	Геофизика: учебник / В. А. Богословский [и др.]; ред. В. К. Хмелевской. - Москва: КДУ, 2007. - 320 с.	15
3.	Геофизические методы исследования: учебное пособие / <i>В.К. Хмелевской, М.Г. Попов, А.В. Калинин</i> . - Москва: Недра, 1988. - 396 с	18
4.	Разведочная геофизика: лабораторный практикум / <i>Ю.Б. Давыдов, Н.В. Блинкова</i> ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург: УГГУ, 2011. - 170 с.	20
5.	Электроразведка: учебное пособие. Ч. 1. Электроразведка постоянным током. Поляризационные методы электроразведки / <i>А. А. Редозубов</i> ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург: УГГУ, 2007. - 328 с.	98
6.	Электроразведка: учебное пособие. Ч. 2. Электроразведка переменным током / <i>А.А.Редозубов</i> ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург: УГГУ, 2008. - 188 с.	97
7.	<i>Возжеников Г. С., Бельшиев Ю. В.</i> Радиометрия и ядерная геофизика: Учеб. пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГУ, 2011. – 406 с.	12
8.	<i>Бондарев В.И., Крылатков С.М.</i> Сейсморазведка: учебник для вузов. Издание второе. В двух томах. - Екатеринбург, Изд-во УГГУ, 2011.	10
9.	Гравиразведка: справочник геофизика / под ред.: <i>Е.А. Мудрецовой, К.Е. Веселова</i> . - 2-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1990. - 607 с.	50
	Магниторазведка : учебник / Уральская государственная горно-геологическая академия. - Екатеринбург : УГГГА, 2001. - 308 с.	2

Учебное издание

Александрова Жанна Николаевна

**КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА
ПО РАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОФИЗИКЕ**

Руководство по выполнению контрольной работы
по дисциплине «Разведочная геофизика» для студентов
специальности 21.05.03 – «Технология геологической разведки»
очной и заочной формы обучения

Редактор _____
Компьютерная верстка автора

Подписано в печать ____ . ____ . 2018 г.
Бумага писчая. Формат 60 x 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. _____. Уч.-изд. л. _____. Тираж 100. Заказ _____

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ



**МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»**

И. Г. Сковородников

***ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ В
ГЕОФИЗИЧЕСКОЙ АППАРАТУРЕ***

**Екатеринбург
2020**

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.....	5
1. Назначение первичных преобразователей, их характеристики и классификация.....	5
Контрольные вопросы.....	11
2. Преобразователи параметрического типа.....	12
2.1. Резистивные преобразователи.....	12
2.1.1. Контактные преобразователи.....	12
2.1.2. Реостатные преобразователи.....	13
2.1.3. Тензометрические преобразователи.....	16
2.1.4. Электролитические преобразователи.....	19
2.1.5. Терморезистивные преобразователи.....	21
2.1.6. Магниторезистивные преобразователи.....	23
2.1.7. Фотоэлектрические преобразователи.....	25
2.2. Индуктивные преобразователи.....	26
2.2.1. Индуктивные преобразователи с изменяемым воздушным зазором.....	27
2.2.2. Магнитоупругие преобразователи.....	29
2.2.3. Магнитомодуляционные преобразователи.....	30
2.3. Емкостные преобразователи.....	34
Контрольные вопросы.....	35
3. Преобразователи генераторного типа	36
3.1. Преобразователи индукционной э.д.с.....	36
3.1.1. Преобразователи индукционной э.д.с. со взаимным перемещением магнита и катушки индуктивности.....	36
3.1.2. Преобразователи индукционной э.д.с. со стационарным размещением магнита и катушки индуктивности.....	38
3.2. Преобразователи гальваномагнитной э.д.с.....	41
3.2.1. Преобразователи Холла.....	41
3.2.2. Преобразователи Виганда.....	42

3.3. Преобразователи пьезоэ.д.с.....	44
3.4. Преобразователи термоэ.д.с.....	45
3.5. Преобразователи фотоэ.д.с.....	46
Контрольные вопросы.....	49
4. Радиационные преобразователи.....	49
4.1. Газоразрядные детекторы.....	50
4.2. Сцинтилляционные детекторы.....	53
4.3. Полупроводниковые детекторы.....	56
Контрольные вопросы.....	56
Литература.....	57

ПРЕДИСЛОВИЕ

Цель данного пособия – познакомить студентов с применением различных электрических датчиков в геофизической аппаратуре, облегчить им усвоение соответствующих разделов курса «Геофизическая аппаратура» и выполнение курсового проектирования по нему.

Необходимость издания пособия обусловлена тем, что в опубликованных работах по первичным преобразователям рассматриваются датчики общетехнического применения, в то время, как датчики разнообразной геофизической аппаратуры имеют ряд особенностей, связанных со спецификой условий их эксплуатации.

В пособии рассмотрены физические основы и устройство датчиков всех типов, входные и выходные параметры, указаны их достоинства и недостатки и приведены примеры применения в конкретной геофизической аппаратуре.

В качестве примеров в ряде случаев использованы оригинальные разработки автора.

В конце каждой главы приведен перечень контрольных вопросов для самостоятельной проверки усвоения материала студентами.

1. НАЗНАЧЕНИЕ ПЕРВИЧНЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ, ИХ ХАРАКТЕРИСТИКИ И КЛАССИФИКАЦИЯ

Первичные преобразователи в геофизической аппаратуре (ГА) являются теми элементами, которые вырабатывают сигнал информации об измеряемой величине. По этой причине первичные преобразователи ГА называются также измерительными преобразователями. Другими синонимами термина «первичный преобразователь» являются «датчик», «детектор», «чувствительный элемент», «сенсор», «трансмиситтер» [4,15,23]. Правда, в специальной литературе существуют различные толкования термина «датчик», наиболее распространенного из перечисленных терминов. Так, например, в монографии К. Бриндли [4], датчик рассматривается как пассивный преобразователь, т.е. преобразователь получающий энергию для своей работы от измеряемой величины. В других источниках [1,16] под датчиком понимается конструктивно законченное устройство, которое, кроме первичного преобразователя, может содержать и другие элементы (усилитель сигнала, источник питания и т.п.) и которое устанавливается на удалении от наблюдателя. В данном пособии, как и в большей части специальной литературы, термин «датчик» будет использоваться как синоним первичного или измерительного преобразователя.

Важнейшими характеристиками датчиков служат: чувствительность, точность (достоверность) информации об измеряемой величине, надежность и долговечность, стабильность работы при изменении внешних условий, быстродействие, вид зависимости выходного сигнала от измеряемой величины (линейная, нелинейная, реверсивная, нереверсивная и т.п.).

Поясним некоторые из перечисленных характеристик.

Чувствительность преобразователя, которую также называют **коэффициентом передачи**, представляет собой отношение изменения

выходного сигнала y , к изменению входного сигнала x . Различают три вида коэффициентов передачи: статический, относительный и дифференциальный.

Статический коэффициент передачи используется для определения свойств преобразователей с линейной характеристикой: $K_{ст} = y/x$.

Дифференциальный коэффициент передачи применяется для датчиков с нелинейной характеристикой: $K_{диф} = \lim \Delta y / \Delta x \approx dy/dx$. Значение этого коэффициента непостоянно и зависит от величины входного сигнала x .

Относительный коэффициент передачи равен отношению относительного изменения сигнала на выходе датчика к относительному изменению сигнала на его вход $K_{отн} = (\Delta y/y) / (\Delta x/x)$. Этот коэффициент является величиной безразмерной и удобен для сравнения свойств преобразователей, различных по принципу действия и конструкции.

У некоторых измерительных преобразователей вследствие трения покоя, шумов измерительной схемы, гистерезиса и др. причин изменение выходного сигнала появляется только тогда, когда измеряемая величина достигает определенного уровня. Этот уровень называется порогом **чувствительности** x_n .

Во время работы первичного преобразователя на него, кроме измеряемой величины, воздействуют и другие сигналы – помехи, например, изменения температуры, внешнего давления, вибрации, изменения напряжения питания и пр. Результаты воздействия помех проявляются в виде погрешностей измерений: абсолютных, относительных, приведенных.

Абсолютная погрешность – это разность между измеренным y и действительным (расчетным) значениями выходной величины y_0 : $\Delta y = y_{изм} - y_0$.

Относительная погрешность – это отношение абсолютной погрешности к действительному значению выходной величины в процентах: $\delta = (\Delta y/y_0) \cdot 100$.

Приведённая погрешность – это отношение абсолютной погрешности к наибольшему действительному значению выходной величины: $\varepsilon = \Delta y/y_{max}$. Для измерительных приборов приведенная погрешность определяет их класс точности.

В зависимости от режима, для которого определяется абсолютная или относительная погрешность, различаются **статические** и **динамические** погрешности (ошибки). Приведенная погрешность определяется только для установившегося (статического) режима [10].

Характер зависимости выходного сигнала от измеряемой величины $y=f(x)$ в установившемся режиме называется **статической** характеристикой преобразователя.

Наиболее удобными в работе и потому наиболее распространенными являются датчики, имеющие линейную характеристику. Если характеристика датчика нелинейна, то для формирования выходного сигнала могут применяться системы линеаризации. В некоторых случаях, например, если измеряемая величина изменяется нелинейным образом, удобнее использовать преобразователи с нелинейной статической характеристикой.

В зависимости от того, как на выходную величину влияет изменение знака измеряемой величины, статические характеристики бывают: **нереверсивными** (когда знак выходного сигнала остается постоянным во всем диапазоне измерений) и **реверсивными** (когда выходной сигнал изменяет свой знак вслед за измеряемой величиной).

Следует упомянуть еще одну из характеристик измерительных преобразователей – **гистерезис**, который проявляется в несовпадении значений выходного сигнала при одном и том же значении измеряемой величины в зависимости от уменьшения или увеличения последней в момент измерения.

Надежность преобразователя – это способность работать в течение определенного периода времени при заданных условиях эксплуатации.

Надежность преобразователей, так же, как надежность, сложных электронных или механических устройств вообще, характеризуется вероятностью безотказной работы, средним временем безотказной работы и интенсивностью отказов – отношением числа отказавших устройств в определяемый промежуток времени к числу работоспособных в начале этого промежутка.

График зависимости интенсивности отказов от времени эксплуатации имеет характерную корытообразную форму. Первый участок графика ($0 - t_1$) называется "временем приработки", в этот период интенсивность отказов велика из-за того, что здесь проявляются дефекты сборки, выходят из строя некондиционные детали и т. п. Второй участок $t_1 - t_2$ называется "периодом условной долговечности", здесь отказы могут быть связаны, в основном, со случайными причинами. Третий участок $t_2 - \infty$ называется "периодом старе-

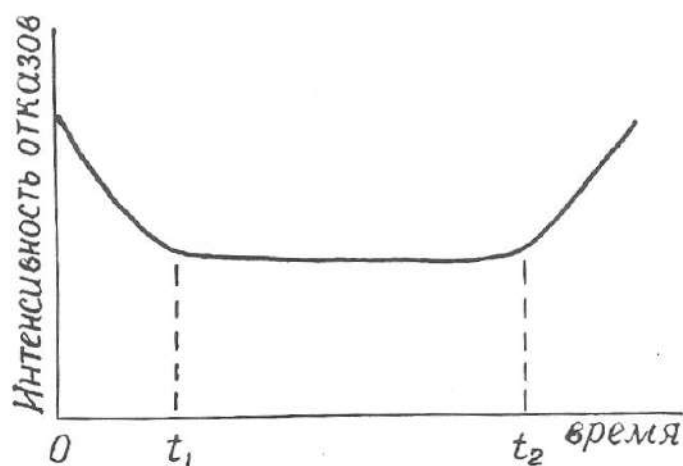


Рис. 1.1. Зависимость и интенсивности отказов от времени эксплуатации преобразователя

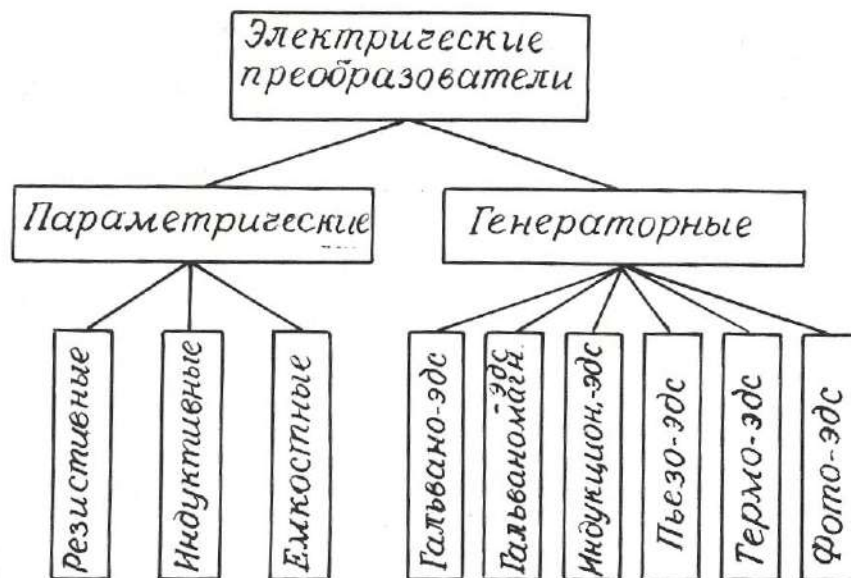


Рис. 1.2. Классификация электрических преобразователей

ния», здесь интенсивность отказов растет из-за того, что детали преобразователя вырабатывают свой ресурс (рис. 1.1).

Пути повышения надежности преобразователей – это упрощение их устройства, использование элементов с большой вероятностью безотказной работы, «разгруженный» режим эксплуатации.

подавляющее большинство датчиков геофизической аппаратуры преобразуют измеряемую величину в электрический сигнал, хотя имеются датчики, например, в гравиразведочных приборах, выходная величина которых не является электрической.

Электрические преобразователи, применяемые в геофизической аппаратуре, крайне разнообразны по принципу действия и конструкции.

Основными признаками, позволяющими классифицировать датчики, являются: назначение, принцип действия, вид входного и выходного сигналов, наличие или отсутствие источников питания.

По назначению электрические датчики делятся на преобразователи неэлектрических величин в электрические и преобразователи одних электри-

ческих величин в другие. Соответственно входные величины измерительных преобразователей могут иметь как электрическую, так и неэлектрическую природу. Это могут быть характеристики различных физических полей (например, магнитная индукция, температура, сила тяжести, э.д.с. естественных электрических полей), разнообразные свойства горных пород, руд и растворов (плотность, электрическое сопротивление, магнитная восприимчивость, радиоактивность), геометрические и технические параметры буровых скважин (их диаметр, углы искривления), скорость перемещения, механические усилия и т. д.

Выходными величинами электрических датчиков могут, быть: э.д.с., сила тока, частота тока, импульсы тока или комбинации импульсов различной длительности и амплитуды, а также сопротивление, емкость или индуктивность электрической цепи.

По принципу действия электрические преобразователи делятся на **параметрические**, изменяющие пассивные элементы электрической цепи (сопротивление, емкость, индуктивность), и **генераторные**, вырабатывающие э.д.с. различной физической природы. В свою очередь, среди параметрических датчиков выделяются: резистивные, емкостные и индуктивные, а среди генераторных: датчики гальванической, гальваноманитной, индукционной, фото-, пьезо- и термоэ.д.с. (рис. 1.2).

Особняком стоят радиационные преобразователи (детекторы радиоактивных излучений), которые имеют сложную структуру.

Каждый из видов датчиков, изображенных на рис. 1.1, имеет свои разновидности, отличающиеся по конструктивному исполнению.

По наличию или отсутствию специальных источников питания датчики подразделяются на **пассивные**, получающие энергию от измеряемой величины, и **активные**, питающиеся от внешнего источника.

В следующих разделах пособия будут рассмотрены физические свойства, особенности конструкции, достоинства и недостатки, а также примеры

применения в конкретных образцах геофизической аппаратуры всех видов датчиков, представленных на рис. 1.2.

Контрольные вопросы

1. Дайте определение измерительного преобразователя.
2. Какие синонимы существуют у термина «измерительный преобразователь»?
3. Что такое чувствительность преобразователя?
4. Назовите виды коэффициентов передачи датчика.
5. Назовите виды погрешностей преобразователей, укажите, какие причины их вызывают.
6. Что такое статическая характеристика преобразователя?
7. Что такое надежность преобразователя?
8. Поясните график зависимости интенсивности отказов от времени (рис. 1.1).
9. По каким признакам производят классификацию электрических преобразователей?
10. Назовите входные и выходные величины электрических преобразователей в геофизической аппаратуре.
11. На какие две большие группы делятся электрические преобразователи по принципу действия?
12. Поясните классификацию преобразователей, приведенную на рис. 1.2.

2. ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО ТИПА

2.1. Резистивные преобразователи

В преобразователях этого вида изменения измеряемого параметра преобразуются в изменения **активного сопротивления** электрической цепи.

В соответствии с выражением $R = \rho \cdot l / S$ (2.1) изменения сопротивления R могут происходить за счет изменения геометрических размеров проводника (длины l и поперечного сечения S) или его удельного сопротивления ρ . К

преобразователям с изменяемыми размерами относятся контактные, реостатные, потенциометрические, тензометрические, угольные и электролитические датчики. К преобразователям с изменяемым удельным сопротивлением – электролитические, терморезистивные и некоторые фотоэлектрические датчики.

2.1.1. Контактные преобразователи

Контактные преобразователи представляют собой простейшую разновидность преобразователей резистивного типа. В одном крайнем положении их сопротивление равно бесконечности, в другом близко к нулю. Работой контактных преобразователей могут управлять механические (линейное или угловое перемещение) или различные физические параметры (температура, магнитное поле, электрический ток).

Контактные преобразователи составляют основу большинства реле, широко применяемых в системах автоматического управления [8,11]. В последнее время широкое распространение получили **герконы** – миниатюрные герметизированные контактные преобразователи, управляемые магнитным полем.

Достоинства контактных преобразователей составляют их простота и малая стоимость, универсальность (они могут работать в цепях как постоянного, так и переменного тока); недостатки – искрение и «дребезг» контактов, возможность ложных срабатываний контактов от тряски.

В геофизической аппаратуре контактные преобразователи используются в различных измерителях постоянных напряжений для преобразования этих напряжений в переменные, которые потом подвергаются усилению на электронных усилителях. Примером могут служить электроразведочные измерители ЭСК-1, АТ-72, самопишущие каротажные потенциометры ПАСК-8 и ПАСК-9. Контактные преобразователи используются также в схемах

управления многочисленных скважинных приборов (в пластовом наклономере НП-3, расходомерах с раскрывающимся пакером и др.).

Герконы используются в скважинных расходомерах РСМ, РГД, ДГД и др. [21].

2.1.2. Реостатные преобразователи

Простейший реостатный преобразователь – это переменный резистор, подвижный контакт которого перемещается вследствие изменения измеряемой величины – линейного перемещения, давления, угла наклона, направления магнитного поля и т.п.

Реостатный преобразователь (рис. 2.1, а) может быть включен по потенцио-метрической схеме (рис. 2.1, б), в этом случае он должен быть отнесен к преобразователям генераторного типа.

Как правило, реостатные преобразователи выполняют в виде намотки из изолированной проволоки высокого сопротивления (из манганина, константана, вольфрама) на каркасе из изоляционного материала. Форма каркаса может быть различной: прямоугольной, кольцевой или более сложной конфигурации в зависимости от входного параметра и необходимой зависимости $R = f(x)$.

Проволочные реостатные преобразователи являются дискретными, т.к. непрерывному изменению входной величины x соответствует скачкообразное изменение сопротивления R определяемое переходом подвижного контакта с одного витка провода на другой. Это обуславливает и погрешность измерений, которая уменьшается с уменьшением диаметра проволоки и увеличением числа витков W . Статический коэффициент передачи реостатного датчика $K_{ст} = z \cdot W / l$, где z – сопротивление одного витка, l – длина намотки.

Обычная относительная погрешность датчиков $\delta = 0,2 - 0,5 \%$.

Преимущества реостатных датчиков: простота конструкции, малый вес и габариты, возможность включения в цепь как постоянного, так и переменного тока, возможность получения необходимой статической характеристики

$R=f(x)$, недостатки: наличие подвижного механического контакта, что уменьшает надежность датчика, необходимость какого-то усилия для перемещения этого контакта, влияние температуры.

Благодаря своей простоте и универсальности реостатные преобразователи широко используются в геофизической аппаратуре для исследования скважин: в каверномерах (КФ, КМ, СКП-1 и др.), в инклинометрах (ИК-1, ИК-2, МИР-36, ИГ-36 и др.) [2,9,12], в датчиках натяжения кабеля, в некоторых уровнемерах. Так, например, в скважинном уровнемере конструкции УГИ [18,26], изменение уровня жидкости над прибором, точнее, гидростатическое давление столба жидкости над ним преобразуется в изменение уровня токопроводящей жидкос-

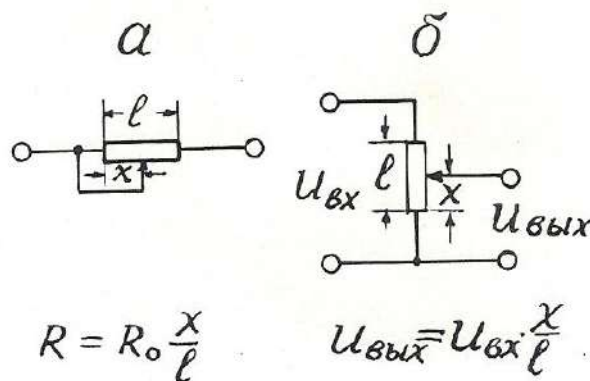


Рис. 2.1. Реостатный преобразователь (а) и его включение по потенциметрической схеме (б).

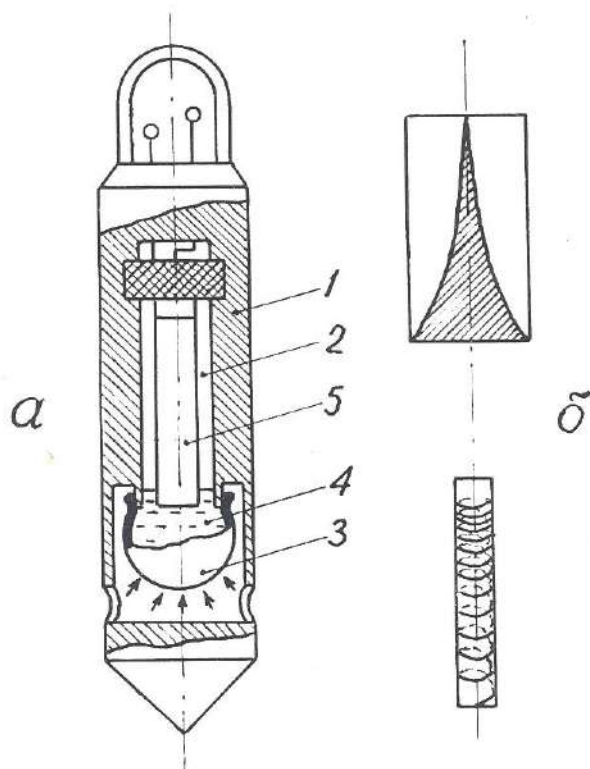


Рис. 1.2. Пример применения реостатного преобразователя в скважинном уровнемере с линейной входной характеристикой: а – конструкция уровнемера; б – варианты выполнения реостата; 1 – корпус уровнемера; 2 – измерительная камера; 3 – гибкий резервуар; 4 – токопроводящая жидкость; 5 – реостат.

ти в измерительной камере, отделенной от внешней среды гибкой оболочкой (рис. 2.2). Вдоль продольной оси камеры располагается реостатный преобразователь, подвижным контактом которого служит токопроводящая жидкость. Поскольку давление P в измерительной камере и ее объем V при постоянной температуре связаны соотношением $PV = \text{const}$ [7], то одинаковые приращения давления P (уровня жидкости) вызывают неодинаковые перемещения уровня токопроводящей жидкости в измерительной камере. Для получения линейной статической характеристики реостатный преобразователь в данном уровнемере выполнен в виде неравномерной намотки или высокоомной пленки переменной ширины таким образом, чтобы приращение сопротивления реостата было обратно пропорционально квадрату перемещения подвижного контакта, т.е. уровня токопроводящей жидкости.

2.1.3. Тензометрические преобразователи

Действие тензопреобразователей основано на изменении сопротивления проводников и полупроводников при их растяжении или сжатии [15].

Тензоэлементы (или тензорезисторы) состоят из тонкой проволоки или фольги, сложенной несколько раз в форме меандра и вклеенной между эластичными бумажными, пленочными или фетровыми подкладками. Толщина проволоки (или фольги) от 0,02 до 0,05 мм. Основные конструктивные формы тензоэлементов представлены на рис. 2.3.

Изменение электрического сопротивления тензоэлемента пропорционально относительной деформации детали в месте наклейки последнего. Относительный коэффициент передачи тензодатчика $K_{отн} = (\Delta R/R)/(\Delta l/l)$. Материал для тензоэлементов должен характеризоваться возможно большей тензочувствительностью и возможно меньшим температурным коэффициентом. Обычно используются сплавы: константан, манганин, нихром, а также чистые металлы: никель, висмут. Очень высокую тензочувствительность, в 60-80 раз выше, чем у металлов, имеют полупроводники: германий, кремний и др. Полупроводниковые тензоэлементы получают выращиванием кристаллов полупроводника на мембране из диэлектрического металла (например, датчики «кремний на сапфире»).

Достоинства тензорезисторных преобразователей: простота конструкций, малые габариты, высокая точность, безинерционность; недостатки: невысокая чувствительность, зависимость сопротивления от температуры.

Низкая чувствительность тензорезисторных преобразователей требует применения усилителей выходного сигнала, а термозависимость – применения специальных мер для устранения влияния температуры.

Тензопреобразователи находят применение в датчиках силы натяжения каротажного кабеля с подвесным роликом ДНТ-033 ($\delta \leq 1,5\%$ при усилии до 500 Н) [2,17], в некоторых опробователях пластов в качестве измерителей

пластового давления (например, в ОПД-7-10), в некоторых скважинных уровнемерах типа погружных манометров [2].

Автором тензорезисторный преобразователь применен в расходомере РГЖ-1, не содержащем вращающихся деталей [19]. Чувствительным элементом этого прибора служат две гибкие пластины, установленные вдоль измеряемого потока. Поскольку давление в движущемся флюиде понижается, пластины прогибаются навстречу друг другу тем больше, чем выше скорость потока (рис. 2.4). Прогиб пластин преобразуется в электрический сигнал с помощью наклеенных на них тензоэлементов. Для устранения влияния температуры на пластине наклеены 4 тензоэлемента (2 вдоль нее и 2 поперек), соединенные по мостовой схеме. В одну диагональ моста подается переменный ток питания (частота 1 кГц), к другой диагонали подключен усилитель. Чувствительность описанного расходомера составляет 0,05 л/с.

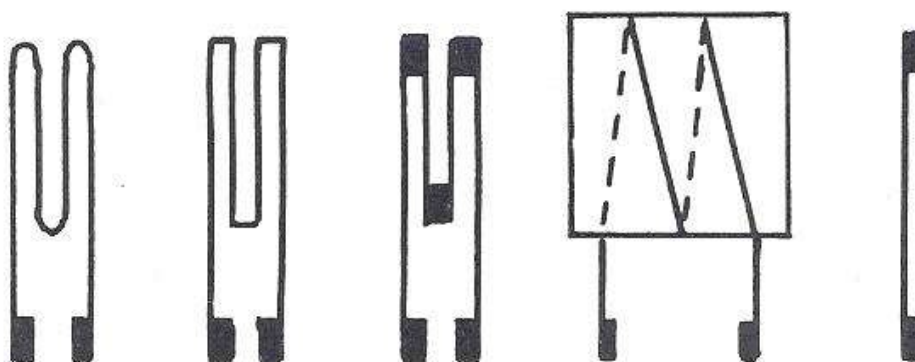


Рис. 2.3. Разновидности тензорезисторов

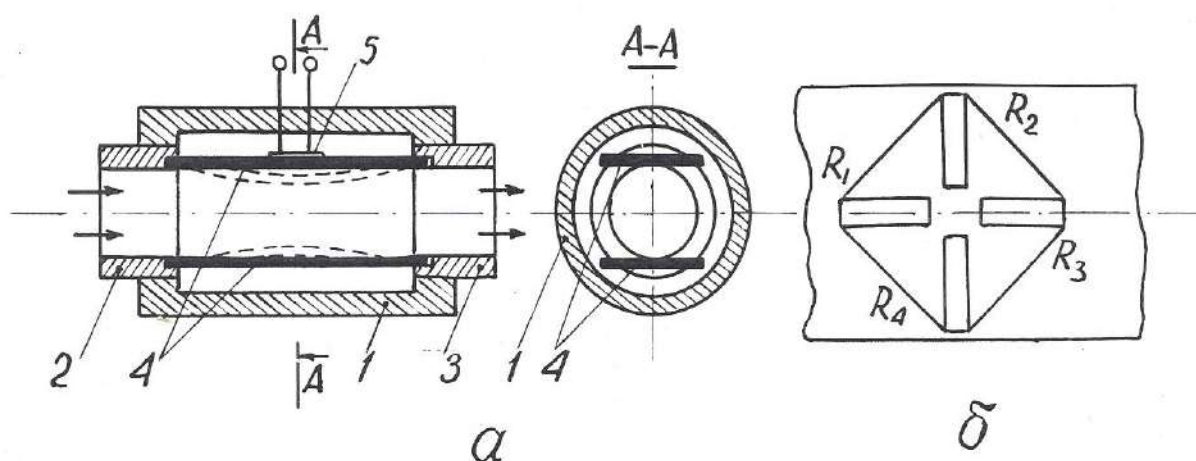


Рис. 2.4. Принцип действия расходомера РГЖ-1 (а) и размещение тензорезисторов на упругой пластине (б): 1 – корпус расходомера; 2 – входной канал; 3 – выходной канал; 4 – упругие пластины; 5 – тензометрический преобразователь прогиба пластины в электрический сигнал

2.1.4. Электролитические преобразователи

Преобразователи этого типа основаны на изменении электрического сопротивления между помещенными в электролит электродами в зависимости от расстояния между ними, площади соприкосновения с электролитом или проводимости последнего (2.1). Электролитические датчики используются для измерения угловых и линейных перемещений, а также для определения сопротивления электролита. Во избежание погрешностей, связанных с электролизом и электродной поляризацией, их включают, как правило, в цепь переменного тока.

Достоинства датчиков этого типа заключаются в простоте конструкции и способности пропускать большие токи; недостатки – в зависимости сопротивления электролита от температуры (при изменении последней на 1° электропроводность растворов изменяется на 1,5-2,5%).

В геофизической аппаратуре электролитические датчики используются в резистивиметрах всех видов: скважинных и переносных (например, в приборе ПР-1).

Еще один пример применения датчик этого типа устройство для определения направления и скорости потока подземных вод [20]. Это устройство содержит цилиндрическую измерительную камеру с перфорированными стенками, по окружности которой размещены радиальные электроды а в середине – центральный (рис. 2.5). Каждый из электродов подсоединен к своей жиле многожильного каротажного кабеля (например, кабеля КГ17-60-180ШМ. Внутри камеры располагается также магнитная стрелка с экраном из изоляционного материала на северном конце. Измерительная камера закрывается крышкой и заполняется электролитом через специальные отверстия в ней. Затем устройство опускают в скважину и устанавливают напротив исследуемого водоносного горизонта. По кабелю

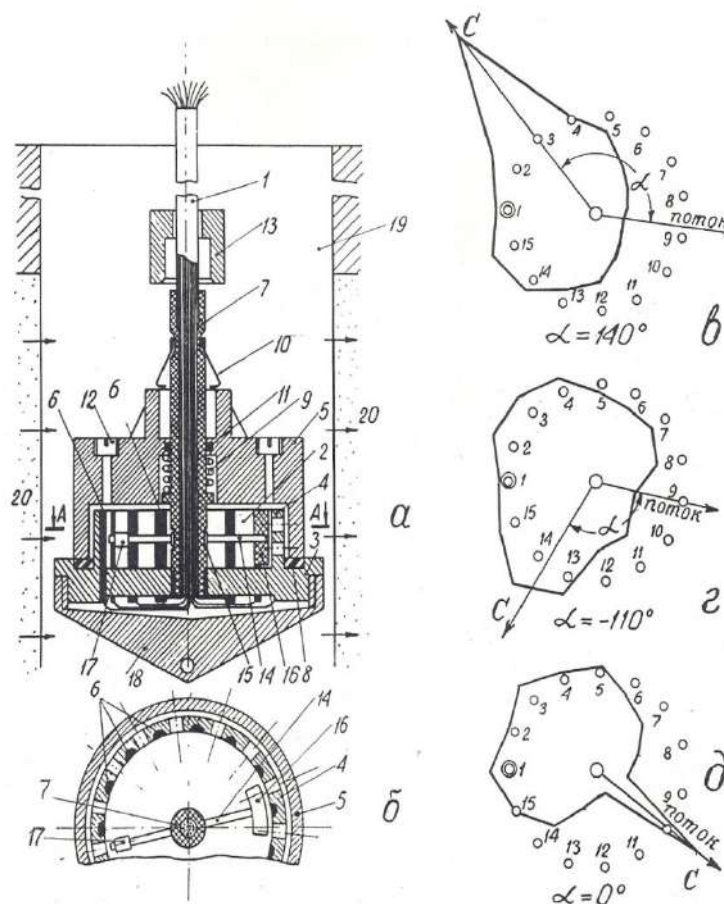


Рис. 2.5. Устройство для определения направления и скорости потока (а, б) и результаты измерений магнитного азимута потока (в-д): 1 – многожильный каротажный кабель; 2 – измерительная камера; 3 – изоляционный диск; 4 – перфорированные стенки камеры; 5 – крышка; 6 – радиальные электроды; 7 – центральный электрод; 8 – резиновая прокладка; 9 – сжатая спиральная пружина; 10 – пружинные защелки; 11 – резиновое кольцо; 12 – заливная пробка; 13 – сбивающий грузик; 14 – магнитная стрелка; 15 – скользящий подшипник; 16 – изоляционный экран; 17 – противовес; 18 – нижний наконечник.

опускают сбивающий грузик, который приводит в действие пружину, отбрасывающую крышку вверх по кабелю. Движением подземных вод электролит из измерительной камеры вымывается по направлению потока через перфорацию в стенках. Магнитная стрелка ориентируется по направлению магнитного меридиана, а экран на ее северном конце перекрывает один из

радиальных электродов. На поверхности производят измерения электрического сопротивления между центральным и каждым из радиальных электродов.

Минимальное сопротивление указывает направление потока подземных вод, а максимальное – направление на север. Скорость потока определяют по скорости вымывания электролита из измерительной камеры, повторяя измерения через определенные интервалы времени. При использовании 17-жильного кабеля устройство обеспечивает абсолютную погрешность в измерении направления потока, не превышающую $\pm 12^\circ$.

2.1.5. Терморезистивные преобразователи

Терморезистивные преобразователи основаны на свойстве металлов и полупроводников изменять свое сопротивление под действием температуры T .

Зависимость сопротивления металлов от температуры в общем случае нелинейна, однако, для ограниченных интервалов температур ее можно представить в виде линейной двучленной функции $R_T = R_0[1 + \alpha(T - T_0)]$, где R_0 – сопротивление при начальной температуре T_0 , а α – температурный коэффициент сопротивления для интервала $T - T_0$.

Основным материалом для терморезисторов являются чистые металлы: платина, медь, никель, которые обладают в интервале от 0 до 100°C положительным $\alpha = 0,0030 - 0,0068 \text{ (град. C)}^{-1}$.

Известны также объемные полупроводниковые терморезисторы (термисторы). Их сопротивление уменьшается с повышением температуры по экспоненте, в среднем для них $\alpha = 0,03 - 0,04 \text{ (град. C)}^{-1}$, но значение α сильно зависит от температуры. Чувствительность (статический коэффициент передачи) терморезисторов $K_{ст} = \Delta R / \Delta T = \alpha R_0$.

Достоинства терморезистивных преобразователей: простота конструкции, малые габариты, возможность установки в труднодоступных местах. Однако им присущи и важные недостатки. Во-первых, это постоянство α лишь в ограниченном диапазоне температур и, во-вторых, инерционность, приводящая

к большим динамическим погрешностям. Как известно, термопреобразователь приобретает температуру среды по закону $\Delta T = \Delta T_0 \cdot e^{-t/\tau}$ где ΔT_0 - начальная разность температур, t – время, τ – постоянная времени преобразователя, зависящая от его конструкции и теплопроводности, а также тепловых свойств среды.

В геофизическом приборостроении преобразователи этого типа находят применение в скважинных термометрах электрических (СТС-2, ЭТМИ-55 и др.) и электронных (ТЭГ-36, ТЭГ-60 и др.).

Чувствительный элемент всех скважинных термометров представляет собой тонкую (0,02-0,03 мм) медную проволочку, сложенную в несколько раз и помещенную в тонкостенную медную трубку длиной около 30 см, омываемую скважинным флюидом [9].

Точно так же устроен чувствительный элемент скважинных расходомеров типа термоанемометров СТД-2, СТД-4 [2]. Этот термоэлемент включается в мостовую измерительную схему и нагревается до температуры, превышающей температуру исследуемого потока. Мостовая схема балансируется при размещении чувствительного элемента в неподвижной жидкости. Когда жидкость приходит в движение, она охлаждает нагретый термоэлемент, тем сильнее, чем выше скорость ее движения.

В газокаротажных станциях (АГКС-64, АГКС-4 и др. для определения суммарного газосодержания в газовоздушной смеси эта смесь подается на термочувствительный элемент в виде тонкой платиновой проволочки, нагретой до 850° С и включенной в сбалансированную мостовую схему. Если в анализируемой смеси имеются углеводородные газы, то при 850°С они сгорают, выделяющееся тепло повышает температуру проволочки, увеличивая ее сопротивление и нарушая баланс мостовой схемы [17].

Аналогичным образом действуют приборы для определения содержания СО в выхлопных газах автомобиля [6].

Известны также устройства для определения направления потока подземных вод [24], содержащие нагреватель и расположенные вокруг него

термисторы. По измерениям температуры последних определяют, в каком направлении идет перенос тепла, т.е. происходит движение подземных вод.

2.1.6. Магниторезистивные преобразователи

Эти преобразователи основаны на свойстве некоторых материалов изменять свое электрическое сопротивление под действием магнитного поля (эффект Гаусса). Таким свойством обладает, например, сплав пермаллой (80% никеля, 20% железа). Степень изменения сопротивления магниторезистора зависит от магнитной индукции поля B и угла θ между ее направлением и направлением тока [6,16,22].

Магниторезисторы изготавливаются по тонкопленочной технологии в форме меандров (рис. 2.6).

Еще большим магнитоэлектрическим эффектом, чем сплавы металлов, обладают полупроводники (антимонид индия InSb и арсенид индия InAs).

Увеличение сопротивления магниторезисторов объясняется увеличением пути движения электронов и дырок под действием силы Лоренца.

Чувствительность магниторезистивных датчиков $K_{\text{диф}} = \Delta R / \Delta B$ зависит от величины магнитной индукции: $\Delta R = R_0 \cdot A(vB)^n$, где A – так называемый «коэффициент формы», v – подвижность электронов: n – постоянный коэффициент ($n=1-2$), зависящий от B .

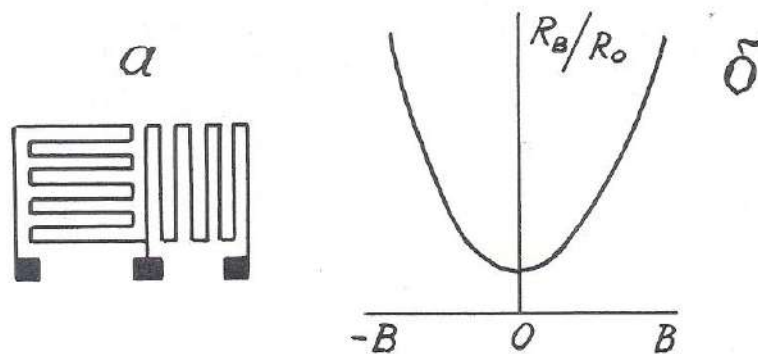


Рис. 2.6. Форма магниторезистора (а) и зависимость приращения его сопротивления от магнитной индукции (б)

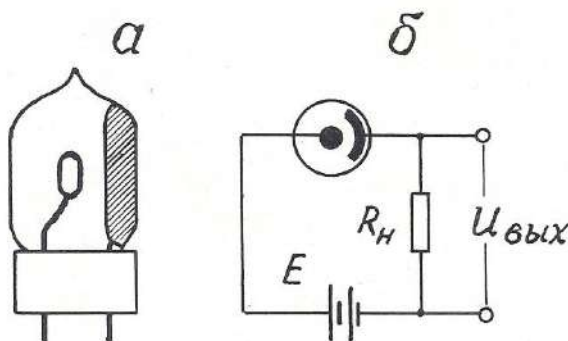


Рис. 2.7. Конструкция фотоэлемента с внешним эффектом (а) и включение его в измерительную схему (б)

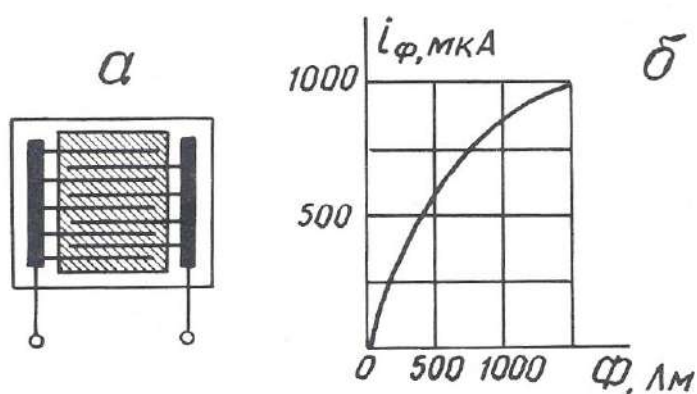


Рис. 2.8. Конструкция фотоэлемента с внутренним фотоэффектом (а) и зависимость фототока от светового потока (б)

При больших B значение $n=1$, поэтому при использовании магниторезисторов применяют магнитное смещение, помещая их в поле электромагнита с $B=0,3 - 0,5$ Тл.

Недостатки магниторезисторов: наличие температурного влияния и потребность в сильных магнитных полях.

Магниторезисторы в геофизике могут быть использованы в скважинных расходомерах и магнитных меткоуловителях каротажных станций.

2.1.7. Фотоэлектрические преобразователи

Фотоэлектрические преобразователи (фотоэлементы) основаны на явлении внешнего (электровакуумные и газонаполненные) или внутреннего (полупроводниковые) фотоэффекта.

Фотоэлемент с внешним фотоэффектом представляет собой электронную лампу с двумя электродами, один из которых (фотокатод) покрыт светочувствительным слоем (рис. 2.7). Возрастание фототока при увеличении приложенного напряжения происходит до величины тока насыщения, при котором все электроны, испускаемые фотокатодом под действием светового потока, достигают анода.

Фотоэлемент с внутренним фотоэффектом (фоторезистор) состоит из стеклянной пластины, на которой вытравлены входящие друг в друга гребневидные системы штрихов, заполненные электропроводным веществом (платина, золото). Пластина покрывается тонким слоем полупроводникового светочувствительного материала (рис. 2.8).

Чувствительность фотоэлементов $K_{\text{диф}} = \Delta R / \Delta \Phi$ непостоянна и нелинейно зависит от светового потока Φ . Кроме того, фотоэлементы обладают еще и спектральной избирательностью» т.е. чувствительностью к световому излучению определенной длины волны.

Фотоэлементы могут быть использованы и в режиме источников тока, т.е. как генераторные преобразователи фотоэ.д.с.

Фотопреобразователи находят применение в приборах фотокаротажа, предназначенных для дифференциации разрезов скважин по цвету пород, в скважинных расходомерах (например, в ТСП-70Ф) в некоторых инклинометрах. Так, автором совместно с профессором. А.В.Давыдовым предложен датчик угла наклона буровой скважины для непрерывных измерений [27]. Этот датчик содержит измерительную камеру 1, частично заполненную жидкостью 2 с высоким коэффициентом поверхностного отражения, например, ртутью или сплавом Вуда, а над жидкостью соосно размещены источник света 3 и кольцевой фотопреобразователь 4 (рис. 2.9). При вертикальном положении датчика весь свет источника, отраженный от поверхности жидкости, попадает

на фотопреобразователь, и сигнал на его выходе максимален. При отклонении датчика от вертикали поверхность жидкости наклоняется относительно оси камеры, и часть отраженного света уходит за пределы фотопреобразователя. Выходной сигнал уменьшается тем сильнее, чем больше зенитный угол скважины.

2.2. Индуктивные преобразователи

Принцип действия индуктивных преобразователей основан на изменении электрического сопротивления z катушки индуктивности при изменении магнитного сопротивления ее сердечника. В свою очередь, магнитное сопротивление сердечника может быть изменено либо за счет изменения величины воздушного зазора в нем, либо за счёт изменения магнитных свойств материала, из которого он состоит.

2.2.1. Индуктивные преобразователи с изменяемым воздушным зазором

Входной величиной преобразователей этого типа обычно служат линейные или угловые перемещения. Чувствительность датчика $K_{\text{диф}} = \Delta z / \Delta x$.

Конструкции датчиков весьма разнообразны, некоторые из них, наиболее распространенные, представлены на рис. 2.10.

Независимо от конструкции датчика, его индуктивное сопротивление $z = j \omega L$, где ω – круговая частота тока в катушке; L – ее индуктивность. $L = W^2 / R_\mu$, где W – число витков в катушке; R_μ – магнитное сопротивление сердечника. $R_\mu = R_{\text{ж}} + R_{\text{в}}$, где $R_{\text{ж}}$ – магнитное сопротивление железа сердечника; $R_{\text{в}}$ – магнитное сопротивление воздушного зазора. $R_{\text{в}} \gg R_{\text{ж}}$. $R_{\text{в}} = \delta / (\mu_0 \cdot S)$, где δ – длина воздушного зазора; S – его площадь; μ_0 – абсо-

лутная магнитная проницаемость воздуха. Таким образом, $z = -j \omega W^2 \mu_0 S / \delta$, т.е. z обратно пропорционально δ и зависимость $z = f(\delta)$ нелинейна.

Линеаризовать эту зависимость удастся в конструкции так называемых «дифференциальных» индуктивных преобразователей (рис. 2.11). В этих преобразователях, используются, две катушки индуктивности, включенные в мостовую схему и расположенные таким образом, что, когда индуктивное сопротивление одной увеличивается, сопротивление другой падает.

Достоинства индуктивных: преобразователей: отсутствие открытых электрических контактов, большая мощность вырабатываемого сигнала; недостаток – наличие электромагнитного взаимодействия между катушкой и сердечником (или его подвижной частью), отсюда – так называемая «реакция преобразователя».

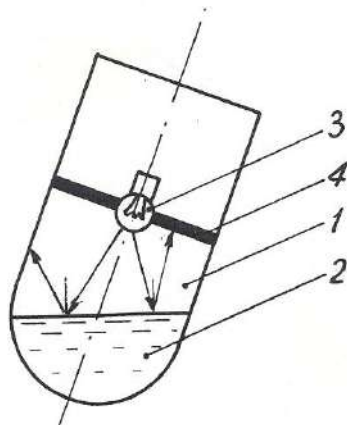


Рис. 2.9. Датчик угла наклона буровой скважины: 1 – измерительная камера; 2 – жидкость с высоким коэффициентом поверхностного отражения; 3 – источник света; 4 – кольцевой фотоприемник

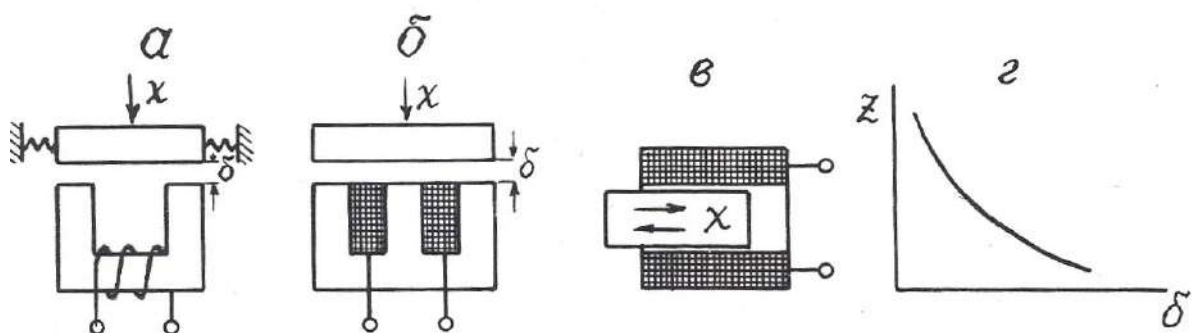


Рис. 2.10. Варианты выполнения индуктивных преобразователей с изменяемым воздушным зазором (а-в) и их статическая характеристика (г).

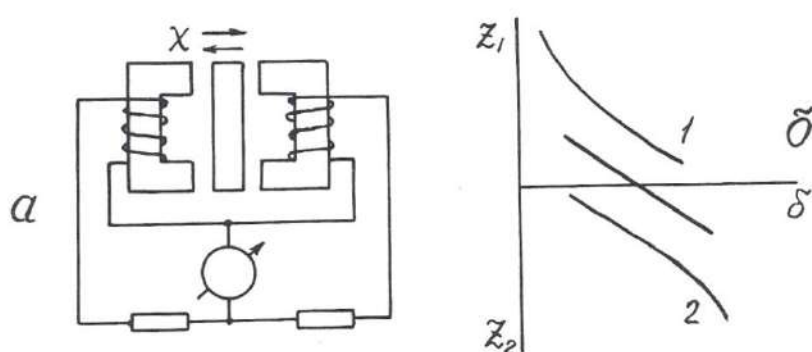


Рис. 2.11. Дифференциальный индуктивный преобразователь (а) и его статическая характеристика (б)

В геофизической аппаратуре индуктивные преобразователи находят применение в некоторых каверномерах и профилемерах (например, в профилемере ПМ-50) [2], в скважинных расходомерах ДАУ-3, РСИ-3 и ГЕО-В-600 (последний венгерского производства) [21], в индуктивных дефектомерах обсадных колонн.

2.2.2. Магнитоупругие преобразователи

Эти преобразователи основаны на взаимосвязи между магнитным и механическим состоянием ферромагнитных материалов.

Различают собственно **магнитоупругий эффект**, т.е. изменение магнитных свойств, в частности, магнитной проницаемости под воздействием меха-

нических деформаций, и обратное явление – **магнитострикционный эффект**, т.е. изменение формы и размеров ферромагнитных тел под воздействием внешнего магнитного поля.

В качестве материала для изготовления магнитоупругих датчиков используют сплавы: пермаллой, пермендюр, альсифер, ферриты, а также чистые металлы, например, никель. Конструкции преобразователей изображены на рис. 2.12.

Относительный коэффициент передачи магнитоупругого датчика $K_{отн}=(\Delta\mu/\mu)/(\Delta l/l)$ составляет около 200 и не остается постоянным при изменении размеров датчика (см. рис. 2.12, д).

Достоинства магнитоупругих датчиков: простота конструкции, прочность, удобство герметизации; недостатки: нелинейная статическая характеристика, наличие резонансной частоты.

Для стержневых датчиков (см. рис. 2.12, а, б) резонансная частота $f_0=V/2l$, где V – скорость упругих волн в материале сердечника, l – его длина; для кольцевого (см. рис. 2.12, в) – $f_0=V/2d$, где d – диаметр датчика.

Магнитоупругие преобразователи находят применение в аппаратуре акустического каротажа в качестве источников (магнито-стрикционные излучатели) упругих волн [12,17], в некоторых прихватаоопределителях, а также в буровой технике – в измерителях нагрузки МКМ-2 буровых станков и в измерителях давления промывочной жидкости МИД-1, МИД-1А [5].

2.2.3. Магнитомодуляционные преобразователи

Эти преобразователи основаны на изменении магнитных свойств ферромагнитных материалов под действием магнитного поля.

Сердечники магнитомодуляционных преобразователей изготавливают в форме стержня с большим отношением длины l к диаметру d : $l/d > 100$. При этом условии коэффициент размагничивания сердечника $N=0$ и даже в слабом магнитном поле, направленном вдоль его оси, сердечник намагничивается до

насыщения. При этом его относительная магнитная проницаемость падает до 1, хотя при ненасыщенном состоянии она очень велика – до 10000. Для того, чтобы намагнитить сердечник до насыщения, на него наносят обмотку возбуждения, по которой пропускают переменный ток.

В моменты как падения магнитной проницаемости (при возрастании намагничивающего поля до H_s), так и восстановления ее (при уменьшении намагничивающего поля ниже H_s) в обмотке индуцируются пики э.д.с. самоиндукции противоположных знаков. Частота этих пиков вдвое превышает частоту возбуждающего тока, как это можно видеть по рис.2.13.

При воздействии на датчик внешнего постоянного магнитного поля, направленного вдоль его оси, в один из полупериодов это поле складывается с магнитным полем катушки возбуждения, и сердечник достигает насыщения быстрее, чем вне внешнего магнитного поля, в другой полупериод внешнее поле вычитается из поля катушки возбуждения, и сердечник не достигает до

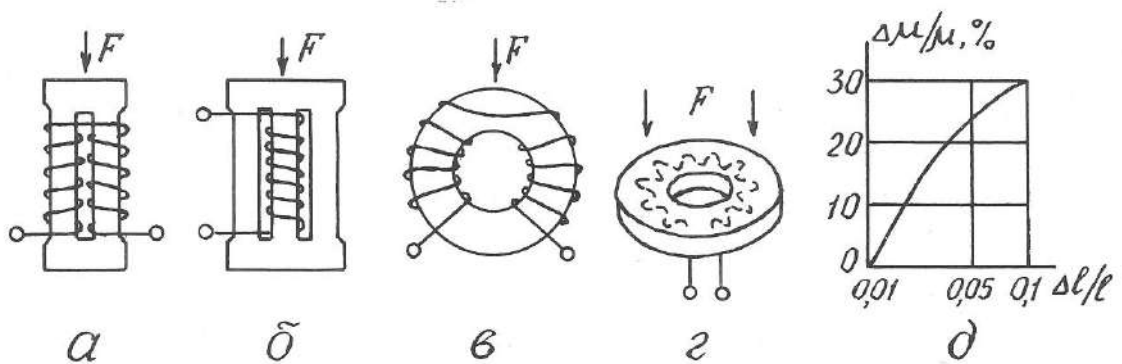


Рис. 2.12. Разновидности магнитоупругих преобразователей (а-г) и зависимость изменения магнитной проницаемости от изменения размеров преобразователя (д)

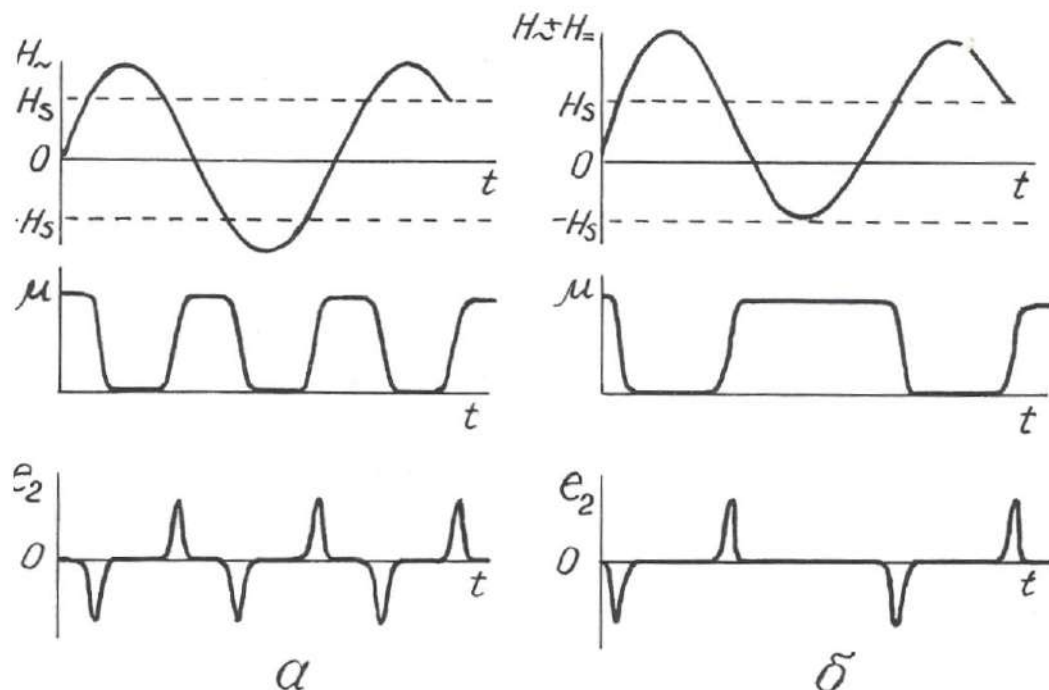


Рис. 2.13. Возникновение э.д.с. второй гармоники в магнитомодуляционном преобразователе в отсутствие (а) и при наличии (б) внешнего магнитного поля

магнитного насыщения, и нарушается симметрия перемагничивания сердечника.

Существуют 2-элементная и 1-элементная конструкции магнитомодуляционных датчиков (рис. 2.14). В 2-элементной имеются 2 параллельных сердечника, обмотки возбуждения на которых намотаны в противоположных направлениях и потому их магнитное поле имеет противоположное направление, а пики э.д.с. второй гармоники противоположны по знаку. По этой причине в сигнальной обмотке, охватывающей оба стержня, при отсутствии внешнего магнитного поля выходной сигнал равен 0. При наличии внешнего магнитного поля в один полупериод исчезает пара импульсов э.д.с. второй гармоники в одной обмотке, когда ее стержень не доходит до насыщения, в другой полупериод – не возникает такая же пара

импульсов в другой обмотке возбуждения и потому на выходе сигнальной обмотки будет существовать э.д.с. второй гармоники, имеющая частоту, удвоенную по сравнению с током возбуждения. Амплитуда этой э.д.с. пропорциональна напряженности внешнего магнитного поля, а фаза определяется направлением последнего.

В одноэлементных датчиках э.д.с. второй гармоники выделяется не с помощью дополнительной сигнальной обмотки, а с помощью фильтров, настроенных на ее частоту.

Достоинства магнитомодуляционных датчиков: простота, надежность, отсутствие открытых электрических контактов, высокая чувствительность; недостаток – необходимость в сложной измерительной схеме, обеспечивающей питание датчика переменным током, а также выделение и усиление сигнала второй гармоники. Дополнительный недостаток 2-элементных датчиков – большое количество выводов.

Магнитомодуляционные преобразователи находят широкое применение в магнитометрической аппаратуре – 2-элементные в полевых (М-17) и аэро-магнитометрах (АММ-13, АСГМ-46) [3], 1-элементные – в скважинных

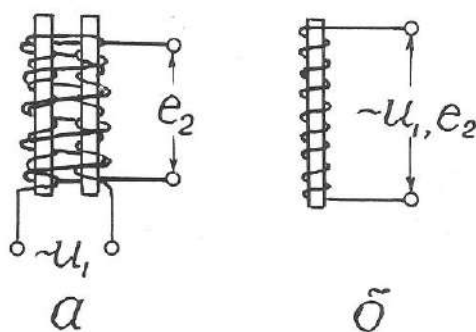


Рис. 2.14. Конструкция 2-элементного (а) и 1-элементного (б) магнитомодуляционного преобразователя

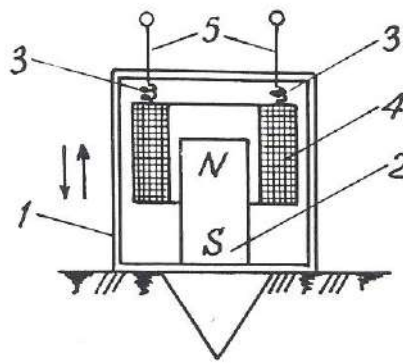


Рис. 3.1. Сейсмоприемник магнитоэлектрического типа: 1 – корпус; 2 – постоянный магнит; 3 – пружинки; 4 – катушка индуктивности; 5 – электрические выводы

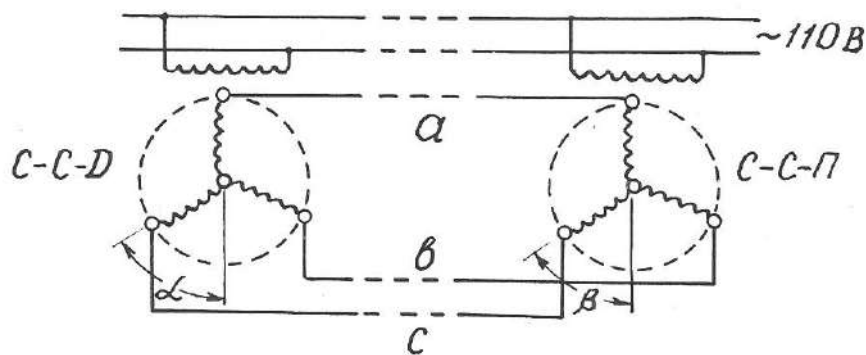


Рис. 3.2. Электрическая схема сельсинной передачи магнитометрах ТСМ-3, ТСМК-40, ТСМК-30, КСМ-38 и др. [12,17]. Они используются также в скважинных расходомерах РЭТС-2 и магнитных меткоуловителях каротажных станций.

2.3. Емкостные преобразователи

Преобразователи этого вида основаны на изменении емкости C конденсатора под действием измеряемой величины.

Как известно, $C = \epsilon S / \delta$ (2.2), где S – площадь обкладок конденсатора; δ – расстояние между ними; ϵ – диэлектрическая проницаемость среды между

обкладками. Следовательно, изменять емкость можно путем воздействия измеряемой величины либо на геометрические размеры датчика, либо на его диэлектрическую проницаемость. При этом очевидно, что датчики с изменяемыми параметрами S и ϵ имеют линейную статическую характеристику, а датчики с изменяемой величиной δ – нелинейную. В последнем случае для линеаризации характеристики возможно применение дифференциальных емкостных преобразователей, аналогичных по конструкции дифференциальным индуктивным датчикам.

Входными величинами емкостных датчиков могут быть линейные и угловые перемещения, механические усилия, деформации, изменение состава вещества.

Достоинства емкостных датчиков: высокая чувствительность, безинерционность, стабильность; недостаток – малая выходная мощность.

Датчики этого вида используются в аппаратуре диэлектрического каротажа ДК-1. Чувствительный элемент этой аппаратуры представляет собой цилиндрический конденсатор больших размеров, емкость которого зависит от диэлектрической проницаемости окружающих горных пород [2].

В так называемых «аквамерах» – приборах для определения количества воды в смесях «вода-нефть», откачиваемых из буровых скважин, также применяется емкостной датчик. Действие этого прибора основано на том, что у воды $\epsilon=81$, а у нефти $\epsilon=2,5$ отн.ед.(при температуре 18°C)

В некоторых скважинных термометрах используются в качестве частото задающего элемента в схеме RC -генератора конденсаторы, емкость которых зависит от температуры.

Кроме того, известны скважинные емкостные измерители зенитного угла [25]. Их чувствительный элемент – конденсатор, одна обкладка которого представляет собой металлическую изолированную полусферу, установленную перпендикулярно оси прибора, а другая обкладка – залитую в эту сферу ртуть. При вертикальном расположении датчика емкость его максимальна, при наклоне – уменьшается.

Контрольные вопросы

1. Назовите основные характеристики контактных преобразователей и приведите примеры их применения в геофизической аппаратуре (ГА).
2. Назовите основные характеристики реостатных преобразователей, приведите примеры их применения в ГА.
3. Назовите основные характеристики тензометрических преобразователей и приведите примеры их применения.
4. Назовите основные характеристики электролитических преобразователей и приведите примеры их применения в ГА.
5. Назовите основные характеристики терморезистивных преобразователей и приведите примеры их применения в ГА.
6. Назовите разновидности и основные характеристики фоторезистивных преобразователей, приведите примеры применения их в ГА.
7. Назовите разновидности индуктивных преобразователей.
8. Поясните принцип действия индуктивных преобразователей с изменяемым воздушным зазором, приведите примеры их применения в ГА.
9. Поясните принцип действия магнитоупругих преобразователей, приведите примеры их применения в ГА.
10. Поясните принцип действия магнитомодуляционных преобразователей, приведите примеры их применения.
11. Назовите основные характеристики емкостных преобразователей и приведите примеры их применения.

3. ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ ГЕНЕРАТОРНОГО ТИПА

Во всех генераторных преобразователях выходной величиной является э.д.с., появляющаяся в результате воздействия измеряемой величины.

3.1. Преобразователи индукционной э.д.с.

Эти преобразователи основаны на явлении электромагнитной индукции, возникающей при воздействии на проводник переменного магнитного поля.

Изменение магнитного поля, воздействующего на проводник или, точнее, на катушку индуктивности, достигается либо за счет перемещения катушки относительно постоянного магнита, либо за счет изменения магнитного поля при неизменном расположении магнита и катушки индуктивности.

3.1.1 Преобразователи индукционной э.д.с, со взаимным перемещением магнита и катушки индуктивности

Э.д.с., возникающая в катушке индуктивности, зависит от следующих факторов: $e = B V l W \sin \alpha$, где B – магнитная индукция; V – относительная скорость перемещения; α – угол между векторами V и B , l – длина витка и W – число витков в катушке.

Преобразователи этого вида широко используются в геофизической аппаратуре. Примером могут служить сейсмоприемники магнито-электрического типа (С210, СВ1-30 и др.), принцип действия которых иллюстрируется рис. 3.1 [3]. С корпусом приемника 1 жестко скреплен постоянный магнит 2. Над магнитом на пружинках 3 подвешена катушка индуктивности 4 с электрическими выводами 5. При колебаниях поверхности, на которой установлен сейсмоприемник, происходят взаимные перемещения магнита 2 и катушки индуктивности 4, и в последней наводится э.д.с.

Другой пример использования датчиков этого вида – автосинная (или сельсинная) передача, которая применяется в каротажных станциях для синхронизации движения носителя записи (диаграммной или магнитной ленты) с перемещением зонда по скважине [12]. Принципиальная схема сельсинной передачи представлена на рис. 3.2. Передача содержит, по меньшей мере, две идентичных электрических машины, у которых статор имеет однофазную обмотку с явно выраженными полюсами, а ротор – трехфазную обмотку с неявно выраженными полюсами. Одна машина, называемая сельсином-

датчиком (ССД), устанавливается на блок-балансе, через который в скважину опускается кабель со скважинным снарядом. При движении кабеля по скважине блок-баланс через зубчатую передачу приводит во вращение ротор сельсина-датчика. Другая машина, называемая сельсином-приемником (ССП), устанавливается в регистрирующем приборе каротажной станции и играет роль привода его лентопротяжного механизма. Обмотки роторов ССД и ССП включены навстречу друг другу, а обмотки статоров питаются переменным током промышленной частоты от одного и того же источника. Переменный ток создает в обмотках статоров пульсирующие магнитные потоки, которые индуцируют в роторных обмотках э.д.с., зависящие от угла поворота ротора относительно статора. Если эти углы у роторов ССД и ССП одинаковы ($\alpha=\beta$), то э.д.с., в их обмотках равны и взаимно компенсируют друг друга. Токи в каждой роторной цепи равны нулю. Если эти углы не равны ($\alpha\neq\beta$), баланс э.д.с. нарушается, и в роторных обмотках возникают токи, которые создают в них магнитные поля, стремящиеся повернуть роторы до положения $\alpha=\beta$. Поскольку ротор ССД механически связан с роликом блок-баланса, находящегося под большой нагрузкой, то поворачивается все время ротор ССП, нагрузка на который меньше и который перемещает носитель записи синхронно с движением скважинного прибора. С одним и тем же ССД могут быть соединены несколько ССП, например, один в регистрирующем приборе, другой на панели лебедчика в блоке счетчика глубин.

Еще один пример применения датчиков этого вида – тахогенераторы – приборы для измерения скорости вращения [5]. В этих приборах ротор генератора вращается в поле постоянного магнита или электромагнита, а индуцируемая в нем э.д.с. выпрямляется и измеряется стрелочным или цифровым прибором. Такие тахогенераторы также используются в каротажных станциях для измерения скорости движения скважинного снаряда. Приводом ротора тахогенератора служит один из сельсинов-приемников автосинной передачи.

3.1.2. Преобразователи индукционной э.д.с. со стационарным размещением магнита и катушки индуктивности

В преобразователях этого вида изменение магнитного поля достигается за счет перемещения ферромагнитных масс в воздушном зазоре между магнитом и катушкой индуктивности. В общем случае э.д.с. индукции пропорциональна скорости изменения магнитного потока Φ и числу витков в катушке:

$$e = -w d\Phi / dt.$$

На рис. 3.3 представлено несколько примеров применения преобразователей этого вида в геофизической аппаратуре.

В скважинном каппаметре Н. А. Иванова (рис. 3.3, а) датчик представляет собой катушку индуктивности с большим количеством витков, намотанную на постоянном стержневом магните. Когда такой датчик перемещается по стволу скважины мимо горных пород с повышенными магнитными свойствами, это вызывает изменение магнитного потока через катушку индуктивности, и в ней

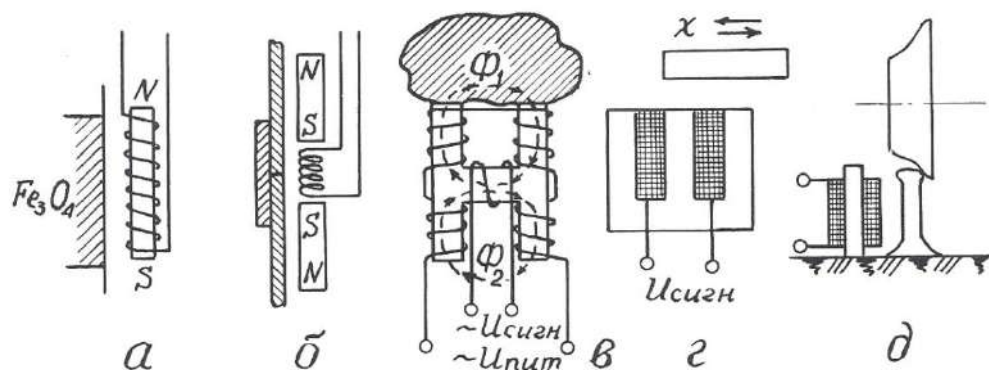


Рис. 3.3. Примеры применения преобразователей индукционной э.д.с.: а – скважинный каппаметр Н. А. Иванова; б – локатор муфт; в – лабораторный измеритель магнитной восприимчивости; г – счетчик количества; д – счетчик вагонеток

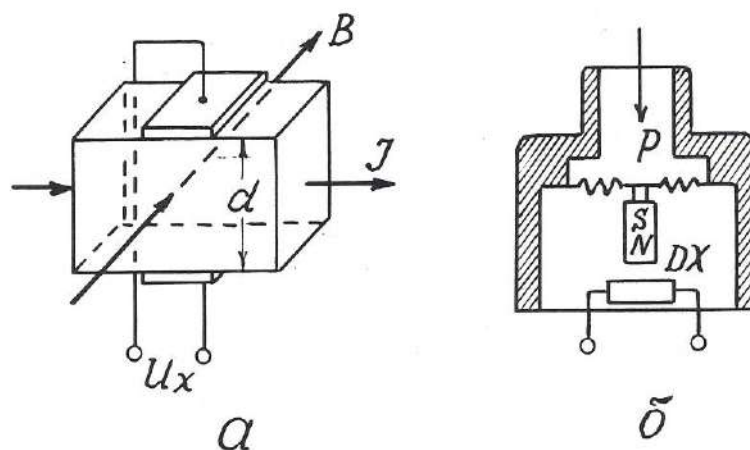


Рис. 3.4. Принцип действия преобразователя Холла (а) и его применение в манометре мембранного типа (б)

возникает э.д.с., пропорциональная магнитной восприимчивости горных пород. В наземном измерительном пульте эта э.д.с., усиливается, выпрямляется и выводится на регистрирующий прибор.

В 50-60 годах каппаметры Н. А. Иванова успешно применялись для исследования скважин на железорудных месторождениях Урала, но потом были заменены более совершенными приборами, поскольку описанный датчик имеет один явный недостаток – сигнал на его выходе зависит не только от магнитных свойств среды, но и от скорости перемещения датчика.

До настоящего времени при исследованиях обсаженных скважин применяются так называемые «локаторы муфт» – приборы, предназначенные для определения положения соединительных муфт обсадных колонн в скважинах [17].

Локатор муфт (рис. 3.3, б) содержит катушку индуктивности и два идентичных постоянных магнита, размещенных выше и ниже нее навстречу друг другу одноименными полюсами. Когда такой прибор перемещается по стальной трубе, имеющей постоянную толщину стенок, магнитные потоки верхнего и нижнего магнитов равны и в области расположения катушки

индуктивности компенсируют друг друга. Когда же прибор проходит через соединительную муфту, то из-за увеличения толщины стали сначала усиливается магнитный поток одного (верхнего), а затем другого (нижнего) магнита. В результате в катушке возникает пара разнополярных импульсов э.д.с., которые и регистрируются на диаграммной ленте.

Еще один пример применения преобразователей данного вида – измерители магнитной восприимчивости образцов горных пород (прибор ИМВ-2) [3]. Датчик измерителя (рис. 3.3, в) представляет собой «Н» – образный сердечник с четырьмя обмотками возбуждения на концах сердечника и одной измерительной обмоткой на его «перекладине». Обмотки возбуждения подключены к источнику переменного тока и соединены таким образом, чтобы магнитные потоки, создаваемые ими в «перекладине» сердечника, были направлены навстречу друг другу. Когда датчик находится в воздухе, эти потоки взаимно компенсируются, и сигнал в измерительной обмотке равен нулю. Когда к рабочей поверхности датчика прикладывается образец с повышенной магнитной восприимчивостью, магнитный поток, проходящий через него, увеличивается, и в измерительной обмотке наводится э.д.с., которая затем усиливается и измеряется.

Датчики данного вида находят также применение в технике как счетчики металлических предметов (рис. 3.3, г), счетчики вагонеток (рис. 3.3, д) и т.п. [5].

Общими достоинствами преобразователей индукционной э.д.с. является большая мощность выходного сигнала и отсутствие открытых электрических контактов, недостатком – наличие электромагнитного взаимодействия между магнитом и катушкой индуктивности.

3.2. Преобразователя гальваномагнитной э.д.с.

3.2.1. Преобразователи Холла

Преобразователи этого вида основаны на эффекте Холла, наблюдаемом в полупроводниках. Этот эффект проявляется в возникновении разности потенциалов U_x на обкладках датчика, по которому протекает ток I , при помещении его в магнитное поле, направленное перпендикулярно току. Принцип действия преобразователя Холла поясняется рис. 3.4.

$U_x = K_x \cdot IB/d$, где B – магнитная индукция; d – толщина датчика; K_x – коэффициент Холла, зависящий от характеристики материала и размеров датчика. Эффект Холла наблюдается в таких полупроводниковых материалах, как антимонид индия (InSb), арсенид индия (InAs), арсенид галлия (GaAs), арсенид-фосфат индия ($\text{InAs}_{0,8}\text{P}_{0,2}$) и др. Чистые полупроводники германий и кремний имеют очень высокое значение коэффициента Холла, но весьма чувствительны к режиму работы.

Датчики Холла используются для измерения перемещений, давления, числа оборотов и скорости вращения.

Достоинство датчиков: высокая чувствительность; недостатки: потребность во внешнем источнике питания, высокое выходное сопротивление и необходимость в высоком внутреннем сопротивлении источника питания, наличие четырех выводов.

В геофизической аппаратуре датчики Холла могут быть использованы для улавливания магнитных меток на каротажном кабеле (патент США № 4709208) или для измерения давления (рис. 3.4, б).

Отечественная приборостроительная промышленность выпускает микросхемы серии К1116 с датчиками Холла для магнитного управления электрическими цепями [16].

3.2.2. Преобразователи Виганда

Магнитобистабильный преобразователь Виганда состоит из специально обработанной проволоки из сплава викаллой (ванадий-10%, кобальт-52%, железо-38%) небольшого диаметра (около 0,3 мм), на которую нанесена

обмотка индуктивности (рис. 3.5). При помещении датчика в магнитное поле в момент превышения напряженностью поля определенного порога направление намагниченности сердечника катушки спонтанно меняется, и в катушке возникает импульс напряжения длительностью около 20 мкс. При длине датчика 15 мм и числе витков $w=1300$ выходное напряжение достигает 2,5 В [6].

Достоинства датчиков Виганда: большой выходной сигнал, отсутствие внешнего питания, широкий температурный диапазон (от - 196 до + 175° С), искробезопасность.

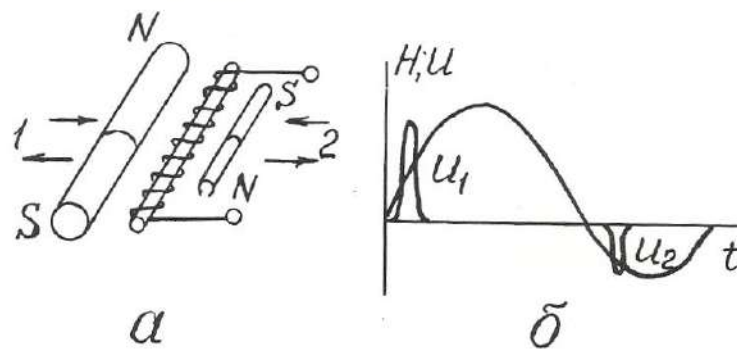


Рис. 3.5. Устройство преобразователя Виганда (а) и осциллограмма его выходного сигнала (б)

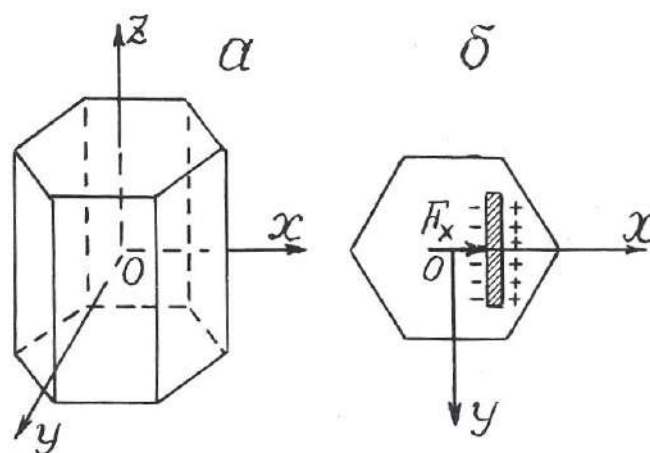


Рис. 3.6. Основные оси кристалла кварца (а) и возникновение пьезоэ.д.с. на кварцевой пластине (б)

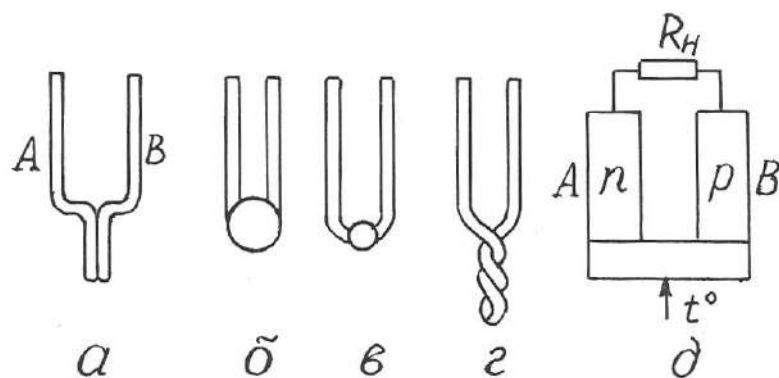


Рис. 3.7. Преобразователи термоэ.д.с. металлические (а-г) и полупроводниковые (д)

Ввиду того, что датчики Виганда были разработаны сравнительно недавно, в конце 80-х годов, они пока еще не используются в геофизической аппаратуре, хотя и могли бы найти применение, например, в магнитных меткоуловителях, устройствах блокировки, каротажных станций и других приборах.

3.3. Преобразователи пьезоэ.д.с.

Действие пьезопреобразователей основано на пьезоэлектрическом эффекте, который возникает в результате взаимосвязи между механическим и электрическим состоянием некоторых диэлектрических материалов, называемых **пьезоэлектриками**.

Различают **прямой пьезоэффект**, заключающийся в возникновении электрических зарядов на гранях кристаллов пьезоэлектриков под действием механических напряжений и исчезновении их после снятия нагрузки, и **обратный пьезоэффект**, проявляющийся в изменении формы и размеров пьезоэлектриков под действием электрического поля.

Способность к пьезоэффекту характеризуется пьезоэлектрической постоянной (пьезомодулем), величина которой определяется электрическим зарядом в Кл, возникающим под действием внешней силы в 1 Н: $K_{\text{пз}} = Q/F$.

Наиболее сильно пьезоэффект выражен у сегнетоэлектриков – веществ с аномально высокой диэлектрической проницаемостью. К ним относятся сегнетовая соль, кварц, турмалин, титанат бария и некоторые другие вещества.

Самая высокая пьезоэлектрическая постоянная у сегнетовой соли ($\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6\text{KNa}$): $K_{\text{пз}}=300 \cdot 10^{-12}$ Кл/Н; у титана бария (BaTiO_3) $K_{\text{пз}}= 100 \cdot 10^{-12}$ Кл/Н; у кварца $K_{\text{пз}}=2,1 \cdot 10^{-12}$ Кл/Н.

Основные свойства пьезоэлектрических датчиков рассмотрим на примере кварца. Кристалл кварц имеет главную оптическую ось z , нейтральную или механическую ось y , и электрическую ось x (рис.3.6). Максимальный пьезоэффект наблюдается при воздействии механических нагрузок вдоль электрической оси x , поэтому пластины для пьезопреобразователей вырезают из кристаллов кварца перпендикулярно оси x .

Возникновение пьезоэффекта объясняется тем, что под действием механических сил происходит смещение электрических зарядов – одна область кристалла заряжается положительно, другая – отрицательно.

Достоинства преобразователей этого вида: безынерционность, линейная статическая характеристика, высокая собственная частота, малые габариты; недостатки: утечка зарядов с течением времени, необходимость гидроизоляции.

Применяются пьезопреобразователи для измерения динамических нагрузок, деформаций, перемещений.

В геофизической аппаратуре пьезопреобразователи используются в качестве приемников упругих колебаний в скважинных приборах акустического каротажа (СПАК-2, СПАК-4, СПАК-6 и др.). Такой пьезоэлектрический сейсмоприемник изготавливается в виде полой сферы из пьезокерамики, внутренняя и внешняя поверхности которой имеют серебряное покрытие для облегчения снятия с них электрических зарядов. От промывочной жидкости в скважине сейсмоприемник отделен слоем резины [2,17].

В полевой геофизике существует сейсмоэлектрический метод разведки, который заключается в возбуждении с помощью взрыва пьезоэффекта на

кристаллах естественных пьезоэлектриков в условиях их коренного залегания и в измерении этого эффекта с помощью системы электродов [3].

В быту пьезопреобразователи используются в качестве звукозаписывающих устройств в электропроигрывателях, в зажигалках для газовых плит (прямой пьезоэффект), в звукоизлучателях электронных часов и ПЭВМ (обратный пьезоэффект) [22].

3.4. Преобразователи термоэ.д.с.

Преобразователи этого вида основаны на термоэлектрическом эффекте, заключающемся в том, что в цепи из двух разнородных проводников при поддержании разных температур в точках их соединения возникает э.д.с., пропорциональная разнице этих температур (эффект Зеебека) [22].

Термоэлектрические преобразователи называют термопарами а проводники А и В, из которых они состоят – термоэлементами (рис. 3.7).

Один **чувствительный спай** термоэлементов подвергают воздействию измеряемой температуры, температуру другого, **опорного**, поддерживают постоянной.

Чувствительность термопреобразователей составляет от 5 до 60 мкВ/К.

Наибольшую чувствительность имеют термопары, составленные из двух полупроводников с различной (электронной и дырочной) природой проводимости.

Достоинства термопреобразователей: отсутствие источников питания, линейная статическая характеристика, большой диапазон измеряемых температур; недостаток: малая мощность сигнала отдельной термопары.

В геофизике используются металлические термопреобразователи в качестве термометров для исследования скважин на месторождениях парогидротерм, полупроводниковые – в качестве датчиков в полевой терморазведке.

В технике термопары используются в системах автоматического регулирования температуры в различных металлургических процессах. В годы

Великой Отечественной войны выпускались батареи полупроводниковых термопреобразователей, которые надевались на стекло керосиновой лампы и вырабатывали электроэнергию, достаточную для питания лампового приемника или рации.

3.5. Преобразователи фотоэ.д.с.

В этих преобразователях используются два полупроводника с разным характером проводимости (рис. 3.8, а). На их контакте происходит взаимная диффузия электронов в p -полупроводник, дырок – в n -полупроводник. Дырки рекомбинируют с электронами, в результате на контакте полупроводников образуется тонкий запирающий слой – « p - n -переход». Такие преобразователи могут работать в режиме источника тока и фотодиода.

При отсутствии светового облучения через такой преобразователь проходит очень небольшой, так называемый «темновой ток», соответствующий обратному току диода. При световом облучении p - n -перехода кванты света образуют добавочные носители тока.

Под действием разности потенциалов потенциального барьера p - n -перехода электроны перемещаются в зону n -полупроводника, а дырки – в зону p -полупроводника, создавая фотоэ.д.с., на выводах прибора. На рис. 3.8, а электроны и дырки, прошедшие через p - n -переход в результате диффузии и создавшие потенциальный барьер p - n -перехода, условно обозначены как «+» и «-» без кружочков. Добавочные дырки и электроны, возникшие под действием облучения, показаны как «+» и «-» в кружочках. Стрелками показано направление действующих на них сил поля p - n -перехода.

На рис. 3.8, б показан разрез германиевого фотодиода, состоящего из пластины германия 1 с проводимостью n -типа, которая сплавлена с индием 2 (проводимость p -типа). Толщина слоя германия над индием настолько мала, что кванты света свободно проникают через него в зону p - n -перехода. Корпус 3 выполнен из оргстекла и залит компаундом 4.

Спектральные характеристики фотопреобразователей зависят от используемых в них материалов.

Интегральная чувствительность германиевых фотопреобразователей имеет наибольшее значение $K_{\text{диф}} = \Delta I / \Delta \Phi = 20 \text{ мА/лм. Э.д.с.}$ фотогенераторов не превышает 0,12-0,5 В.

Преобразователи фотоэ.д.с. изготавливаются из кремния, селена, сернистого таллия и сернистого серебра. Достоинством селеновых фотопреобра-

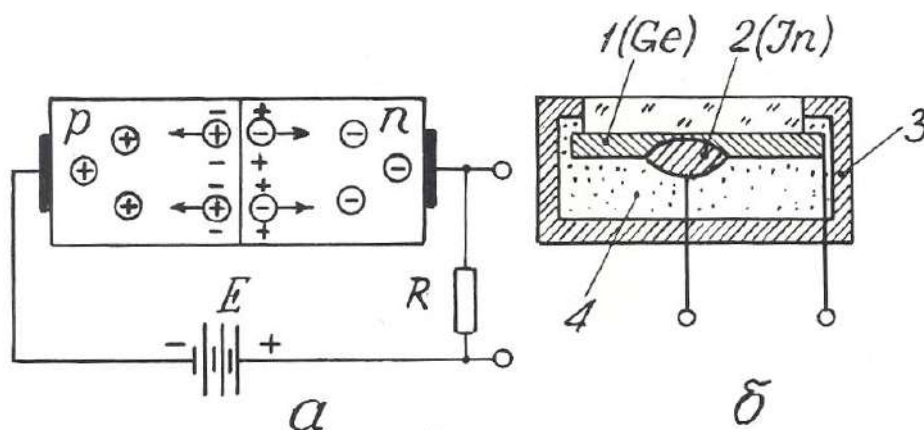


Рис. 3.8. Преобразователь фотоэ.д.с.: принцип действия (а) и конструкция (б)

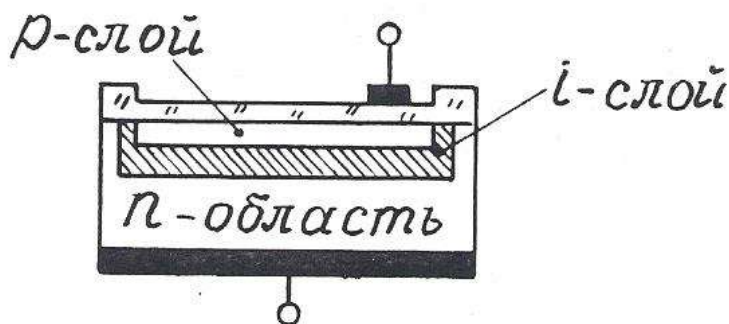


Рис. 3.9. Структура pin-диода

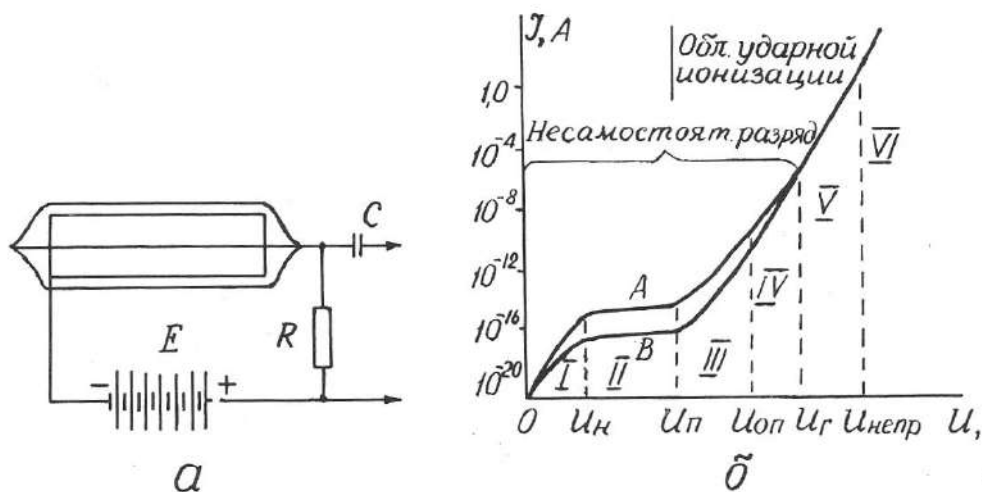


Рис. 4.1. Устройство газоразрядного счетчика (а) и его вольт-амперная характеристика (б):

А – β -частица; В – γ -квант

зователей является их спектральная чувствительность, близкая к чувствительности человеческого глаза.

Для увеличения количества дополнительных носителей, образующихся в p - n -переходе под действием светового облучения, между p и n -полупроводниками располагают дополнительный слой нелегированного высокоомного кремния (i -слой) – рис. 3.9. Такие фотоэлектрические приборы носят название pin -диодов. Область применения их в геофизической аппаратуре та же, что и фоторезистивных датчиков (см. раздел 2.1.7).

Контрольные вопросы

1. Назовите основные характеристики преобразователей индукционной э.д.с., их разновидности и приведите примеры их применения в технике и геофизической аппаратуре (ГА).
2. Поясните принцип действия датчика Холла и объясните его устройство (рис. 3.4, а).
3. Поясните принцип действия и устройство датчика Виганда (рис. 3.5).
4. Поясните принцип действия преобразователей пьезоэ.д.с. и приведите примеры их применения в ГА.
5. Поясните принцип действия преобразователей термоэ.д.с. и приведите примеры их применения в технике и ГА.

6. Поясните принцип действия преобразователей фотоэ.д.с. и приведите примеры их применения.

4. РАДИАЦИОННЫЕ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ

В настоящем пособии будут рассмотрены только те радиационные преобразователи, которые преобразуют энергию ядерного излучения в электрический сигнал. Эти преобразователи называются также детекторами радиоактивных излучений. Они бывают трех видов: газоразрядные, сцинтилляционные и полупроводниковые.

4.1. Газоразрядные детекторы

В газоразрядном детекторе происходит непосредственное преобразование энергии радиоактивного излучения в электрические импульсы.

Газоразрядный детектор представляет собой металлический цилиндр, по оси которого натянута тонкая металлическая нить. Цилиндр играет роль катода и подключается к «минусу» источника постоянного напряжения, нить (анод) – к «плюсу». И нить, и цилиндр могут быть помещены в стеклянный баллон (рис. 4.1, а). Полость детектора заполнена газом под низким давлением (примерно – $1,5 \cdot 10^4$ Па). При прохождении через детектор нейтроны и гамма-кванты взаимодействуют с атомами вещества его катода и газового наполнителя, вызывая ионизацию газа и, как следствие, прохождение кратковременного импульса тока, сила I которого зависит от напряжения U между электродами. При схеме включения детектора, изображенной на рис. 4.1, а, на нагрузочном сопротивлении R импульс тока создает отрицательный импульс напряжения, который через разделительный конденсатор C подается на усилительно-регистрирующую схему [13].

Зависимость $I=f(U)$ или вольт-амперная характеристика счетчика приведена на рис. 4.1, б. В ней выделяются шесть областей, отличающихся по механизму переноса ионов в электрическом поле счетчика. В области I при

малых напряжениях на электродах ток возрастает пропорционально напряжению, т.к. с ростом напряжения уменьшается количество рекомбинирующих ионов и все большее их количество достигает электродов счетчика. Эта область (от 0 до U_n) называется **омической**. Начиная с некоторого значения U_n , ток достигает насыщения (все ионы долетают до анода и катода) и перестает возрастать. Величина ионизационного тока во II области (от U_n до U_p) определяется только количеством ионов, образующихся в единицу времени. Преобразователи, работающие в этой области, носят название **ионизационных камер**. При дальнейшем, свыше U_p росте напряжения, несмотря на постоянство начальной ионизации, происходит рост тока в импульсе. Это связано с возникновением ударной ионизации, при которой электроны, образующиеся при первоначальном воздействии радиации, ускоряются электрическим полем счетчика настолько, что начинают ионизировать молекулы газового наполнителя. Отношение числа ионов, достигших анода счетчика, к числу первичных ионов, созданных регистрируемой частицей (или гамма-квантом), называется **коэффициентом газового усиления**. Величина его зависит от приложенного напряжения.

С возникновением ударной ионизации вначале ток возрастает пропорционально напряжению на электродах (область пропорциональности III от U_p до $U_{оп}$), здесь отмечается относительно невысокий коэффициент газового усиления (до 10^4), а при дальнейшем увеличении U пропорциональность нарушается и от $U_{оп}$ до $U_{г}$ следует IV область – **ограниченной пропорциональности**. За ней идет область Гейгера (V), в которой амплитуда импульса не зависит от начальной ионизации. Коэффициент газового усиления достигает 10^8 - 10^9 и продолжает увеличиваться с ростом напряжения. За областью Гейгера следует область **непрерывного разряда** (VI), для возникновения которого не нужна первичная ионизация, достаточно к электродам счетчика приложить напряжение, превышающее $U_{непр}$.

Области V и VI – это области самостоятельного разряда, который не требует для своего поддержания внешних источников ионизации.

Газоразрядные детекторы, применяемые в геофизической аппаратуре, работают либо в пропорциональной области (пропорциональные счетчики), либо в области Гейгера (счетчики Гейгера-Мюллера).

Пропорциональные счетчики используются для измерения плотности потока тепловых нейтронов. Баллон счетчика заполняется трехфтористым бором (BF_3), обогащенным до 96 % изотопом В-10, имеющим большое сечение захвата тепловых нейтронов. При захвате нейтрона происходит реакция $\text{B}(n, \alpha) \text{Li}$, α – частица производит первичную ионизацию в объеме счетчика. Для измерений нейтронов надтепловых энергий счетчик окружают сначала слоем водородсодержащего вещества, например, парафина, а затем тонким (около 0,5 мм) слоем кадмия. Кадмий поглощает тепловые нейтроны, а надтепловые в парафине замедляются до тепловых энергий и затем фиксируются счетчиком.

Счетчик Гейгера-Мюллера применяется для регистрации гамма-квантов. Он заполняется инертным газом (аргоном или гелием) с добавкой паров высокомолекулярных органических соединений (этилового спирта или этилового эфира) или галогенов (хлора, брома). Такая добавка способствует гашению непрерывного разряда, т.к. положительные ионы, образовавшиеся из молекул инертного газа, нейтрализуются при столкновениях с молекулами высокомолекулярного соединения или галогена и не вызывают вторичной электронной эмиссии с катода.

После регистрации каждой ионизирующей частицы газоразрядный счетчик не способен в течение некоторого «мертвого времени» τ_m (порядка 10^{-4} с) отмечать попадание следующей частицы или реагирует на нее образованием импульса пониженной амплитуды («время восстановления» – τ_v). Величина «мертвого времени» и «времени восстановления» определяет разрешающую способность и эффективность преобразователя.

Разрешающей способностью преобразователя называют максимальное количество ионизирующих частиц N_{max} , которые могут быть уверенно зафиксированы преобразователем $N_{max} = I / (\tau_m + \tau_v)$.

Под **эффективностью счетчика** понимают отношение числа частиц, зарегистрированных счетчиком, к общему числу частиц, прошедших через объем счетчика. Эффективность газоразрядных счетчиков зависит от их конструкции, размеров и материала катода и обычно не превышает нескольких процентов.

Основной рабочей характеристикой газоразрядного преобразователя является его **счетная характеристика** – зависимость числа импульсов на его выходе от напряжения на электродах при постоянной интенсивности ионизирующего облучения (рис. 4.2). Участок *ав* в пределах которого выбирается рабочее напряжение счетчика $U_{\text{раб}}$, называется **плато**. Протяженность плато составляет от 200 до 300 В, а наклон – от 3 до 15 % на 100 В.

Достоинства газоразрядных детекторов: большая амплитуда сигнала, малая потребляемая мощность, широкий температурный диапазон; недостатки: потребность в источнике питания с высоким напряжением, ограниченный ресурс, для счетчиков Гейгера-Мюллера – независимость амплитуды выходного сигнала от энергии ионизирующего излучения.

Газоразрядные счетчики очень широко применялись во всех разновидностях геофизических радиометров: полевых, каротажных, автомобильных и самолетных [3,12]. В последнее время они в значительной мере вытеснены более эффективными сцинтилляционными детекторами.

4.2 Сцинтилляционные детекторы

Сцинтилляционный радиационный преобразователь (рис. 4.3) состоит из люминофора 1 (оптически прозрачного вещества, люминесцирующего под действием ядерного излучения), и фотоэлектронного умножителя 2 (ФЭУ).

В результате действия попавшей в сцинтиллятор элементарной частицы (или гамма-кванта) часть атомов сцинтиллятора переходит в возбужденное состояние. Обратный переход их в нормальное состояние сопровождается кратковременной (порядка 10^{-7} - 10^{-9} с) световой вспышкой. Фотоны света

преобразуются в электрический сигнал с помощью ФЭУ, который представляет собой комбинацию фотоэлемента с электронным усилителем. Фотоны из сцинтиллятора 1 выбивают из фотокатода ФЭУ 3 электроны, которые под действием электрического поля устремляются к ближнему диноду 4, имеющему положительный потенциал. Вследствие вторичной электронной

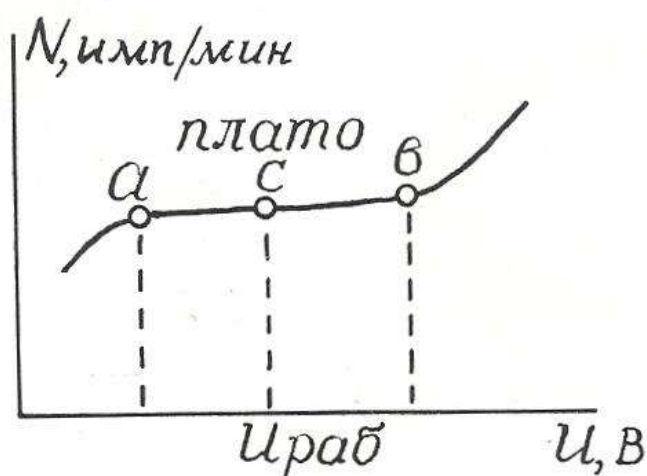


Рис. 4.2. Счетная характеристика газоразрядного счетчика Гейгера – Мюллера

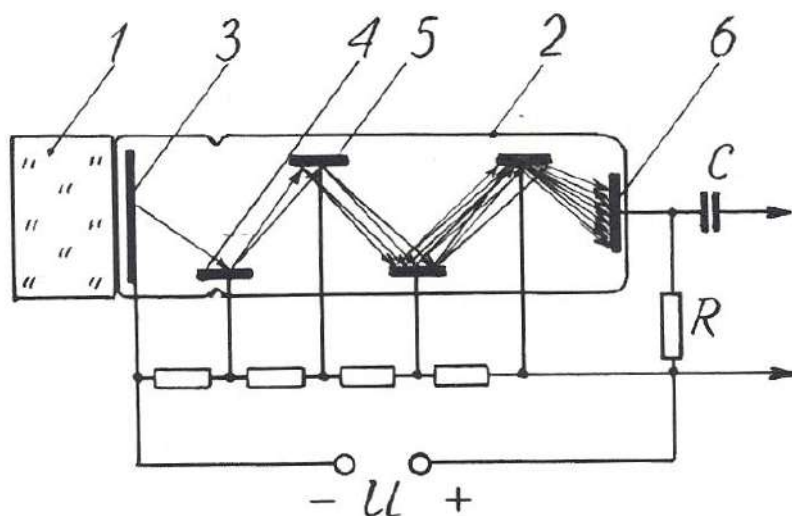


Рис. 4.3. Устройство сцинтилляционного преобразователя: 1 – кристалл-сцинтиллятор; 2 – фотоэлектронный умножитель (ФЭУ); 3 – фотокатод; 4 – первый динод; 5 – второй динод; 6 – анод (ФЭУ)

эмиссии каждый электрон "выбивает" из динода вторичные электроны, которые притягиваются следующим динодом 5, имеющим более высокий потенциал, и также вызывают вторичную электронную эмиссию. Процесс развивается лавинообразно, в результате попадания каждой ионизирующей частицы в кристалл-сцинтиллятор соответствует прохождению импульса тока между анодом 6 и катодом 1 ФЭУ, причем амплитуда этого импульса пропорциональна энергии ионизирующей частицы.

Эффективность сцинтилляционных детекторов намного выше, чем у газоразрядных, и достигает 20 %.

В качестве сцинтилляторов для регистрации гамма-квантов в геофизической аппаратуре используют монокристаллы соединений NaI, CsI, KI, активированных таллием (Tl), а для регистрации нейтронов – кристаллы сернистого цинка ZnS с добавками серебра или меди. Примесь активатора (Tl, Ag, Cu) в люминофоре способствует созданию в решетках кристаллов-сцинтилляторов дополнительных центров люминесценции [13].

Счетная характеристика сцинтилляционных преобразователей имеет плато очень небольшой протяженности, вследствие чего эти преобразователи требуют питания высокостабилизированным напряжением.

Преимущества сцинтилляционных преобразователей перед газоразрядными: высокая эффективность, большая разрешающая способность, зависимость амплитуды выходного сигнала от энергии ионизирующего излучения, что позволяет изучать энергетический спектр последнего.

Эти преимущества обеспечивают широкое распространение детекторов этого вида в разнообразных радиометрах: полевых (СРП-68-02), скважинных (ДРСТ-3, Кура-2м и др.), самолетных (АСГМ-46 и др.).

К недостаткам сцинтилляционных детекторов можно отнести низкую термостойкость и термостабильность, что требует их термостатирования в скважинных радиометрах [9].

4.3. Полупроводниковые детекторы

Полупроводниковые детекторы (ППД) устроены и действуют совершенно аналогично преобразователям фотоэ.д.с., рассмотренным в разделе 3.5. Отличие заключается только в том, что в ППД образование свободных носителей в зоне p - n -перехода происходит за счет действия не фотонов света, а ионизирующего ядерного излучения.

Амплитуда импульса на выходе ППД пропорциональна числу носителей зарядов, образованных ионизирующей частицей, а следовательно, ее энергии, что дает возможность изучать энергетический спектр излучения.

Для создания i -слоя в ППД используют литий, обладающий высоким коэффициентом диффузии, который добавляют в торец полупроводника с p -проводимостью.

Преимущества полупроводниковых детекторов: экономичность питания, весьма малые размеры и хорошее амплитудное разрешение (в 20-30 раз лучше, чем у сцинтилляционных преобразователей).

Однако их распространение ограничено. Это связано, во-первых, со сравнительно небольшими размерами чувствительной части детектора, и во-вторых, с необходимостью охлаждения детектора до низких температур (от -100 до -196°), которое повышает их эффективность.

Контрольные вопросы

1. Какие существуют преобразователи ядерных излучений в электрический сигнал?
2. Объясните устройство газоразрядного преобразователя.
3. Объясните вольт-амперную характеристику (рис. 4.1, б) газоразрядного детектора.
4. Чем отличаются счетчики Гейгера-Мюллера от пропорциональных счетчиков?
5. Объясните устройство и работу сцинтилляционного детектора.
6. Назовите преимущества сцинтилляционных детекторов перед газоразрядными.
7. Объясните устройство и работу полупроводникового детектора, укажите его достоинства и недостатки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Алиев Т. М., Тер-Хачатуров А. А. Измерительная техника: Учебн. пособие для техн. вузов. – М.: Высшая школа, 1991. – 384 с.
2. Аппаратура и оборудование для геофизических исследований нефтяных и газовых скважин: Справочник /А. А.Молчанов, В. В. Лаптев, В. М. Моисеев, Р. С.Челохьян. – М.: Недра, 1987. – 263 с.
3. Бондаренко В. М., Демура Г. В., Ларионов А. М. Общий курс геофизических методов разведки: Учебн. пособие для техникумов. – П.: Недра, 1986. – 453 с.
4. Бриндли К. Измерительные преобразователи: Справочное пособие / Пер.с англ. – М.:Энергоатомиздат, 1991. – 144 с.

5. *Бухгольц В. П.* Датчики и реле автоматического контроля в горной промышленности. – М.: Недра, 1971. – 224 с.
6. *Виглеб Г.* Датчики / Пер. с нем. – М.: Мир, 1989. – 196 с.
7. *Енохович А. С.* Краткий справочник по физике. – М.: Высшая школа, 1976. – 288 с.
8. *Зачиевский Т., Мальзахер С., Квещинский А.* Промышленная электроника / Пер.с польского. – М.; Энергия, 1976. – 640 с.
9. *Зельцман П. А.* Конструирование аппаратуры для геофизических исследований скважин. – М.: Недра, 1968. – 180 с.
10. *Зимодро А. Ф., Скибинский Г. Л.* Основы автоматики. – Л.: Энергоатомиздат, 1984. – 160 с.
11. *Квартин М. И.* Электромеханические и магнитные устройства автоматики и их расчет. – М.: Высшая школа, 1973. – 344 с.
12. *Кривко Н. Н., Шароварин В. Д., Широков В. Н.* Промыслово-геофизическая аппаратура и оборудование: Учебн. пособие для вузов. – М.: Недра, 1981. – 280 с.
13. *Ларионов В. В.* Радиометрия скважин. – М.: Недра, 1969. – 327 с.
14. *Левшина Е. С., Новицкий П. В.* Электрические измерения физических величин. Измерительные преобразователи. – Л.: Энергоатомиздат, 1983.
15. *Литвак В. И.* Тензореле. Расчет, конструирование, применение. – М.: Машиностроение, 1989. – 160 с.
16. *Логинов В. И.* Электрические измерения механических величин / Изд. 2-е, доп. – М.: Энергия, 1976. – 104 с.
17. *Померанц Л. И., Белоконь Д. В., Козяр В. Ф.* Аппаратура и оборудование геофизических методов исследования скважин: Учебн. пособие для техникумов. – М.: Недра, 1985. – 271 с.
18. *Сковородников И. Г., Калашиников В. Н.* Дистанционный уровнемер для испытательных скважин // Геофизическая аппаратура. Вып.89. – Недра, 1988. – С. 98-103.

19. *Сковородников И. Г., Макаров Л. В., Калашников В. Н.* Газожидкостный расходомер РГЖ-Г: Техническое описание. – Свердловск: СГИ, 1988. – 15 с.
20. *Сковородников И. Г., Макаров Л. В., Калашников В. Н.* Изучение скорости и направления движения подземных вод // Гидрогеология и инж. геология: Обзор / ВНИИ экон. минер. сырья и геологоразв. работ. – М., 1987. – 33 с.
21. *Сковородников И. Г., Макаров Л. В., Калашников В. Н.* Скважинные тахометрические расходомеры / СГИ. – Свердловск, 1989. – 65 с. – Деп. в ВИНТИ, №7609-В89, 1989.
22. *Справочник по средствам автоматики* / Под ред. В. Э. Низэ, И.В.Антика. – М.: Энергоиздат, 1983. – 504 с.
23. *Электрические измерения неэлектрических величин* / А. М. Туричин, П. В. Новицкий, Е. С. Левшина и др.; Изд. 5-е, перераб. и доп. – Л.: Энергия, 1975. – 676 с.
24. А. с. 491895. Зонд для измерения направления и скорости движения грунтовых вод /Б. Н. Халтурин, В. С. Лившиц // Бюл. изобр. – 1975, №42.
25. А. с. 1063990. Емкостной датчик зенитного угла / О. В.Фомин // Бюл. изобр. – 1983, № 48.
26. А. с. 1158750. Скважинный уровнемер (его варианты) / В. Н. Калашников, И. Г.Сковородников // Бюл. изобр. – 1985, № .20.
27. А. с. 1509518. Датчик угла наклона буровой скважины / А. В. Давыдов, И. Г. Сковородников // Бюл. изобр. – 1989, № 35.



Минобрнауки Российской Федерации
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

*Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов,
выполнению практических и контрольных работ*

**Екатеринбург
2020**



Минобрнауки Российской Федерации
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ:
проректор по УМК

_____доц. С. А. Упоров

«__» _____ 2019 г.

Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

*Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов,
выполнению практических и контрольных работ*

Издание УГГУ

Екатеринбург, 2019

Рецензент: *Н. М. Суслов*, д-р техн. наук, заведующий кафедрой ГМК
Уральского государственного горного университета

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры технической механики от 19.12.2016 г. (протокол № 2) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета Уральского государственного горного университета.

Волков Е. Б., Казаков Ю. М.

В67 ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА: Учебно-методическое пособие для самостоятельной работы студентов, выполнению практических и контрольных работ / Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков, Уральский государственный горный университет. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. 156 с.

Учебно-методическое пособие для самостоятельной работы студентов содержит краткие методические указания, контрольные задания и примеры выполнения заданий по темам: «Статика твердого тела. Равновесие произвольной плоской и пространственной систем сил», «Кинематика вращательного и плоскопараллельного движений твердого тела. Определение скоростей и ускорений точек твёрдого тела», «Сложное движение точки», «Динамика точки. Дифференциальные уравнения движения точки. Гармонические и вынужденные колебания точки. Применение теоремы об изменении кинетической энергии при исследовании движения точки», «Применение общих теорем динамики к исследованию движения механической системы», «Принципы механики. Применение общего уравнения динамики к исследованию движения механической системы», «Уравнения Лагранжа II рода».

Учебно-методическое пособие для студентов всех специальностей очной формы обучения.

© Волков Е. Б., Казаков Ю. М., 2019
© Уральский государственный горный университет, 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. СТАТИКА ТВЕРДОГО ТЕЛА.....	4
1.1. Основные виды связей и их реакции	4
1.2. Моменты силы относительно центра и относительно оси. Пара сил. Момент пары.....	5
1.3. Условия равновесия систем сил	7
1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел	8
1.5. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил	17
2. КИНЕМАТИКА ТОЧКИ И ТВЕРДОГО ТЕЛА	26
2.1. Кинематика точки. Основные параметры движения точки.....	26
2.2. Вращение тела вокруг неподвижной оси	28
2.3. Плоскопараллельное движение твёрдого тела	29
2.4. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек твердого тела при поступательном и вращательном движениях	32
2.5. Задание К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении	38
2.6. Задание К3. Определение ускорений точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении	46
3. СЛОЖНОЕ ДВИЖЕНИЕ ТОЧКИ.....	57
3.1. Основные понятия сложного движения точки	57
3.2. Задание К4. Определение скорости и ускорения точки при сложном движении	60
4. ДИНАМИКА ТОЧКИ.....	73
4.1. Дифференциальные уравнения движения точки.	73
4.2. Задание Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки....	73
4.3. Колебания материальной точки	80
4.4. Задание Д2. Исследование колебаний точки	84
4.5. Теорема об изменении кинетической энергии точки.....	95
4.6. Задание Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии	96
5. ДИНАМИКА МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ	103
5.1. Описание движений твёрдых тел на основе общих теорем динамики системы.	103
5.2. Задание Д4. Динамический расчет механической системы	104
5.3. Теорема об изменении кинетической энергии системы.	112
5.4. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии	114
6. АНАЛИТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА	124
6.1. Принципы механики. Общее уравнение динамики.....	124
6.2. Задание Д6. Исследование механической системы с применением общего уравнения динамики	126
6.3. Уравнения Лагранжа II рода.....	136
6.4. Задание Д7. Исследование механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа.....	137
6.5. Задание Д8. Исследование механической системы с двумя степенями свободы	145
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	155

1. СТАТИКА ТВЕРДОГО ТЕЛА

Статика представляет раздел теоретической механики, в котором изучаются условия равновесия твердых тел под действием системы сил.

1.1. Основные виды связей и их реакции

Опора тела на гладкую плоскость (поверхность) без трения. Реакция приложена в точке касания и направлена перпендикулярно к общей касательной соприкасающихся поверхностей. При опоре углом, или на угол (рис. 1.1, *a*), реакция направлена по нормали к одной из поверхностей. **Гибкая связь.** Если на тело наложена связь в виде гибкой нерастяжимой нити (каната, троса), то реакция связи $\vec{T}$, равная натяжению нити, приложена к телу и направлена вдоль нити (рис. 1.1, *b*).

Цилиндрический шарнир (подшипник) создает соединение, при котором

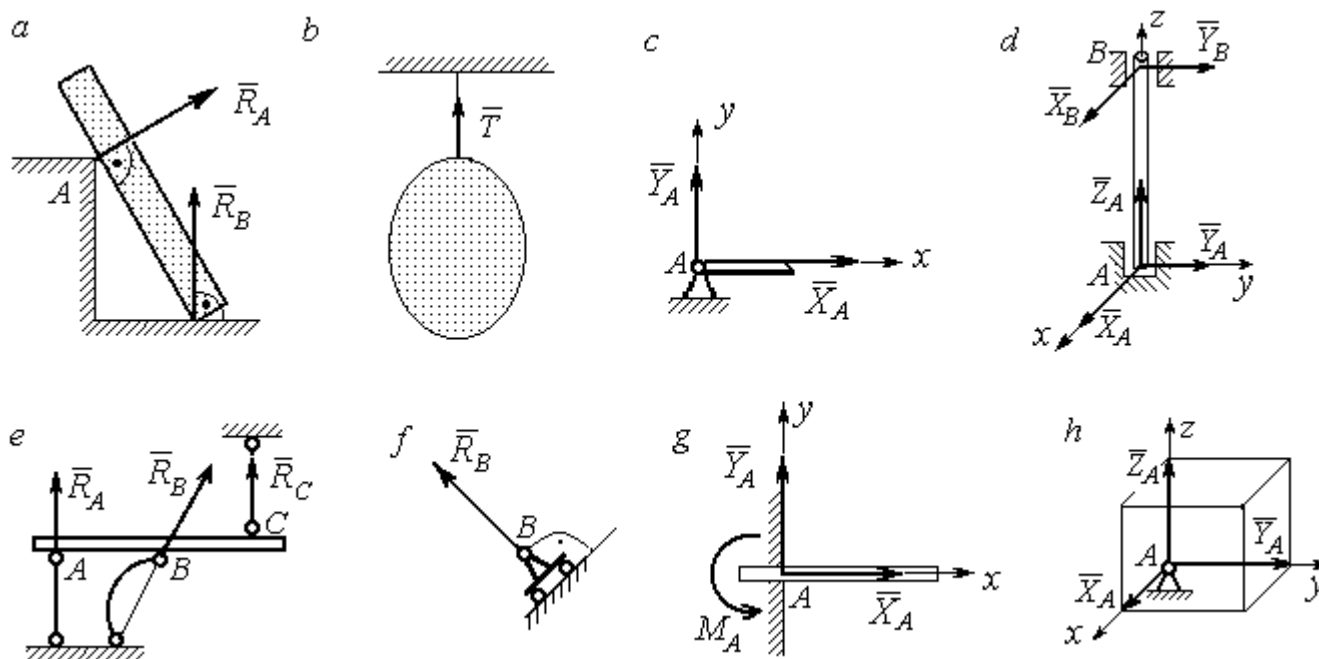


Рис. 1.1. Виды связей и их реакции:

a – реакция опоры тела на гладкую поверхность без трения; *b* – реакция связи гибкой нерастяжимой нити; *c* – реакция цилиндрического шарнира; *d* – реакция подшипника и подпятника; *e* – реакция невесомого стержня; *f* – реакция подвижной опоры; *g* – реакция жесткой заделки; *h* – реакция пространственного шарнира

одно тело может вращаться по отношению к другому. Реакция цилиндрического шарнира лежит в плоскости, перпендикулярной оси шарнира. При решении задач

реакцию цилиндрического шарнира $\vec{R}_A$ изображают ее составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, взятыми по направлениям координатных осей (рис. 1.1, с). Реакция подшипника $\vec{R}_B$ (рис. 1.1, d) также изображается своими составляющими $\vec{X}_B$ и $\vec{Y}_B$, взятыми по направлениям координатных осей в плоскости, перпендикулярной оси вращения подшипника. Величина реакции определяется по формуле: $R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2}$. **Реакция прямолинейного невесомого стержня с шарнирными соединениями на краях** направлена вдоль самого стержня, а криволинейного – вдоль линии, соединяющей точки крепления стержня (рис. 1.1, e). **Реакция подвижной опоры** $\vec{R}_B$ (рис. 1.1, f) направлена по нормали к поверхности, на которую опираются катки опоры. **Жесткая заделка** (рис. 1.1, g) препятствует не только линейным перемещениям тела, но и повороту. Реакция заделки состоит из силы реакции $\vec{R}_A$ и пары сил с моментом M_A . При решении задач силу реакции жесткой заделки $\vec{R}_A$ изображают ее составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, взятыми по направлениям координатных осей. Модуль реакции определяется по формуле $R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2}$. Виды связей и их реакции показаны на рис. 1.1.

1.2. Моменты силы относительно центра и относительно оси. Пара сил. Момент пары

Алгебраическим моментом силы F относительно центра O $M_O(\vec{F})$, или просто **моментом силы** $\vec{F}$ относительно центра O , называют взятое с соответствующим знаком произведение модуля силы $\vec{F}$ на кратчайшее расстояние h от центра O до линии действия силы: $M_O(\vec{F}) = \pm Fh$ (рис. 1.2, a).

Величину h называют **плечом силы**. Момент силы относительно центра считается положительным, если сила стремится повернуть тело вокруг центра против хода часовой стрелки, и отрицательным – в обратном случае.

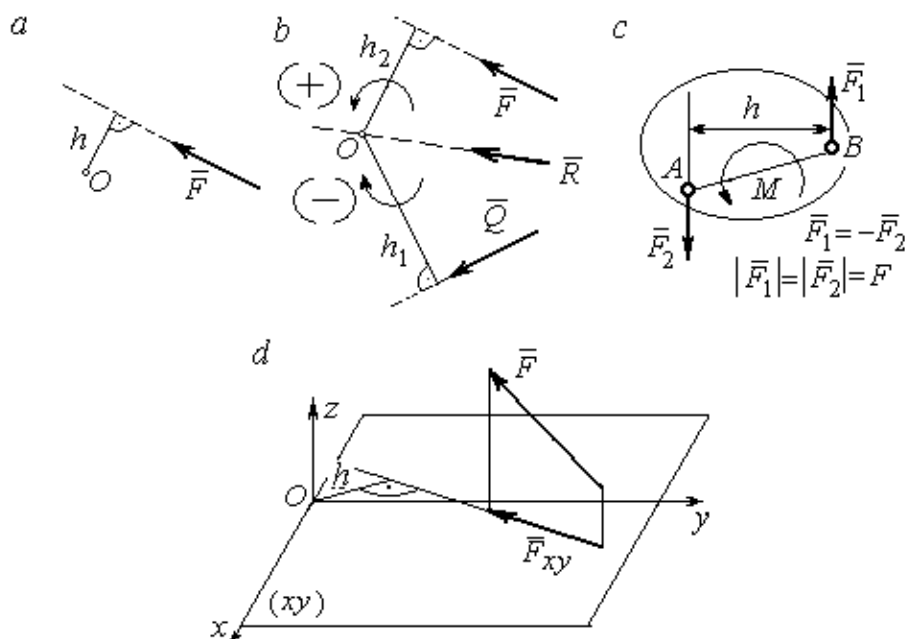


Рис. 1.2. Схемы для вычисления моментов сил:
 a, b – момент силы относительно центра; c – момент пары сил;
 d – момент силы относительно оси

На рис. 1.2, b показано, что момент силы $\vec{F}$ относительно центра O положительный, а момент силы $\vec{Q}$ относительно того же центра – отрицательный. Момент силы $\vec{R}$ относительно центра O равен нулю, так как линия действия этой силы проходит через центр O и плечо силы равно нулю.

Парой сил, или просто парой (рис.1.2, c), называют систему двух равных по модулю сил, параллельных, направленных в противоположные стороны и не лежащих на одной прямой. Алгебраическим моментом пары сил, или **моментом пары**, называют взятое со знаком плюс или минус произведение модуля одной из сил пары на плечо пары – кратчайшее расстояние между линиями действия ее сил. Правило знаков такое же, как и для момента силы. На рисунках пару часто изображают дуговой стрелкой, показывающей направление поворота твердого тела под действием пары (см. M на рис. 1.2, c).

Моментом силы относительно оси называют момент проекции этой силы на плоскость, перпендикулярную оси, относительно точки пересечения оси с этой плоскостью. На рис. 1.2, d показано вычисление момента силы F относительно

оси z : $M_z(\vec{F}) = F_{xy}h$, где F_{xy} – проекция силы $\vec{F}$ на плоскость xy , перпендикулярную оси z , h – плечо проекции F_{xy} относительно центра O – точки пересечения оси z и плоскости xOy .

1.3. Условия равновесия систем сил

Плоской системой сил называется система сил, расположенных в одной плоскости.

Основная форма условий равновесия плоской системы сил. Для равновесия плоской системы сил, приложенных к твердому телу, необходимо и достаточно, чтобы суммы проекций всех сил на каждую из двух осей прямоугольной системы координат, расположенной в плоскости действия сил, были равны нулю и сумма моментов сил относительно любого центра, находящегося в плоскости действия сил, также была равна нулю:

$$\sum F_{kx} = 0, \quad \sum F_{ky} = 0, \quad \sum M_A(\vec{F}_k) = 0,$$

где F_{kx}, F_{ky} – проекции всех сил на координатные оси; $M_A(\vec{F}_k)$ – моменты всех сил относительно произвольно выбранного центра A .

Пространственной системой сил называется система сил, расположенных произвольно в пространстве.

Для равновесия пространственной системы сил необходимо и достаточно, чтобы суммы проекций всех сил на оси прямоугольной системы координат были равны нулю и суммы моментов всех сил относительно тех же осей также были равны нулю:

$$\begin{aligned} \sum F_{kx} = 0, \quad \sum F_{ky} = 0, \quad \sum F_{kz} = 0, \\ \sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \quad \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \quad \sum M_z(\vec{F}_k) = 0, \end{aligned}$$

где F_{kx}, F_{ky}, F_{kz} – проекции всех сил на координатные оси x, y, z ; $M_x(\vec{F}_k), M_y(\vec{F}_k)$, $M_z(\vec{F}_k)$ – моменты всех сил относительно выбранных осей.

Равновесие систем тел

Связи, соединяющие части конструкции, называют **внутренними**, в отличие от **внешних** связей, скрепляющих конструкцию с внешними телами, не входящими в данную конструкцию. Одним из способов решения задач на равновесие сил, действующих на сочленённую конструкцию с внутренними связями, является **разбиение конструкции на отдельные тела** и составление уравнений равновесия для каждого из тел, входящих в конструкцию. При этом в уравнения равновесия должны входить только силы, непосредственно приложенные к тому телу, равновесие которого рассматривается.

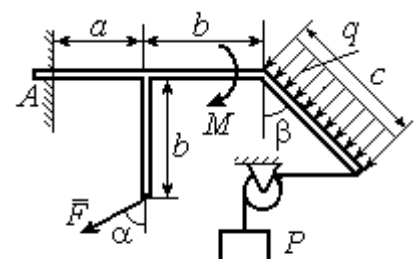
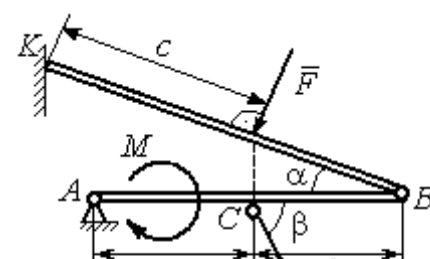
1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел

Каждый вариант задания включает две задачи по темам: «Равновесие произвольной плоской системы сил» и «Равновесие системы тел».

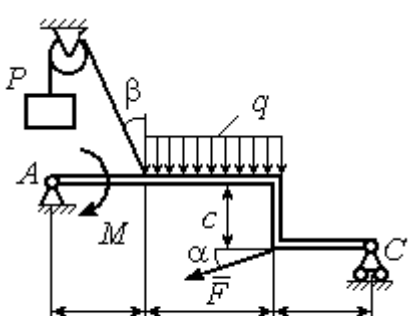
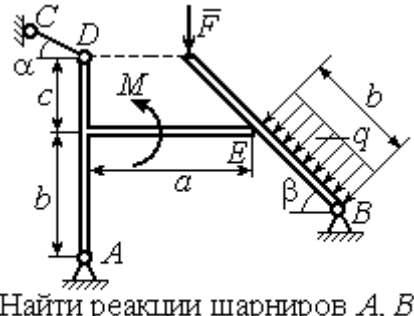
В задачах требуется определить реакции связей конструкции исходя из условия равновесия произвольной плоской системы сил. Весом стержневых подпорок, поддерживающих балочные конструкции, и блоков, через которые перекинуты невесомые нити, пренебречь.

Варианты заданий даны на рис. 1.3 – 1.6. Исходные данные приведены в табл. 1.1. Из таблицы исходных данных выбираются значения тех параметров, которые указаны на схемах.

Варианты № 1, 11, 21	
Задача 1	Задача 2

 Найти реакцию жесткой заделки в точке A	 Найти реакции шарниров A, B, реакцию стержня CD и реакцию опоры в точке K

Варианты № 2, 12, 22

Задача 1  Найти реакции шарниров A и C	Задача 2  Найти реакции шарниров A, B, реакцию опоры в точке E и реакцию стержня CD

Варианты № 3, 13, 23

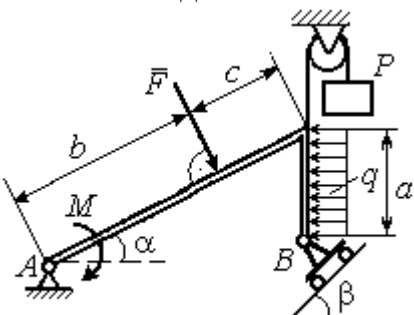
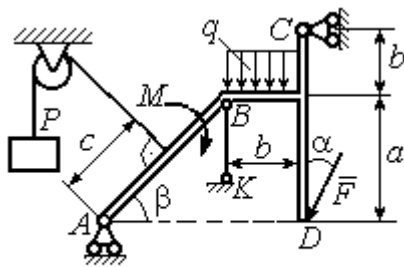
Задача 1  Найти реакцию шарниров A и B	Задача 2  Найти реакцию шарнира A, реакцию опоры в точке K и реакцию жесткой заделки в точке B

Рис. 1.3. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

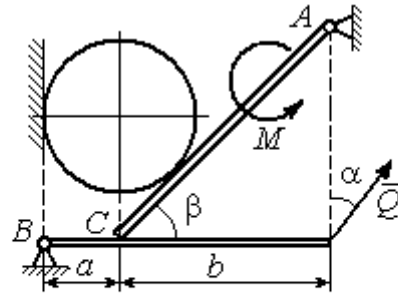
Варианты № 4, 14, 24

Задача 1



Найти усилие в стержне BK и реакцию шарниров A, C

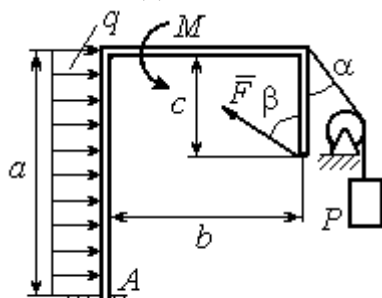
Задача 2



Вес шара P . Найти реакцию шарниров A, B , давление шара на балку и стенку, реакцию опоры балки в точке C и уравновешивающую силу Q

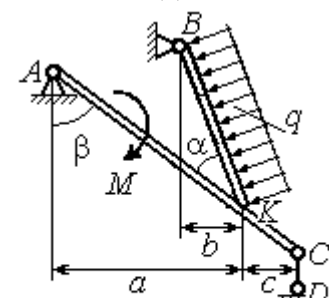
Варианты № 5, 15, 25

Задача 1



Найти реакцию жесткой заделки в точке A

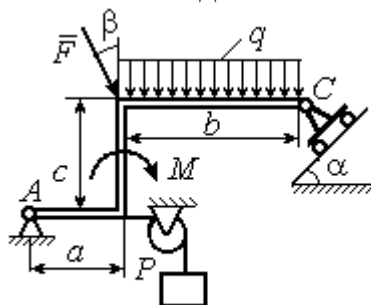
Задача 2



Найти реакцию шарниров A, B , реакцию стержня CD и реакцию опоры в точке K

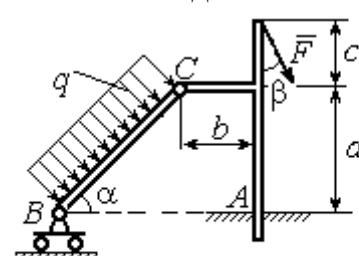
Варианты № 6, 16, 26

Задача 1



Найти реакции шарниров A и C

Задача 2

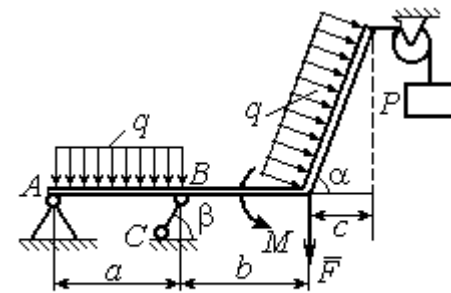


Найти реакцию жесткой заделки в точке A и реакции шарниров B и C

Рис. 1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

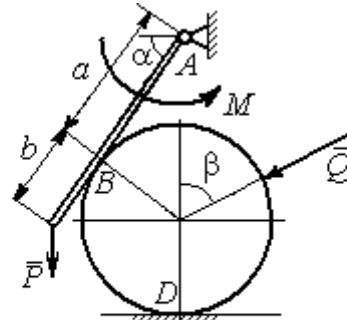
Варианты № 7, 17, 27

Задача 1



Найти реакцию стержня BC и реакцию шарнира A

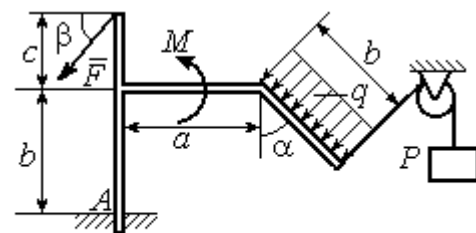
Задача 2



Найти реакцию шарнира A , давление балки на шар, реакцию опоры шара в точке D и уравновешивающую силу Q

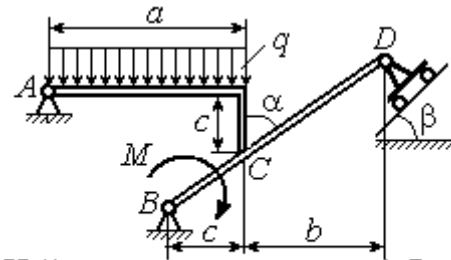
Варианты № 8, 18, 28

Задача 1



Найти реакцию жесткой заделки в точке A

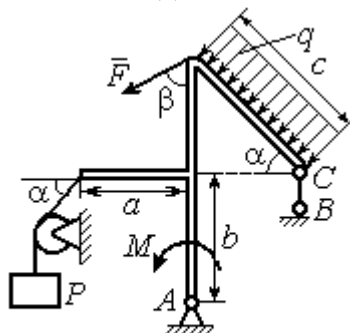
Задача 2



Найти реакцию шарниров A, B и D и реакцию опоры в точке C

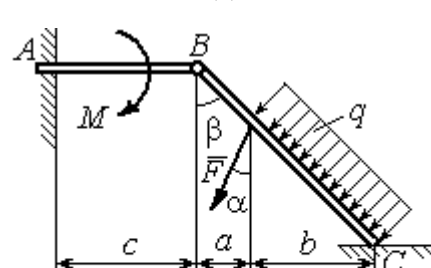
Варианты № 9, 19, 29

Задача 1



Найти реакцию стержня BC и реакцию шарнира A

Задача 2



Найти реакцию жесткой заделки в точке A , реакцию шарнира B и реакцию опоры в точке C

Рис. 1.5. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

Окончание вариантов задания С1

Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1 Найти реакцию жесткой заделки в точке А	Задача 2 Найти реакцию шарниров А, В, реакцию опоры в точке С и уравновешивающую силу Q

Рис. 1.6. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 10, 20, 30

Таблица 1.1

**Исходные данные задания С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел.**

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
P , кН	6	5	6	12	6	6	10	3	8	5	10	4	8	10	8
F , кН	12	6	10	5	12	8	6	5	6	2	12	8	12	6	10
q , кН/м	5	4	2	3	6	3	5	2	2	4	6	2	3	4	5
M , кН·м	12	8	6	8	12	5	12	8	4	6	8	12	10	6	10
α , град	45	60	30	60	30	30	45	60	30	30	45	30	60	45	60
β , град	60	30	45	30	60	90	60	60	30	45	30	45	30	60	30
a , м	3	4	3	4	3	4	3	4	1	2	2	3	2	3	4
b , м	3	3	4	3	2	4	3	3	2	3	3	3	4	3	2
c , м	4	2	2	2	3	2	2	1	5	4	4	2	1	2	2

Номер варианта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
P , кН	10	8	10	6	4	6	12	10	5	6	8	6	8	4	6
F , кН	6	12	12	8	3	14	10	8	15	10	12	8	10	10	2
q , кН/м	5	3	4	3	2	3	2	5	4	2	3	4	5	2	4
M , кН·м	10	6	8	6	5	12	4	6	8	10	12	10	6	4	8
α , град	60	60	30	45	60	30	60	45	30	60	45	30	30	30	45
β , град	45	30	30	60	60	45	30	60	30	45	90	30	60	45	30
a , м	3	4	3	1	2	2	4	1	4	3	4	3	2	1	2
b , м	2	4	3	3	4	1	4	3	2	2	2	2	2	2	2
c , м	3	2	2	4	5	4	2	2	1	1	1	2	1	3	5

Пример выполнения задания С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел.

Задача 1. Рама ACE (рис. 1.7) в точке A закреплена на цилиндрической шарнирной опоре, а в точке B поддерживается вертикальным невесомым стержнем BK . На раму действуют: пара с моментом $M = 8$ Нм, сила $F = 10$ Н, приложенная в точке D под углом 60° к раме, и равномерно распределенная нагрузка интенсивностью $q = 2$ Н/м, приложенная на отрезке AB . В точке E под прямым углом к участку балки CE прикреплен трос, несущий груз $P = 20$ Н. Пренебрегая весом балки, определить реакцию шарнира A и реакцию стержневой опоры BK , если $a = 2$ м.

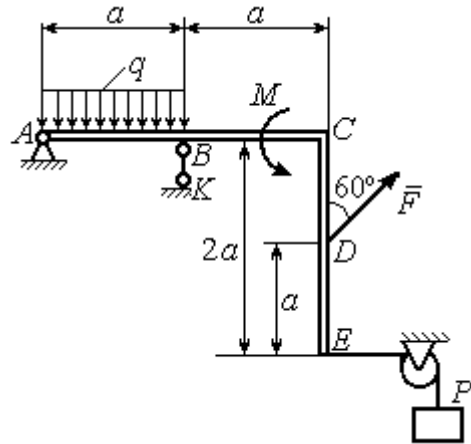


Рис. 1.7. Конструкция рамы

Решение

Выбираем систему координат xAy , например, как показано на рис. 1.8. Заменяем действие связей их реакциями. Изображаем реакцию шарнира A двумя ее составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, направленными вдоль горизонтальной и вертикальной осей (см. рис. 1.8). Реакция $\vec{R}_B$ невесомой стержневой опоры BK приложена в точке B и направлена вдоль стержня BK . Заменяем распределенную нагрузку её

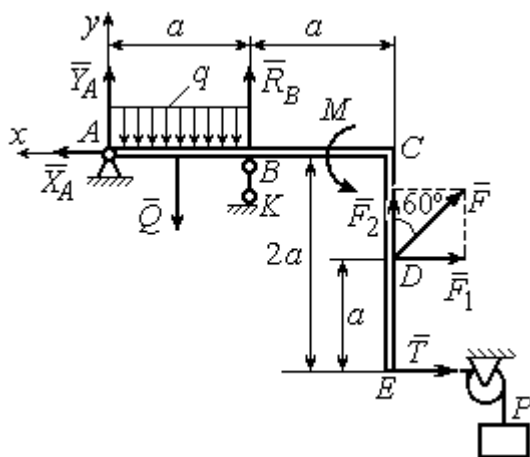


Рис. 1.8. Силы и реакции связей, действующие на раму при её равновесии

равнодействующей $\vec{Q}$. Сила $\vec{Q}$ приложена в середине отрезка AB и по модулю равна $Q = qa = 4$ Н. Действие груза P на раму изображается реакцией $\vec{T}$, равной по величине весу груза.

При равновесии рамы действующие на неё силы составляют уравновешенную произвольную плоскую систему. Условия равновесия системы сил

имеют вид: $\sum F_{kx} = 0$, $\sum F_{ky} = 0$, $\sum M_A(\vec{F}_k) = 0$. Вычисляя проекции сил на оси x , y , и моменты сил относительно центра A , уравнения равновесия получим в виде:

$$\sum F_{kx} = X_A - F \cos 30^\circ - T = 0, \quad \sum F_{ky} = Y_A - Q + R_B + F \cos 60^\circ = 0.$$

$$\sum M_A(\vec{F}_k) = -Q \frac{a}{2} + R_B a + M + F \cos 60^\circ \cdot 2a + F \cos 30^\circ \cdot a + T 2a = 0.$$

Здесь для вычисления момента силы $\vec{F}$ относительно центра A использована теорема Вариньона: $M_A(\vec{F}) = M_A(\vec{F}_1) + M_A(\vec{F}_2) = F_1 \cdot a + F_2 \cdot 2a$, где $F_1 = F \cos 30^\circ$, $F_2 = F \cos 60^\circ$ (см. рис. 1.8).

Подставляя в уравнения равновесия исходные данные задачи, получим систему уравнений относительно неизвестных X_A, Y_A, R_B :

$$X_A - 28,66 = 0, \quad Y_A + R_B + 1 = 0, \quad R_B \cdot 2 + 121,32 = 0.$$

Решая систему, найдем $X_A = 28,66$ Н, $Y_A = 59,66$ Н, $R_B = -60,66$ Н.

Отрицательное значение величины R_B означает, что фактическое направление реакции R_B стержневой опоры BK противоположно направлению, показанному на рис. 1.8. Численное значение реакции шарнира

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2} = \sqrt{28,66^2 + 59,66^2} = 66,18 \text{ Н}.$$

Задача 2. Балка $ABLC$ с вертикальной частью AB и горизонтальной перекладиной LC закреплена в точке A с помощью жесткой заделки (рис. 1.9). Наклонная балка EC с углом наклона к горизонту 60° в точке C шарнирно прикреплена к горизонтальной перекладине CL , а в точке E закреплена на шарнирно-подвижной опоре, установленной на горизонтальной поверхности. На конструкцию действуют равномерно распределенная на отрезках BL и DE нагрузка с одинаковой интенсивностью $q = 2$ кН/м, сила $\vec{F}$, приложенная в точке D перпендикулярно балке EC и равная по величине $F = 10$ кН, и пара сил с моментом $M = 5$ кН·м. Определить реакцию жесткой заделки A и реакции шарниров C и E , если $a = 2$ м.

Решение

Разделяем систему на две части по шарниру C и рассмотрим равновесие балок $ABLC$ и EC отдельно. Изобразим обе балки и расставим внешние силы и реакции связей (рис. 1.10). Рассмотрим балку $ABLC$ (рис. 1.10, a). Заменим распределенную нагрузку эквивалентной силой $\bar{Q}_1$, приложенной в середине отрезка BL , направленной в сторону действия нагрузки и равной $Q_1 = q \cdot a = 4$ кН. Кроме силы $\bar{Q}_1$ и пары сил с моментом M на балку действуют реакция жёсткой заделки в точке A , имеющая своими составляющими силы $\bar{X}_A$, $\bar{Y}_A$ и пару сил с моментом M_A , а также реакция шарнира C , разложенная на составляющие $\bar{X}_C$, $\bar{Y}_C$ (см. рис. 1.10, a). Действующие на раму силы

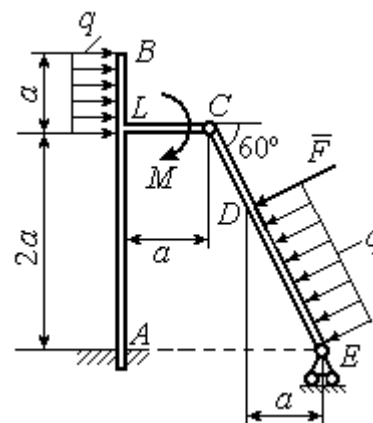


Рис. 1.9. Равновесие конструкции двух балок, соединённых шарниром

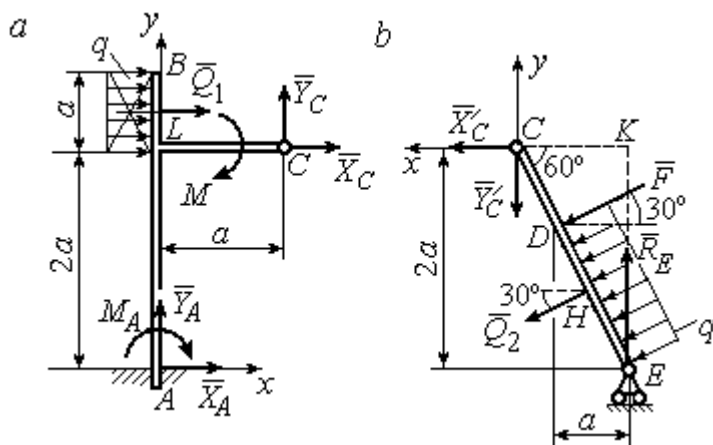


Рис. 1.10. Равновесие частей конструкции:
 a - силы и реакции связей, действующие на балку $ABLC$;
 b - силы и реакции связей, действующие на балку CE

составляют уравновешенную плоскую систему сил. Выберем систему координат xAy , как показано на рис. 1.10, a , и составим уравнения равновесия:

$$\begin{aligned}\sum F_{kx} &= X_A + Q_1 + X_C = 0, \\ \sum F_{ky} &= Y_A + Y_C = 0,\end{aligned}$$

$$\sum M_A(\vec{F}_k) = -M_A - Q_1 \cdot \left(2a + \frac{a}{2}\right) - M + Y_C a - X_C 2a = 0.$$

Рассмотрим равновесие балки EC . Заменим равномерную нагрузку эквивалентной силой $\bar{Q}_2$, приложенной в середине отрезка ED , направленной в сторону действия нагрузки и равной по модулю $Q_2 = q \cdot 2a = 8$ кН. На балку кроме сил $\bar{Q}_2$, $\vec{F}$ действуют реакции связей: $\vec{R}_E$ – реакция шарнирно-подвижной опоры в точке

E и $\vec{X}'_C, \vec{Y}'_C$ – составляющие реакции шарнира C . Силы $\vec{X}'_C, \vec{Y}'_C$ направлены противоположно силам $\vec{X}_C, \vec{Y}_C$ и равны им по модулю $X_C = X'_C, Y_C = Y'_C$ (см. рис. 1.10, a, b). Действующие на балку EC силы образуют плоскую уравновешенную систему сил. Выберем систему координат xCy , как показано на рис. 1.10, b , и составим уравнения равновесия. При этом центром, относительно которого будем считать моменты сил, выберем точку C . Получим:

$$\sum F_{kx} = Q_2 \sin 60^\circ + F \cos 30^\circ + \vec{X}'_C = 0, \quad \sum F_{ky} = R_E - Q_2 \cos 60^\circ - F \sin 30^\circ - Y'_C = 0,$$

$$\sum M_C(\vec{F}_k) = -F \cdot CD - Q_2 \cdot CH + R_E \cdot CK = 0.$$

Здесь плечи сил: $CD = \frac{2a}{\cos 30^\circ} - 2a, CH = \frac{2a}{\cos 30^\circ} - a, CK = 2a \tan 30^\circ$. Заменяя в

уравнениях величины X'_C на X_C , а Y'_C на Y_C и подставляя исходные данные, получим систему уравнений:

$$X_A + X_C + 4 = 0, \quad Y_A + Y_C = 0, \quad -M_A - 4X_C + 2Y_C - 25 = 0,$$

$$X_C + 15,59 = 0, \quad -Y_C + R_E - 9 = 0, \quad 2,31R_E - 27,14 = 0,$$

откуда найдём величины реакции жесткой заделки и реакции шарниров:

$$X_A = 11,59 \text{ кН}, \quad Y_A = -2,76 \text{ кН}, \quad M_A = 42,87 \text{ кН} \cdot \text{м},$$

$$X_C = -15,59 \text{ кН}, \quad Y_C = 2,76 \text{ кН}, \quad R_E = 11,76 \text{ кН}.$$

Модули реакций жесткой заделки A и шарнира C :

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2} = 11,91 \text{ кН}, \quad R_C = \sqrt{X_C^2 + Y_C^2} = 15,83 \text{ кН}.$$

1.5. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил

В заданиях рассматривается равновесие однородной плиты или вала (прямого или с «ломаной» осью) с насаженным на него шкивом.

Вал закреплен подпятником и подшипником и удерживается в равновесии. На вал действуют сила $\vec{F}$, пара сил с моментом M и сила $\vec{P}$. На шкив вала намотана нить, к свободному концу которой, перекинутому через невесомый блок, подвешен груз весом Q . Для вала определить реакции подшипника и подпятника и величину уравнивающей силы Q (или момента M).

Плита весом P закреплена пространственным шарниром, подшипником и удерживается в заданном положении невесомым стержнем. На плиту действуют силы $\vec{F}$, $\vec{Q}$ и пара сил с моментом M . Для плиты найти реакции сферического и цилиндрического шарниров и реакцию стержня.

Варианты задания даны на рис. 1.11 – 1.13. Исходные данные для выполнения задания приведены в табл. 1.2.

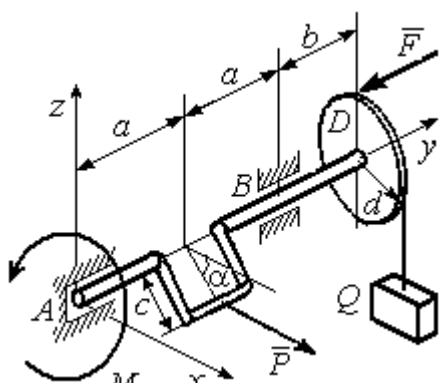
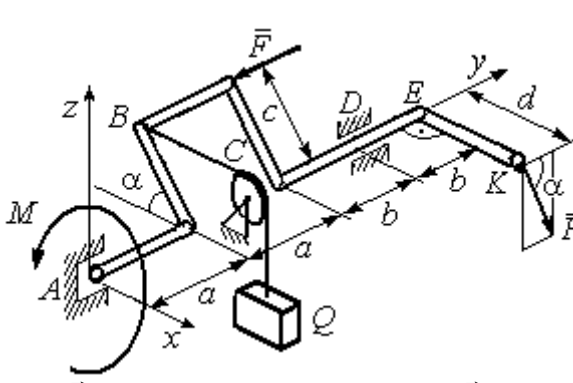
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
 Сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; сила $\vec{P}$ параллельна оси Ax; нить, удерживающая груз, сходит со шкива вертикально. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и B и величину уравнивающего груза Q	 Сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; сила $\vec{P}$ лежит в плоскости, параллельной zAy; отрезок нити BC параллелен оси Ax; рукоятка вала EK параллельна оси Ax. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и D и величину уравнивающего момента M

Рис. 1.11. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.
Номера вариантов задания 1 – 2, 11 – 12, 21 – 22

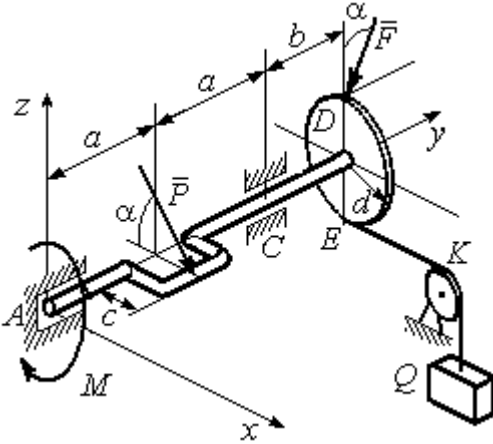
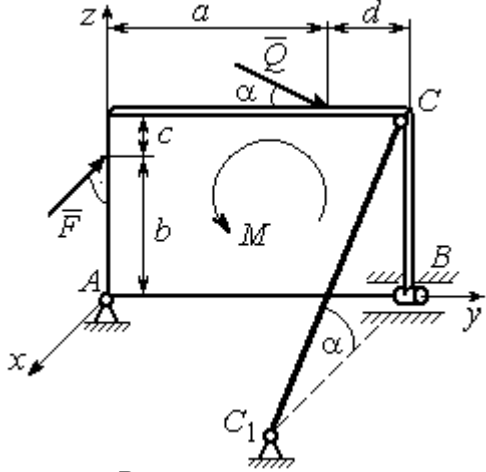
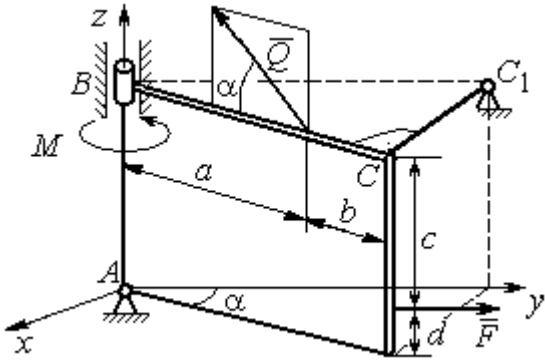
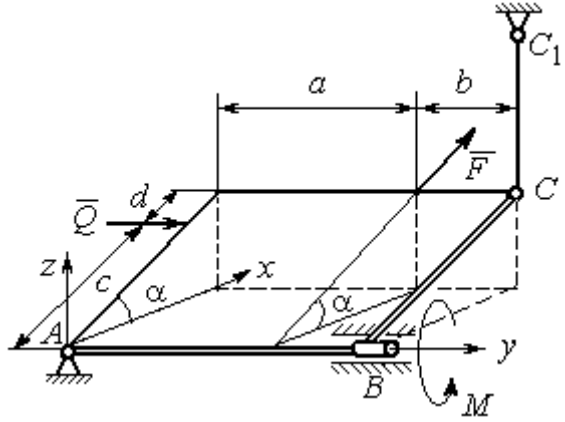
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
 Сила $\vec{F}$, лежит в плоскости zAy; сила $\vec{P}$ лежит в плоскости, параллельной zAx, отрезок нити EK параллелен оси Ax. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и C, а также величину уравновешивающего груза Q	 Плита весом P расположена в плоскости zAy; пара сил с моментом M действует в плоскости плиты; стержень CC_1 расположен в плоскости, параллельной zAx; сила $\vec{Q}$ действует в плоскости плиты; сила $\vec{F}$ перпендикулярна плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1
 Плита весом P отклонена на угол α от вертикальной плоскости zAy; сила $\vec{Q}$ лежит в плоскости плиты; сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; стержень CC_1 перпендикулярен плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Плита весом P отклонена на угол α от горизонтальной плоскости xAy; сила $\vec{Q}$ перпендикулярна боковой стенке плиты и параллельна оси Ay; сила $\vec{F}$ расположена в плоскости плиты и параллельна её боковым стенкам; стержень CC_1 параллелен оси Az. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1

Рис. 1.12. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.
Номера вариантов задания 3 – 6, 13 – 16, 23 – 26

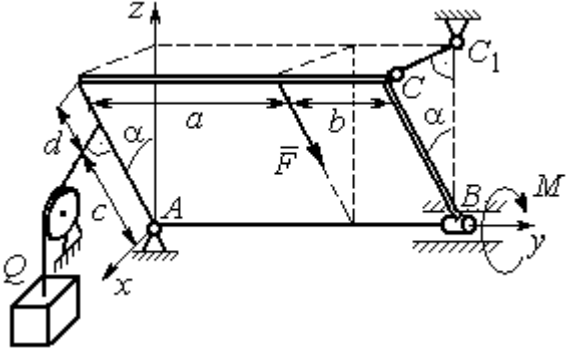
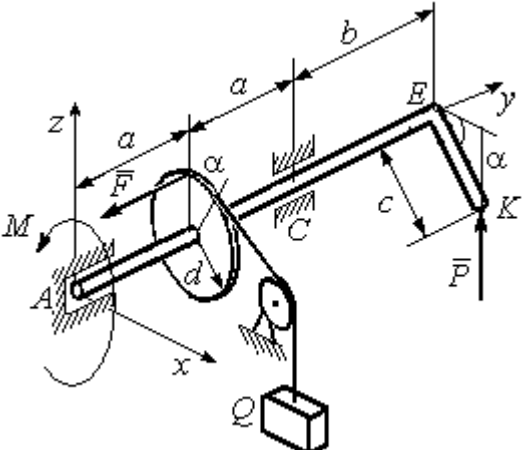
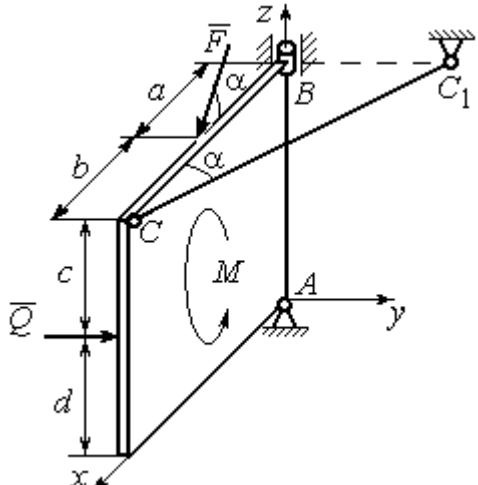
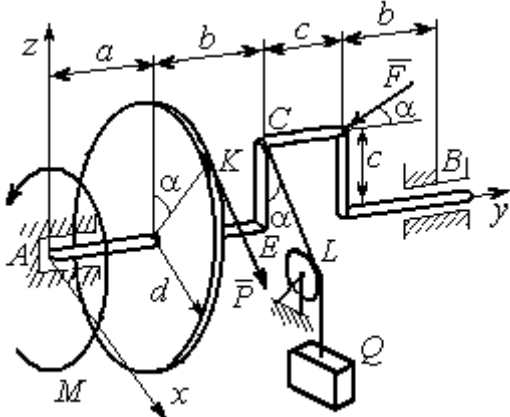
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
 Плита весом P отклонена на угол α от вертикальной плоскости zAy; нить, удерживающая груз Q, находится плоскости zAx, прикреплена к боковой стенке плиты и перпендикулярна ей; сила $\vec{F}$ параллельна боковым стенкам плиты; стержень CC_1 перпендикулярен плоскости zAy. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Рукоять EK перпендикулярна оси вала и наклонена под углом α к горизонтальной плоскости xAy; сила $\vec{P}$ параллельна оси Az; сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; нить, удерживающая груз Q, сходит со шкива по касательной. Найти реакции подпятника A, подшипника C, и величину уравнивающего груза Q
 Плита весом P находится в вертикальной плоскости zAx; стержень CC_1 расположен в плоскости, параллельной xAy; пара сил с моментом M действует в плоскости плиты; сила $\vec{Q}$ перпендикулярна плоскости плиты; сила $\vec{F}$ лежит в плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Сила $\vec{F}$ находится в плоскости zAy; стойка CE находится в плоскости zAy; отрезок CL нити, удерживающей груз, находится в плоскости параллельной xAz; сила $\vec{P}$ находится в плоскости шкива и направлена по касательной к ободу в точке K. Найти реакции подпятника A, подшипника B и величину уравнивающего момента M

Рис. 1.13. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.

Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 1.2

Исходные данные для задания С2.

Равновесие пространственной системы сил

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
P , кН	5	4	6	10	16	15	12	10	15	14
F , кН	8	6	12	6	10	10	8	12	12	10
Q , кН	—	12	—	12	8	12	10	—	10	12
M , кН·м	12	—	10	8	12	6	8	6	8	—
α , град	60	30	30	30	60	60	60	30	30	60
a , м	1,2	0,8	1,4	0,6	1,2	0,9	1,4	0,4	0,8	0,8
b , м	1,0	0,6	1,1	0,4	0,8	0,4	0,6	1,2	0,2	0,6
c , м	0,8	0,5	0,8	0,3	1,4	0,8	1,2	0,8	0,4	0,4
d , м	0,4	0,4	0,6	0,2	0,4	0,2	0,4	0,6	0,6	0,6

Номер варианта задания	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
P , кН	8	10	10	15	14	10	16	9	10	12
F , кН	6	12	16	8	12	14	10	15	8	10
Q , кН	—	14	—	10	10	12	14	—	12	14
M , кН·м	10	—	12	12	12	8	10	10	10	—
α , град	30	60	60	60	30	30	30	60	60	30
a , м	0,8	1,3	0,9	0,5	1,3	1,2	1,6	0,6	0,9	1,2
b , м	0,6	1,1	0,6	0,4	0,9	0,6	0,8	1,2	0,3	0,8
c , м	0,4	0,8	0,5	0,2	1,5	0,9	1,2	0,4	0,6	0,6
d , м	0,2	0,4	0,4	0,1	0,5	0,4	0,6	0,2	0,2	0,8

Номер варианта задания	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
P , кН	10	12	5	8	10	14	18	12	14	10
F , кН	12	8	15	10	12	8	10	15	9	8
Q , кН	—	10	—	12	14	10	16	—	12	6
M , кН·м	12	—	16	14	8	10	8	12	10	—
α , град	90	30	60	30	45	30	30	60	60	30
a , м	0,6	0,8	1,1	1,2	1,5	0,8	1,0	0,8	1,2	0,9
b , м	0,8	0,6	0,9	1,0	0,9	0,6	0,8	1,4	0,6	0,4
c , м	0,4	1,2	0,8	0,6	1,5	0,9	1,1	0,5	0,8	0,6
d , м	0,4	1,5	0,5	0,2	0,4	0,3	0,3	0,4	0,6	0,5

Примеры решения задания С2. Равновесие пространственной системы сил

Задача 1. Горизонтальный вал (рис. 1.14) закреплен в подпятнике C и подшипнике K . Вал имеет шкив I радиуса R и шкив II радиуса r , перпендикулярные оси вала. Рукоять AE параллельна оси Cx . Нить, удерживающая груз Q , сходит со шкива I по касательной вертикально вниз. На вал действуют силы $\vec{F}$, $\vec{P}$ и пара сил с моментом M , закручивающая вал вокруг оси Cy . Сила $\vec{F}$ находится в плоскости, параллельной zCy , и составляет угол 60° с направлением оси Cy . Сила $\vec{P}$ приложена в точке B шкива II, определяемой центральным углом 30° , и направлена по касательной. Определить величину уравнивающего момента M и реакции подшипника и подпятника, если $P = 4$ кН, $F = 2$ кН, $Q = 3$ кН, $R = 0,6$ м, $r = 0,3$ м, $a = 0,8$ м, $b = 0,4$ м.

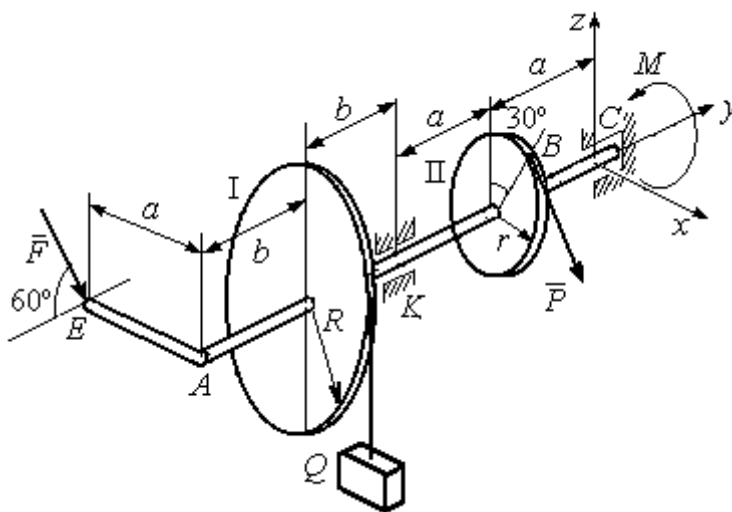


Рис. 1.14. Схема вала и его нагрузка

Решение

Рассмотрим равновесие вала. На вал действуют внешние силы $\vec{F}$, $\vec{P}$, пара

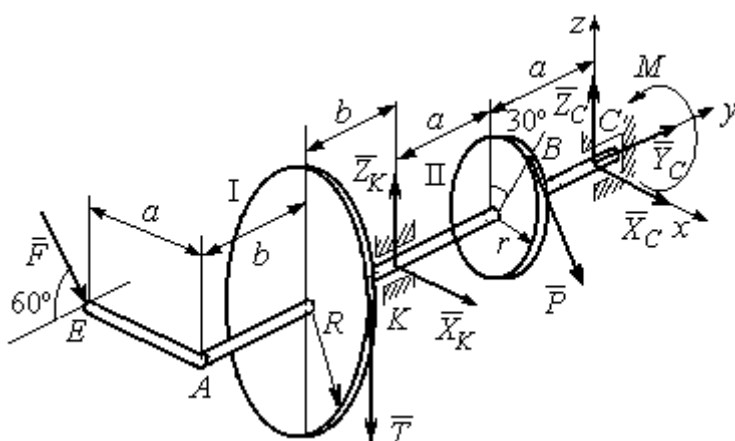


Рис. 1.15. Внешние силы и реакции связей вала

сил с моментом M и реакции связей. Связями являются нить, натянутая грузом Q , подпятник C и подшипник K . Освобождаем вал от связей, заменяя их действие реакциями. Реакцию подпятника C раскладываем на три составляющие: $\vec{X}_C$, $\vec{Y}_C$, $\vec{Z}_C$, направленные

вдоль координатных осей. Реакция подшипника K лежит в плоскости, перпендикулярной оси вала, и ее составляющими будут вектора $\vec{X}_K, \vec{Z}_K$, направленные вдоль координатных осей x, z . Реакция нити $\vec{T}$ направлена вдоль нити от точки K и по модулю равна весу груза. Действие на вал внешних сил и реакций связи показано на рис. 1.15.

Внешние силы, действующие на вал, и реакции связей составляют произвольную пространственную систему сил, эквивалентную нулю ($\vec{P}, \vec{F}, \vec{X}_K, \vec{Z}_K, \vec{T}, \vec{X}_C, \vec{Y}_C, \vec{Z}_C, M) \propto 0$, для которой уравнения равновесия:

$$\sum F_{kx} = 0, \sum F_{ky} = 0, \sum F_{kz} = 0,$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \sum M_z(\vec{F}_k) = 0.$$

Для удобства при составлении уравнений равновесия изобразим вал вместе с действующими на него силами в проекциях на координатные плоскости (рис. 1.16)

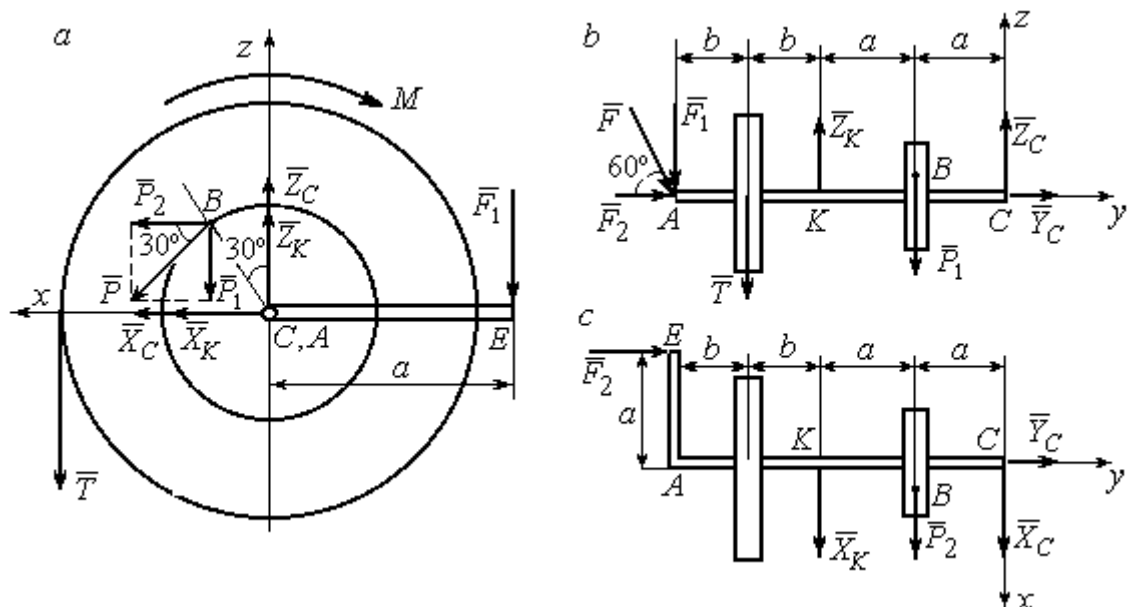


Рис. 1.16. Вал и действующие на него силы в проекциях на координатные плоскости:

- a – вид вала в проекции на плоскость zCx с положительного конца оси y ;
- b – вид вала в проекции на плоскость zCy с положительного конца оси x ;
- c – вид вала в проекции на плоскость xCy с положительного конца оси z .

На рис. 1.16, *a* показаны проекции всех сил на плоскость zCx . Вычисляя моменты проекций этих сил относительно точки C , получим значения моментов исходных сил относительно оси y .

Для вычисления моментов сил относительно оси x достаточно найти моменты проекций сил на плоскость zCy относительно точки C (см. рис. 1.16, *b*), а вычисляя моменты проекций сил на плоскость xCy относительно точки C , получим значения моментов сил относительно оси z .

Составляем уравнения равновесия:

$$\begin{aligned}\sum F_{kx} &= P_2 + X_K + X_C = 0, \quad \sum F_{ky} = F_2 + Y_C = 0, \\ \sum F_{kz} &= -P_1 + Z_K - T + Z_C - F_1 = 0, \\ \sum M_x(\vec{F}_k) &= P_1 a - Z_K 2a - T(2a + b) + F_1(2a + 2b) = 0, \\ \sum M_y(\vec{F}_k) &= -F_1 a + TR + Pr - M = 0, \\ \sum M_z(\vec{F}_k) &= P_2 a + X_K 2a - F_2 a = 0.\end{aligned}$$

Подставляя исходные данные задачи, с учётом того, что

$$P_1 = P \cos 60^\circ = 0,5P, \quad P_2 = P \cos 30^\circ = 0,87P,$$

$$F_1 = F \cos 30^\circ = 0,87F, \quad F_2 = F \cos 60^\circ = 0,5F \quad (\text{см. рис. 1.16 } a, b),$$

получим систему уравнений:

$$\begin{aligned}0,87 \cdot 4 + X_K + X_C &= 0, \quad 2 \cdot 0,5 + Y_C = 0, \quad -4 \cdot 0,5 + Z_K - 3 + Z_C - 2 \cdot 0,87 = 0, \\ 0,5 \cdot 4 \cdot 0,8 - 1,6Z_K - 3 \cdot 0,87(2 \cdot 0,8 + 0,4) + 2 \cdot 0,87(2 \cdot 0,8 + 2 \cdot 0,4) &= 0, \\ -0,87 \cdot 0,8 + 3 \cdot 0,6 + 4 \cdot 0,3 - M &= 0, \quad 0,87 \cdot 4 \cdot 0,8 + 1,6 \cdot X_K - 2 \cdot 0,5 \cdot 0,8 = 0.\end{aligned}$$

Решая систему, найдём: $X_C = -2,24$ кН, $Y_C = -1$ кН, $Z_C = 6,39$ кН, $X_K = -1,24$ кН, $Z_K = 0,35$ кН, $M = 2,3$ кН·м.

$$\text{Окончательно, реакция подпятника } R_C = \sqrt{X_C^2 + Y_C^2 + Z_C^2} = 6,84 \text{ кН,}$$

$$\text{реакция подшипника } R_K = \sqrt{X_K^2 + Z_K^2} = 1,29 \text{ кН.}$$

Задача 2. Плита весом P расположена в вертикальной плоскости zAy . В точке A плита закреплена пространственным шарниром, а в точке B на оси y опирается на цилиндрический шарнир (подшипник). Плита удерживается в равновесии

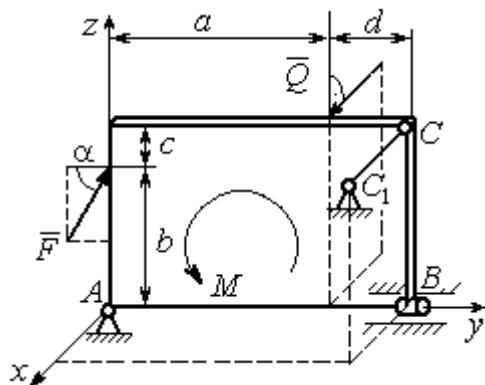


Рис. 1.17. Равновесие плиты

при помощи невесомого стержня CC_1 , прикрепленного шарниром к плите в её верхнем углу, в точке C перпендикулярно плоскости плиты (рис. 1.17).

На плиту действует сила $\bar{Q}$, приложенная на краю плиты перпендикулярно её плоскости, и сила $\bar{F}$, лежащая в плоскости плиты и направленная под углом α к горизонту (см. рис. 1.17). Кроме того, в плоскости плиты на неё действует пара сил с моментом M . Найти реакции шарниров A и B и усилие в стержневой подпорке CC_1 при равновесии плиты, если параметры нагрузки: $P = 1$ кН, $Q = 500$ Н, $F = 400$ Н, $M = 300$ Н·м, $\alpha = 35^\circ$, $a = 2$ м, $b = 1,5$ м, $c = 0,2$ м, $d = 0,4$ м.

Решение

Заменим связи плиты их реакциями. Реакция шарнира A раскладывается на три составляющие: $\bar{X}_A$, $\bar{Y}_A$, $\bar{Z}_A$ по направлениям координатных осей. Направления координатных осей показаны на рис. 1.17. Реакция подшипника B лежит в плоскости, перпендикулярной оси подшипника, и ее составляющими будут вектора $\bar{X}_B$, $\bar{Z}_B$, направленные вдоль координатных осей x, z . Реакция стержня $\bar{T}$ направлена вдоль стержня. Действие сил и реакций показано на рис.1.18.

Пространственная система сил, действующих на плиту, является уравновешенной: $(\bar{P}, \bar{F}, \bar{X}_B, \bar{Z}_B, \bar{T}, \bar{X}_A, \bar{Y}_A, \bar{Z}_A, M) \infty 0$. Уравнения равновесия:

$$\sum F_{kx} = 0, \sum F_{ky} = 0, \sum F_{kz} = 0,$$

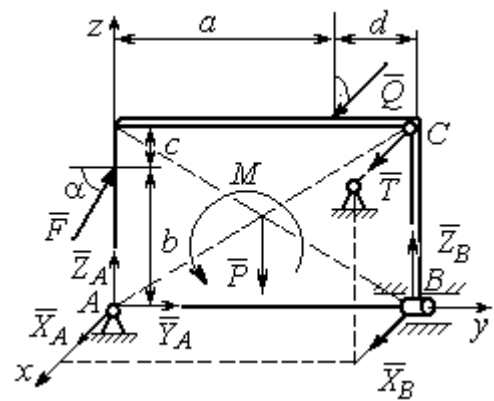


Рис. 1.18. Действие сил и реакций при равновесии плиты

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \sum M_z(\vec{F}_k) = 0.$$

В вычислениях моментов сил относительно осей будем считать момент положительным, если при взгляде со стороны положительного направления оси, сила вращает тело (плиту) против хода часовой стрелки. Получим:

$$\sum F_{kx} = 0, X_A + Q + X_B + T = 0,$$

$$\sum F_{ky} = 0, Y_A + F \cos \alpha = 0,$$

$$\sum F_{kz} = 0, Z_A + F \sin \alpha - P + Z_B = 0$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, -F \cos \alpha \cdot b - P \cdot 0,5(a + d) + Z_B(a + d) + M = 0,$$

$$\sum M_y(\vec{F}_k) = 0, Q \cdot (b + c) + T \cdot (b + c) = 0,$$

$$\sum M_z(\vec{F}_k) = 0, -Q \cdot a - T \cdot (a + d) - X_B \cdot (a + d) = 0.$$

Подставив исходные данные задачи, получим систему уравнений:

$$X_A + 500 + X_B + T = 0, Y_A + 400 \cdot 0,82 = 0, Z_A + 400 \cdot 0,57 - 1000 + Z_B = 0,$$

$$-400 \cdot 0,82 \cdot 1,5 - 1000 \cdot 0,5 \cdot 2,4 + Z_B \cdot 2,4 + 300 = 0,$$

$$500 \cdot 1,7 + T \cdot 1,7 = 0, -500 \cdot 2 - T \cdot 2,4 - X_B \cdot 2,4 = 0,$$

откуда находим значения составляющих реакций:

$$T = -500 \text{ Н}, X_B = 83,33 \text{ Н}, Z_B = 580 \text{ Н},$$

$$X_A = -83,33 \text{ Н}, Y_A = -328 \text{ Н}, Z_A = 192 \text{ Н}.$$

Полные реакции пространственного шарнира A :

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2 + Z_A^2} = 389,09 \text{ Н},$$

цилиндрического шарнира B : $R_B = \sqrt{X_B^2 + Z_B^2} = 585,95 \text{ Н}.$

2. КИНЕМАТИКА ТОЧКИ И ТВЕРДОГО ТЕЛА

Кинематикой называется раздел механики, в котором изучаются свойства движения материальных тел без учета их масс и действующих на них сил.

2.1. Кинематика точки. Основные параметры движения точки

Кривая, которую описывает движущаяся точка, называется **траекторией** точки. Движение точки может быть задано **векторным, координатным** или **естественным** способами.

Векторный способ основан на определении положения точки ее радиусом-вектором в виде векторного уравнения $\vec{r} = \vec{r}(t)$. При **координатном способе** задания движения точки положение точки определяется ее координатами, заданными для каждого момента времени: $x = x(t)$, $y = y(t)$, $z = z(t)$. **Естественный способ** задания движения используется, если заранее известна траектория движения точки. Тогда положение точки однозначно определяется длиной дуги $OM = S(t)$, отсчитываемой от некоторой фиксированной точки O , принятой за начало отсчета.

Мгновенная скорость, или скорость точки в данный момент времени, является векторной величиной и определяется как производная по времени от радиуса-вектора точки: $\vec{V} = \dot{\vec{r}}$. Вектор скорости точки $\vec{V}$ всегда направлен по касательной к траектории в сторону движения точки.

При координатном способе задания движения величины проекций вектора скорости $\vec{V}$ на координатные оси определяются как производные по времени от соответствующих координат: $V_x = \dot{x}$, $V_y = \dot{y}$, $V_z = \dot{z}$. Модуль вектора скорости: $V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2}$. При естественном способе задания движения вектор скорости точки определяется равенством: $\vec{V} = \dot{S} \vec{\tau}$, где $S = S(t)$ – закон изменения длины дуги, $\vec{\tau}$ – единичный вектор касательной к траектории движения, направленный в сторону возрастающих расстояний.

Величина $V = |\dot{S}|$ называется алгебраической скоростью точки. При $\dot{S} > 0$ вектор скорости $\vec{V}$ направлен по единичному вектору $\vec{\tau}$ – в сторону возрастающих расстояний. При $\dot{S} < 0$ он имеет направление, противоположное единичному вектору $\vec{\tau}$, т. е. в сторону убывающих расстояний.

Мгновенное ускорение, или ускорение точки в данный момент времени, является векторной величиной и определяется как производная по времени от вектора скорости точки или как вторая производная от радиус-вектора точки: $\vec{a} = \dot{\vec{V}} = \ddot{\vec{r}}$. При координатном способе проекции вектора ускорения $\vec{a}$ на координатные оси – величины a_x , a_y , a_z – определяются равенствами: $a_x = \dot{V}_x = \ddot{x}$, $a_y = \dot{V}_y = \ddot{y}$, $a_z = \dot{V}_z = \ddot{z}$. Модуль вектора ускорения равен: $a = \sqrt{a_x^2 + a_y^2 + a_z^2}$.

При естественном способе задания движения вектор ускорения точки $\vec{a}$ раскладывается на две взаимно перпендикулярные составляющие $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$, параллельные осям n и τ естественной системы координат, и представляется в виде равенства $\vec{a} = a_\tau \vec{\tau} + a_n \vec{n}$, или $\vec{a} = \vec{a}_\tau + \vec{a}_n$, где $\vec{\tau}$ – единичный направляющий вектор оси, касательной к траектории (касательная ось); $\vec{n}$ – единичный направляющий вектор главной нормали траектории. Величина a_n называется **нормальным ускорением** точки и вычисляется по формуле: $a_n = \frac{V^2}{\rho}$, где ρ – радиус кривизны траектории. (У окружности радиус кривизны равен её радиусу, у прямой линии – бесконечности.) Вектор $\vec{a}_n$ нормальной составляющей ускорения всегда направлен к центру кривизны траектории. При движении по окружности радиус кривизны траектории равен радиусу окружности, а центр кривизны траектории совпадает с центром окружности. Величина a_τ называется **касательным ускорением** и равна модулю второй производной от заданного закона изменения длины дуги: $a_\tau = |\ddot{S}|$, где $S = S(t)$ – закон изменения длины дуги. Направление вектора касательного ускорения $\vec{a}_\tau$ зависит от знака второй производной $\ddot{S}$. При $\ddot{S} > 0$

вектор $\vec{a}_\tau$ в направлен в сторону возрастающих расстояний, по направлению единичного вектора $\vec{\tau}$, при $\ddot{S} < 0$ – в сторону убывающих расстояний (противоположно единичному вектору $\vec{\tau}$). Вектор полного ускорения $\vec{a}$ направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$. Модуль вектора ускорения: $a = \sqrt{a_n^2 + a_\tau^2}$.

2.2. Вращение тела вокруг неподвижной оси

Движение тела, при котором все точки некоторой его прямой остаются неподвижными, называется **вращательным**, а указанная прямая называется осью вращения. Вращение тела задается углом поворота $\varphi = \varphi(t)$ подвижной плоскости, связанной с телом, относительно некоторого ее начального положения. Направление вращения с возрастанием угла поворота считается положительным.

Величина **угловой скорости** вращения тела равна модулю производной от угла поворота тела по времени: $\omega = |\dot{\varphi}|$. Направление угловой скорости вращения тела зависит от знака производной $\dot{\varphi}$. При $\dot{\varphi} > 0$ вращение происходит в положительном направлении, в сторону возрастания угла поворота, при $\dot{\varphi} < 0$ – в отрицательном. Направление угловой скорости обычно показывают дуговой стрелкой вокруг оси вращения. Вектор угловой скорости $\vec{\omega}$ направлен вдоль оси вращения в сторону, откуда вращение тела видно против хода часовой стрелки.

Величина **углового ускорения** при вращении тела равна модулю второй производной от угла поворота тела по времени: $\varepsilon = |\ddot{\varphi}|$. Если $\ddot{\varphi}$ одного знака с $\dot{\varphi}$, то угловое ускорение ускоряет вращение тела, если разных знаков, то угловое ускорение замедляет вращение.

При вращательном движении тела все его точки движутся по окружностям, радиусы которых равны расстояниям от выбранной точки до неподвижной оси. **Скорость точки вращающегося твердого тела** (в отличие от угловой скорости тела) называют **линейной**, или **окружной скоростью** точки. Величина скорости рассчитывается по формуле: $V = \omega h$, где ω – величина угловой скорости тела; h

– расстояние от точки до оси вращения. Вектор скорости точки лежит в плоскости описываемой точкой окружности и направлен по касательной к ней в сторону вращения тела. Отношение скоростей двух точек вращающегося тела равно отношению расстояний от этих точек до оси: $\frac{V_{M1}}{V_{M2}} = \frac{h_1}{h_2}$.

Ускорение точки вращающегося твердого тела рассчитывается как ускорение точки при естественном способе задания движения в виде суммы векторов касательного и нормального ускорений: $\vec{a}_M = \vec{a}_\tau + \vec{a}_n$. Величины касательного, нормального и полного ускорений точки вращающегося тела, соответственно: $a_\tau = \varepsilon h$, $a_n = \omega^2 h$, $a_M = \sqrt{a_\tau^2 + a_n^2}$, где ω , ε – угловая скорость и угловое ускорение тела; h – расстояние от точки до оси вращения.

2.3. Плоскопараллельное движение твёрдого тела

Плоскопараллельным, или плоским движением твердого тела, называется такое движение, при котором все точки тела движутся параллельно некоторой неподвижной плоскости. Плоское движение представляется в виде суммы мгновенного поступательного движения, при котором все точки плоской фигуры движутся со скоростью выбранной точки-полюса, и мгновенного вращательного движения вокруг этого полюса.

Скорость любой точки M плоской фигуры равна векторной сумме вектора скорости точки-полюса и вектора скорости точки M при вращении тела вокруг этого полюса: $\vec{V}_M = \vec{V}_A + \vec{V}_{MA}$, где $\vec{V}_M$ – скорость точки M ; $\vec{V}_A$ – скорость полюса A ; $\vec{V}_{MA}$ – вектор скорости точки M при вращении тела вокруг полюса A , модуль скорости $V_{MA} = \omega \cdot MA$, где ω – угловая скорость мгновенного вращательного движения тела вокруг полюса; MA – расстояние между полюсом A и точкой M .

Мгновенным центром скоростей называется такая точка P плоской фигуры, скорость которой в данный момент времени равна нулю. Выбрав в качестве полюса мгновенный центр скоростей, скорость любой точки плоской фигуры

находят так, как если бы мгновенное движение фигуры было вращательным вокруг мгновенного центра скоростей.

Способы построения мгновенного центра скоростей

1. Если известны направления скоростей $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ каких-нибудь двух точек A и B плоской фигуры, то мгновенный центр скоростей находится в точке пересечения перпендикуляров, восстановленных из этих точек к векторам скоростей (рис. 2.1, *a*).

2. Если скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ двух точек A и B плоской фигуры известны и параллельны друг другу, а линия AB перпендикулярна $\vec{V}_A$ (и, конечно, $\vec{V}_B$), то мгновенный центр скоростей определяется как точка пересечения линий, проведенных через основания и вершины векторов скоростей (построение показано на рис. 2.1, *b, c*).

3. Если скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ двух точек A и B параллельны друг другу, но линия AB , соединяющая эти точки, не перпендикулярна векторам скоростей (рис. 2.1, *d*), то мгновенная угловая скорость тела равна нулю и движение тела в данный момент времени является мгновенным поступательным. В этом случае скорости всех точек равны по величине и направлению.

4. Если плоскопараллельное движение осуществляется путем качения без скольжения одного тела по неподвижной поверхности другого, то мгновенный

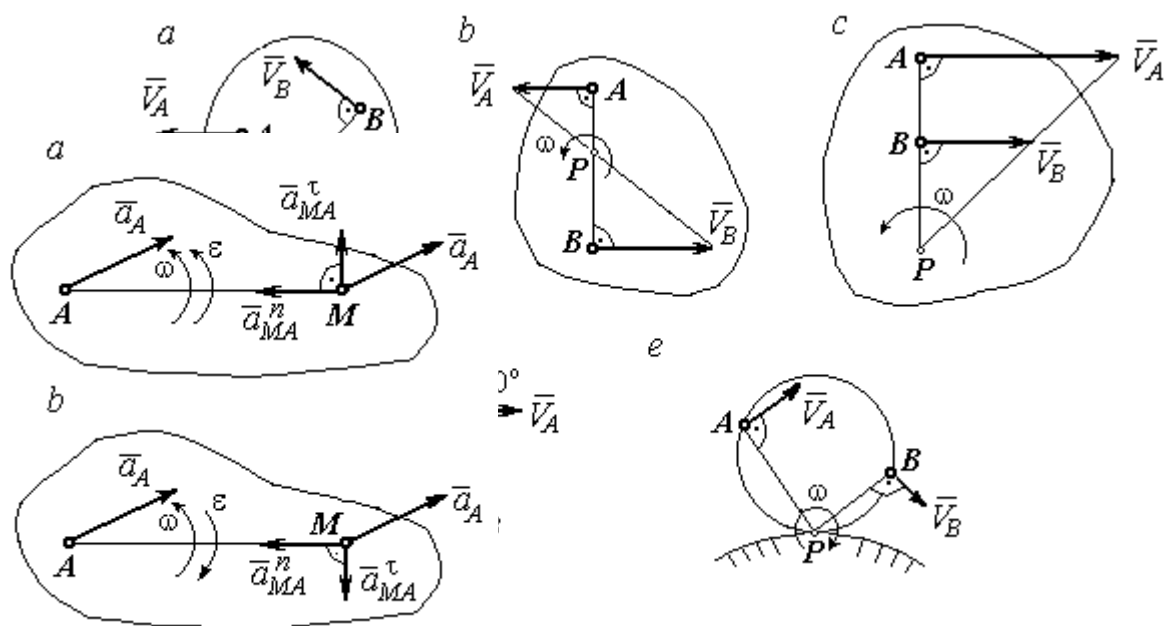


Рис. 2.2. Ускорения точек плоской фигуры:
 а – ускоренное движение;
 б – замедленное движение

Рис. 2.1. Способы построения мгновенного центра скоростей
 центр скоростей расположен в точке касания
 катящегося тела с неподвижной поверхно-
 стью (рис. 2.1, е).

Ускорение любой точки M плоской фигуры при плоскопараллельном движении твердого тела представляется как сумма векторов – ускорения полюса и ускорения точки M при вращении фигуры вокруг полюса. Учитывая, что ускорение точки вращающегося тела представляется как сумма нормального и касательного ускорений, получим:

$$\vec{a}_M = \vec{a}_A + \vec{a}_{MA}^{\tau} + \vec{a}_{MA}^n,$$

где $\vec{a}_A$ – ускорение полюса A ; $\vec{a}_{MA}^{\tau}$, $\vec{a}_{MA}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки M при вращении фигуры вокруг полюса A .

Вектор нормального ускорения $\vec{a}_{MA}^n$ всегда направлен от точки M к полюсу A . Вектор касательного ускорения $\vec{a}_{MA}^{\tau}$ направлен перпендикулярно отрезку AM в сторону вращения, если оно ускоренное (рис. 2.2, а), и против вращения, если оно

замедленное (рис. 2.2, *b*). Численно величины касательного и нормального составляющих ускорения точки M определяются по формулам:

$$a_{MA}^{\tau} = \varepsilon \cdot AM, \quad a_{MA}^n = \omega^2 \cdot AM,$$

где ω , ε – угловая скорость и угловое ускорение тела (плоской фигуры); AM – расстояние от точки M до полюса A (см. рис. 2.2).

Если при движении плоской фигуры известны траектории движения полюса A и точки M , то для определения ускорения точки M используется векторное равенство

$$\vec{a}_M^{\tau} + \vec{a}_M^n = \vec{a}_A^{\tau} + \vec{a}_A^n + \vec{a}_{MA}^{\tau} + \vec{a}_{MA}^n,$$

где $\vec{a}_M^{\tau}$, $\vec{a}_M^n$, $\vec{a}_A^{\tau}$, $\vec{a}_A^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки M и полюса A при движении их по заданным траекториям.

2.4. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек твердого тела при поступательном и вращательном движениях

По заданному движению одного из звеньев механизма $x_1 = x_1(t)$ (варианты 1, 3, 5, 7, 9) или $\varphi_1 = \varphi_1(t)$ (варианты 2, 4, 6, 8, 10) найти в момент времени t_1 скорость, касательное, нормальное и полное ускорения точки M звена механизма, совершающего вращательное движение, а также скорость и ускорение звена 4, совершающего поступательное движение.

Варианты заданий даны на рис. 2.3, 2.4. Исходные данные представлены в табл. 2.1.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22	Варианты № 3, 13, 23

Варианты № 4, 14, 24	Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28

Рис. 2.3. Задание K1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела.
Номера вариантов задания 1 – 8, 11 – 18, 21 – 28

Окончание вариантов задания K1

Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30

Рис. 2.4. Задание K1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела.
Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

**Исходные данные вариантов задания К1. Определение скоростей
и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях
твёрдого тела**

Номер варианта задания	$R_1, \text{см}$	$R_2, \text{см}$	$R_3, \text{см}$	$r_3, \text{см}$	$x_1(t), \text{см}$ $\varphi_1(t), \text{рад}$	$t_1, \text{с}$
1	—	40	45	35	$x_1(t) = (3t - 1)^2$	2
2	10	20	38	18	$\varphi_1(t) = t^2 + 6\cos(\pi t/6)$	3
3	—	30	42	18	$x_1(t) = 5t^2 - 2\cos(\pi t/2)$	1
4	15	30	45	20	$\varphi_1(t) = 5t^2 + \cos(\pi t/2)$	2
5	—	30	40	20	$x_1(t) = 6t - \cos(\pi t/3)$	3
6	10	20	30	10	$\varphi_1(t) = t^3 - \cos(\pi t/2)$	1
7	—	30	40	30	$x_1(t) = 2\sin(\pi t/2) + \cos(\pi t/2)$	2
8	8	10	30	25	$\varphi_1(t) = 5t + \cos(\pi t/2)$	2
9	—	18	30	18	$x_1(t) = 5t + \cos(\pi t/3)$	3
10	15	30	50	20	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \sin(\pi t/4)$	2
11	—	30	40	25	$x_1(t) = (t^2 - 3t)$	2
12	12	20	40	28	$\varphi_1(t) = 3t^2 + 6\sin(\pi t/6)$	3
13	—	25	60	42	$x_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/2)$	1
14	10	30	45	30	$\varphi_1(t) = 3t^2 + 2\cos(\pi t/2)$	2

Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	R_3 , см	r_3 , см	$x_1(t)$, см $\varphi_1(t)$, рад	t_1 , с
15	—	20	30	20	$x_1(t) = 3t^2 - \cos(\pi t/3)$	3
16	12	18	40	20	$\varphi_1(t) = 2t^3 + \cos(\pi t/2)$	1
17	—	20	35	15	$x_1(t) = 2 \sin(\pi t/2) - \cos(\pi t/2)$	2
18	15	18	40	25	$\varphi_1(t) = 5t + \cos(\pi t/2)$	1
19	—	22	50	18	$x_1(t) = t^2 + \cos(\pi t/3)$	3
20	10	20	45	10	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \sin(\pi t/4)$	4
21	—	20	40	20	$x_1(t) = t + (3t - 4)^2$	2
22	8	18	42	18	$\varphi_1(t) = 2t^2 + 12\cos(\pi t/6)$	3
23	—	45	60	40	$x_1(t) = 4t^2 + \sin(\pi t/2)$	1
24	5	15	30	20	$\varphi_1(t) = 2t^2 + 4\cos(\pi t/2)$	2
25	—	15	35	25	$x_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/3)$	3
26	18	20	35	20	$\varphi_1(t) = 2t^3 + \sin(\pi t/2)$	1
27	—	15	35	15	$x_1(t) = 2 \sin(\pi t/2) - \cos(\pi t/2)$	1
28	10	12	40	25	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/2)$	1
29	—	35	50	10	$x_1(t) = t^3 - \cos(\pi t/2)$	1
30	10	20	40	10	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/4)$	4

Пример выполнения задания К1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела

По заданному уравнению движения звена 1 механизма (рис. 2.5, а) определить скорость, нормальное, касательное и полное ускорения точки M на момент времени t_1 , а также скорость и ускорение звена 4, если значения радиусов колес механизма и закон движения звена 1: $R_2 = 20$ см, $r_2 = 5$ см, $R_3 = 8$ см, $r_3 = 4$ см, $x_1 = 2t^2 - 5t$ см, $t_1 = 1$ с.

Решение

Отметим на схеме положительные направления отсчета углов поворота дисков 2 и 3, соответствующие заданному положительному направлению движения звена 1.

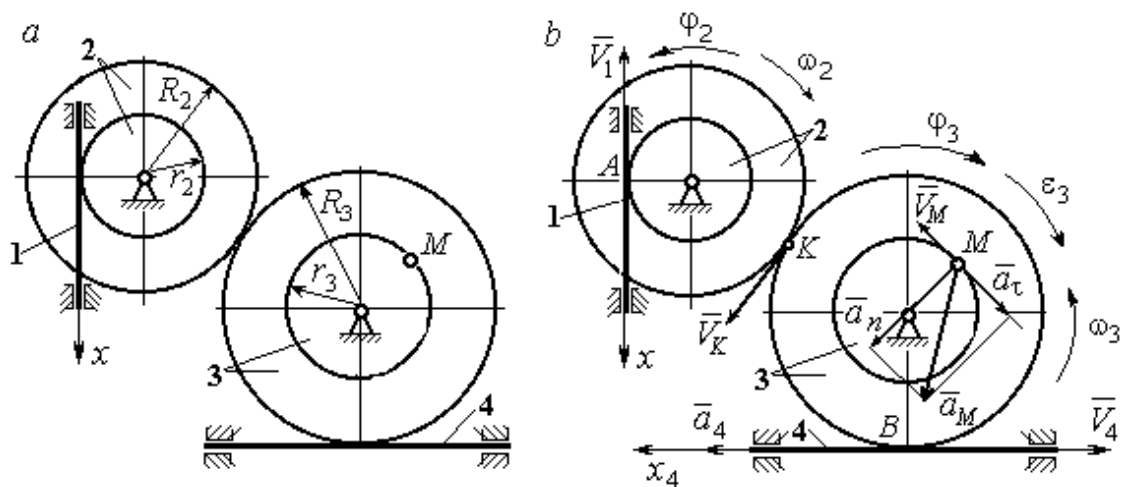


Рис. 2.5. Кинематика вращательного движения твердого тела:
 а – схема механизма; б – расчетная схема для определения скоростей и ускорений точек механизма

Направления показаны на рис 2.5, б дуговыми стрелками φ_2 , φ_3 , а положительное направление движения звена 4 – направлением оси x_4 .

Звено 1 движется поступательно. Движение задано координатным способом в виде закона изменения координаты x . Дифференцируем по времени уравнение движения: $\dot{x} = 4t - 5$ см/с. В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной: $\dot{x}(1) = -1$ см/с. Отрицательное значение производной $\dot{x}$ показывает, что в данный момент времени звено 1 движется в отрицательном направлении оси x . Скорость звена 1 равна модулю производной: $V_1 = |\dot{x}|$. На рис. 2.5, б направление движения звена 1 в момент времени $t_1 = 1$ с показано вектором скорости $\vec{V}_1$, направленным в сторону, противоположную положительному направлению оси x . Эту же скорость будет иметь точка A – точка контакта звена 1 с диском 2, лежащая на расстоянии r_2 от оси вращения диска. Следовательно, $V_1 = V_A = \omega_2 r_2$, где ω_2 – угловая скорость диска 2. Отсюда угловая скорость диска: $\omega_2 = \frac{V_A}{r_2} = \frac{|4t - 5|}{5} = |\dot{\varphi}_2|$ рад/с. При $t_1 = 1$ с значение производной отрицательно: $\dot{\varphi}_2(1) = -0,2$ рад/с. Это означает, что в заданный момент времени вращение диска 2 с угловой скоростью

$\omega_2(1) = |\dot{\phi}_2(1)| = 0,2$ рад/с происходит в отрицательном для диска 2 направлении. На рис. 2.5, *b* направление вращения диска 2 показано дуговой стрелкой ω_2 в сторону, противоположную положительному направлению отсчета угла ϕ_2 . При передаче вращения диска 2 диску 3 величины угловых скоростей дисков обратно пропорциональны радиусам дисков, которым принадлежит точка контакта: $\frac{\omega_2}{\omega_3} = \frac{R_3}{R_2}$. Тогда, угловая скорость диска 3 $\omega_3 = \omega_2 \frac{R_2}{R_3} = |2t - 2,5| = |\dot{\phi}_3|$ рад/с.

В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной $\dot{\phi}_3$ отрицательно: $\dot{\phi}_3(1) = -0,5$ рад/с, и, следовательно, вращение диска 3 в данный момент времени с угловой скоростью $\omega_3(1) = |\dot{\phi}_3(1)| = 0,5$ рад/с происходит в сторону, противоположную положительному направлению отсчета угла ϕ_3 , как показано на рис. 2.5, *b*. Величина (модуль) скорости точки M рассчитывается по формуле: $V_M = \omega_3 r_3$. В момент времени $t_1 = 1$ с модуль скорости $V_M(1) = 2$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_M$ расположен по касательной к траектории движения точки M (окружности) и направлен в сторону вращения диска 3 (см. рис. 2.5, *b*).

Звено 4 движется поступательно. Скорость звена 4 равна скорости точки касания его с диском 3: $V_4 = V_B = \omega_3 R_3 = |2t - 2,5| \cdot 8 = |\dot{x}_4|$. В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной от координаты движения звена 4 отрицательно: $\dot{x}_4(1) = -4$ см/с. В результате, вектор скорости $\vec{V}_4(1)$, равный по модулю $V_4(1) = 4$ см/с, направлен вдоль оси x_4 в сторону, противоположную ее положительному направлению (см. рис. 2.5, *b*).

Угловое ускорение диска 3: $\varepsilon_3(t) = |\dot{\omega}_3| = |\ddot{\phi}_3| = 2$ рад/с². Из того, что угловая скорость ω_3 и угловое ускорение $\dot{\omega}_3$ диска 3 имеют разные знаки, следует, что вращение диска 3 замедленное. Угловое ускорение диска направлено в сторону положительного направления отсчета угла поворота ϕ_3 , диска 3 (см. рис. 2.5, *b*).

Касательное ускорение a_τ точки M рассчитывается по формуле $a_\tau = \varepsilon_3 r_3$ и в момент времени $t_1 = 1$ с: $a_\tau = 8$ см/с². Так как вращение диска 3 замедленное,

вектор касательного ускорения точки M $\vec{a}_\tau(t)$ направлен в сторону, противоположную вектору скорости $\vec{V}_M(1)$ (см. рис. 2.5, b). Нормальное ускорение a_n точки M рассчитывается как $a_n = \omega_3^2 r_3$. В момент времени $t_1 = 1$ с величина нормального ускорения: $a_n(1) = 1$ см/с². Вектор нормального ускорения $\vec{a}_n(1)$ направлен по радиусу к центру диска 3 (см. рис. 2.5, b). Полное ускорение точки M в заданный момент времени: $a_M(1) = \sqrt{a_\tau^2(1) + a_n^2(1)} = 8,06$ см/с². Вектор полного ускорения $\vec{a}_M$ направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$.

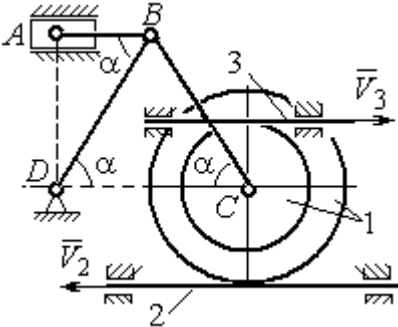
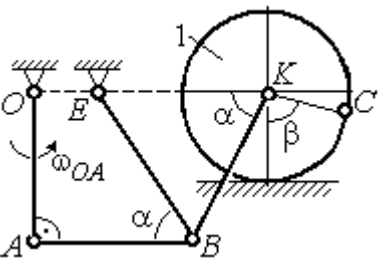
Ускорение a_4 звена 4 находится из условия, что звено 4 движется поступательно и прямолинейно. При прямолинейном движении нормальная составляющая ускорения равна нулю. Тогда $a_4 = a_{4\tau} = \dot{V}_4 = \dot{V}_B = |\dot{\omega}_3| R_3 = \varepsilon_3 R_3$.

Так как угловое ускорение диска 3 является постоянной величиной, ускорение a_4 не зависит от времени: $a_4 = 16$ см/с². Вектор ускорения $\vec{a}_4$ направлен вдоль оси x_4 в сторону положительных значений.

2.5. Задание К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

Для заданного положения плоского механизма определить скорости точек и угловые скорости звеньев механизма.

Варианты заданий показаны на рис. 2.6 – 2.8. Исходные данные вариантов заданий выбираются из таблиц, приведённых на рисунках схем механизмов.

Варианты № 1, 11, 21							Варианты № 2, 12, 22						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, \omega_{AB}, \omega_{BC}, \omega_1, \omega_{BD}$							 Найти: $V_A, V_B, V_K, \omega_1, \omega_{AB}, \omega_{OA}, \omega_{BE}, \omega_{BK}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	r_1 , см	AD , см	α , град	V_2 , см/с	V_3 , см/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	OE , см	α , град	β , град	V_C , см/с
1	10	5	20	30	8	10	2	3	5	4	30	60	10
11	12	8	25	45	10	4	12	4	8	6	45	90	8
21	10	6	15	60	5	5	22	5	12	2	60	120	12

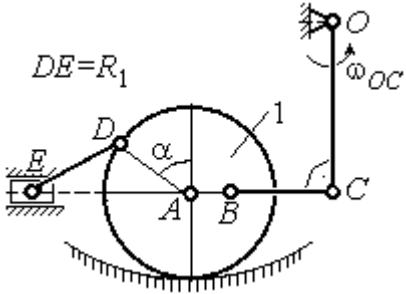
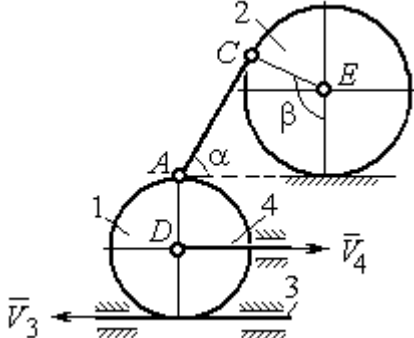
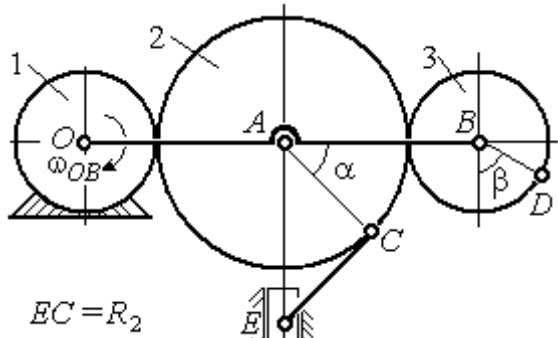
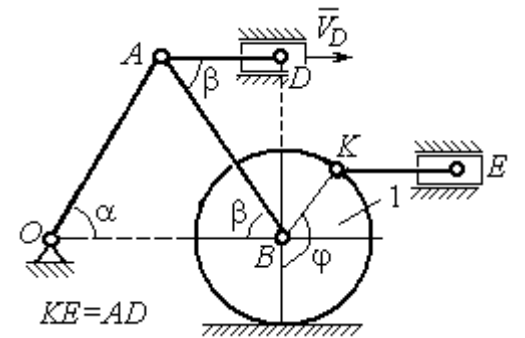
Варианты № 3, 13, 23							Варианты № 4, 14, 24						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, V_D, V_E, \omega_{BC}, \omega_1, \omega_{DE}$							 Найти: $V_A, V_C, V_E, \omega_1, \omega_2, \omega_{AC}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	OC , см	AB , см	BC , см	α , град	ω_{OC} , рад/с	Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	α , град	β , град	V_3 , см/с	V_4 , см/с
3	12	18	10	35	60	4	4	10	15	30	60	8	4
13	10	15	10	25	90	8	14	6	10	45	90	4	6
23	15	20	5	20	120	6	24	10	12	60	120	3	3

Рис. 2.6. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

Варианты № 5, 15, 25							Варианты № 6, 16, 26						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, V_D, V_E, \omega_2, \omega_3, \omega_{EC}$							 Найти: $V_A, V_B, V_K, V_E, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AD}, \omega_{KE}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	R_3 , см	α , град	β , град	ω_{OB} , рад/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	α , град	β , град	ϕ , град	V_D , см/с
5	10	20	12	60	0	6	6	10	20	30	60	60	12
15	6	18	10	90	90	8	16	12	26	30	30	90	8
25	20	25	15	120	180	4	26	15	30	60	60	120	15

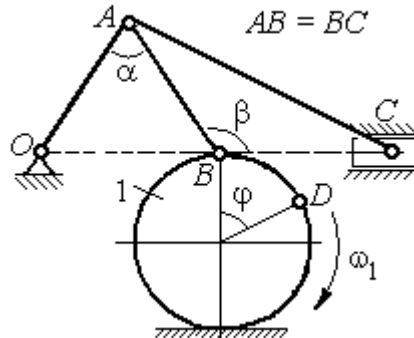
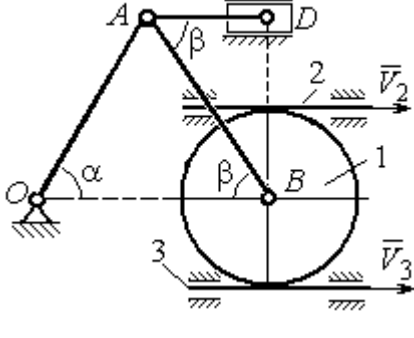
Варианты № 7, 17, 27							Варианты № 8, 18, 29						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AC}$							 Найти: $V_A, V_B, V_D, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AD}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	AB , см	α , град	β , град	ϕ , град	V_D , см/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	α , град	β , град	V_2 , см/с	V_3 , см/с
7	10	20	30	60	60	12	8	10	20	30	60	12	4
17	12	25	60	120	90	16	18	12	26	30	30	8	2
27	8	16	30	60	120	10	28	15	30	60	60	6	3

Рис. 2.7. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 5 – 8, 15 – 18, 25 – 28

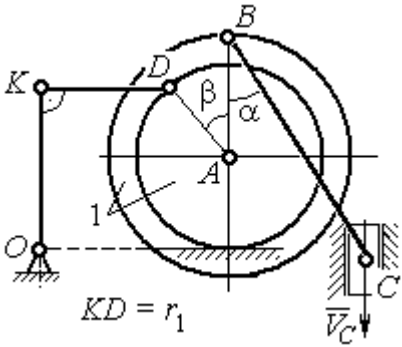
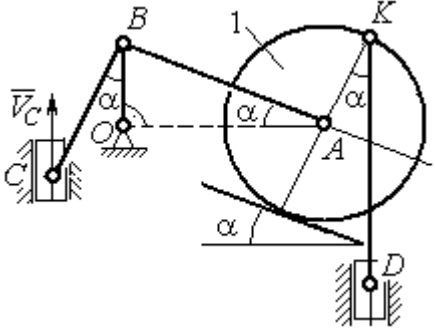
Варианты № 9, 19, 29							Варианты № 10, 20, 30						
 Найти: ω_{OK}, ω_{KD}, ω_{BC}, ω_1, V_A, V_B, V_K, V_D							 Найти: V_A, V_B, V_D, V_K, ω_{CB}, ω_1, ω_{OB}, ω_{AB}, ω_{KD}						
Номер вари- анта за- дания	R_1 , см	r_1 , см	α , град	β , град	BC , см	V_C , см/с	Номер вари- анта за- дания	R_1 , см	CB , см	OB , см	KD , см	α , град	V_C , см/с
9	20	12	45	60	60	8	10	10	20	30	60	30	4
19	24	16	60	90	50	4	20	12	26	30	50	45	2
29	16	10	30	120	40	6	30	15	30	60	60	60	3

Рис. 2.8. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

Пример выполнения задания К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

Задача 1. Плоский механизм (рис. 2.9) состоит из стержня OC и подвижных дисков 2 и 3 радиусами r_2 , r_3 , шарнирно закрепленными на стержне, соответственно, в точках A и C . Стержень OC вращается вокруг неподвижного центра O с угловой скоростью ω_{OC} . Диск 2, увлекаемый стержнем OC , катится без проскальзывания по неподвижной поверхности диска 1 радиусом r_1 . Диск 3, также увлекаемый стержнем OC , катится без проскальзывания по подвижному диску 2. В точке D , расположенной на краю диска 3, шарнирно прикреплен стержень 4, к которому в точке E шарнирно

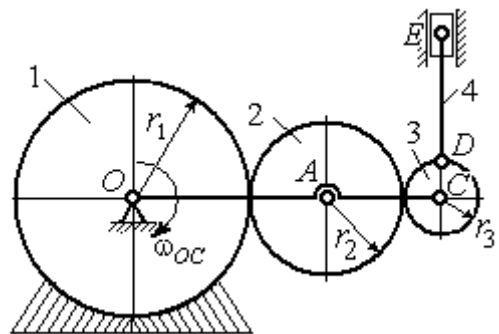


Рис. 2.9. Схема плоского механизма

прикреплен поршень E , способный совершать только вертикальное перемещение. Для заданного положения механизма (см. рис. 2.9), когда стержень OC горизонтален, стержень DE направлен по линии вертикального диаметра диска 3, найти скорости точек A , C , D , E , угловые скорости дисков 2, 3 и стержня 4, если: $r_1 = 6$ см, $r_2 = 4$ см, $r_3 = 2$ см, $DE = 10$ см, $\omega_{OC} = 1$ рад/с.

Решение

Определим скорость точки A , общей для стержня OC и диска 2: $V_A = \omega_{OC}(r_1 + r_2) = 10$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_A$ перпендикулярен стержню OC и направлен в сторону его вращения (рис. 2.10).

Диск 2 катится по неподвижной поверхности диска 1. Точка касания диска 2 с неподвижным диском 1 является мгновенным центром скоростей диска 2. На

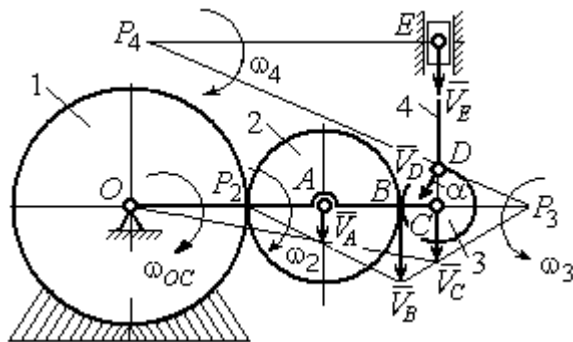


Рис. 2.10. Расчетная схема для определения скоростей точек механизма и угловых скоростей его звеньев

рис. 2.10 центр скоростей диска 2 обозначен точкой P_2 . В этом случае скорость точки A может быть определена через угловую скорость диска ω_2 следующим образом: $V_A = \omega_2 \cdot AP_2 = 4\omega_2$. Так как $V_A = 10$ см/с, получим $\omega_2 = 2,5$ рад/с.

Для того чтобы найти угловую скорость диска 3, необходимо определить по-

ложение его мгновенного центра скоростей. С этой целью вычислим скорости точек B и C . Скорость точки B может быть найдена через угловую скорость диска 2: $V_B = \omega_2 \cdot BP_2 = 20$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_B$ перпендикулярен отрезку BP_2 и направлен в сторону мгновенного вращения диска 2 вокруг своего центра скоростей P_2 .

Скорость точки C определяется через угловую скорость стержня OC : $V_C = \omega_{OC}(r_1 + 2r_2 + r_3) = 16$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен стержню OC и направлен в сторону его вращения (см. рис. 2.10).

Построение мгновенного центра скоростей P_3 диска 3 по известным скоростям $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_C$ показано на рис. 2.10. Его положение определяется из условия, что отношение скоростей двух точек тела, совершающего плоскопараллельное движение, равно отношению расстояний от этих точек до мгновенного центра скоростей:

$\frac{V_B}{V_C} = \frac{r_3 + CP_3}{CP_3}$. Разрешая пропорцию относительно неизвестной величины

CP_3 , получим: $CP_3 = 8$ см. Скорость точки C выражается через угловую скорость

диска 3 $V_C = \omega_3 \cdot CP_3$. Отсюда величина угловой скорости диска 3: $\omega_3 = \frac{V_C}{CP_3} =$

2 рад/с. Направление мгновенного вращения диска 3 вокруг своего центра скоростей определяется известными направлениями скоростей точек C и B , принадлежащих диску 3 (см. рис. 2.10). Скорость точки D $V_D = \omega_3 \cdot DP_3 = 2 \cdot \sqrt{2^2 + 8^2}$

$= 16,5$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_D$ перпендикулярен отрезку DP_3 и направлен в сторону мгновенного вращения диска 3 вокруг центра P_3 .

Для определения скорости поршня E воспользуемся теоремой о проекциях скоростей точек плоской фигуры, согласно которой проекции скоростей двух точек плоской фигуры на ось, проходящую через эти точки, равны между собой.

Проведем ось через точки D и E . По построению, угол α между вектором $\vec{V}_D$ и

осью DE равен углу $\angle DP_3C$ (см. рис. 2.10). Тогда, $\cos \alpha = \frac{CP_3}{DP_3} = \frac{8}{\sqrt{2^2 + 8^2}} = 0,97$,

откуда $\alpha = 14^\circ$. На основании теоремы о проекциях скоростей точек плоской фигуры имеем равенство: $V_D \cos \alpha = V_E \cos 0$, откуда скорость точки E : $V_E = 16$ см/с.

Мгновенный центр скоростей стержня 4 – точка P_4 – определяется как точка пересечения перпендикуляров к векторам скоростей $\vec{V}_D$ и $\vec{V}_E$, восстановленных, соответственно, из точек D и E (см. рис. 2.10). Угловая скорость стержня 4, совершающего мгновенный поворот вокруг своего центра скоростей, равна: $\omega_4 = \frac{V_E}{EP_4}$,

где EP_4 – расстояние от точки E до мгновенного центра скоростей звена 4,

$EP_4 = DE \cdot \operatorname{ctg} \alpha = 40$ см. В результате, $\omega_4 = 0,4$ рад/с. Направление мгновенного вращения звена 4 вокруг своего центра скоростей определяется направлением скорости точки D .

Задача 2. В плоском стержневом механизме (рис. 2.11) кривошипы OA и ED вращаются вокруг неподвижных центров O и E . В крайней точке D кривошипа ED к нему прикреплен шатун DB , второй конец которого в точке B прикреплен к кривошипу OA . Шатун AC прикреплен в точке A к кривошипу AO , а другим своим концом – к ползуну C , способному совершать только вертикальное движение. Все соединения шарнирные. В заданном положении механизма кривошип OA вертикален, шатун DB расположен горизонтально, кривошип ED наклонен под углом 60° к горизонтали, а шатун AC отклонен на угол 30° от вертикального положения кривошипа AO . Найти скорости всех отмеченных на схеме точек и угловые скорости всех звеньев, если линейные размеры звеньев механизма $AC = 6$ см, $AB = 2$ см, $BO = 8$ см, $DB = 10$ см и скорость ползуна в данный момент $V_C = 4$ см/с.

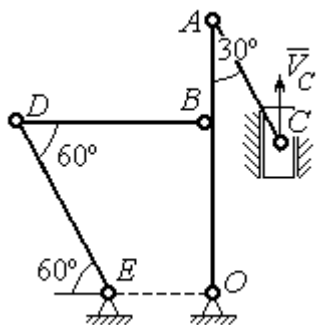


Рис. 2.11. Стержневой механизм

Решение

Кривошипы OA и ED совершают вращательные движения вокруг неподвижных центров. Скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ точек A и B перпендикулярны кривошипу OA , а скорость $\vec{V}_D$ точки D перпендикулярна кривошипу ED . Направления векторов скоростей точек показаны на рис. 2.12.

Шатун AC совершает плоскопараллельное движение. Его мгновенный центр скоростей P_1 находится как точка пересечения перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_C$. Угловая скорость звена AC равна

$$\omega_{AC} = \frac{V_C}{P_1C} = \frac{V_C}{AC \cdot \sin 30^\circ} = \frac{4}{3} \text{ рад/с.}$$

Далее, полагая, что точка A принадлежит шатуну AC , найдем её скорость:

$$V_A = \omega_{AC} \cdot P_1A = \frac{4}{3} AC \cdot \cos 30^\circ = 4\sqrt{3} \text{ см/с.}$$

Теперь, исходя из того, что точка A принадлежит как шатуну AC , так и кривошипу OA , найдём его угловую скорость:

$$\omega_{AO} = \frac{V_A}{AO} = 0,4\sqrt{3} \text{ рад/с.}$$

Скорость точки B

$$\text{кривошипа } V_B = \omega_{AO} \cdot OB = 3,2\sqrt{3} \text{ см/с.}$$

Шатун DB совершает плоскопараллельное движение. Зная направления скоростей точек B и D , построим мгновенный центр скоростей P_2 звена DB как точку пересечения перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_D$ (см. рис. 2.12). Тогда, угловая

$$\text{скорость шатуна } DB \quad \omega_{DB} = \frac{V_B}{P_2B} = \frac{3,2\sqrt{3}}{DB \cdot \operatorname{tg} 60^\circ} = 0,32 \text{ рад/с.}$$

Скорость точки D

$$V_D = \omega_{DB} \cdot P_2D = 0,32 \frac{DB}{\sin 30^\circ} = 6,4 \text{ см/с.}$$

Угловая скорость кривошипа DE

$$\omega_{DE} = \frac{V_D}{DE} = \frac{6,4}{(OB / \sin 60^\circ)} = 0,69 \text{ рад/с.}$$

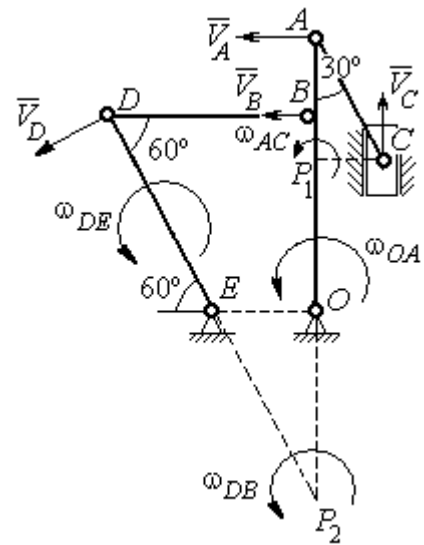
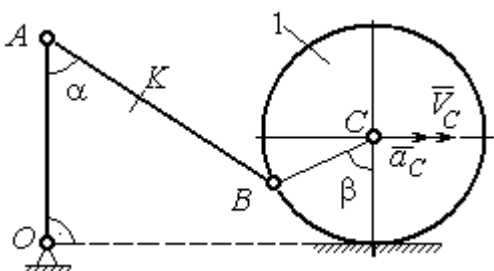
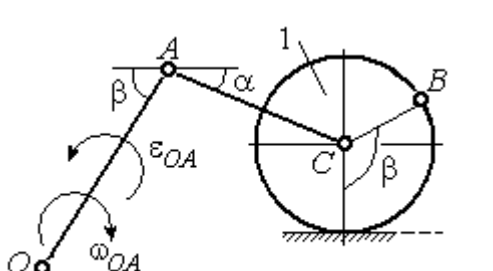


Рис. 2.12. Расчётная схема определения скоростей точек механизма и угловых скоростей его звеньев

2.6. Задание К3. Определение ускорений точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

при

Для заданного положения плоского механизма определить ускорения точек звеньев механизма и угловые ускорения звеньев. Варианты заданий и исходные данные приведены на рис. 2.13 – 2.15.

Варианты № 1, 11, 21								Варианты № 2, 12, 22							
 Найти: a_A, a_K, ϵ_{AB}								 Найти: a_C, a_B, ϵ_{AC}							
Номер вари- анта зада- ния	AB, см	AK, см	α , град	β , град	R_1 , см	V_C , см/с	a_C , см/с ²	Номер вари- анта зада- ния	R_1 , см	OA, см	AC, см	α , град	β , град	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²
1	16	10	60	120	10	12	6	2	5	10	12	30	60	2	4
11	20	16	30	60	8	10	8	12	8	24	20	30	120	1	2
21	18	10	60	180	6	8	4	22	6	12	15	60	90	2	3

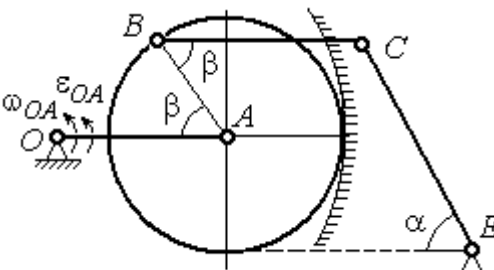
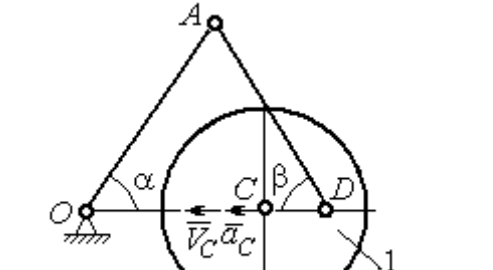
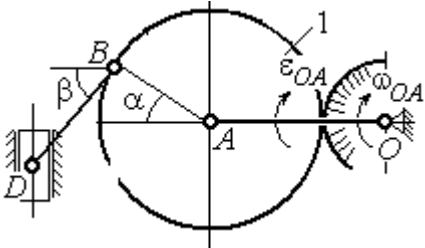
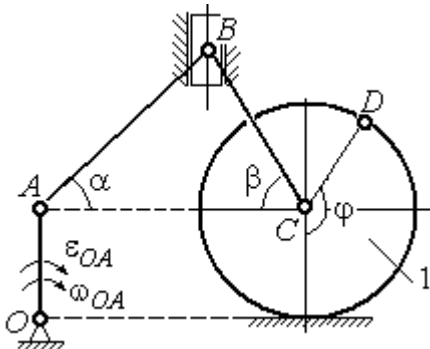
Варианты № 3, 13, 23								Варианты № 4, 14, 24							
 Найти: a_C, a_B, ϵ_{BC}								 Найти: a_A, a_D, ϵ_{DA}							
Номер вари- анта зада- ния	BC, см	AO, см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта зада- ния	R_1 , см	OA, см	DC, см	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
3	16	15	60	90	10	2	3	4	10	28	5,78	60	30	10	2
13	18	12	90	60	8	3	2	14	8	24	4,62	30	90	8	3
23	14	12	30	120	10	2	4	24	6	20	6	45	45	12	2

Рис. 2.13. Задание К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

Варианты № 5, 15, 25								Варианты № 6, 16, 26							
 Найти: a_D, a_B, ϵ_{BD}								 Найти: a_B, a_D, ϵ_{BC}							
Номер вари- анта зада- ния	OA, см	BD, см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта зада- ния	R_1 , см	AB, см	φ , град	α , град	β , град	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²
5	16	10	60	30	10	4	3	6	6	18	60	30	30	2	3
15	18	8	90	45	12	2	4	16	8	20	90	60	30	2	4
25	14	12	30	60	8	3	2	26	5	16	120	30	60	3	4

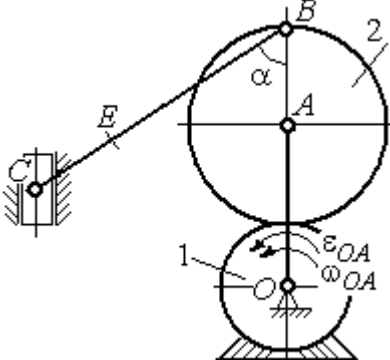
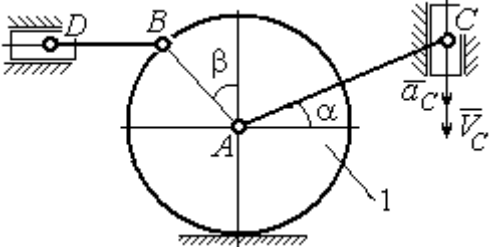
Варианты № 7, 17, 27								Варианты № 8, 18, 28							
 Найти: a_E, a_C, ϵ_{BC}								 Найти: a_D, a_B, ϵ_{BD}							
Номер вари- анта зада- ния	BC, см	BE, см	α , град	R_1 , см	R_2 , см	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта зада- ния	R_1 , см	BD, см	AC, см	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
7	22	10	60	2	10	2	3	8	4	5	12	60	60	12	5
17	28	15	30	3	6	3	4	18	6	10	16	45	90	10	8
27	20	8	45	4	8	2	2	28	8	8	16	30	120	8	6

Рис. 2.14. Задание К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 5 – 8, 15 – 18, 25 – 28

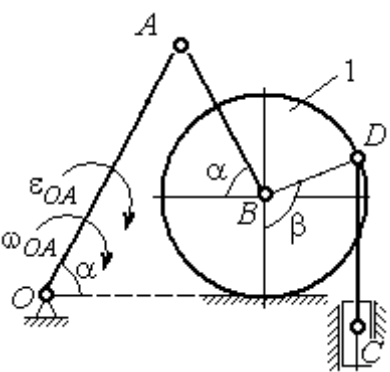
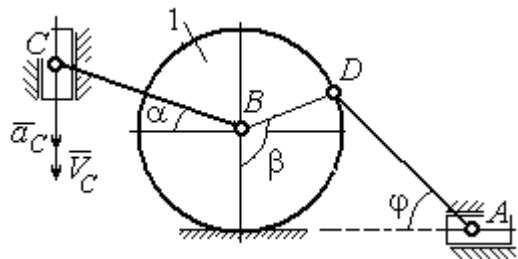
Варианты № 9, 19, 29								Варианты № 10, 20, 30							
 Найти: $a_C, a_B, \varepsilon_{AB}$								 Найти: $a_A, a_B, \varepsilon_{CB}$							
Номер вари- анта зада- ния	OA, см	DC, см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/с	ε_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта зада- ния	R_1 , см	BC, см	φ , град	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
9	18	10	30	120	4	2	3	10	6	14	60	30	120	15	3
19	20	12	60	60	6	3	4	20	5	18	45	60	90	10	5
29	18	8	60	90	4	2	3	30	4	16	30	45	60	12	4

Рис. 2.15. Задание К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

Примеры решения задания К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении

Задача 1. Ступенчатый барабан 1 с радиусами ступенек $R = 0,5$ м и $r = 0,3$ м катится окружностью малой ступеньки по горизонтальной поверхности без скольжения (рис. 2.16). Барабан приводится в движение шатуном AC, один конец которого соединён с центром барабана в точке A, а другой – с ползуном C, перемещающимся вертикально. В положении механизма, когда шатун AC отклонён от вертикали на угол 60° , найти ускорение точки B барабана, лежащей на его горизонтальном диаметре, если заданы скорость и ускорение ползуна C: $V_C = 9$ м/с, $a_C = 4$ м/с².

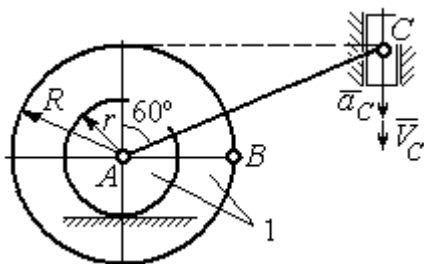


Рис. 2.16. Схема движения плоского механизма

В положении механизма, когда шатун AC отклонён от вертикали на угол 60° , найти ускорение точки B барабана, лежащей на его горизонтальном диаметре, если заданы скорость и ускорение ползуна C: $V_C = 9$ м/с, $a_C = 4$ м/с².

Решение

Найдём угловые скорости ω_{AC} , ω_1 шатуна AC и барабана 1. Шатун совершает плоское движение. Его мгновенный центр скоростей P_2 находится на пересечении перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_C$ (рис. 2.17). По условию, скорость точки C направлена вертикально вниз. Точка A принадлежит как шатуну AC , так и барабану 1. При качении барабана по горизонтальной поверхности скорость его центра – точки A параллельна поверхности качения барабана.

Угловая скорость шатуна

$$\omega_{AC} = \frac{V_C}{CP_2} = \frac{9}{R \operatorname{tg} 60^\circ} = 6\sqrt{3} \text{ рад/с.}$$

Скорость точки A шатуна $V_A = \omega_{AC} \cdot AP_2 = 3\sqrt{3} \text{ м/с.}$ Угловая скорость барабана 1

$$\omega_1 = \frac{V_A}{AP_1} = 10\sqrt{3} \text{ рад/с.}$$

При расчёте уг-

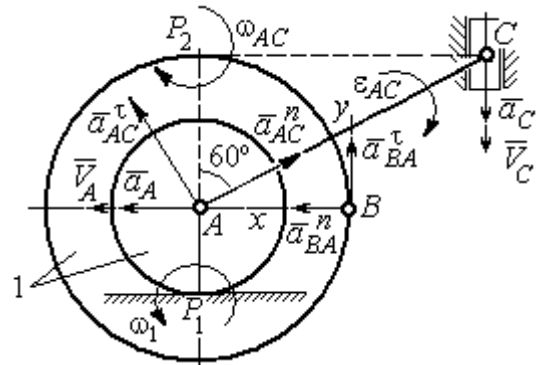


Рис. 2.17. Расчётная схема определения скоростей и ускорений точек механизма

ловой скорости барабана учтено, что качение барабана по неподвижной поверхности представляет собой плоское движение, при котором мгновенный центр скоростей находится в точке касания с поверхностью (в точке P_1 на рис. 2.17).

Выразим ускорение $\vec{a}_A$ точки A через полюс C на основании векторного равенства: $\vec{a}_A = \vec{a}_C + \vec{a}_{AC}^{\tau} + \vec{a}_{AC}^n$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки C , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{AC}^{\tau}$, $\vec{a}_{AC}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки A при вращении шатуна AC вокруг полюса C . Вектор нормального ускорения $\vec{a}_{AC}^n$ направлен вдоль шатуна AC от точки A к полюсу C и равен по величине $a_{AC}^n = \omega_{AC}^2 \cdot AC = (6\sqrt{3})^2 \cdot 2R = 108 \text{ м/с}^2$. Вектор касательного ускорения $\vec{a}_{AC}^{\tau}$, модуль которого вычисляется по формуле $a_{AC}^{\tau} = \varepsilon_{AC} \cdot AC$, направлен перпендикулярно отрезку AC .

На данном этапе величина вектора касательного ускорения не может быть вычислена, поскольку угловое ускорение шатуна AC ε_{AC} неизвестно. На рис. 2.17 направление вектора касательного ускорения $\vec{a}_{AC}^{\tau}$ выбрано из предположения, что

вращение шатуна ускоренное и направление углового ускорения совпадает с направлением его угловой скорости.

Направление вектора $\vec{a}_A$ ускорения точки A определяется из того, что центр барабана движется по прямой, параллельной горизонтальной поверхности качения. На рис. 2.17 направление вектора ускорения $\vec{a}_A$ выбрано из предположения, что качение барабана ускоренное.

Выберем ось x вдоль линии AC (рис. 2.18) и спроектируем векторное равенство $\vec{a}_A = \vec{a}_C + \vec{a}_{AC}^{\tau} + \vec{a}_{AC}^n$ на эту ось. При таком выборе оси проекция неизвестного ускорения $\vec{a}_{AC}^{\tau}$ обращается в нуль. Получим $a_A \cos 30^\circ = a_C \cos 60^\circ - a_{AC}^n$. Отсюда найдём ускорение центра барабана $a_A = \frac{1}{\cos 30^\circ} (a_C \cos 60^\circ - a_{AC}^n) = -122,4 \text{ м/с}^2$. От-

рицательное значение ускорения точки A означает, что на рис. 2.17, 2.18 вектор

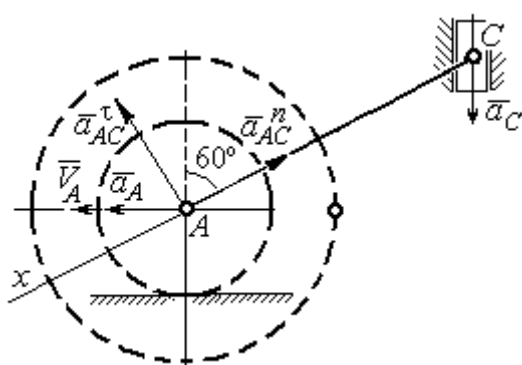


Рис. 2.18. Схема для определения ускорения центра барабана

ускорения $\vec{a}_A$ должен иметь противоположное направление. Таким образом, вектор ускорения $\vec{a}_A$ направлен в сторону, противоположную вектору скорости $\vec{V}_A$, и движение барабана замедленное.

Для того чтобы найти ускорение точки B , выразим его через полюс A на основании векторного равенства $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^{\tau} + \vec{a}_{BA}^n$,

где $\vec{a}_A$ – ускорение точки A , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{BA}^{\tau}$, $\vec{a}_{BA}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки B при вращении барабана вокруг полюса A .

Модуль вектора нормального ускорения $\vec{a}_{BA}^n$ равен по величине $a_{BA}^n = \omega_1^2 \cdot BA = (10\sqrt{3})^2 \cdot R = 150 \text{ м/с}^2$. Вектор направлен вдоль радиуса барабана от точки B к полюсу A (см. рис. 2.17).

Модуль вектора касательного ускорения $\vec{a}_{BA}^\tau$ вычисляется по формуле $a_{BA}^\tau = \varepsilon_1 \cdot BA$, где ε_1 – угловое ускорение барабана. Значение углового ускорения катящегося барабана (в отличие от углового ускорения ε_{AC} шатуна AC) может быть найдено. Расчёт основан на том, что при движении барабана расстояние AP_1 от точки A до центра скоростей барабана P_1 остаётся постоянным, равным r . Тогда выражение $V_A = \omega_1 \cdot AP_1 = \omega_1 \cdot r$ для расчёта скорости точки A можно продифференцировать. Получим $\frac{dV_A}{dt} = \frac{d\omega_1}{dt} \cdot r$. Так как точка A движется по прямой, производная от скорости точки равна её полному ускорению, а производная от угловой скорости барабана равна его угловому ускорению. Тогда имеем: $a_A = \varepsilon_1 \cdot r$, откуда находим угловое ускорение $\varepsilon_1 = \frac{a_A}{r} = 40,8 \text{ рад/с}^2$, а затем и модуль вектора касательного ускорения $a_{BA}^\tau = \varepsilon_1 \cdot BA = 20,4 \text{ м/с}^2$.

Заметим, что для вычисления углового ускорения ε_{AC} шатуна AC подобные рассуждения неприменимы. Формулу $V_A = \omega_{AC} \cdot AP_2$ невозможно продифференцировать, так как при движении механизма расстояние AP_2 от точки A до центра скоростей P_2 шатуна AC является неизвестной функцией времени.

Выберем систему координат xBy как показано на рис. 2.17, и спроецируем на эти оси векторное равенство $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^\tau + \vec{a}_{BA}^n$. Полагая, что движение барабана ускоренное (т. е. вектора ускорений $\vec{a}_A$ и $\vec{a}_{BA}^\tau$ направлены, как показано на рис. 2.17), получим значения составляющих ускорения точки B : $a_{Bx} = a_A + a_{BA}^n$, $a_{By} = a_{BA}^\tau$. Подставляя значения ускорений, найдём $a_{By} = 20,4 \text{ м/с}^2$, $a_{Bx} = -122,4 + 150 = 27,6 \text{ м/с}^2$. Вектор полного ускорения точки B направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_{Bx}$, $\vec{a}_{By}$. Величина ускорения точки B : $a_B = \sqrt{a_{Bx}^2 + a_{By}^2} = 34,32 \text{ м/с}^2$.

Задача 2. В плоском механизме (рис. 2.19) кривошип OA вращается вокруг оси O с угловой скоростью ω_{OA} и угловым ускорением ε_{OA} . Диск 2, шарнирно

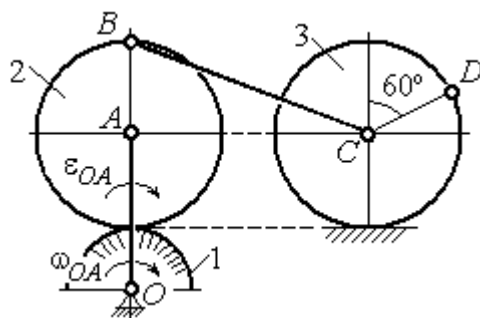


Рис. 2.19. Схема движения плоского механизма

присоединённый к кривошипу в точке A , катится без проскальзывания по неподвижному диску 1. Радиусы дисков R_1 и R_2 . На краю диска 2 в точке B шарнирно прикреплен стержень BC , соединенный с центром C диска 3. Радиус диска 3 равен радиусу диска 2: $R_3 = R_2$. Диск 3 катится

без скольжения по горизонтальной поверхности, по прямой. Для положения механизма, изображенного на рис. 2.19, определить ускорение точки D и угловое ускорение стержня BC , если $\omega_{OA} = 4$ рад/с, $\varepsilon_{OA} = 2$ рад/с², $R_1 = 4$ см, $R_2 = 8$ см. Длина стержня $BC = 20$ см.

Решение

Определение угловых скоростей звеньев механизма.

Рассмотрим вращательное движение кривошипа OA . Скорость точки A : $V_A = \omega_{OA} \cdot OA = 48$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_A$ направлен перпендикулярно кривошипу OA в сторону движения кривошипа (рис. 2.20).

При движении диска 2 точка P_2 соприкосновения второго диска с неподвижным первым является мгновенным центром скоростей диска 2. Угловая скорость диска 2: $\omega_2 = \frac{V_A}{AP_2} = \frac{48}{8} = 6$ рад/с.

Скорость точки B диска 2: $V_B = \omega_2 BP_2 = 6 \cdot 16 = 96$ см/с.

Для определения угловой скорости стержня BC заметим, что скорости двух точек стержня $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_C$ параллельны, но точки B и C не лежат на общем перпендикуляре к скоростям. В этом случае мгновенный центр скоростей стержня BC отсутствует (бесконечно удалён), угловая скорость стержня равна нулю: $\omega_{BC} = 0$, а стержень совершает мгновенное поступательное движение. В результате имеем: $V_C = V_B = 96 \text{ см/с}$.

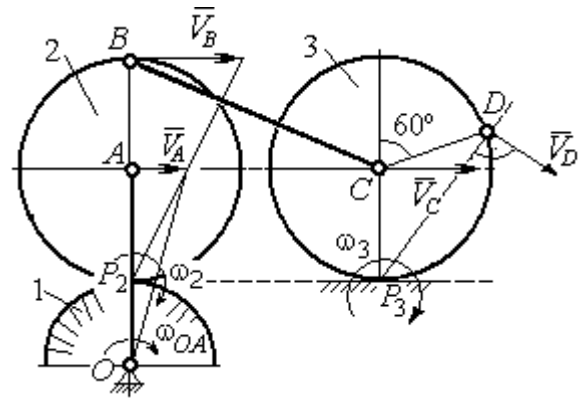


Рис. 2.20. Расчетная схема для определения угловых скоростей звеньев механизма

При качении диска 3 по неподвижной поверхности без проскальзывания точка P_3 касания его с поверхностью является мгновенным центром скоростей.

Тогда угловая скорость диска 3: $\omega_3 = \frac{V_C}{CP_3} = 12 \text{ рад/с}$. Скорость точки D диска 3:

$V_D = \omega_3 \cdot DP_3$. Величину DP_3 находим из треугольника P_3DC . В результате $DP_3 = 2R_3 \cos 30^\circ = 13,8 \text{ см}$ и $V_D = 165,6 \text{ см/с}$. Вектор скорости $\vec{V}_D$ направлен в сторону движения диска 3 перпендикулярно линии DP_3 и (см. рис. 2.20).

Определение ускорений точек механизма.

Представим ускорение $\vec{a}_C$ точки C векторной суммой $\vec{a}_C = \vec{a}_B + \vec{a}_{CB}^n + \vec{a}_{CB}^\tau$, где $\vec{a}_B$ – ускорение точки B , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{CB}^n$, $\vec{a}_{CB}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки C при вращении стержня BC вокруг полюса B , $a_{CB}^n = \omega_{CB}^2 \cdot CB$, $a_{CB}^\tau = \varepsilon_{CB} \cdot CB$.

Нормальная составляющая ускорения точки C $a_{CB}^n = 0$, так как стержень CB совершает мгновенное поступательное движение и $\omega_{BC} = 0$.

Направление касательной составляющей $\vec{a}_{CB}^\tau$ неизвестно, так как неизвестно направление углового ускорения стержня ε_{CB} . Для определённости выберем направление углового ускорения стержня BC в сторону против хода часовой стрелки. На рис. 2.21 это направление показано дуговой стрелкой ε_{CB} .

В соответствии с выбранным направлением углового ускорения вектор $\vec{a}_{CB}^\tau$ строится перпендикулярно линии стержня BC в сторону углового ускорения ε_{CB} (см. рис. 2.21).

Выразим ускорение точки B через полюс A : $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau$, где $\vec{a}_A$ – ускорение полюса A ; $\vec{a}_{BA}^n$,

$\vec{a}_{BA}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A . Величина нормальной составляющей ускорения точки B $a_{BA}^n = \omega_2^2 \cdot BA = 288 \text{ см/с}^2$. Вектор $\vec{a}_{BA}^n$ направлен вдоль радиуса BA от точки B к полюсу A (см. рис. 2.21). Касательное ускорение точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A вычисляется по формуле $a_{BA}^\tau = \varepsilon_2 \cdot BA$. Для определения углового ускорения ε_2 диска 2 заметим, что во время движения диска 2 расстояние AP_2 остается постоянным, равным R_2 . Дифференцируя равенство $V_A = \omega_2 \cdot AP_2 =$

$$\omega_2 R_2, \text{ получим: } \frac{dV_A}{dt} = \frac{d\omega_2}{dt} R_2, \text{ или } a_A^\tau = \varepsilon_2 R_2, \text{ откуда } \varepsilon_2 = \frac{a_A^\tau}{R_2}.$$

Для того чтобы найти величину a_A^τ , рассмотрим вращательное движение кривошипа OA вокруг неподвижной оси O . Ускорение точки A представляется в виде векторного равенства $\vec{a}_A = \vec{a}_A^n + \vec{a}_A^\tau$, где $\vec{a}_A^n$ и $\vec{a}_A^\tau$ – известные нормальная и касательная составляющие ускорения точки A кривошипа OA :

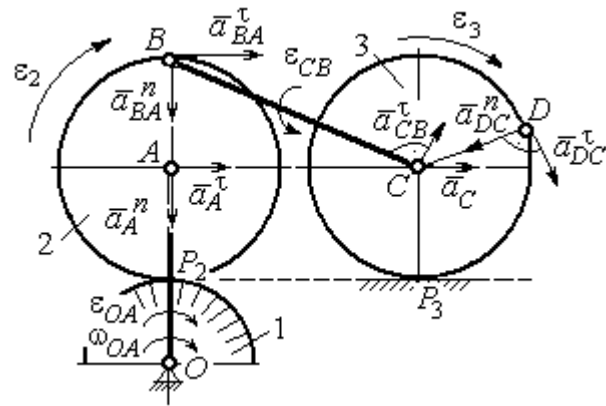


Рис. 2.21. Расчетная схема для определения ускорений точек механизма и угловых ускорений его звеньев

$a_A^n = \omega_{OA}^2 \cdot OA = 192 \text{ см/с}^2$, $a_A^\tau = \varepsilon_{OA} \cdot OA = 24 \text{ см/с}^2$. Направления векторов нормального ускорения $\vec{a}_A^n$ и касательного ускорения $\vec{a}_A^\tau$ показаны на рис. 2.21.

Теперь найдём величину углового ускорения диска 2 и модуль касательного ускорения a_{BA}^τ точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A : $\varepsilon_2 = \frac{a_A^\tau}{R_2} = 3 \text{ рад/с}^2$, $a_{BA}^\tau = \varepsilon_2 \cdot BA = 24 \text{ см/с}^2$.

Для определения ускорения точки C имеем векторное равенство $\vec{a}_C = \vec{a}_A^n + \vec{a}_A^\tau + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau + \vec{a}_{CB}^\tau$. Выберем оси Cx , Cy , как показано на рис. 2.22, – вдоль отрезка BC и перпендикулярно ему и спроецируем на них имеющееся векторное равенство. Получим:

$$a_C \cos \alpha = a_A^n \sin \alpha + a_A^\tau \cos \alpha + a_{BA}^n \sin \alpha +$$

$$a_{BA}^\tau \cos \alpha ;$$

$$a_C \sin \alpha = a_A^n \cos \alpha + a_A^\tau \sin \alpha + a_{BA}^n \cos \alpha + a_{BA}^\tau \sin \alpha + a_{CB}^\tau ,$$

где α – угол между стержнем BC и линией центров AC ; $\sin \alpha = \frac{AB}{BC} = 0,4$;

$\cos \alpha = 0,92$. Решая систему, найдём: $a_C = 256,7 \text{ см/с}^2$, $a_{CB}^\tau = -358,12 \text{ см/с}^2$.

$$\text{Модуль углового ускорения стержня } BC: \varepsilon_{CB} = \frac{|a_{CB}^\tau|}{BC} = 17,9 \text{ рад/с}^2.$$

Знак «минус» величины a_{CB}^τ означает, что вектор касательного ускорения $\vec{a}_{CB}^\tau$ на рис. 2.21 – 2.22 следует направить в противоположную сторону. Направление углового ускорения стержня BC , показанное на рис. 2.21 дуговой стрелкой ε_{CB} , также следует заменить на противоположное.

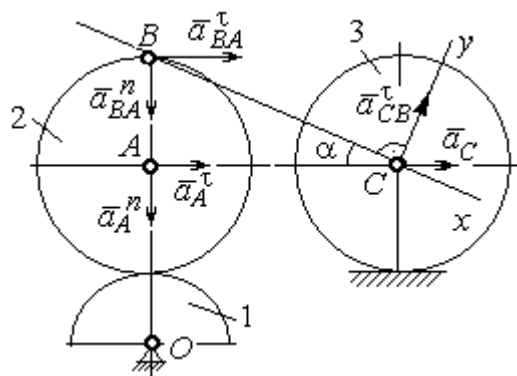


Рис. 2.22. Расчетная схема для вычисления ускорения точки C

Выразим ускорение точки D через полюс C : $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^n + \vec{a}_{DC}^\tau$, где $\vec{a}_C$ – известное ускорение точки C ; $\vec{a}_{DC}^n$, $\vec{a}_{DC}^\tau$ – нормальное и касательное составляющие ускорения точки D при вращении диска 3 вокруг полюса C . Величина нормального ускорения точки D : $a_{DC}^n = \omega_3^2 \cdot DC = 1152 \text{ см/с}^2$. Вектор ускорения $\vec{a}_{DC}^n$ направлен по радиусу от точки D к полюсу C (рис. 2.23).

Для расчёта касательной составляющей a_{DC}^τ ускорения точки D найдём уг-

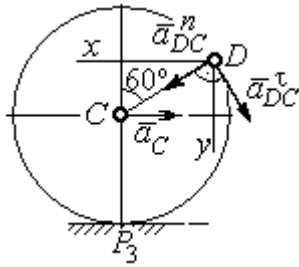


Рис.2.23. Расчетная схема для определения ускорения точки D

ловое ускорение диска 3. Продифференцируем по времени равенство $V_C = \omega_3 \cdot CP_3 = \omega_3 R_3$. Получим:

$$\frac{dV_C}{dt} = \frac{d\omega_3}{dt} R_3, \text{ или } a_C = \varepsilon_3 R_3. \text{ Угловое ускорение}$$

$$\text{диска 3: } \varepsilon_3 = \frac{a_C}{R_3} = 32,09 \text{ рад/с}^2. \text{ Тогда величина ка-}$$

сательной составляющей ускорения точки D :

$$a_{DC}^\tau = \varepsilon_3 \cdot DC = 256,7 \text{ см/с}^2. \text{ Направление вектора}$$

$\vec{a}_{DC}^\tau$ соответствует ускоренному движению диска 3.

Проведём оси Dx и Dy , как показано на рис. 2.23, и спроецируем векторное равенство ускорения точки D на оси:

$$a_{Dx} = -a_C + a_{DC}^n \cos 30^\circ - a_{DC}^\tau \cos 60^\circ, \quad a_{Dy} = a_{DC}^n \cos 60^\circ + a_{DC}^\tau \cos 30^\circ.$$

Решая систему, находим значения проекций модуля ускорения $a_{Dx} = 612,5 \text{ см/с}^2$, $a_{Dy} = 798,3 \text{ см/с}^2$. Величина ускорения точки D :

$$a_D = \sqrt{a_{Dx}^2 + a_{Dy}^2} = 1006,2 \text{ см/с}^2.$$

3. СЛОЖНОЕ ДВИЖЕНИЕ ТОЧКИ

3.1. Основные понятия сложного движения точки

В неподвижной системе координат рассматривается подвижное твердое тело и точка, перемещающаяся относительно тела.

Траектория точки в её движении относительно тела называется **относительной траекторией**. Скорость точки в этом движении называют **относительной скоростью**, ускорение – **относительным ускорением**.

Траектория точки, перемещающейся вместе с телом, называется переносной траекторией точки, скорость точки при таком её движении – **переносной скоростью**, а ускорение – **переносным ускорением**.

Суммарное движение точки вместе с телом и относительно тела называется **сложным движением**. Траектория точки относительно неподвижной системы координат называется **абсолютной траекторией точки**, скорость и ускорение – **абсолютной скоростью и абсолютным ускорением**.

При вычислении абсолютной скорости используется теорема о сложении скоростей: **при сложном движении абсолютная скорость точки равна геометрической сумме относительной и переносной скоростей**: $\vec{V} = \vec{V}_e + \vec{V}_r$, где $\vec{V}$, $\vec{V}_e$, $\vec{V}_r$ – вектора абсолютной, переносной и относительной скоростей точки.

В случае, когда относительное движение точки задается естественным способом в виде закона изменения пути $S = S(t)$, величина относительной скорости точки равна модулю производной: $V_r = |\dot{S}_r|$. Если переносное движение точки есть вращение тела вокруг неподвижной оси, скорость точки в переносном движении будет: $V_e = \omega_e h_e$, где ω_e – величина угловой скорости вращения тела; h_e – кратчайшее расстояние от места положения точки на теле до оси вращения тела.

При вычислении абсолютного ускорения используется теорема Кориолиса о сложении ускорений: **при сложном движении абсолютное ускорение точки равно геометрической сумме трех ускорений – относительного, переносного и ускорения Кориолиса** $\vec{a} = \vec{a}_e + \vec{a}_r + \vec{a}_k$, где $\vec{a}$ – вектор абсолютного ускорения

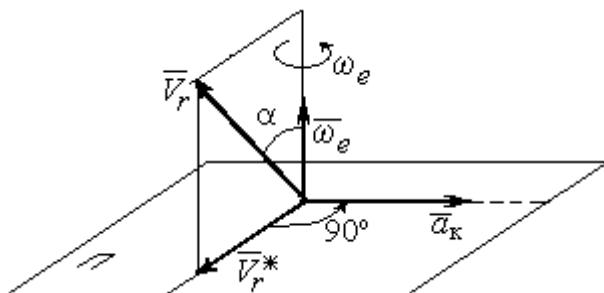


Рис. 3.1. Определение направления ускорения Кориолиса по правилу Жуковского

точки; $\vec{a}_e, \vec{a}_r$ – вектора соответственно переносного и относительного ускорений точки; $\vec{a}_k$ – вектор ускорения Кориолиса. (Иногда его называют поворотным ускорением.)

Вектор ускорения Кориолиса определяется векторным произведением $\vec{a}_k = 2(\vec{\omega}_e \times \vec{V}_r)$, где $\vec{\omega}_e$ – вектор

угловой скорости переносного движения; $\vec{V}_r$ – вектор относительной скорости точки. Модуль ускорения Кориолиса: $|\vec{a}_k| = 2|\vec{\omega}_e| \cdot |\vec{V}_r| \sin \alpha$, где α – угол между вектором угловой скорости переносного движения и вектором относительной скорости точки (см. рис. 3.1). Направление вектора ускорения Кориолиса может быть получено по правилу построения вектора векторного произведения.

На рис. 3.1 показана последовательность выбора направления вектора ускорения Кориолиса по правилу Н. Е. Жуковского. Правило состоит в следующем: пусть имеется точка, движущаяся с относительной скоростью $\vec{V}_r$. Построим плоскость Π , перпендикулярную вектору переносной угловой скорости $\vec{\omega}_e$, и спроецируем вектор $\vec{V}_r$ на эту плоскость. Проекцию обозначим $\vec{V}_r^*$ (см. рис. 3.1). Чтобы получить направление ускорения Кориолиса, следует вектор проекции относительной скорости $\vec{V}_r^*$ повернуть на 90° в плоскости Π вокруг оси переносного вращения в направлении этого вращения.

Если сложное движение точки происходит в плоскости, перпендикулярной оси переносного вращения, направление ускорения Кориолиса можно получить

простым поворотом вектора относительной скорости на угол 90° вокруг оси переносного вращения в направлении этого вращения.

Относительное ускорение $\vec{a}_r$ представляется как сумма векторов относительного касательного $\vec{a}_r^\tau$ и относительного нормального $\vec{a}_r^n$ ускорений: $\vec{a}_r = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n$. Переносное ускорение точки $\vec{a}_e$ тела имеет своими составляющими переносное касательное $\vec{a}_e^\tau$ и переносное нормальное $\vec{a}_e^n$ ускорения так, что $\vec{a}_e = \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n$.

Таким образом, абсолютное ускорение точки в сложном движении можно представить в виде векторного равенства

$$\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n + \vec{a}_k.$$

Модули относительного касательного и относительного нормального ускорений при естественном способе задания относительного движения точки равны:

$a_r^\tau = |\dot{V}_r|$, $a_r^n = \frac{V_r^2}{\rho}$, где ρ – радиус кривизны относительной траектории. При движении точки по окружности радиус кривизны равен радиусу окружности, при движении по прямой – бесконечности, и в этом случае $a_r^n = 0$.

При вращательном переносном движении точки значения переносного касательного и нормального ускорений вычисляются по формулам: $a_e^\tau = \varepsilon_e h_e$, $a_e^n = \omega_e^2 h_e$, где ε_e – угловое ускорение вращательного переносного движения, $\varepsilon_e = |\dot{\omega}_e|$; h_e – расстояние от точки до оси вращения тела; ω_e – величина угловой скорости вращения тела.

Вектора ускорений строятся по общим правилам построения векторов нормального и касательного ускорений.

При поступательном переносном движении ускорение Кориолиса и переносное нормальное ускорение равны нулю: $a_k = 0$, $a_e^n = 0$. Абсолютное ускорение точки при поступательном переносном движении можно представить в виде векторного равенства $\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau$.

3.2. Задание К4. Определение скорости и ускорения точки сложном движении

при

Задание включает две задачи с вращательным и поступательным видами переносного движения точки.

Задача 1. Вращение тела относительно неподвижной оси задается законом изменения угла поворота: $\varphi_e = \varphi_e(t)$ или законом изменения его угловой скорости: $\omega_e = \omega_e(t)$. Движение точки относительно тела отсчитывается от её начального положения в точке C и задается законом изменения длины дуги окружности или отрезка прямой линии: $CM = S_r = S_r(t)$.

Определить абсолютные скорость и ускорение точки в заданный момент времени t_1 .

Задача 2. Поступательное движение тела, несущего точку, задается законом изменения координаты $x_e = x_e(t)$. Движение точки относительно тела отсчитывается от её начального положения в точке C и задается законом изменения длины дуги окружности или отрезка прямой линии: $CM = y_r = y_r(t)$.

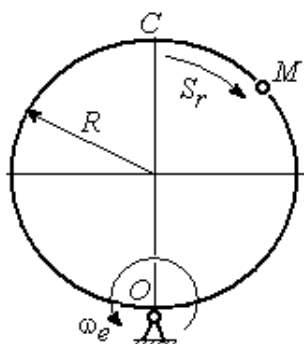
Определить абсолютные скорость и ускорение точки в момент времени t_2 , который либо задаётся в исходных данных задачи, либо на схеме описаны условия, из которых он находится.

Номера вариантов заданий даны на рис. 3.2 – 3.5.

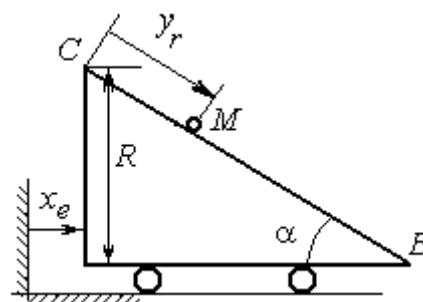
Варианты исходных данных приведены в табл. 3.1.

Варианты № 1, 11, 21

Задача 1



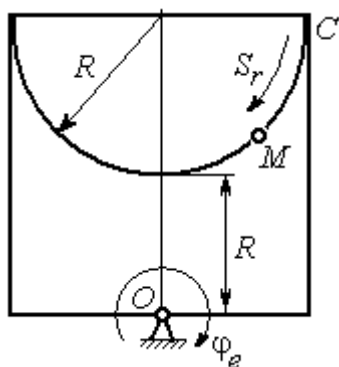
Задача 2



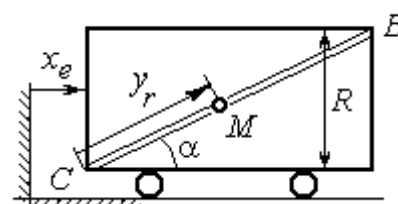
В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути CB

Варианты № 2, 12, 22

Задача 1



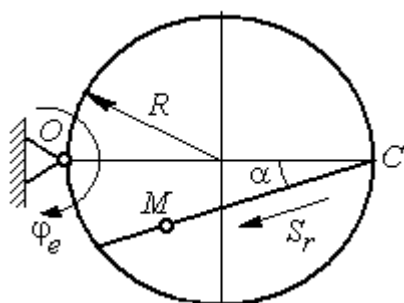
Задача 2



В момент $t = t_2$ точка M прошла $2/3$ пути CB

Варианты № 3, 13, 23

Задача 1



Задача 2

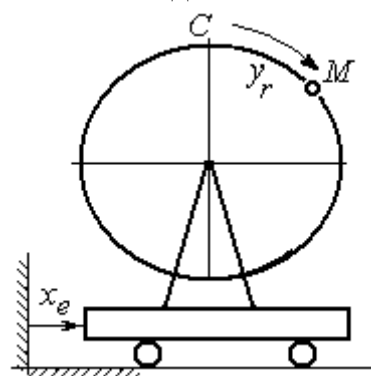


Рис. 3.2. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

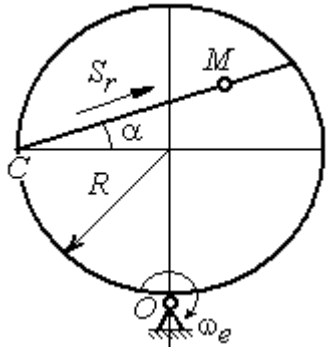
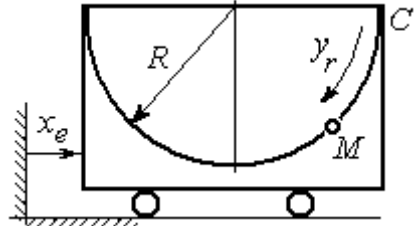
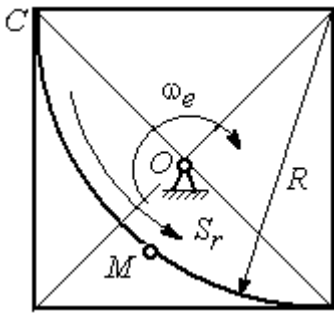
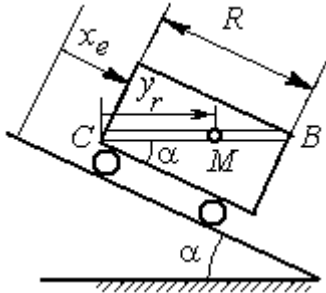
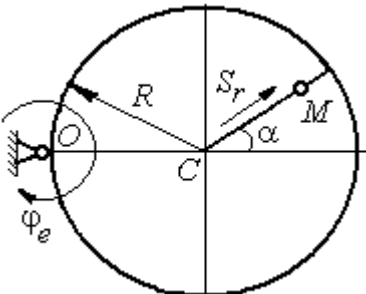
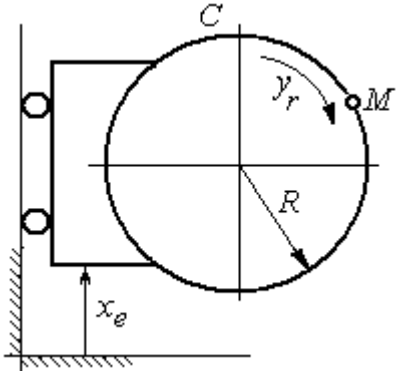
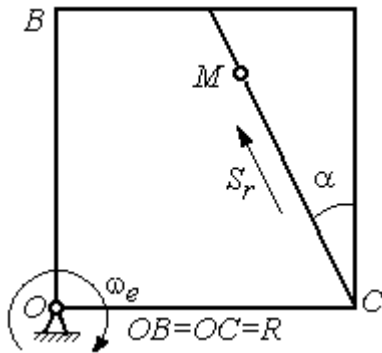
Варианты № 4, 14, 24	
Задача 1 	Задача 2 
Варианты № 5, 15, 25	
Задача 1 	Задача 2  В момент $t = t_2$ точка M прошла путь CB
Варианты № 6, 16, 26	
Задача 1 	Задача 2 

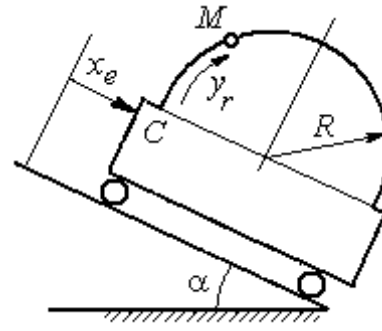
Рис. 3.3. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

Варианты № 7, 17, 27

Задача 1

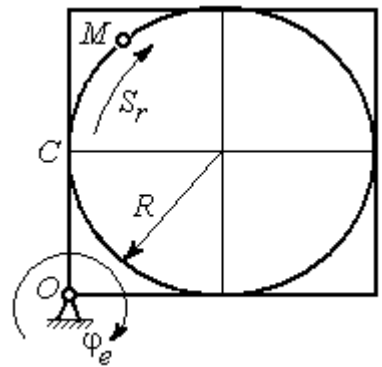


Задача 2

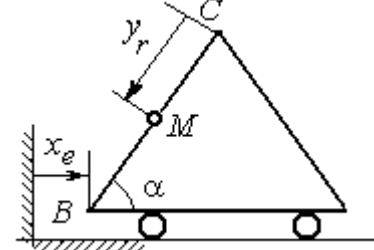


Варианты № 8, 18, 28

Задача 1



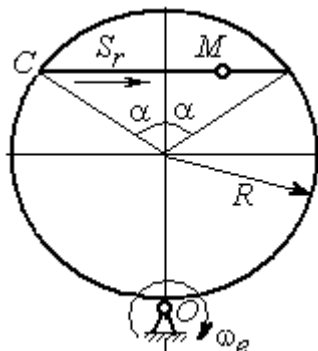
Задача 2



В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути $CB = R$

Варианты № 9, 19, 29

Задача 1



Задача 2

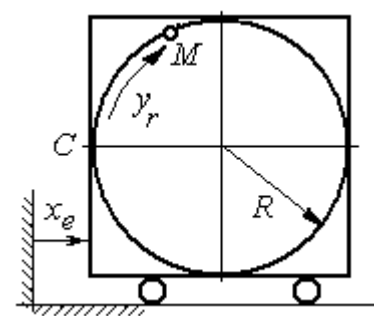


Рис. 3.4. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

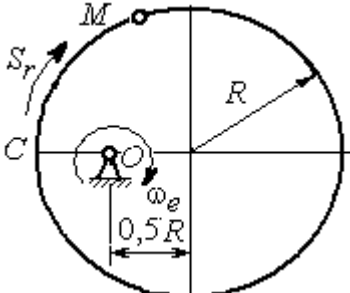
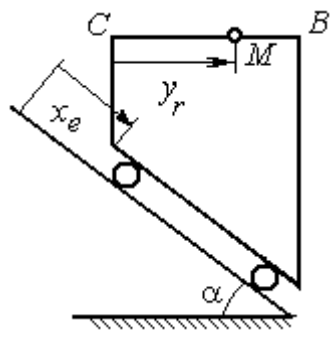
Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1 	Задача 2  В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути $CB = R$

Рис. 3.5. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 10, 20, 30

Таблица 3.1

Исходные данные для заданий по сложному движению точки

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$\vec{CM} = S_r(t)$, см $\vec{CM} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
1	1	3	—	$S_r = 2\pi \sin(\pi t/6)$	$\omega_e = 4t^2$	1
	2	4	30	$y_r = 4t^2$	$x_e = 2\cos(\pi t/6)$	—
2	1	2	—	$S_r = 4\pi \sin^2(\pi t/6)$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/3)$	1
	2	3	60	$y_r = t^2 + t$	$x_e = 1 + \cos(\pi t)$	—
3	1	4	30	$S_r = 2\sqrt{3}[t + \sin(\pi t/2)]$	$\varphi_e = 4t - t^2$	1
	2	6	—	$y_r = \pi[2t + \sin \pi t]$	$x_e = 5t - t^2$	1
4	1	4	60	$S_r = 2(t^3 + t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	3	—	$y_r = \pi[2t + \cos(\pi t/2)]$	$x_e = t^3 - 4t$	1
5	1	6	—	$S_r = 4\pi \sin^2(\pi t/6)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/3)$	1
	2	2	30	$y_r = t^2 + 2t$	$x_e = t^2 - 4t$	—
6	1	6	60	$S_r = t + 10\sin(\pi t/6)$	$\varphi_e = 2t^2 - 5t$	1
	2	3	—	$y_r = 4\pi \sin(\pi t/6)$	$x_e = [1 - \cos(\pi t/4)]$	1
7	1	8	30	$S_r = 2(t^3 + 3t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	4	30	$y_r = 2\pi t^2$	$x_e = t^3 - 5t$	1

Продолжение табл. 3.1

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$\tilde{CM} = S_r(t)$, см $\tilde{CM} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
8	1	8	—	$S_r = 2\pi[t^2 + \sin\pi t]$	$\varphi_e = t^2 - 5t$	2
	2	6	30	$y_r = t(t+1)$	$x_e = \cos\pi t$	—
9	1	8	30	$S_r = 2t^2$	$\omega_e = \cos(\pi t/8)$	2
	2	3	—	$y_r = 4\pi\sin^2(\pi t/4)$	$x_e = (3-2t)^2$	1
10	1	6	—	$S_r = \pi(2t^3 + \sin\pi t)$	$\omega_e = 5t - 2t^3$	1
	2	4	30	$y_r = t^2 + 2t$	$x_e = 1 + \cos\pi t$	—
11	1	6	—	$S_r = 8\pi\sin(\pi t/12)$	$\omega_e = 2 + \cos(\pi t/4)$	2
	2	6	60	$y_r = 4\sin\pi t$	$x_e = t^2 - 2t$	—
12	1	18	—	$S_r = \pi(2t^2 + 2t)$	$\varphi_e(t) = 3t - t^2$	2
	2	6	30	$y_r = 2t^2 + t$	$x_e = 1 + \cos(\pi t)$	—
13	1	10	60	$S_r = t^3 + t$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/6)$	2
	2	6	—	$y_r = 6\pi\cos(\pi t/3)$	$x_e = t(t+1)$	1
14	1	4	30	$S_r = 8\sqrt{3}\sin(\pi t/12)$	$\omega_e = (3-2t)^2$	2
	2	3	—	$y_r = 2\pi\sin(\pi t/6)$	$x_e = 2t^2 - 5t$	1
15	1	8	—	$S_r = 4\pi\sin^2(\pi t/4)$	$\omega_e = 2 + \cos(\pi t/4)$	1
	2	5	60	$y_r = 5t + t^2$	$x_e = \cos(\pi t/6)$	—
16	1	12	90	$S_r = 3[t + \sin(\pi t/2)]$	$\varphi_e = 2t - 3t^2$	1
	2	15	—	$y_r = \pi(4t + t^2)$	$x_e = 6\sin(\pi t/3)$	1
17	1	6	45	$S_r = 3\sqrt{2}[t^2 + 2\sin\pi t]$	$\omega_e(t) = 4t^2 - 6$	1
	2	6	60	$y_r = 8\pi\sin(\pi t/12)$	$x_e = \sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	2
18	1	8	—	$S_r = 4\pi\sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	$\varphi_e = 18t - 4t^2$	2
	2	8	60	$y_r = 3t + 2t^2$	$x_e = \sin\pi t$	—
19	1	8	60	$S_r = 2\sqrt{3}[t + \sin(\pi t/2)]$	$\omega_e = 5t - t^2$	1
	2	9	—	$y_r = 6\pi\cos(\pi t/3)$	$x_e = \cos(\pi t/6)$	1
20	1	4	—	$S_r = 4\pi\sin(\pi t/6)$	$\omega_e = 3t - 5$	1
	2	6	60	$y_r = 3t + 2t^2$	$x_e = \pi\sin\pi t$	—
21	1	3	—	$S_r = 4\pi\sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	$\omega_e = 6t - 14$	2
	2	8	45	$y_r = (t^2 + 3t)$	$x_e = t + 2\sin\pi t$	—

Окончание табл. 3.1

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$C\tilde{M} = S_r(t)$, см $C\tilde{M} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
22	1	4	—	$S_r = 2\pi(t^2 + 2t)$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	9	60	$y_r = 8\sin \pi t$	$x_e = 5t - t^2$	—
23	1	6	45	$S_r = 12\sin(\pi t/8)$	$\varphi_e = t^2 + \cos(\pi t/4)$	2
	2	6	—	$y_r = 6\pi[t + \sin(\pi t/6)]$	$x_e = 5t - t^2$	1
24	1	6	45	$S_r = 12\sin(\pi t/8)$	$\omega_e = t + 4\cos(\pi t/4)$	2
	2	6	—	$y_r = \pi(t^2 + 2t)$	$x_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
25	1	6	—	$S_r = 2\pi t^2$	$\omega_e = 3\sin(\pi t/3)$	1
	2	4	45	$y_r = 2t(t + 3t)$	$x_e = 2(t^3 - 3t)$	—
26	1	6	120	$S_r = t^2 + t$	$\varphi_e = 12\cos(\pi t/12)$	2
	2	9	—	$y_r = \pi\sqrt{3}\sin(\pi t/3)$	$x_e = 2(t^2 - 3t)$	1
27	1	10	60	$S_r = \sqrt{3}(t^2 + t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	2
	2	9	30	$y_r = \sqrt{3}\pi\sin(\pi t/3)$	$x_e = t + 4\cos(\pi t/4)$	1
28	1	2	—	$S_r = 6\pi\sin(\pi t/6)$	$\varphi_e = 2t + \cos(\pi t/2)$	1
	2	6		$y_r = 2t + 3t^2$	$x_e = t + \sin \pi t$	—
29	1	8	30	$S_r = (t^2 + 2t)$	$\omega_e = 6\sin(\pi t/12)$	2
	2	3	—	$y_r = 2\pi\sqrt{3}\sin(\pi t/3)$	$x_e = 5t - t^2$	1
30	1	2	—	$\pi(t^2 + 2t)$	$\omega_e(t) = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	3	60	$y_r = t + t^2$	$x_e = t + \sin \pi t$	—

Пример выполнения задания К4. Сложное движение точки

Задача 1. Фигура, состоящая из половины диска и равнобедренного треугольника (рис. 3.6), вращается вокруг оси, перпендикулярной плоскости фигуры и проходящей через вершину A треугольника. Вращательное движение задается законом изменения угла поворота фигуры $\varphi_e = 5t - 2t^2$ рад.

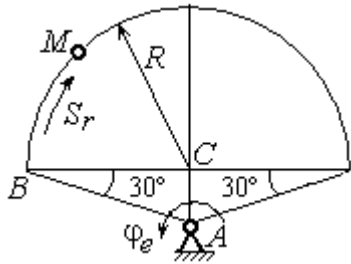


Рис. 3.6. Схема сложного движения точки

Положительное направление вращения отмечено на схеме дуговой стрелкой φ_e . По

ободу диска от точки B движется точка M . Движение точки относительно диска задается законом изменения длины дуги окружности: $\overset{\cup}{BM} = S_r = 9\pi t^2$ см. Положительное направление движения точки M на рис. 3.6 показано дуговой стрелкой S_r . Радиус диска $R = 9$ см.

Найти абсолютную скорость и абсолютное ускорение точки M в момент времени $t_1 = 1$ с.

Решение

Вращение фигуры будет для точки M переносным движением. Относительное движение точки M — её движение по окружности обода диска.

Для определения **положения точки M** на ободу диска вычислим расстояние, которое она прошла на заданный момент времени. Длина дуги окружности, пройденной точкой за 1 с: $S_r(1) = 9\pi$ см. Положение точки M определяется центральным углом $\alpha = \frac{S_r(1)}{R} = \frac{9\pi}{9} = \pi$. Положение точки в момент времени $t_1 = 1$ с отмечено на рис. 3.7 точкой M_1 .

Для определения **скорости переносного движения** точки вычисляем значение производной: $\dot{\varphi}_e = 5 - 4t$. Угловая скорость вращения фигуры: $\omega_e = |\dot{\varphi}_e|$. При $t_1 = 1$ с $\dot{\varphi}_e(1) = 1$ рад/с. Положительная величина производной $\dot{\varphi}_e(1)$ показывает,

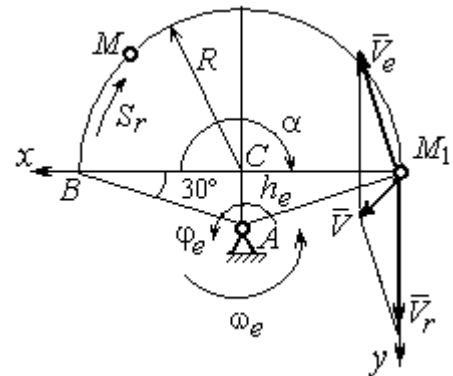


Рис. 3.7. Расчетная схема для вычисления абсолютной скорости точки при сложном движении

что вращение фигуры в данный момент происходит в положительном направлении, что отмечено дуговой стрелкой ω_e на рис. 3.7.

В момент времени $t_1 = 1$ с точка M находится в положении M_1 . Скорость V_e переносного движения точки в момент времени $t_1 = 1$ с $V_e(1) = \omega_e(1)h_e$, где расстояние от точки M_1 до оси вращения фигуры $h_e = AM_1 = \frac{R}{\cos 30^\circ} = 6\sqrt{3}$ см. Тогда $V_e(1) = 6\sqrt{3}$ см/с.

Вектор скорости переносного движения точки $\vec{V}_e$ перпендикулярен линии AM_1 и направлен в сторону вращения фигуры (см. рис. 3.7).

Относительное движение точки задано естественным способом, как закон изменения длины дуги BM . В этом случае **скорость относительного движения** точки $V_r = |\dot{S}_r| = |18\pi t|$. При $t_1 = 1$ с $V_r(1) = |\dot{S}_r(1)| = 18\pi = 56,5$ см/с. Положительное значение производной $\dot{S}_r(1)$ указывает, что относительное движение точки в положении M_1 происходит в положительном направлении, указанном на рис. 3.7 дуговой стрелкой S_r . Вектор $\vec{V}_r$ относительной скорости точки в положении M_1 направлен по касательной к траектории относительного движения в сторону положительного направления движения (см. рис. 3.7).

Абсолютную скорость точки находим по теореме сложения скоростей $\vec{V} = \vec{V}_e + \vec{V}_r$. Направление вектора абсолютной скорости, полученное по правилу сложения векторов, показано на рис. 3.5. Для определения величины абсолютной скорости выбираем прямоугольные оси координат M_1xy (см. рис. 3.7) и проецируем обе части векторного равенства теоремы сложения скоростей на эти оси. Получим:

$$V_x = V_e \cos 60^\circ = 3\sqrt{3} = 5,2 \text{ см/с};$$

$$V_y = -V_e \cos 30^\circ + V_r = -6\sqrt{3} \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} + 56,5 = 29,5 \text{ см/с}.$$

$$\text{Модуль абсолютной скорости: } V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2} = \sqrt{5,2^2 + 29,5^2} = 29,95 \text{ см/с}.$$

скорости $\vec{V}_e$ (см. рис. 3.8). Модуль переносного касательного ускорения: $a_e^\tau = a_e^\tau = \varepsilon_e h_e = 24\sqrt{3} = 41,6 \text{ см/с}^2$.

Переносное нормальное ускорение a_e^n рассчитывается по формуле: $a_e^n = \omega_e^2 h_e$ и в момент времени $t_1 = 1 \text{ с}$ $a_e^n(1) = \omega_e^2(1) h_e = 6\sqrt{3} = 10,4 \text{ см/с}^2$. Вектор переносного нормального ускорения $\vec{a}_e^n$ направлен по линии AM_1 к оси вращения (см. рис. 3.8).

По условию задачи вектор скорости относительного движения точки $\vec{V}_r$ лежит в плоскости, перпендикулярной оси переносного вращения, то есть перпендикулярен вектору угловой скорости переносного движения $\vec{\omega}_e$. Тогда модуль ускорения Кориолиса при $t_1 = 1 \text{ с}$ $a_k = 2\omega_e V_r = 2 \cdot 1 \cdot 18\pi = 113,1 \text{ см/с}^2$.

Так как вектор относительной скорости точки $\vec{V}_r \perp \vec{\omega}_e$, то по правилу Жуковского для определения направления ускорения Кориолиса достаточно повернуть вектор относительной скорости точки $\vec{V}_r$ на 90° в сторону переносного движения вокруг оси, параллельной оси вращения и проходящей через точку M_1 (см. рис. 3.8). Для определения абсолютного ускорения спроецируем на прямоугольные оси xM_1y (см. рис. 3.8) векторное равенство $\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n + \vec{a}_k$. Полу-

$$\text{чим: } a_y = a_e^\tau \cos 30^\circ + a_e^n \cos 60^\circ + a_r^\tau = 97,9 \text{ см/с}^2,$$

$$a_x = -a_e^\tau \cos 60^\circ + a_e^n \cos 30^\circ + a_r^n - a_k = 228,4 \text{ см/с}^2.$$

$$\text{Модуль абсолютного ускорения: } a = \sqrt{a_x^2 + a_y^2} = 248,5 \text{ см/с}^2.$$

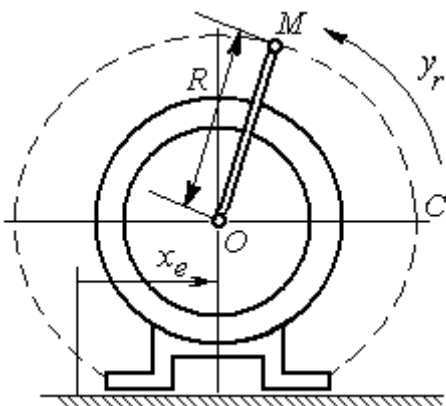


Рис. 3.9. Схема движения точки стержня, укрепленного на электромоторе

Задача 2. К вращающемуся валу электромотора прикреплён стержень OM длины $R = 6 \text{ см}$. Во время работы электромотора точка M стержня из начального положения C перемещается по дуге окружности согласно уравнению $CM = y_r = \pi t^2 \text{ см}$.

При этом электромотор, установленный без креплений, совершает горизонтальные гармонические колебания на фундаменте по закону $x_e = 5\sin(\pi t / 3)$ см. Определить абсолютное ускорение точки M в момент времени $t_1 = 1$ с.

Решение

Точка M совершает сложное движение – относительно электромотора и вместе с ним. Относительным движением точки будет её движение по дуге окружности радиуса R , переносным – поступательное горизонтальное, прямолинейное движение электромотора.

Найдём положение точки относительно электродвигателя в заданный момент времени. Угол α , отсчитываемый стержнем OM от начального положения OC , в момент времени $t_1 = 1$ с составляет $\alpha = \frac{y_r(t_1)}{R} = \frac{\pi}{6} = 30^\circ$. Положение точки в момент времени $t_1 = 1$ с отмечено на рис. 3.10 буквой M_1 .

Относительное движение точки задано естественным способом, как закон изменения длины дуги. Относительная скорость $V_r = \dot{y}_r = 2\pi t$. В момент времени $t_1 = 1$ с $V_r = 6,28$ см/с. Вектор $\vec{V}_r$ относительной скорости направлен перпендикулярно стержню OM_1 .

Скорость точки в переносном движении – это скорость горизонтального движения электродвигателя:

$$V_e = \dot{x}_e = \frac{5\pi}{3} \cos(\pi t / 3).$$

В момент времени $t_1 = 1$ с $V_e = \frac{5\pi}{3} \cos 60^\circ = 2,62$ см/с. Вектор $\vec{V}_e$ переносной скорости точки M направлен параллельно линии движения электродвигателя (см. рис. 3.10).

Абсолютная скорость точки определяется на основании теоремы сложения скоростей при сложном движении: $\vec{V}_M = \vec{V}_e + \vec{V}_r$. Для того чтобы найти

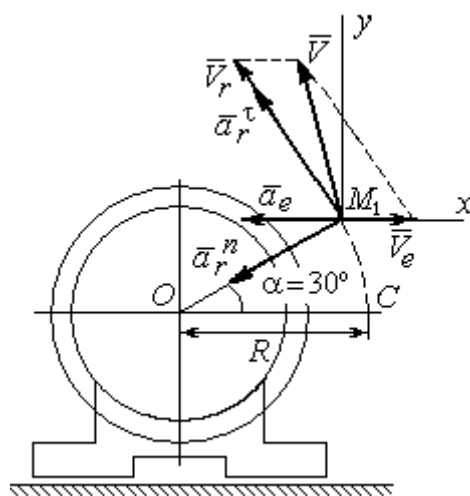


Рис. 3.10. Расчётная схема вычисления абсолютной скорости и абсолютного ускорения точки

абсолютной скорости, выберем оси xM_1y , как показано на рис. 3.10, и спроецируем векторное равенство сложения скоростей на эти оси. Получим: $V_{Mx} = V_e - V_r \cos 60^\circ = -0,52 \text{ см/с}$ (проекция направлена в отрицательную сторону оси x), $V_{My} = V_r \cos 30^\circ = 5,44 \text{ см/с}$. Модуль абсолютной скорости $V_M = \sqrt{V_{Mx}^2 + V_{My}^2} = 5,46 \text{ см/с}$. Вектор абсолютной скорости направлен по диагонали параллелограмма, построенного на векторах $\vec{V}_e$ и $\vec{V}_r$.

При поступательном переносном движении точки $\omega_e = 0$ и потому $a_k = 0$. Относительное ускорение точки при движении по окружности раскладывается на две составляющие $\vec{a}_r = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n$, направленные вдоль стержня OM и перпендикулярно ему. Кроме того, при прямолинейном относительном движении $a_e^n = 0$. В результате, теорема о сложении ускорений принимает вид $\vec{a}_M = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e$, где модули векторов вычисляются по формулам $a_r^\tau = \dot{V}_r$, $a_r^n = \frac{V_r^2}{R}$, $a_e = a_e^\tau = \dot{V}_e = -\frac{5\pi^2}{9} \sin(\pi t / 3)$ и в момент времени $t_1 = 1 \text{ с}$ равны $a_r^\tau = 6,28 \text{ см/с}^2$, $a_r^n = 6,57 \text{ см/с}^2$, $a_e = -4,75 \text{ см/с}^2$. Направления векторов ускорений показаны на рис. 3.10. Для вычисления модуля абсолютного ускорения точки спроецируем векторное равенство сложения ускорений на оси выбранной ранее системы координат xM_1y . Получим:

$$a_{Mx} = -a_r^\tau \cos 60^\circ - a_r^n \cos 30^\circ - a_e = -4,08 \text{ см/с}^2;$$

$$a_{My} = a_r^\tau \cos 30^\circ - a_r^n \cos 60^\circ = 2,15 \text{ см/с}^2.$$

$$\text{Величина абсолютного ускорения } a_M = \sqrt{a_{Mx}^2 + a_{My}^2} = 4,61 \text{ см/с}^2.$$

4. ДИНАМИКА ТОЧКИ

4.1. Дифференциальные уравнения движения точки

Движение точки под действием системы сил $\vec{F}_1, \vec{F}_2, \dots, \vec{F}_K$ в прямоугольной декартовой системе координат $Oxyz$ описывается **дифференциальными уравнениями**: $m \frac{d^2 x}{dt^2} = \sum F_{kx}, m \frac{d^2 y}{dt^2} = \sum F_{ky}, m \frac{d^2 z}{dt^2} = \sum F_{kz}$ или, обозначая вторые производные от координат по времени двумя точками, уравнениями: $m \ddot{x} = \sum F_{kx}, m \ddot{y} = \sum F_{ky}, m \ddot{z} = \sum F_{kz}$, где m – масса точки; x, y, z – текущие координаты точки; $\ddot{x}, \ddot{y}, \ddot{z}$ – проекции вектора ускорения точки на оси координат; $\sum F_{kx}, \sum F_{ky}, \sum F_{kz}$ – алгебраические суммы проекций сил на оси координат.

Интегрирование дифференциальных уравнений производится в зависимости от их вида методами, известными из курса математики.

4.2. Задание Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки

Две материальные точки движутся в вертикальной плоскости xOy . Точка 1 массой m_1 , получив в начальном положении A скорость V_{01} , движется вдоль гладкой оси AS , наклоненной под углом β к горизонту. Во время движения на точку 1 действуют сила тяжести и постоянная сила $\vec{F}_1$, направленная вдоль оси AS . Направление вектора проекции силы на ось $\vec{F}_{1S}$ показано на схеме.

Одновременно с точкой 1 начинает движение точка 2 массой m_2 из положения B на оси y . На точку 2 действуют сила тяжести и постоянная сила $\vec{F}_2$. Направление вектора силы $\vec{F}_2$ определяется его разложением по единичным векторам $\vec{i}, \vec{j}$ координатных осей x, y .

Определить величину и направление (угол α) начальной скорости V_{02} точки 2, чтобы в момент времени t_1 точки 1 и 2 встретились на оси AS в точке C .

Момент времени t_1 задаётся в условиях задачи или определяется по дополнительным условиям встречи.

Варианты заданий представлены на рис. 4.1, 4.2. Исходные данные приведены в табл. 4.1.

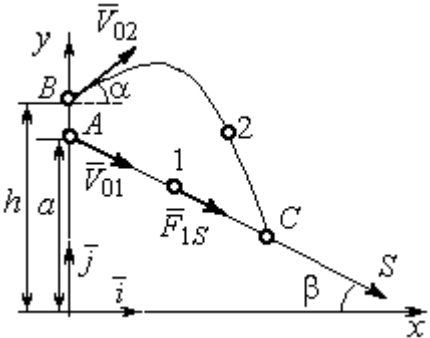
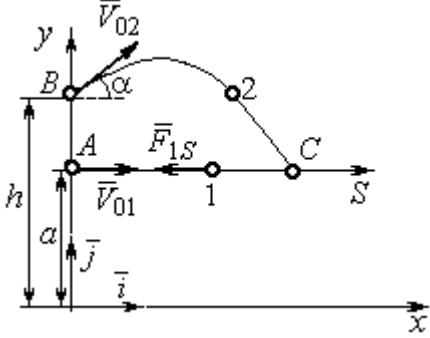
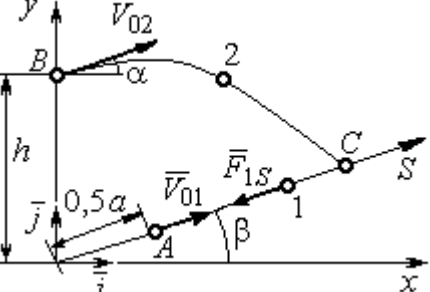
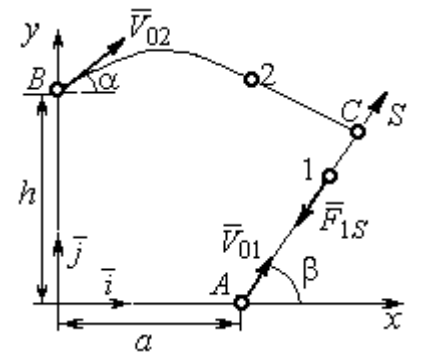
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
 Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 увеличилась в 1,5 раза относительно начальной	 Встреча в точке C в момент, когда точка 1 максимально удалилась от места старта
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
 Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 уменьшилась в 2 раза относительно начальной	 Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,5$ с

Рис. 4.1. Задание Д1. Интегрирование уравнений движения точки.
Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

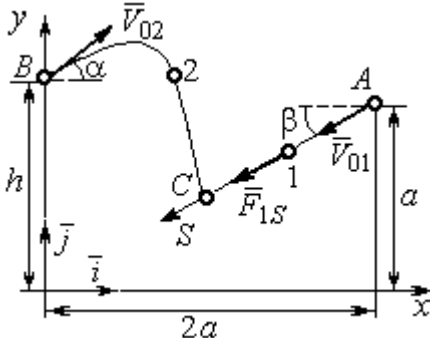
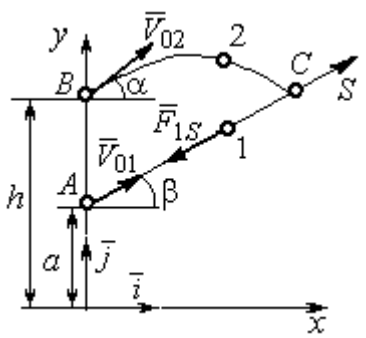
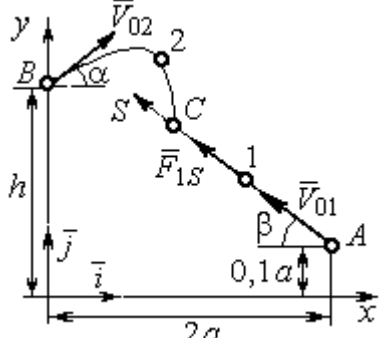
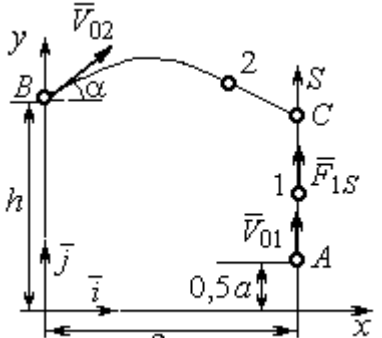
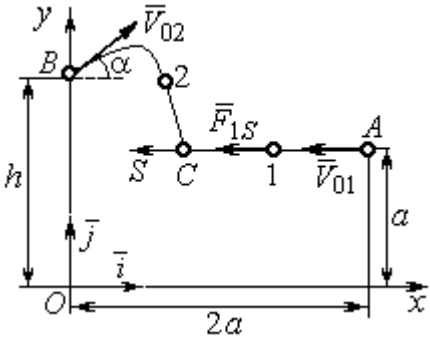
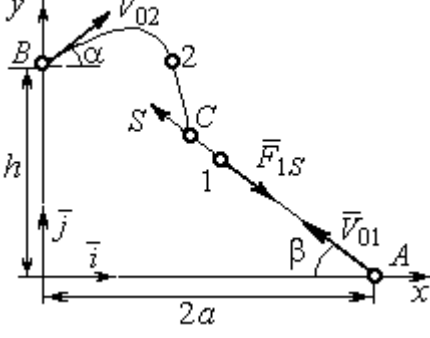
Варианты № 5, 15, 25  Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 увеличилась в 1,5 раза относительно начальной	Варианты № 6, 16, 26  Встреча в точке C, когда точка 1 максимально удалилась от места старта
Варианты № 7, 17, 27  Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,4$ с	Варианты № 8, 18, 28  Встреча в точке C в момент максимального подъёма точки 1
Варианты № 9, 19, 29  Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,6$ с	Варианты № 10, 20, 30  Встреча в точке C в момент, когда точка 1 достигла максимальной высоты подъёма

Рис. 4.2. Задание Д1. Интегрирование уравнений движения точки.
Номера вариантов задания 5 – 10, 15 – 20, 25 – 30

Исходные данные задания Д1. Интегрирование уравнений движения точки

Номер варианта задания	m_1 , кг	F_{1S} , Н	V_{01} , м/с	β , град	m_2 , кг	$\vec{F}_2$, Н	a , м	h , м
1	1	3	3	30	2	$7\vec{i}$	2	4
2	3	6	2	0	2	$4\vec{i} + 12\vec{j}$	1,5	1
3	2	5	4	35	1,5	$10\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2,5
4	1	10	2	60	2	$4\vec{i} + 8\vec{j}$	2,2	2
5	1	3	3	30	2	$5\vec{i}$	3	4,5
6	0,8	6	6	50	3	$3\vec{i} + 12\vec{j}$	1,5	4
7	2	5	4,5	40	1	$10\vec{i} + 2\vec{j}$	3	2,5
8	1	2	3,5	90	2	$6\vec{i} + 8\vec{j}$	1,2	2
9	2	4	4	0	1	$3\vec{i} + 2\vec{j}$	2	2,5
10	1	3	3	55	1,5	$4\vec{i}$	1	1,5
11	0,5	2	3	60	2	$3\vec{i} + 8\vec{j}$	1,5	2,5
12	0,2	3	4	0	1	$5\vec{i} - 2\vec{j}$	1	2,5
13	1	2	6	50	1,5	$6\vec{i} - 4\vec{j}$	0,8	2
14	0,5	6	4	35	1	$3\vec{i} - 2\vec{j}$	2,5	2
15	0,2	3	3	50	2	$2\vec{i} - 2\vec{j}$	3	4
16	2	4	6	40	2	$3\vec{i} + 12\vec{j}$	1	1,5
17	1	6	5	60	1,5	$5\vec{i} + 4\vec{j}$	3	2,5
18	1	2	2	90	2	$4\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2
19	1	3	2	2	2	$2\vec{i} + 10\vec{j}$	1	1,5
20	5	4	2	30	1	$3\vec{i} - 2\vec{j}$	1,5	1,5
21	0,2	4	4	45	1	$6\vec{i} - 2\vec{j}$	1	3
22	0,4	3	2	0	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	1,5	2,5
23	1	3	8	60	2	$4\vec{i} + 2\vec{j}$	1,2	1,5
24	0,5	8	3	30	2	$6\vec{i} + 7\vec{j}$	2	1,5
25	2	4	4	60	1	$2\vec{i} - 2\vec{j}$	3,5	4
26	1	3	5	50	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	0,5	1,5
27	1,5	3	6	30	2	$4\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2,5
28	2	5	3	90	2	$6\vec{i} + 7\vec{j}$	2	1,5
29	2	4	4	0	1	$5\vec{i} - 2\vec{j}$	1,5	2
30	1	3	2,5	70	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	1	1

Пример выполнения задания Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки

На рис. 4.3 представлена схема движения материальных точек в вертикальной плоскости xOy . Точка 1 массой $m_1 = 2$ кг, получив в начальном положении A скорость $V_{01} = 4$ м/с, движется вдоль гладкой оси AS с углом наклона $\beta = 30^\circ$. Во время движения на точку 1 действуют сила тяжести $\vec{P}_1$ и постоянная сила $\vec{F}_1$, проекция которой на ось AS равна $F_{1S} = 4,5$ Н. Направление вектора проекции силы $\vec{F}_{1S}$ на ось AS показано на рис. 4.3.

Одновременно с началом движения точки 1 из положения B на оси y высотой $h = 1$ м начинает движение точка 2 массой $m_2 = 1,2$ кг. На точку 2 действуют сила тяжести $\vec{P}_2$ и сила $\vec{F}_2$

, направление которой определяется разложением по единичным векторам $\vec{i}$, $\vec{j}$ осей x , y декартовой системы координат: $\vec{F}_2 = 2,4\vec{i} + 4,5\vec{j}$, Н. Определить величину и направление (угол α) начальной скорости V_{02} точки 2, чтобы в момент времени t_1 , когда скорость точки 1 уменьшилась в 2 раза по сравнению с начальным значением, обе они встретились на оси AS в точке C .

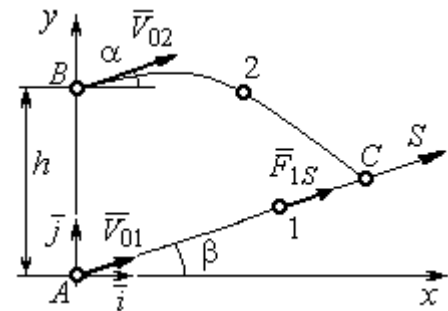


Рис. 4.3. Схема совместного движения точек

Решение

Рассмотрим движение точки 1. В текущий момент времени на точку 1 действует сила тяжести $\vec{P}_1$, нормальная реакция $\vec{N}_1$ наклонной оси AS и сила $\vec{F}_1$, величина проекции которой на ось AS равна F_{1S} (рис. 4.4). Дифференциальное уравнение движения точки 1

$m_1 \ddot{S} = F_{1S} - P_1 \sin \beta$, или $m_1 \frac{dV_{1S}}{dt} = 4,5 - m_1 g \sin \beta$. С учетом

исходных данных, полагая ускорение свободного падения $g = 9,81$ м/с², дифференциальное уравнение движения точки 1 приводится к виду: $\frac{dV_{1S}}{dt} = -2,66$. Разделим

переменные, представив дифференциальное уравнение в виде $dV_{1S} = -2,66dt$. Проинтегрировав его, получим зависимость скорости точки 1 от времени: $V_{1S} = -2,66t + C_1$. Для того чтобы определить закон движения точки 1, представим

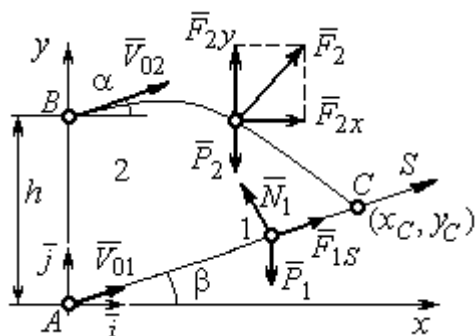


Рис. 4.4. Силы, действующие на точки 1 и 2, во время их движения

скорость точки как производную от координаты $V_{1S} = \frac{dS}{dt}$. Получим дифференциальное

уравнение $\frac{dS}{dt} = -2,66t + C_1$, проинтегрировав

которое, найдём уравнение движения точки 1:

$S = -1,33t^2 + C_1t + C_2$. Константы интегрирования C_1, C_2 находятся из начальных условий:

при $t = 0, S = 0, \dot{S} = V_{1S} = V_{01} = 4$ м/с. Подстав-

ляя первое из условий в уравнение движения точки 1, получим $C_2 = 0$. Подставим начальное значение скорости в уравнение $\dot{S} = -2,66t + C_1$, выражающее зависимость скорости точки 1 от времени. Получим $C_1 = 4$. Таким образом, движение точки 1 вдоль оси AS описывается уравнением: $S = -1,33t^2 + 4t$.

По условию задачи встреча двух точек происходит в момент времени t_1 , когда скорость первой точки уменьшилась в 2 раза по сравнению с начальной:

$V_{1S}(t_1) = \frac{V_{01}}{2} = 2$ м/с. Подставляя это условие в уравнение, выражающее зависи-

мость скорости точки 1 от времени, получим: $2 = -2,66t_1 + 4$, откуда найдём мо-

мент времени встречи $t_1 = 0,75$ с. Расстояние AC , пройденное точкой 1 до встречи, определяется как путь, пройденный этой точкой за время $t_1 = 0,75$ с, $AC =$

$S(t_1) = -1,33 \cdot 0,75^2 + 4 \cdot 0,75 = 2,25$ м. Координаты точки встречи x_C, y_C определяются из равенств: $x_C = S(t_1)\cos 30^\circ = 1,95$ м; $y_C = S(t_1)\sin 30^\circ = 1,12$ м.

Рассмотрим движение точки 2. В текущий момент времени на нее действует сила тяжести $\vec{P}_2$ и сила $\vec{F}_2 = 2,4\vec{i} + 4,5\vec{j}$, проекции которой на оси координат

$F_{2x} = 2,4$ Н, $F_{2y} = 4,5$ Н. Дифференциальные уравнения движения точки 2 в проекциях на оси координат x, y имеют вид:

$$m_2 \ddot{x} = F_{2x} = 2,4, \quad m_2 \ddot{y} = -P_2 + F_{2y} = -m_2 g + 4,5,$$

или после подстановки исходных данных: $\ddot{x} = 2, \quad \ddot{y} = -6,06$.

Представим в первом уравнении проекцию ускорения точки 2 на ось x как производную от соответствующей проекции скорости $\ddot{x} = \frac{dV_{2x}}{dt}$. После разделения переменных получим дифференциальное уравнение $dV_{2x} = 2dt$. Проинтегрируем его и найдем зависимость горизонтальной составляющей скорости точки 2 от времени: $V_{2x} = 2t + C_3$. Заменим в этом уравнении проекцию скорости точки на ось x на производную от координаты $V_{2x} = \frac{dx}{dt}$. После интегрирования получим уравнение, описывающее движение точки 2 вдоль оси x , $x = t^2 + C_3 t + C_4$. Для того чтобы найти постоянные C_3 и C_4 , воспользуемся граничными условиями движения точки 2 – известной начальной координатой движения точки и вычисленной координатой точки встречи, то есть при $t = 0, x = 0$, а при $t_1 = 0,75$ с $x(t_1) = x_C = 1,95$ м. Подставляя граничные условия в уравнение движения точки 2, получим $C_4 = 0$, $C_3 = 1,85$. Таким образом, уравнение движения точки 2 вдоль оси x : $x = t^2 + 1,85t$.

Закон движения точки 2 вдоль оси y находим путем интегрирования второго дифференциального уравнения. Его представим в виде: $\frac{dV_{2y}}{dt} = -6,06$. После разделения переменных и первого интегрирования получим зависимость проекции скорости точки 2 на ось y от времени: $V_{2y} = -6,06t + C_5$. Заменив проекцию скорости точки 2 на ось y производной от координаты $V_{2y} = \frac{dy}{dt}$, вторично проинтегрируем. В результате движение точки 2 вдоль оси y описывается уравнением: $y = -3,03t^2 + C_5 t + C_6$. Для определения констант C_5 и C_6 используем граничные условия: при $t = 0, y(0) = h = 1$ м, а при $t_1 = 0,75$ с $y(t_1) = y_C = 1,12$ м. Получим $C_6 = 1$

, $C_5 = 2,43$. Таким образом, точка 2 движется вдоль оси y по закону:
 $y = -3,03t^2 + 2,43t + 1$.

Проекции скорости точки 2 на оси координат как функции времени имеют вид: $V_{2x}(t) = \dot{x} = 2t + 1,85$, $V_{2y}(t) = \dot{y} = -6,06t + 2,43$. Значения проекций при $t = 0$:
 $V_{02x} = V_{2x}(0) = 1,85$ м/с, $V_{02y} = V_{2y}(0) = 2,43$ м/с. Величина начальной скорости:
 $V_{02} = \sqrt{V_{02x}^2 + V_{02y}^2} = 3,05$ м/с.

Угол наклона вектора скорости в начальный момент определяется из равенства: $\operatorname{tg} \alpha = \frac{V_{02y}}{V_{02x}} = \frac{2,43}{1,85} = 1,31$. Откуда $\alpha = 52,64^\circ$.

4.3. Колебания материальной точки

Силы, возникающие при отклонении материальной точки от положения равновесия и направленные так, чтобы вернуть точку в это положение, называются **восстанавливающими**. Восстанавливающие силы, линейно зависящие от расстояния от точки до положения её равновесия, называются **линейными восстанавливающими силами**. Так, сила упругости пружины $F = c\Delta\ell$, где c – коэффициент жесткости (или просто жёсткость) пружины; $\Delta\ell$ – удлинение пружины, является линейной восстанавливающей силой.

Дифференциальное уравнение движения материальной точки массой m вдоль оси Ox под действием линейной восстанавливающей силы, представляет собой уравнение гармонических колебаний и имеет вид:

$$m\ddot{x} + cx = 0, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = 0,$$

где x – отклонение точки от положения равновесия, куда поместили начало координат; ω – угловая частота колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$. Единица измерения угловой частоты – рад/с.

Решение дифференциального уравнения свободных колебаний представляется суммой $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t$, где постоянные интегрирования C_1 и C_2 находятся из начальных условий. **Амплитуда свободных колебаний** $A = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}$.

Промежуток времени, в течение которого точка совершает одно полное колебание, называется **периодом колебаний**: $T = \frac{2\pi}{\omega}$. Величина, обратная периоду

$\nu = \frac{1}{T}$ определяет число полных колебаний точки за 1 с и называется **частотой**

колебаний. Частота колебаний измеряется в герцах (Гц). Частота, равная 1 Гц, соответствует одному полному колебанию в секунду. Угловая частота связана с частотой колебаний соотношением $\omega = 2\pi\nu$.

Если на материальную точку кроме восстанавливающей силы действует сила сопротивления движению, пропорциональная скорости точки, $\vec{R} = -\mu \vec{V}$, где μ – коэффициент сопротивления, то дифференциальное уравнение движения точки с сопротивлением относительно положения равновесия имеет вид

$$m\ddot{x} + \mu\dot{x} + cx = 0, \text{ или } \ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega^2 x = 0, \text{ где } n - \text{коэффициент затухания, } n = \frac{\mu}{2m};$$

ω – угловая частота собственных колебаний точки без учёта сопротивления, $\omega^2 = \frac{c}{m}$.

При $n < \omega$ движение точки представляет затухающие колебания. Общее решение дифференциального уравнения колебаний с сопротивлением

$$x = e^{-nt} (C_1 \cos \omega_1 t + C_2 \sin \omega_1 t) = Ae^{-nt} \sin(\omega_1 t + \alpha), \text{ где } C_1 \text{ и } C_2 - \text{постоянные интегрирования; } \omega_1 - \text{угловая частота затухающих колебаний, } \omega_1 = \sqrt{\omega^2 - n^2};$$

$$A_1 = Ae^{-nt} - \text{амплитуда затухающих колебаний, } A = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}; \alpha - \text{начальная}$$

$$\text{фаза колебаний, } \operatorname{tg} \alpha = \frac{C_1}{C_2}.$$

При $n > \omega$ движение точки аperiодическое, затухающее. Общее решение дифференциального уравнения движения точки с таким сопротивлением имеет вид $x = e^{-nt}(C_1 e^{\omega_2 t} + C_2 e^{-\omega_2 t})$, где $\omega_2 = \sqrt{n^2 - \omega^2}$.

При $n = \omega$ движение точки происходит согласно уравнению $x = e^{-nt}(C_1 t + C_2)$.

Если кроме восстанавливающей силы на материальную точку действует переменная возмущающая сила, колебания точки называются **вынужденными**.

При действии гармонической возмущающей силы $F = H \sin pt$, где H , p – амплитуда и угловая частота колебаний возмущающей силы, дифференциальное уравнение вынужденных колебаний материальной точки относительно положения равновесия и при отсутствии сил сопротивления имеет вид

$$m\ddot{x} + cx = H \sin pt, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt,$$

где ω – угловая частота собственных гармонических колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$; h – от-

носительная амплитуда возмущающей силы, $h = \frac{H}{m}$.

Общее решение неоднородного дифференциального уравнения вынужденных колебаний представляется как сумма общего решения однородного уравнения и частного решения неоднородного.

При отсутствии резонанса, когда частота собственных колебаний не совпадает с частотой возмущающей силы $p \neq \omega$, решение имеет вид:

$$x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t + \frac{h}{\omega^2 - p^2} \sin pt, \text{ а в случае резонанса, когда } p = \omega, - \text{ вид:}$$

$$x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t - \frac{ht}{2p} \cos pt. \text{ Значения произвольных постоянных } C_1 \text{ и } C_2$$

определяются из общего решения неоднородного уравнения с учетом начальных условий движения. Амплитуда собственных колебаний груза $A_{\text{соб}} = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}$.

Амплитуда вынужденных колебаний при отсутствии резонанса $A_{\text{вын}} = \frac{h}{\omega^2 - p^2}$.

При резонансе амплитуда вынужденных колебаний растет как линейная функция времени $A_{\text{вын}} = \frac{ht}{2p}$.

Если возмущающее воздействие заключается в **принудительном гармоническом колебании точки подвеса пружины**, например, по закону $S = a \sin pt$, где a, p – амплитуда и угловая частота колебаний точки подвеса пружины, дифференциальное уравнение вынужденных колебаний материальной точки относительно положения равновесия при отсутствии сил сопротивления имеет вид $\ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt$, где ω – угловая частота собственных гармонических колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$; h – относительная амплитуда возмущающего колебания, $h = \frac{ca}{m}$. Общее решение неоднородного дифференциального уравнения вынужденных колебаний при принудительном гармоническом колебании точки подвеса пружины может быть получено аналогично случаю возмущения гармонической силой.

Система пружин заменяется одной с эквивалентной жесткостью. Так, колебания груза на двух параллельных пружинах с коэффициентами жесткости c_1 и c_2

(рис. 4.5, *a*) можно рассматривать как колебания груза на одной пружине эквивалентной жесткости $c_{\text{экв}} = c_1 + c_2$, где $c_{\text{экв}}$ – коэффициент жесткости эквивалентной пружины. При последовательном соединении пружин (рис. 4.5, *b*) коэффициент жесткости эквивалент-

ной пружины $c_{\text{экв}} = \frac{c_1 c_2}{c_1 + c_2}$. Если груз расположен между двумя пружинами (рис. 4.5, *c*), тогда $c_{\text{экв}} = c_1 + c_2$. Коэффициент жесткости эквивалентной пружины равен сумме коэффициентов жесткости пружин.

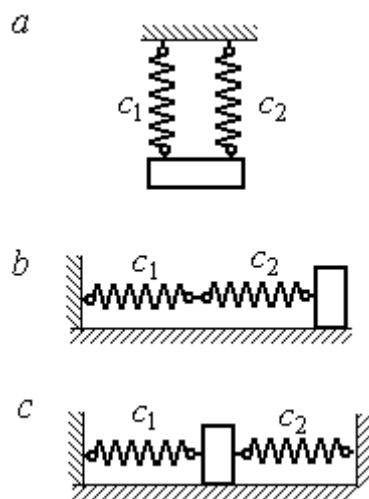


Рис. 4.5. Способы крепления груза на двух пружинах:
a – две параллельные пружины;
b – последовательно соединённые пружины; *c* – крепление груза между пружинами

4.4. Задание Д2. Исследование колебаний точки

Задание Д2 на исследование колебаний точки включает две задачи.

Задача 1. Исследование гармонических колебаний точки.

Найти уравнение движения груза массой m_1 (или одновременно двух грузов массой m_1 и m_2) на пружине жесткостью c_1 (или на двух пружинах жесткостью c_1 и c_2). Расположение грузов на пружине и описание условий, при которых начались колебания, приведено на схемах. Определить амплитуду и частоту колебаний.

Задача 2. Исследование вынужденных колебаний точки.

Груз движется на пружинах, расположенных вертикально или горизонтально. При движении груза по горизонтальной поверхности трение не учитывается. Жёсткость пружин c_1 и c_2 . Направление возмущающего усилия $F = F(t)$, приложенного к грузу, или возмущающего движения точки крепления пружин $S = S(t)$, а также описание условий начала колебаний приведено на схемах. В задачах, где на схемах присутствует амортизатор, создающий сопротивление движению груза, сила сопротивления пропорциональна скорости движения груза и находится по формуле: $\vec{R} = -\mu \vec{V}$ Н, где μ – коэффициент сопротивления; V – скорость груза. Определить уравнение колебаний груза, амплитуды собственных и вынужденных колебаний.

Варианты заданий даны на рис. 4.6 – 4.9. Исходные данные в табл. 4.2.

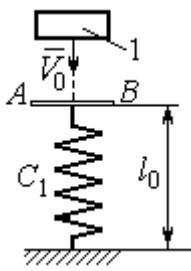
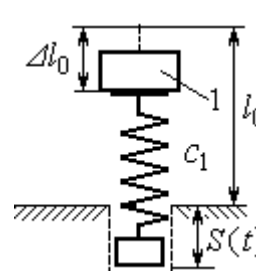
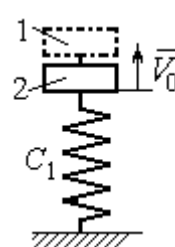
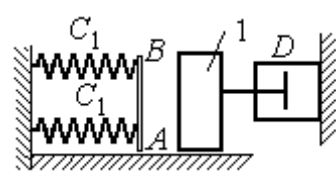
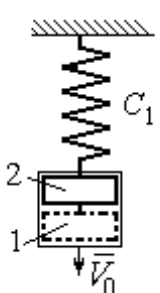
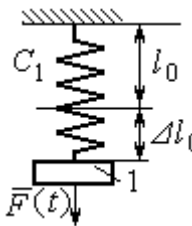
Варианты № 1, 11, 21	
Задача 1  Невесомая пластина AB укреплена на нерастянутой пружине. Груз 1, получив начальную скорость V_0, падает вертикально вниз. Через 1 с после начала падения груз достигает пластины и продолжает движение вместе с ней	Задача 2  К верхнему концу пружины, сжатой на величину Δl_0, прикрепляют груз 1 и отпускают без начальной скорости. Одновременно нижний конец пружины начинает двигаться по закону $S = S(t)$
Варианты № 2, 12, 22	
Задача 1  В положении статического равновесия двух грузов (1 и 2), установленных на пружине, груз 1 убрали, а грузу 2 сообщили скорость V_0, направленную вверх	Задача 2  Груз 1 движется по гладкой горизонтальной поверхности с начальной скоростью V_0. Через 1 с груз упирается в площадку AB, укрепленную на недеформированных пружинах, соединённых параллельно, и продолжает движение вместе с ней. Во время движения (до упора в площадку AB и вместе с ней) груз испытывает сопротивление, создаваемое демпфером D
Варианты № 3, 13, 23	
Задача 1  В положении статического равновесия груза 2, укрепленного на пружине, к нему присоединили груз 1 и оба груза толкнули вниз со скоростью V_0	Задача 2  Недеформированную пружину оттянули вниз на расстояние Δl_0, подцепили груз 1 и отпустили без начальной скорости. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\vec{F}(t)$

Рис. 4.6. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

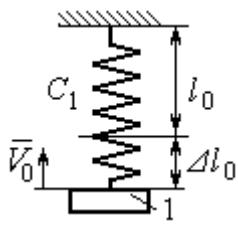
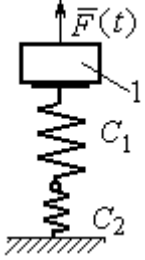
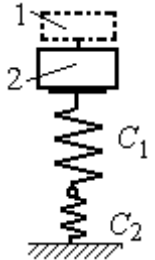
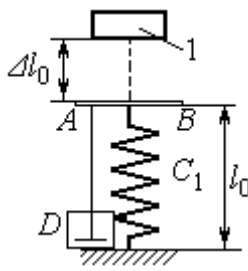
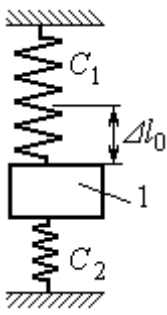
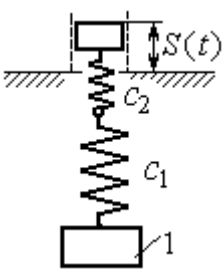
Варианты № 4, 14, 24	
Задача 1  К недеформированной пружине подцепили груз 1, оттянули его вниз на расстояние Δl_0 и сообщили скорость V_0, направленную вверх	Задача 2  Грузу 1, укрепленному на двух последовательно соединённых пружинах в положении статического равновесия, сообщили начальную скорость V_0, направленную вниз. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\vec{F}(t)$
Варианты № 5, 15, 25	
Задача 1  В положении статического равновесия грузов 1 и 2, укрепленных на двух вертикальных последовательно соединённых пружинах, убрали груз 1, а груз 2 отпустили без начальной скорости	Задача 2  Груз 1 падает с высоты Δl_0 на площадку AB, установленную на недеформированной пружине, и продолжает движение вместе с ней. Демпфер D создаёт сопротивление движению груза на пружине
Варианты № 6, 16, 26	
Задача 1  Груз 1 поместили между двумя недеформированными пружинами, затем оттянули вниз на расстояние Δl_0 и отпустили без начальной скорости	Задача 2  К недеформированным пружинам, соединённым последовательно, подцепили груз 1 и толкнули его вниз со скоростью V_0. Одновременно верхний конец пружины начинает двигаться по закону $S = S(t)$

Рис. 4.7. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

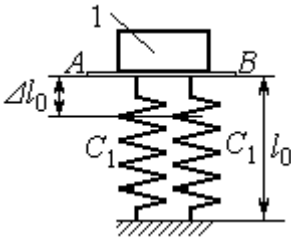
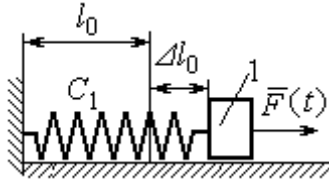
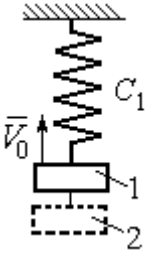
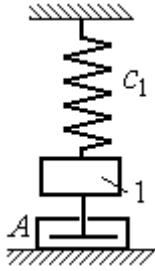
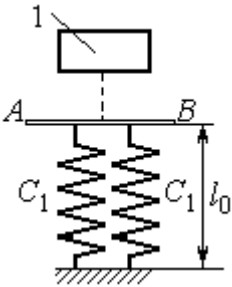
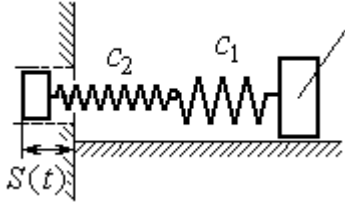
Варианты № 7, 17, 27	
Задача 1  К недеформированным пружинам приложили груз 1, переместили его вниз на величину Δl_0 и сообщили скорость V_0, направленную вниз	Задача 2  К нерастянутой пружине, расположенной на горизонтальной гладкой поверхности, подцепили груз 1, оттянули его на расстояние Δl_0 и отпустили. Одновременно на груз стала действовать горизонтальная возмущающая сила $\vec{F}(t)$
Варианты № 8, 18, 28	
Задача 1  Грузы 1 и 2 находятся на пружине в положении статического равновесия. Груз 2 удаляют, а грузу 1 сообщают скорость V_0, направленную вверх	Задача 2  В положении статического равновесия груза 1 ему сообщили скорость V_0, направленную вниз. Демпфер A создаёт сопротивление движению груза
Варианты № 9, 19, 29	
Задача 1  Груз 1 без начальной скорости падает вниз. Пройдя путь 1 м, груз достигает невесомой пластины AB, укрепленной на недеформированных, параллельно соединённых пружинах, и дальше движется вместе с ней	Задача 2  К двум горизонтальным пружинам, соединённым последовательно, в положении их нерастянутого состояния прицепили груз 1 и сообщили ему горизонтальную скорость V_0, направленную в сторону сжатия пружин. Одновременно левый конец пружинной системы начинает двигаться по закону $S = S(t)$

Рис. 4.8. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

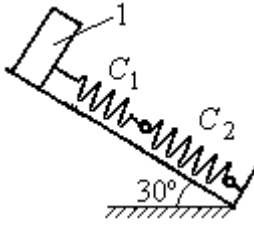
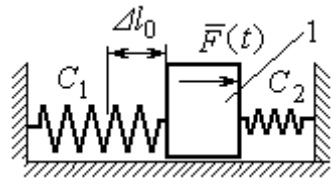
Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1  В положении статического равновесия груза 1, укрепленного на двух последовательно соединенных пружинах, сообщили скорость V_0, направленную вниз по наклонной плоскости	Задача 2  Между двумя горизонтальными недеформированными пружинами на гладкую поверхность поместили груз 1, оттянули его влево на расстояние Δl_0 и отпустили без начальной скорости. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\bar{F}(t)$

Рис. 4.9. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 10, 20, 30

Таблица 4.2

Исходные данные задания Д2. Исследование колебаний точки

Номер варианта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	Δl_0 , м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
1	1	2,5	—	2,0	200	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	—	210	—	0,1	—	—	$0,02\sin 12t$
2	1	1,5	2,0	4	250	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	4	220	—	—	1,0	—	—
3	1	2,0	1,5	3	250	—	—	—	—	—
	2	1,2	—	—	200	—	0,14	—	$12\sin 5t$	—
4	1	2,0	—	3	180	—	0,1	—	—	—
	2	1,5	—	2	150	120	—	—	$8\sin 12t$	—
5	1	1,0	2,0	—	120	100	—	—	—	—
	2	1,0	—	—	50	—	0,5	18	—	—
6	1	1,2	—	—	120	180	0,12	—	—	—
	2	1,4	—	2,4	120	180	—	—	—	$0,03\sin 14t$
7	1	1,6	—	3,2	140	—	0,15	—	—	—
	2	1,5	—	—	120	—	0,12	—	$12\sin 6t$	—
8	1	1,0	2,0	3,0	150	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	3,5	120	—	—	15	—	—

Продолжение табл. 4.2

Номер вари- анта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	$\Delta \ell_0$, м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
9	1	1,5	—	—	100	—	—	—	—	—
	2	1,4	—	2,0	100	110	—	—	—	$0,015\sin 8t$
10	1	2,5	—	2,5	110	100	—	—	—	—
	2	2,0	—	—	110	52	0,08	—	$5\sin 9t$	—
11	1	2,0	—	4,0	300	—	—	—	—	—
	2	1,0	—	—	200	—	0,12	—	—	$0,01\sin 4t$
12	1	1,8	2,4	4	220	—	—	—	—	—
	2	1,0	—	5	240	—	—	0,6	—	—
13	1	1,5	1,5	2	200	—	—	—	—	—
	2	1,8	—	—	180	—	0,08	—	$10\sin 10t$	—
14	1	2,0	—	2	200	—	0,12	—	—	—
	2	2,0	—	2	150	120	—	—	$10\sin 8t$	—
15	1	1,5	2,0	—	120	250	—	—	—	—
	2	1,5	—	—	120	—	0,4	4	—	—
16	1	2,0	—	—	150	75	0,1	—	—	—
	2	2,0	—	2,5	150	75	—	—	—	$0,01\sin 5t$
17	1	1,5	—	2,1	160	—	0,11	—	—	—
	2	1,8	—	—	150	—	0,1	—	$8\sin 12t$	—
18	1	2,0	1,0	2,5	80	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	2,5	50	—	—	21	—	—
19	1	1,6	—	—	120	—	—	—	—	—
	2	1,2	—	2,0	85	120	—	—	—	$0,015\sin 7t$
20	1	2,0	—	2,0	90	100	—	—	—	—
	2	2,5	—	—	100	90	0,12	—	$6\sin 10t$	—
21	1	2,0	—	1,6	220	—	—	—	—	—
	2	2,5	—	—	250	—	0,14	—	—	$0,01\sin 10t$
22	1	2,2	1,5	3	180	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	4	280	—	—	0,8	—	—
23	1	2,2	1,2	2	220	—	—	—	—	—
	2	1,6	—	—	200	—	0,12	—	$5\sin 7t$	—

Номер вари- анта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	$\Delta\ell_0$, м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
24	1	1,6	—	2,4	160	—	0,13	—	—	—
	2	1,0	—	3	150	300	—	—	$6\sin 10t$	—
25	1	0,8	1,2	—	120	80	—	—	—	—
	2	0,8	—	—	180	—	0,4	12	—	—
26	1	1,4	—	—	100	120	0,15	—	—	—
	2	1,8	—	2,2	150	120	—	—	—	$0,015\sin 8t$
27	1	2	—	4,0	150	—	0,12	—	—	—
	2	2	—	—	162	—	0,13	—	$5\sin 9t$	—
28	1	1,5	2,0	2,0	140	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	3,1	180	—	—	12	—	—
29	1	1,0	—	—	140	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	2,4	75	150	—	—	—	$0,08\sin 5t$
30	1	1,6	—	3	75	150	—	—	—	—
	2	1,5	—	3	80	70	0,15	—	$8\sin 10t$	—

Пример выполнения задания Д2. Исследование колебаний точки

Задача 1. Груз 1 весом $P = 20$ Н, лежащий на гладкой наклонной плоскости, прикреплён к недеформированной пружине, расположенной параллельно плоскости

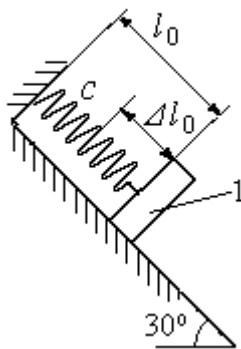


Рис. 4.10. Схема крепления груза и условия начала колебаний

(рис. 4.10). Угол наклона плоскости к горизонту 30° , коэффициент жесткости пружины $c = 400$ Н/м. В начальный момент груз переместили вверх по наклонной плоскости (сжали пружину) на расстояние $\Delta\ell_0 = 0,1$ м относительно нерастянутой пружины и отпустили без начальной скорости.

Определить уравнение колебаний груза 1, а также частоту и амплитуду колебаний.

Решение

Расчетная схема колебаний груза 1 показана на рис. 4.11. Направим ось Ox , вдоль которой происходят колебания груза, вниз вдоль наклонной плоскости. Начало отсчёта координаты x выберем в положении статического равновесия груза (см. рис. 4.11). В произвольном положении груза, обозначенном координатой x , к нему приложены три силы: сила тяжести $\vec{P}$, реакция опоры наклонной плоскости $\vec{N}$ и сила упругости пружины $\vec{F}_{\text{упр}}$. Проекция силы упругости пружины на ось Ox : $F_{\text{упр}x} = -c\Delta\ell$, где $\Delta\ell$ – удлинение пружины относительно её нерастянутого положения, включающее её растяжение x относительно выбранного начала координат и растяжение $\lambda_{\text{ст}}$ при статическом равновесии груза на наклонной плоскости.

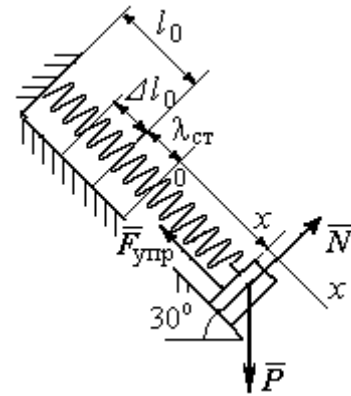


Рис. 4.11. Расчётная схема колебаний груза

С учетом выражения силы упругости получим дифференциальное уравнение движения груза в проекции на ось Ox :

$$m\ddot{x} = P\sin 30^\circ - c(x + \lambda_{\text{ст}}).$$

В положении статического равновесия сила упругости уравнивается силой, равной проекции силы тяжести на ось x : $P\sin 30^\circ - c\lambda_{\text{ст}} = 0$. Подставляя это выражение условия статического равновесия груза в уравнение движения, получим дифференциальное уравнение колебаний груза:

$$m\ddot{x} = -cx, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = 0,$$

где ω – угловая частота колебаний; $\omega = \sqrt{\frac{c}{m}} = 14,01 \text{ рад/с}$.

Общее решение уравнения колебаний $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t$.

Для определения произвольных постоянных C_1 и C_2 вычислим координату x_0 начального положения груза на оси Ox .

Растяжение пружины в положении статического равновесия $\lambda_{\text{ст}} = \frac{P \sin 30^\circ}{c}$
 $= 0,025$ м. Координата начального положения груза определяется величиной сжатия пружины и, поскольку начало отсчёта координаты x выбрано в положении статического равновесия груза, равна (со знаком!): $x_0 = -(\Delta \ell_0 + \lambda_{\text{ст}}) = -0,125$ м (см. рис. 4.11).

Подставляя значение координаты начального положения груза в общее решение уравнения колебаний при $t = 0$, получим $C_1 = -0,125$ м. Для определения второй константы вычислим скорость груза в произвольный момент времени: $\dot{x} = -C_1 \omega \sin \omega t + C_2 \omega \cos \omega t$. Подставим сюда начальное значение скорости груза при $t = 0$ $\dot{x} = V_0 = 0$, получим $C_2 = 0$. Окончательно уравнение движения груза 1 относительно положения статического растяжения пружины:

$$x(t) = -0,125 \cos 14,01t \text{ м.}$$

Амплитуда колебаний груза $A = 0,125$ м.

Задача 2. Груз 1 весом $P = 20$ Н подвешен на недеформированной вертикальной пружине (рис. 4.12). Жесткость пружины $c = 800$ Н/м. В начальный момент груз был оттянут вниз в положение, при котором пружина растянулась на

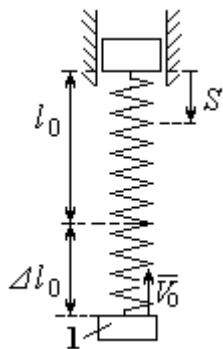


Рис. 4.12. Схема крепления груза и условия начала колебаний

расстояние $\Delta \ell_0 = 0,1$ м, и в этом положении ему сообщена начальная скорость $V_0 = 2$ м/с, направленная вверх.

Одновременно с началом движения груза верхний конец пружины стал совершать гармонические колебания по закону $S = a \sin 10t$, где $a = 0,02$ м.

Определить уравнение колебаний груза 1, а также частоту и амплитуду собственных колебаний.

Решение

Расчетная схема колебаний груза 1 показана на рис. 4.13. Направим ось Ox , вдоль которой происходят колебания груза, вертикально вниз. Начало отсчёта координаты x выберем в положении статического равновесия груза (см. рис. 4.13, c , d). В произвольном положении груза, обозначенном координатой x , к нему приложены две силы: сила тяжести $\vec{P}$ и сила упругости пружины $\vec{F}_{\text{упр}}$.

Проекция силы упругости пружины на ось Ox

$$F_{\text{упр}x} = -c\Delta\ell = -c(x + \lambda_{\text{ст}} - S),$$

где $\Delta\ell$ – удлинение пружины, включающее её растяжение x относительно начала координат, растяжение $\lambda_{\text{ст}}$ при статическом равновесии груза и уменьшение растяжения при смещении верхнего конца, $\Delta\ell = (x + \lambda_{\text{ст}} - S)$.

С учетом выражения силы упругости получим дифференциальное уравнение движения груза в проекции на ось Ox :

$$m\ddot{x} = P - c(x + \lambda_{\text{ст}} - S).$$

В положении статического равновесия выполняется условие равенства сил: $P - c\lambda_{\text{ст}} = 0$.

После подстановки его в уравнение движения груза получаем дифференциальное уравнение вынужденных колебаний:

$$m\ddot{x} = -cx + cS, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt,$$

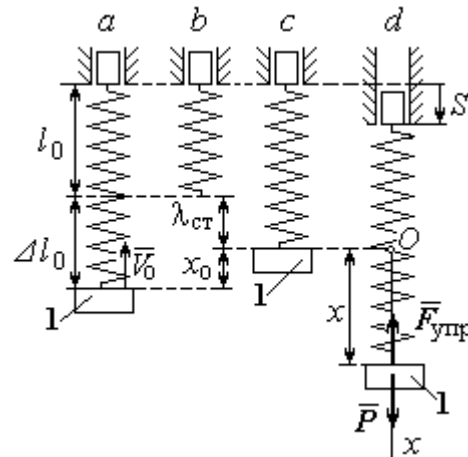


Рис. 4.13. Расчётная схема вынужденных колебаний груза:

a – положение груза на начало колебаний; b – недеформированная пружина; c – статическое растяжение пружины под действием веса груза; d – положение груза в произвольный момент времени и перемещение точки подвеса пружины

где ω – угловая частота собственных колебаний, $\omega = \sqrt{\frac{c}{m}}$, $\omega = 19,81$ рад/с;

h – относительная амплитуда вынужденных колебаний, $h = \frac{ca}{m} = 7,85$ м/с²; p

– угловая частота вынужденных колебаний, $p = 10$ рад/с.

При отсутствии резонанса (здесь $\omega \neq p$) общее решение уравнения вынужденных колебаний имеет вид $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t + \frac{h}{\omega^2 - p^2} \sin pt$.

Для определения произвольных постоянных C_1 и C_2 вычислим координату x_0 начального положения груза на оси Ox . Координата начального положения груза (см. рис. 4.13, б) $x_0 = \Delta \ell_0 - \lambda_{\text{ст}}$. Растяжение пружины в положении статического равновесия $\lambda_{\text{ст}} = \frac{P}{c} = 0,02$ м, тогда $x_0 = 0,08$ м. Подставляя значение координаты начального положения груза в общее решение уравнения вынужденных колебаний при $t = 0$, получим: $C_1 = x_0 = 0,08$ м.

Для определения второй константы вычислим скорость груза в произвольный момент времени: $\dot{x} = -C_1 \omega \sin \omega t + C_2 \omega \cos \omega t + \frac{hp}{\omega^2 - p^2} \cos pt$. Проекция скорости груза в начальный момент на ось Ox $V_{0x} = -V_0$. Подставив начальное значение скорости груза при $t = 0$ $\dot{x} = V_{0x} = -V_0$, получим: $C_2 = -\frac{V_0}{\omega} - \frac{hp}{\omega(\omega^2 - p^2)} = -0,11$ м.

Окончательно уравнение движения груза 1 относительно положения статического равновесия, м.

$$x(t) = 0,08 \cos 19,82t - 0,11 \sin 19,82t - 0,03 \sin 10t.$$

Амплитуда вынужденных колебаний $A_{\text{вын}} = \frac{h}{\omega^2 - p^2} = 0,03$ м. Амплитуда собственных колебаний груза $A_{\text{соб}} = \sqrt{C_1^2 + C_2^2} = 0,14$ м.

4.5. Теорема об изменении кинетической энергии точки

Работой $A(\vec{F})$ силы $\vec{F}$, постоянной по модулю и направлению, на конечном прямолинейном перемещении S_1 точки приложения силы называется величина $A(\vec{F}) = FS_1 \cos \alpha$. Если угол α острый, работа силы положительна. Если угол α тупой, – отрицательна. При $\alpha = 90^\circ$ сила перпендикулярна перемещению точки и работа силы равна нулю.

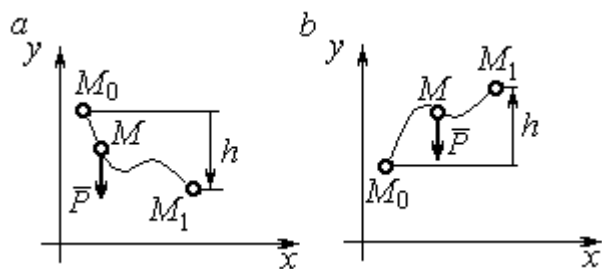


Рис. 4.14. Схема для вычисления работы силы тяжести:
 а – перемещение точки сверху вниз;
 б – перемещение точки снизу вверх

Работа силы тяжести материальной точки (вертикальной силы) при перемещении точки из положения M_0 в положение M_1 равна произведению модуля силы тяжести на вертикальное перемещение точки $A_{(M_0M_1)} = \pm Ph$, где P – величина силы тяжести точки; h – ве-

личина вертикального перемещения точки (рис. 4.14). Работа силы тяжести положительная, если начальная точка движения выше конечной, и отрицательная, – если ниже.

Работа силы упругости пружины на прямолинейном перемещении вдоль линии действия силы из положения недеформированной пружины на расстояние h определяется формулой $A(F_{\text{упр}}) = -\frac{ch^2}{2}$, где c – коэффициент жесткости (или просто жёсткость) пружины.

Кинетической энергией материальной точки называется скалярная величина $T = \frac{1}{2}mV^2$, где m – масса точки; V – её скорость. **Теорема об изменении кинетической энергии точки** заключается в том, что изменение кинетической энергии точки за конечный промежуток времени равно алгебраической сумме работ всех действующих на неё сил: $\frac{mV_1^2}{2} - \frac{mV_0^2}{2} = \sum A_{(M_0M_1)}$, где V_0 , V_1 – скорость точки в начальном положении M_0 и в положении M_1 ; $\sum A_{(M_0M_1)}$ – сумма работ

всех сил, действующих на точку, при её перемещении из положения M_0 в положение M_1 .

При несвободном движении точки сумма работ сил включает работу реакций связи. Если движение происходит без трения по неподвижной гладкой поверхности, то реакция связи направлена по нормали к поверхности и её работа при любом перемещении точки равна нулю.

Для определения реакций связи при несвободном движении точки используются уравнения движения точки в проекциях на оси естественной системы координат – касательную и нормальную: $m \frac{dV}{dt} = \sum F_\tau$, $m \frac{V^2}{\rho} = \sum F_n$, где $\sum F_\tau$, $\sum F_n$ – суммы проекций сил на касательную и нормальную оси естественной системы координат; ρ – радиус кривизны траектории точки.

4.6. Задание ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Тонкий стержень с надетым на него шариком массой m расположен в вертикальной плоскости и состоит из дуг окружностей радиусами r и $R = 2r$, соединённых прямолинейным отрезком EK , сопряжённым с дугами окружностей в точках E и K . В этих точках шарик переходит с одного участка стержня на другой, не изменяя величины и направления скорости. Длина отрезка $EK = a$.

В точке A , положение которой на дуге окружности определяется углом α , шарiku сообщают начальную скорость V_0 . По дугам окружностей шарик скользит без трения, а при движении по прямолинейному отрезку EK на него действует постоянная сила трения с коэффициентом трения f . На участках с вертикальным отрезком EK считать, что шарик прижимается к стержню силой, равной половине веса шарика.

Достигнув на дуге окружности точки D , шарик упирается в недеформированную пружину жёсткостью s и, продолжая движение по сопряженной прямой, сжимает её. Положение точки D определяется углом φ .

Определить величину максимального сжатия пружины, если шарик проходит наивысшее положение траектории – точку B со скоростью $V_B = kV_0$. При найденном значении начальной скорости рассчитать давление шарика на стержень в точке C , положение которой на дуге определяется углом β .

Варианты заданий приведены на рис. 4.15, 4.16. Исходные данные задания в табл. 4.3.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22	Варианты № 3, 13, 23
Варианты № 4, 14, 24	Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 4.15. Задание ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30

Рис. 4.16. Задание ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 4.3

Исходные данные задания ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
m , кг	0,8	0,5	0,6	0,4	1,0	0,6	0,9	0,5	0,3	0,4	0,8	0,6	0,5	0,3	1,0
α , град	30	45	0	30	30	0	0	45	30	0	60	30	30	45	60
β , град	60	30	60	0	60	30	60	60	30	45	30	60	60	30	30
φ , град	0	60	30	0	0	30	45	0	30	45	30	30	0	30	45
r , м	0,4	0,4	0,5	0,3	0,6	0,5	0,3	0,6	0,4	0,5	0,3	0,5	0,4	0,5	0,8
a , м	0,5	0,6	0,9	1,4	0,8	1,2	0,5	0,5	1,4	0,5	0,8	0,5	0,8	0,6	0,6
f	0,4	0,3	0,4	0,3	0,4	0,3	0,5	0,3	0,4	0,3	0,4	0,5	0,3	0,4	0,3
k	0,3	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,3	0,4
c , Н/м	100	80	90	80	120	100	90	80	60	80	90	60	80	60	110

Окончание табл. 4.3

Номер вари- анта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
m , кг	0,6	0,5	0,6	0,4	0,8	0,5	0,4	1,0	0,6	0,5	0,4	0,8	0,4	0,6	0,8
α , град	60	30	0	45	60	90	90	60	60	90	30	60	60	45	90
β , град	60	30	45	90	60	45	90	60	60	30	30	60	60	0	60
φ , град	45	60	60	60	30	90	0	90	45	60	60	90	30	60	0
r , м	0,6	0,4	0,8	0,5	0,6	0,6	0,6	0,4	0,6	0,8	0,4	0,4	0,8	0,6	0,4
a , м	0,4	1,2	0,9	1,2	1,2	0,9	0,6	1,5	1,4	0,8	1,2	0,9	0,6	0,8	0,5
f	0,3	0,4	0,4	0,5	0,3	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,4
k	0,4	0,3	0,3	0,4	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,3
c , Н/м	80	60	90	60	100	90	80	110	80	60	60	80	60	80	100

Пример выполнения задания Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Тонкий стержень, расположенный в вертикальной плоскости, состоит из двух дуг окружностей, сопряженных в точках E и K с прямолинейным отрезком EK длиной $a = 0,6$ м (рис. 4.17). Радиусы окружностей $R = 1$ м и $r = 0,5$ м. Диаметры дуг окружностей, проведенные в точках E и K , составляют с горизонтом

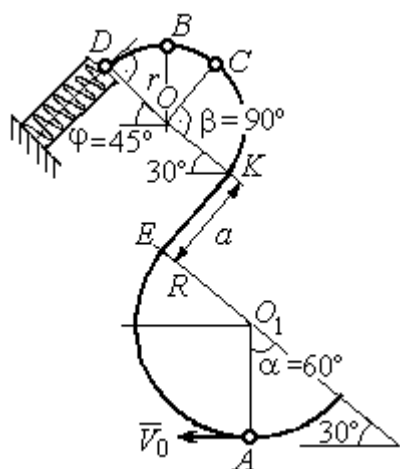


Рис. 4.17. Схема движения шарика

угол 30° . На стержень надет шарик массой $m = 0,5$ кг. В точке A , положение которой на дуге радиуса R определяется углом $\alpha = 60^\circ$ (см. рис. 4.17), шарiku сообщают начальную скорость V_0 , после чего он начинает движение. По дугам окружностей шарик скользит без трения. При движении по прямой EK на него действует постоянная сила трения с коэффициентом трения $f = 0,2$. Достигнув точки D на верхней дуге, шарик упирается в пружину жесткостью $c = 100$ Н/м и, двигаясь по сопряженной прямой без трения, сжимает её. Найти величину максимального сжатия пружины, если наивысшее положение на траектории (точку B) шарик проходит со скоростью $V_B = kV_0$ при $k = 0,3$. При найденном значении начальной скорости рассчитать давление шарика на стержень в точке C , положение которой на дуге определяется углом $\beta = 90^\circ$.

Решение

Рассмотрим движение шарика по стержню из начального положения A в наивысшее положение – точку B .

При движении шарика по дугам окружностей работу совершает только сила тяжести. Реакция гладкой поверхности стержня в любой момент времени перпендикулярна поверхности стержня, и потому её работа при перемещении шарика равна нулю.

На участке движения шарика по прямой EK на него действуют сила тяжести $\vec{P}$, нормальная реакция опоры $\vec{N}_{EK}$ и сила трения $\vec{F}_{тр}$ (рис. 4.18, b). Работу совершают сила тяжести и сила трения. Работа реакции опоры стержня равна нулю.

Обозначим $h_{(AB)}$ – перепад высот точек A и B на траектории; V_A – начальная скорость шарика в точке A , $V_A = V_0$; V_B – его скорость в точке B , $V_B = 0,3V_0$. Для

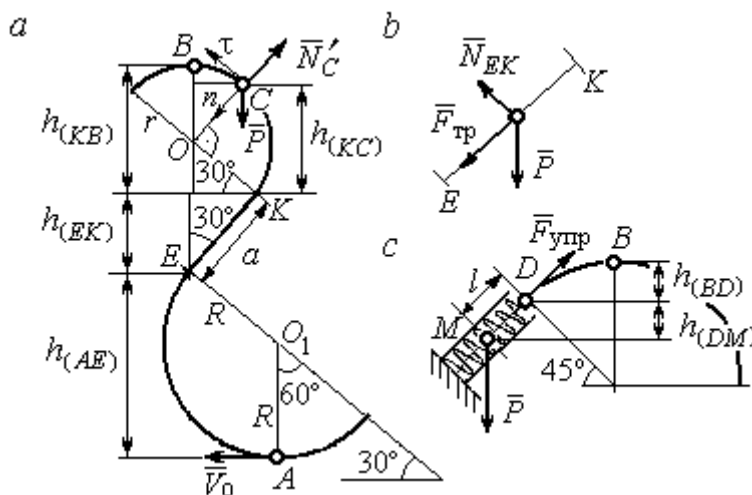


Рис. 4.18. Силы, действующие на шарик во время движения и перепады высот

вычисления перепада высот точек A и B имеем выражение (рис. 4.18, a):

$$h_{(AB)} = h_{(AE)} + h_{(EK)} + h_{(KB)} = R(1 + \sin 30^\circ) + a \cos 30^\circ + r(1 + \sin 30^\circ).$$

Будем считать шарик материальной точкой. Применяя теорему об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из положения A в положение B ,

получим: $\frac{mV_B^2}{2} - \frac{mV_A^2}{2} = A(\vec{P}) + A(\vec{F}_{тр})$, где $A(\vec{P}) = -Ph_{(AB)}$, $A(\vec{F}_{тр}) = -F_{тр}a$ – работы, соответственно, силы тяжести на участке движения AB и силы трения на отрезке EK . Сила трения равна $F_{тр} = f \cdot N_{EK} = f \cdot mg \cos 60^\circ$ (рис. 4.18, a, b).

В результате, теорема об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из начального положения A в конечное положение B принимает

вид: $\frac{m(0,3V_0)^2}{2} - \frac{mV_0^2}{2} = -mg[(R+r)(1+\sin 30^\circ) + a(\cos 30^\circ + f \cdot \cos 60^\circ)]$. После подстановки данных задачи, получим: $0,91V_0^2 = 55,517$, откуда находим необходимое значение начальной скорости шарика: $V_0 = 7,81$ м/с.

Найдём давление шарика на стержень в точке C .

Проведём в точке C оси естественной системы координат – касательную St и нормаль Sn (рис. 4.18, a). Уравнение движения шарика в точке C в проекции на нормальную ось имеет вид: $m\frac{V_C^2}{r} = P\cos 30^\circ - N'_C$, где V_C – скорость шарика в точке C , N'_C – реакция стержня, приложенная к шару. Направление реакции на рис. 4.18, a соответствует предположению, что шарик давит на стержень в направлении центра дуги окружности.

Для определения скорости шарика в точке C воспользуемся тем, что скорость шарика в точке B уже известна, и применим теорему об изменении кинетической энергии при движении шарика из начального положения C в конечное положение B . На этом участке движения работу совершает только сила тяжести шарика. Получим $\frac{mV_B^2}{2} - \frac{mV_C^2}{2} = -Ph_{(CB)}$, где V_C , V_B – значения скорости шарика в точках C и B ; $h_{(CB)}$ – перепад высот точек C и B ; $h_{(CB)} = r(1 - \sin 30^\circ) = 0,5r$ (см. рис. 4.18, a). В результате теорема об изменении кинетической энергии принимает вид: $mV_C^2 = mV_B^2 + 2mgh_{(CB)}$ или $V_C^2 = V_B^2 + gr$. Отсюда, при условии $V_B = 0,3V_0 = 2,34$ м/с, найдём $V_C = 3,22$ м/с.

$$\text{Реакция опоры шарика: } N'_C = P\cos 30^\circ - m\frac{V_C^2}{r} = -6,12 \text{ Н.}$$

Отрицательное значение реакции опоры шарика означает, что вектор реакции $\vec{N}'_C$ в точке C (см. рис. 4.18, a) направлен в противоположную сторону. Давление шарика на стержень в точке C равно модулю реакции опоры.

Найдём величину максимального сжатия пружины.

Рассмотрим движение шарика на участке от точки B до положения максимально сжатой пружины – точки M . Движение на этом участке происходит по дуге окружности BD и по прямой DM . При этом сила тяжести совершает работу на всём участке движения, а сила упругости – на отрезке сжатия пружины. Обозначим величину максимального сжатия пружины $MD = l$.

По теореме об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из положения B в M получим: $\frac{mV_M^2}{2} - \frac{mV_B^2}{2} = A(\vec{P}) + A(\vec{F}_{\text{упр}})$, где V_M , V_B – скорость шарика в точках M и B . Работа силы тяжести $A(\vec{P}) = Ph_{(BM)} = P[h_{(BD)} + h_{(DM)}] = mg[r(1 - \cos 45^\circ) + l \cos 45^\circ]$. Работа силы упругости на прямолинейном участке DM длиной l : $A(\vec{F}_{\text{упр}}) = -\frac{cl^2}{2}$. Условие максимального сжатия пружины означает, что в точке M скорость шарика обращается в нуль: $V_M = 0$, тогда теорема об изменении кинетической энергии точки принимает вид: $-\frac{mV_B^2}{2} = mg[r(1 - \cos 45^\circ) + l \cos 45^\circ] - \frac{cl^2}{2}$. Подставляя данные задачи и с учётом того, что скорость шарика в наивысшей точке B найдена из предыдущих рассуждений $V_B = 2,34$ м/с, получим квадратное уравнение для определения величины максимального сжатия пружины $50l^2 - 3,468l - 2,085 = 0$. В качестве ответа принимается положительный корень уравнения $l = 0,24$ м.

. ДИНАМИКА МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

5.1. Описание движений твёрдых тел на основе общих теорем динамики системы

Поступательное движение твердого тела описывается теоремой о движении центра масс механической системы. В проекциях на координатные оси дифференциальные уравнения поступательного движения твердого тела имеют вид: $m\ddot{x}_C = \sum F_{kx}^e$, $m\ddot{y}_C = \sum F_{ky}^e$, $m\ddot{z}_C = \sum F_{kz}^e$, где m – масса тела; x_C, y_C, z_C – координаты центра масс тела; $F_{kx}^e, F_{ky}^e, F_{kz}^e$ – проекции на оси координат внешних сил, действующих на твердое тело.

Вращательное движение твердого тела относительно неподвижной оси z описывается теоремой об изменении кинетического момента.

Дифференциальное уравнение вращательного движения тела имеет вид:

$$J_z \frac{d\omega}{dt} = \sum M_z(\vec{F}_k^e) \quad \text{или} \quad J_z \ddot{\varphi} = \sum M_z(\vec{F}_k^e),$$

где ω – угловая скорость тела; $\omega = \dot{\varphi}$; φ – угол поворота тела; $\sum M_z(\vec{F}_k^e)$ – моменты внешних сил относительно оси z ; J_z – момент инерции тела относительно оси z .

Уравнение вращательного движения можно представить в алгебраической форме: $J_z \varepsilon = \sum M_z(\vec{F}_k^e)$, где ε – угловое ускорение тела; $\varepsilon = \dot{\omega}$.

Плоскопараллельное движение твердого тела описывается на основании теорем о движении центра масс и изменении кинетического момента относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения. В проекции на координатные оси уравнения плоскопараллельного движения тела имеют вид:

$$ma_{Cx} = \sum F_{kx}^e, \quad ma_{Cy} = \sum F_{ky}^e, \quad J_{zC} \varepsilon = \sum M_{zC}(\vec{F}_k^e),$$

где a_{Cx}, a_{Cy} – проекции ускорения центра масс тела на координатные оси; F_{kx}^e ,

F_{ky}^e – проекции на оси координат внешних сил, действующих на тело; J_{zC} – момент инерции тела относительно оси z , проходящей через центр масс, перпендикулярно плоскости движения; ε – угловое ускорение тела; $M_{zC}(\vec{F}_k^e)$ – моменты внешних сил относительно оси, проходящей через центр масс.

Проводя динамический расчет механической системы, следует рассматривать движение тел системы в отдельности, предварительно освободив их от связей и заменив действие связей реакциями. Далее на основании общих теорем динамики системы следует составить уравнения движения каждого тела.

5.2. Задание Д4. Динамический расчет механической системы

Механизм состоит из трёх тел – груза 1, катка 2 и блока 3, соединённых нерастяжимыми нитями или невесомыми стержнями.

Движение механизма происходит в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Направление действия силы $\vec{F}$ определяется углом α . Качение катка 2 происходит без скольжения. Проскальзывание между дисками и соединяющими их невесомыми стержнями или нитями отсутствует.

Радиусы ступеней катка 2 и блока 3 на схемах обозначены R_2, r_2 и R_3, r_3 .

Сплошные диски считать однородными. Радиусы инерции неоднородных (ступенчатых) дисков относительно осей, проходящих через центры масс перпендикулярно плоскости движения, равны i_{z2}, i_{z3} .

Найти ускорение груза 1 и динамические реакции, действующие на ось блока 3.

Варианты заданий представлены на рис. 5.1, 5.2. Исходные данные приведены в табл. 5.1.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 5.1. Задание Д4. Динамический расчёт механической системы.
Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

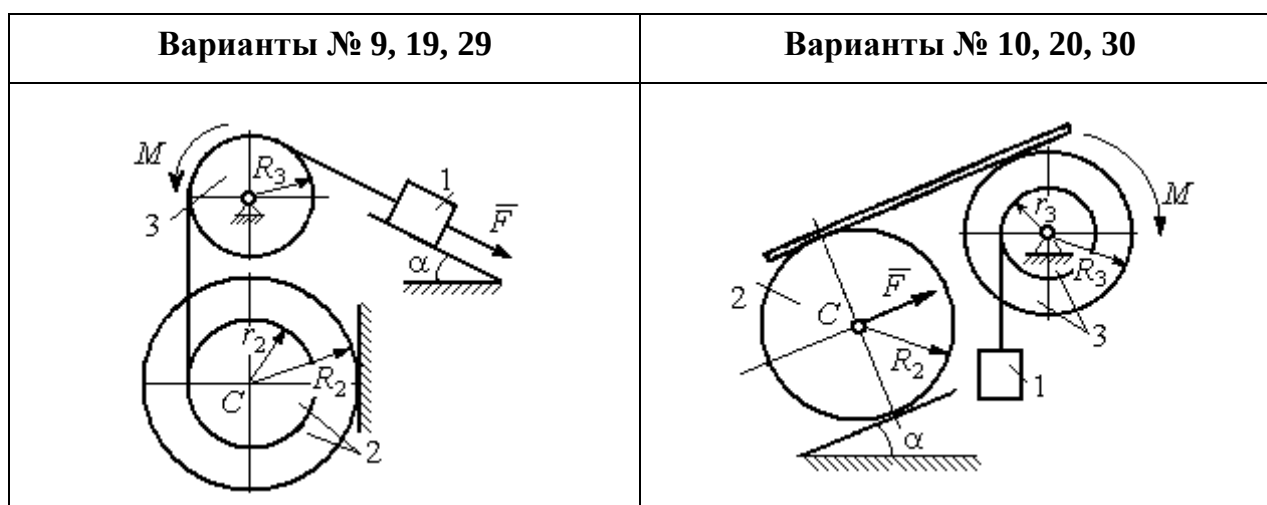
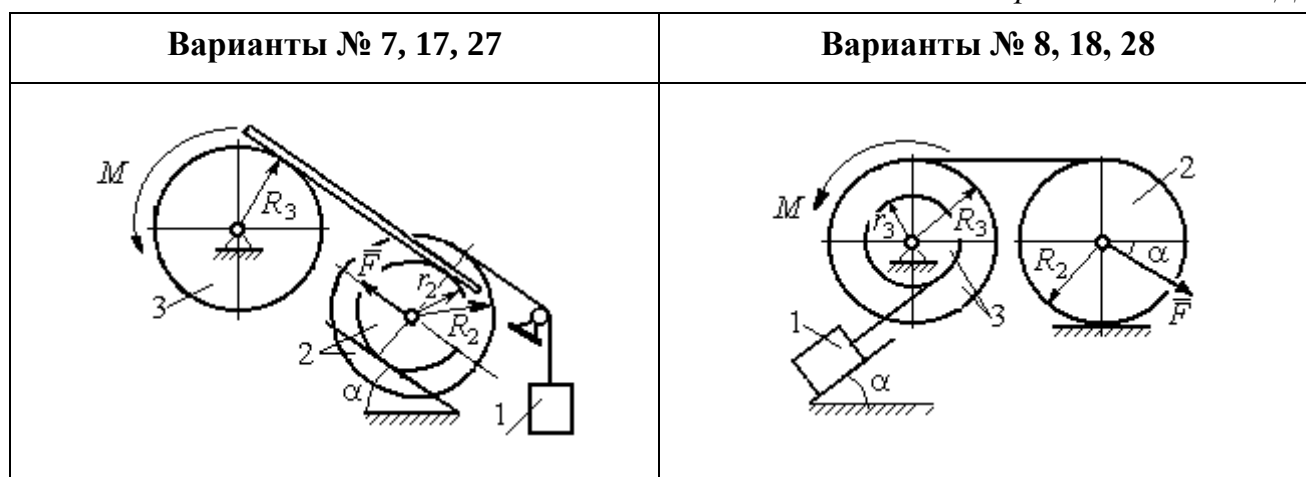


Рис. 5.2. Задание Д4. Динамический расчёт механической системы.
Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 5.1

Исходные данные задания Д4. Динамический расчёт механической системы

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	α , град	R_2 , м	r_2 , м	R_3 , м	r_3 , м	i_{z2} , м	i_{z3} , м
1	P	P	$2P$	P	$2Pr$	60	$3r$	r	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
2	$3P$	P	$3P$	$3P$	Pr	30	$2r$	r	$2r$	–	$2r$	–
3	$4P$	$3P$	$4P$	$2P$	$2Pr$	60	$2r$	r	$2r$	r	$2r$	$2r$
4	$2P$	$2P$	$4P$	P	$4Pr$	45	$3r$	–	$3r$	r	–	$r\sqrt{2}$
5	P	$3P$	$3P$	$2P$	$3Pr$	30	$3r$	r	r	–	$2r$	–
6	P	$2P$	$4P$	$4P$	$6Pr$	60	$3r$	–	$3r$	r	–	$r\sqrt{2}$
7	P	$2P$	$3P$	$2P$	$3Pr$	45	$3r$	r	r	–	$r\sqrt{3}$	–

Номер варианта задания	$P_1, \text{ Н}$	$P_2, \text{ Н}$	$P_3, \text{ Н}$	$F, \text{ Н}$	$M, \text{ Н}\cdot\text{м}$	$\alpha, \text{ град}$	$R_2, \text{ м}$	$r_2, \text{ м}$	$R_3, \text{ м}$	$r_3, \text{ м}$	$i_{z2}, \text{ м}$	$i_{z3}, \text{ м}$
8	$2P$	$3P$	$3P$	P	$3Pr$	30	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{3}$
9	$3P$	P	$3P$	P	$2Pr$	30	$2r$	r	$2r$	—	$r\sqrt{2}$	—
10	P	P	$3P$	P	$2Pr$	60	$3r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{3}$
11	P	P	$3P$	$2P$	$3Pr$	30	$3r$	$2r$	$2r$	r	$r\sqrt{2}$	$r\sqrt{2}$
12	$2P$	P	$2P$	$4P$	Pr	60	$3r$	r	$3r$	—	$r\sqrt{3}$	—
13	$3P$	P	$3P$	$3P$	$2Pr$	30	$3r$	$2r$	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
14	$2P$	P	$3P$	$2P$	$4Pr$	60	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$2r$
15	P	$2P$	$4P$	P	$4Pr$	45	$3r$	$2r$	$2r$	—	$r\sqrt{3}$	—
16	P	$3P$	$4P$	$2P$	$3Pr$	30	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{2}$
17	P	P	$3P$	$2P$	$6Pr$	60	$3r$	r	$3r$	—	$r\sqrt{3}$	—
18	$2P$	$2P$	$3P$	P	$3Pr$	60	$2r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{2}$
19	$2P$	P	$2P$	$3P$	$4Pr$	30	$3r$	r	$3r$	—	$2r$	—
20	P	P	$3P$	P	$2Pr$	45	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{3}$
21	$2P$	P	$4P$	$2P$	$4Pr$	60	$2r$	r	$3r$	r	$r\sqrt{2}$	$2r$
22	P	P	$2P$	$5P$	$2Pr$	45	$3r$	$2r$	$2r$	—	$2r$	—
23	$2P$	$2P$	$3P$	$3P$	$2Pr$	60	$3r$	r	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
24	$4P$	P	$3P$	P	$3Pr$	30	$2r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{3}$
25	P	$3P$	$2P$	P	$2Pr$	60	$3r$	r	r	—	$r\sqrt{3}$	—
26	P	$3P$	$4P$	$3P$	$3Pr$	45	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$r\sqrt{3}$
27	P	P	$4P$	$2P$	$4Pr$	30	$2r$	r	$2r$	—	$r\sqrt{3}$	—
28	$2P$	$3P$	$3P$	P	$6Pr$	30	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$r\sqrt{2}$
29	$2P$	P	$2P$	$2P$	$2Pr$	45	$2r$	r	r	—	$2r$	—
30	P	P	$4P$	P	$4Pr$	60	$3r$	—	$3r$	$2r$	—	$2r$

Пример выполнения задания Д4. Динамический расчёт механической системы

Механизм (рис. 5.3) состоит из груза 1, однородного диска – катка 2 и неоднородного диска – блока 3, соединённых друг с другом нерастяжимыми нитями. Система движется в вертикальной плоскости из состояния покоя.

Движение происходит под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3$, равных по модулю: $P_1 = 2P, P_2 = 2P, P_3 = 3P$, силы $\vec{F}$, приложенной в центре масс катка 2, равной по величине: $F = 3P$, и пары сил с моментом $M = Pr$, приложенных

к блоку 3. Механизм является неизменяемой механической системой. Радиус

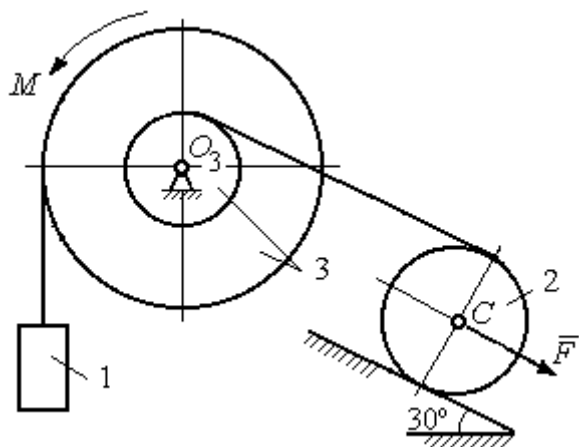


Рис. 5.3. Схема механической системы

блока 3.

катка 2 $R_2 = 2r$. Качение катка по наклонной плоскости происходит без проскальзывания. Радиусы ступенчатого блока 3: $R_3 = 3r$, $r_3 = r$. Радиус инерции блока 3 $i_3 = r\sqrt{3}$.

Применяя метод динамического расчета механической системы найти ускорение груза 1 и динамические реакции, действующие на ось вращающегося

Решение

Освобождаем систему от связей. На рис. 5.4 изображены внешние силы, действующие на каждое тело, после освобождения его от связей.

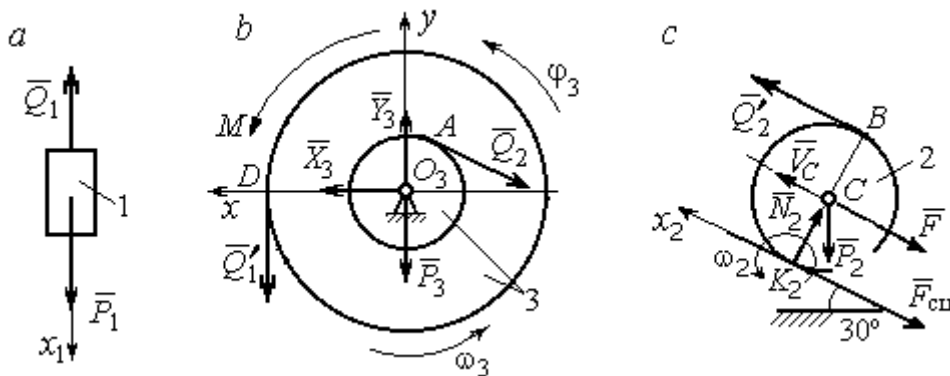


Рис. 5.4. Расчетные схемы для описания движения тел, входящих в систему:

a – поступательное движение груза 1; *b* – вращательное движение блока 3;
c – плоское движение катка 2

Груз 1 совершает поступательное движение. К нему приложены сила тяжести $\vec{P}_1$ и реакция нити $\vec{Q}_1$ (рис. 5.4, *a*). Предположим, груз 1 движется вниз, и направим ось x_1 в сторону движения груза.

Уравнение движения груза в проекции на ось x_1 в соответствии с теоремой о движении центра масс механической системы имеет вид:

$$m_1 a_1 = \sum F_{kx} = P_1 - Q_1 = 2P - Q_1,$$

где m_1 , a_1 – соответственно, масса груза 1 и его ускорение, $m_1 = \frac{P_1}{g} = \frac{2P}{g}$.

Блок 3 вращается вокруг неподвижной оси z , проходящей через его центр масс O_3 , перпендикулярно плоскости диска. Направление вращения блока, соответствующее выбранному движению вниз груза 1, показано на рис. 5.4, b дуговой стрелкой ω_3 .

На блок действуют сила тяжести $\vec{P}_3$, силы реакции подшипника $\vec{X}_3$, $\vec{Y}_3$, момент M и реакции нитей $\vec{Q}'_1$ и $\vec{Q}_2$ (см. рис. 5.4, b). При составлении уравнения вращательного движения блока 3 моменты сил считаем положительными, если они поворачивают блок в сторону его вращения.

Уравнение вращения блока 3 имеет вид:

$$J_{zO_3} \varepsilon_3 = \sum M_{zO_3}(F_k) = Q'_1 R_3 + M - Q_2 r_3 = Q_1 3r + Pr - Q_2 r,$$

где J_{zO_3} – момент инерции блока 3 относительно оси z ; ε_3 – угловое ускорение

диска 3, $J_{zO_3} = m_3 i_3^2 = \frac{P_3}{g} (r\sqrt{3})^2 = \frac{9Pr^2}{g}$.

Каток 2 совершает плоскопараллельное движение. К нему приложены сила тяжести $\vec{P}_2$, сила $\vec{F}$, реакция нити $\vec{Q}'_2$ и реакция наклонной плоскости, состоящая из нормальной реакции опоры $\vec{N}_2$ и силы сцепления катка с поверхностью $\vec{F}_{\text{сц}}$. Согласно принципу равенства действия и противодействия, модули сил $\vec{Q}_2$ и $\vec{Q}'_2$ равны. На рис. 5.4, c показаны направления действия сил, приложенных к диску 2. В соответствии с направлением движения груза 1, центр масс катка 2 движется вверх параллельно наклонной плоскости. Направление движения центра масс катка 2 показано направлением оси x_2 . Направление вращения катка 2 показано дуговой стрелкой угловой скорости ω_2 (см. рис 5.4, c).

Плоскопараллельное движение катка 2 описывается уравнением движения его центра масс и уравнением вращения вокруг оси, проходящей через центр масс, перпендикулярно плоскости диска. Составляя уравнение движения, получим:

$$m_2 a_C = Q'_2 - F - F_{\text{сц}} - P_2 \cos 60^\circ = Q_2 - 3P - F_{\text{сц}} - P,$$

$$J_C \varepsilon_2 = Q'_2 R_2 + F_{\text{сц}} R_2 = Q_2 2r + F_{\text{сц}} 2r,$$

где m_2 – масса катка 2, $m_2 = \frac{P_2}{g} = \frac{2P}{g}$; a_C , ε_2 – ускорение центра масс и угловое ускорение катка 2; J_C – момент инерции однородного катка 2 относительно оси, проходящей через центр масс, перпендикулярно плоскости диска, $J_C = \frac{m_2 R_2^2}{2} = \frac{PR_2^2}{g} = \frac{4Pr^2}{g}$. В уравнении вращательного движения диска момент силы считается положительным, если создаваемый им поворот направлен в сторону вращения диска,

К системе четырех уравнений, описывающих движения тел в системе, необходимо добавить уравнения связей. Если предположить, что скорость центра масс катка 2 равна V_C , то угловая скорость катка определится по формуле: $\omega_2 = \frac{V_C}{CK_2} = \frac{V_C}{R_2}$, где CK_2 – расстояние от центра масс катка 2 до его мгновенного центра скоростей (см. рис. 5.4, *с*). Продифференцировав по времени последнее равенство, получим уравнение связи между ускорением центра масс катка 2 и его угловым ускорением: $\varepsilon_2 = \dot{\omega}_2 = \frac{\dot{V}_C}{R_2} = \frac{a_C}{R_2} = \frac{a_C}{2r}$.

Скорость точки B катка 2 (см. рис. 5.4, *с*) $V_B = \omega_2 \cdot BK_2 = \frac{V_C}{R_2} 2R_2 = 2V_C$.

Точка B катка 2 и точка A блока 3 соединены нитью (см. рис. 5.3), поэтому их скорости равны. Приравняв скорости точек A и B , получим равенство:

$$2V_C = V_B = V_A = \omega_3 r_3 = \omega_3 r, \text{ откуда } \omega_3 = \frac{2V_C}{r}.$$

После дифференцирования последнего выражения найдём соотношение между ускорениями: $\varepsilon_3 = \frac{2a_C}{r}$.

Скорость груза 1 связана со скоростью центра масс диска 2 следующим образом: $V_1 = V_D = \omega_3 R_3 = \frac{2V_C}{r} 3r = 6V_C$. Тогда $a_1 = 6a_C$.

В результате получены четыре уравнения, описывающие движение тел в системе:

$$\frac{2P}{g}a_1 = 2P - Q_1, \quad \frac{9Pr^2}{g}\varepsilon_3 = Q_1 3r + Pr - Q_2 r;$$

$$\frac{2P}{g}a_C = Q_2 - 3P - F_{\text{сц}} - P, \quad \frac{4Pr^2}{g}\varepsilon_2 = Q_2 2r + F_{\text{сц}} 2r$$

и три уравнения связей: $\varepsilon_2 = \frac{a_C}{2r}$, $\varepsilon_3 = \frac{2a_C}{r}$, $a_1 = 6a_C$.

После подстановки уравнений связи в уравнения движения тел получим систему четырёх уравнений с четырьмя неизвестными:

$$\frac{12P}{g}a_C = 2P - Q_1, \quad \frac{18P}{g}a_C = 3Q_1 + P - Q_2,$$

$$\frac{2P}{g}a_C = Q_2 - 4P - F_{\text{сц}}, \quad \frac{P}{g}a_C = Q_2 + F_{\text{сц}},$$

которая может быть решена любым известным из курса математики способом.

Например, исключив из первых двух уравнений величину Q_1 , а из третьего и четвёртого уравнений – величину $F_{\text{сц}}$, получим систему двух уравнений с двумя неизвестными:

$$\frac{54P}{g}a_C = 7P - Q_2, \quad \frac{3P}{g}a_C = 2Q_2 - 4P,$$

откуда $a_C = \frac{10}{111}g$, $Q_2 = \frac{79}{37}P$. Величину натяжения нити Q_1 находим из первого

уравнения исходной системы: $Q_1 = \frac{34}{37}P$.

Для вычисления динамической реакции R_3 оси блока 3 заметим, что центр масс блока 3 неподвижен и его ускорение равно нулю, $\vec{a}_{O_3} = 0$. Тогда уравнения движения центра масс блока 3 в проекциях на оси x, y имеют вид :

$$m_3 a_{O_3x} = X_3 - Q_2 \cos 30^\circ = 0, \quad m_3 a_{O_3y} = Y_3 - Q_1 - P_3 - Q_2 \cos 60^\circ = 0,$$

где X_3, Y_3 , – проекции реакции R_3 оси вращающегося блока 3 на оси x, y (см. рис. 5.4, b). Отсюда, с учетом значений $Q_1 = 0,919P$ и $Q_2 = 2,135P$, проекции динамической реакции оси блока 3: $X_3 = Q_2 \cos 30^\circ = 1,85P$, $Y_3 = Q_1 + P_3 + Q_2 \cos 60^\circ =$

4,98Р. Полная величина динамической реакции оси блока 3: $R_3 = \sqrt{X_3^2 + Y_3^2} = 5,31Р$.

5.3. Теорема об изменении кинетической энергии системы

Кинетическая энергия тела при поступательном движении: $T = \frac{1}{2}mV_C^2$,

где m – масса тела; V_C – скорость центра масс тела. **Кинетическая энергия тела**

при вращательном движении вокруг неподвижной оси z : $T = \frac{1}{2}J_z\omega^2$, где J_z –

момент инерции тела относительно оси z ; ω – угловая скорость тела. Для дисков с равномерно распределённой массой момент инерции относительно оси z , прохо-

дящей через центр масс: $J_z = \frac{1}{2}mR^2$, где R – радиус диска. Для тел с неравномерно

распределённой массой $J_z = mi_z^2$, где i_z – радиус инерции. **Кинетическая энергия**

тела при плоскопараллельном движении: $T = \frac{1}{2}mV_C^2 + \frac{1}{2}J_{zC}\omega^2$, где m – масса

тела; V_C , ω – скорость центра масс и угловая скорость тела; J_{zC} – момент инерции тела относительно оси z , проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения.

Работа постоянной по модулю и направлению силы $\vec{F}$ на конечном прямолинейном перемещении S точки приложения силы: $A(F) = FScos\alpha$, где α – угол между вектором силы и перемещением. Если угол α острый, работа положительна. Если тупой – отрицательна. При $\alpha = 90^\circ$ сила перпендикулярна перемещению точки и работа силы равна нулю.

Работа пары сил с постоянным моментом M при повороте тела на конечный угол φ : $A = \pm M\varphi$, где φ – угол поворота тела. Работа считается положительной, если пара сил стремится повернуть тело в направлении его вращения, и отрицательной – в противном случае.

Мощностью силы $\vec{F}$ называют величину $N(F)$, равную скалярному произведению силы на скорость точки её приложения: $N(F) = \vec{F} \cdot \vec{V} = F \cdot V \cos \alpha$, где V – скорость точки приложения силы; α – угол между вектором силы и вектором скорости точки приложения силы.

При плоском движении тела мощность силы выражается суммой скалярных произведений векторов: $N = \vec{F} \cdot \vec{V}_O + \vec{M}_O(\vec{F}) \cdot \vec{\omega} = F \cdot V_O \cos \alpha \pm F h_O \omega$, где $\vec{V}_O$ – вектор скорости точки, выбранной полюсом; $\vec{\omega}$ – вектор угловой скорости тела; $\vec{M}_O$ – вектор момента силы $\vec{F}$ относительно полюса; h_O – плечо силы $\vec{F}$ относительно полюса O .

Теорема об изменении кинетической энергии системы в дифференциальной форме. Производная по времени от кинетической энергии системы равна сумме мощностей внешних и внутренних сил $\frac{dT}{dt} = \sum N(\vec{F}_k^e) + \sum N(\vec{F}_k^i)$, где T – кинетическая энергия системы; $\sum N(\vec{F}_k^e)$, $\sum N(\vec{F}_k^i)$ – сумма мощностей, соответственно, внешних и внутренних сил.

Теорема об изменении кинетической энергии системы на конечном перемещении. Изменение кинетической энергии системы на её конечном перемещении равно сумме работ внешних и внутренних сил, действующих на систему $T - T_0 = \sum A(\vec{F}_k^e) + \sum A(\vec{F}_k^i)$, где T , T_0 – кинетическая энергия системы, соответственно, в текущем и начальном состояниях; $\sum A(\vec{F}_k^e)$, $\sum A(\vec{F}_k^i)$ – сумма работ внешних и внутренних сил при перемещении системы из начального состояния в текущее.

Механические системы, состоящие из абсолютно твердых тел, соединенных гибкими нерастяжимыми нитями, называются **неизменяемыми**. В неизменяемых системах сумма работ внутренних сил и, следовательно, сумма мощностей этих сил равны нулю. Поэтому для таких систем в теореме об изменении кинетической энергии достаточно учитывать только внешние силы.

5.4. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

с

Неизменяемая механическая система состоит из ступенчатого и однородного дисков, соединённых нерастяжимой нитью или невесомым стержнем. Нити и стержни, соединяющие диски, параллельны плоскостям качения дисков. Качение дисков без скольжения. Скольжение между невесомым стержнем и дисками отсутствует.

Вес дисков P_1 и P_2 . Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ и пары сил с моментом M . Направления действия сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ и наклон плоскости (если он есть) определяются углами α или β , показанными на схемах механизмов.

Радиус однородного диска r . Радиусы ступеней ступенчатого диска R и r . Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

1. Найти ускорение центра масс диска 2.
2. Найти реакцию опоры диска 2 на плоскость (её нормальную составляющую и силу сцепления диска с плоскостью).

Варианты задания приведены на рис. 5.5, 5.6, исходные данные представлены в табл. 5.2.

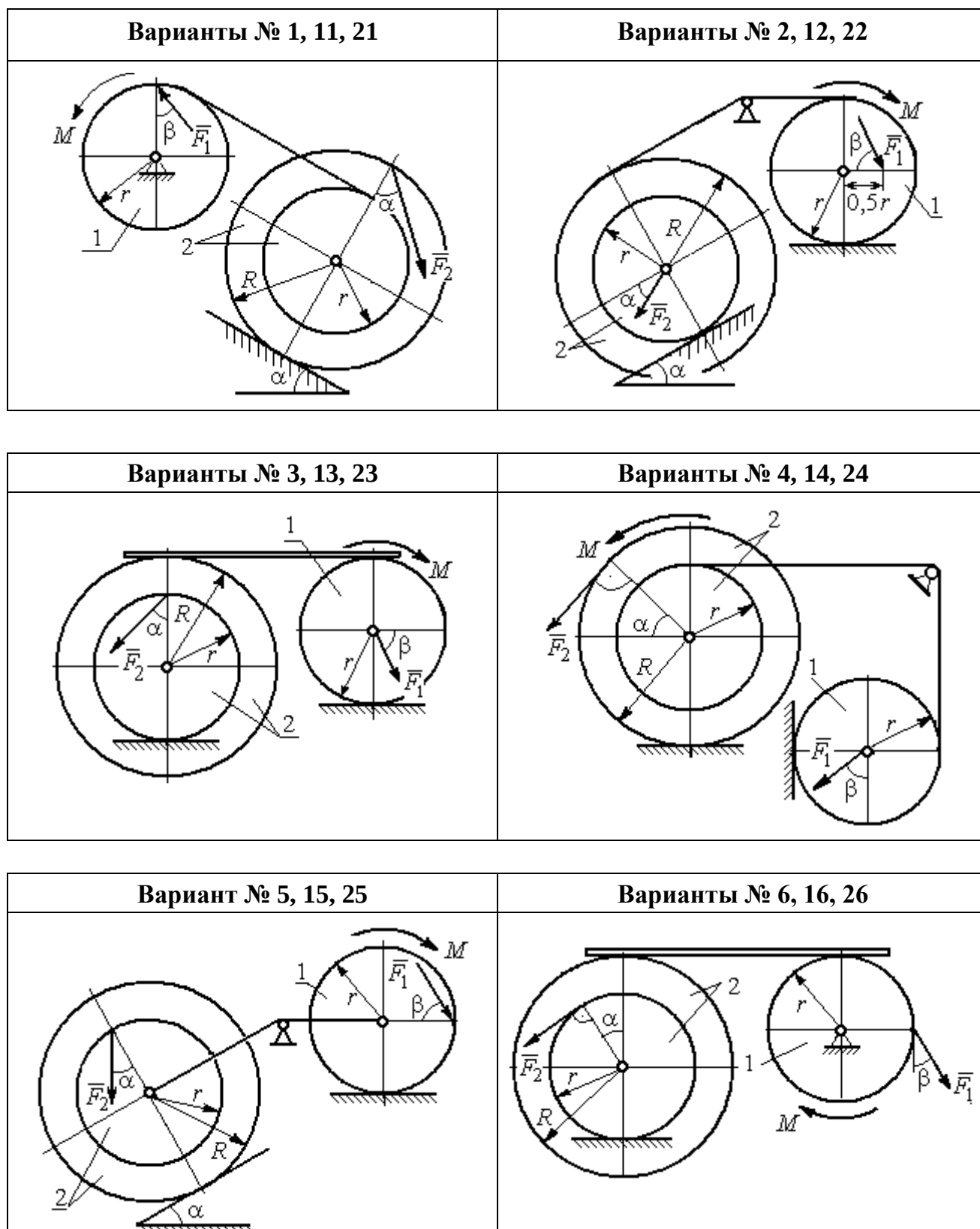


Рис. 5.5. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии.
Варианты задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

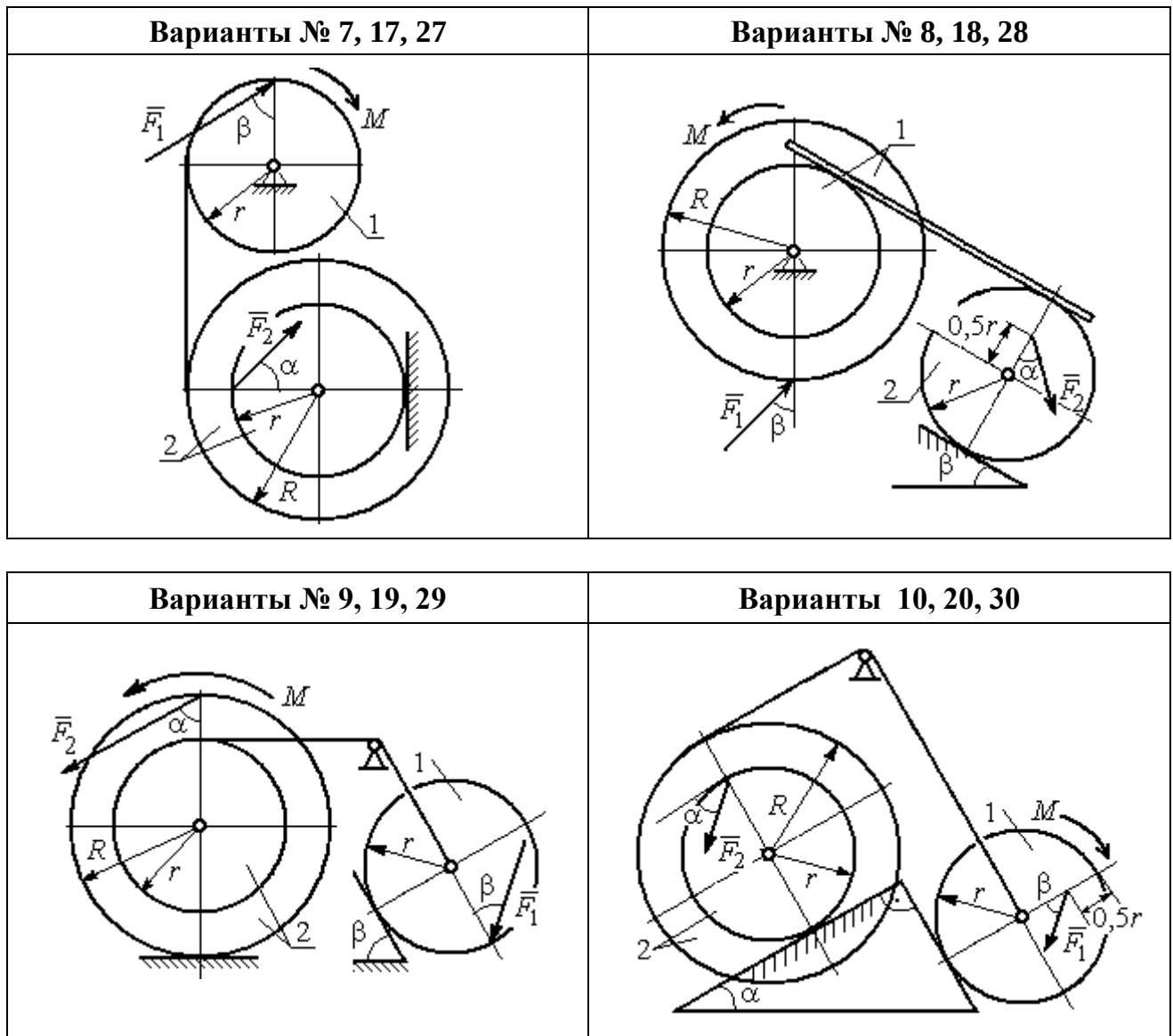


Рис. 5.6. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Варианты задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 5.2

Исходные данные задания Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	F_1 , Н	F_2 , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
1	10	20	15	20	25	30	60	0,4	0,3	0,3
2	20	30	10	20	20	60	30	0,6	0,3	0,4
3	10	15	12	20	25	60	60	1,2	0,6	0,8
4	12	25	20	25	35	30	30	1,5	0,5	1,2

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	F_1 , Н	F_2 , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
5	15	20	10	20	30	60	30	0,8	0,4	0,7
6	18	20	18	22	22	45	60	1,2	0,4	0,9
7	15	25	10	8	20	45	45	0,9	0,6	0,7
8	25	22	10	12	30	45	60	1,0	0,8	0,9
9	12	25	18	10	32	30	30	0,8	0,6	0,7
10	10	15	8	10	28	60	30	1,4	0,7	1,2
11	15	22	20	25	30	60	45	0,6	0,4	0,5
12	20	25	15	40	30	30	60	0,8	0,4	0,6
13	10	20	10	25	30	45	30	1,0	0,5	0,9
14	12	15	18	15	25	30	30	0,9	0,3	0,8
15	20	25	20	20	30	45	60	1,0	0,5	0,8
16	10	15	10	15	16	60	45	1,2	0,4	1,1
17	18	25	12	10	30	30	30	1,5	0,9	1,3
18	25	20	10	15	20	60	60	0,8	0,5	0,7
19	12	25	10	10	32	60	60	1,2	0,9	1,1
20	15	20	8	20	25	30	45	0,8	0,4	0,7
21	10	25	25	15	30	45	30	0,7	0,5	0,6
22	18	20	20	20	35	60	45	1,4	0,7	0,9
23	10	15	10	30	30	30	30	1,4	0,7	0,8
24	10	15	12	20	20	30	30	1,2	0,4	0,8
25	12	18	20	18	30	60	30	1,2	0,6	1,1
26	10	12	12	15	15	30	30	0,9	0,3	0,8
27	15	22	10	12	20	45	60	0,8	0,6	0,7
28	22	20	8	16	8	30	45	0,6	0,2	0,4
29	18	25	10	8	32	60	60	1,2	0,8	1,1
30	20	25	8	20	28	30	30	0,8	0,4	0,6

Пример выполнения задания Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Механическая система состоит из ступенчатого и однородного дисков, соединённых невесомым стержнем (рис. 5.7). Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести, сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ и пары сил с моментом M . Направления действия сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ определяются углами α и β .

Диск 1 вращается вокруг неподвижной оси O_1 . Диск 2 катится прямолинейно по горизонтальной поверхности. Качение диска 2 без проскальзывания. Невесомый стержень, соединяющий диски, расположен горизонтально. Скольжение между стержнем и дисками отсутствует.

Определить ускорение центра масс диска 2, угловое ускорение дисков, усилие в стержне, динамическую реакцию шарнира O_1 , реакцию опоры диска 2 (её нормальную составляющую и силу сцепления диска с поверхностью качения),

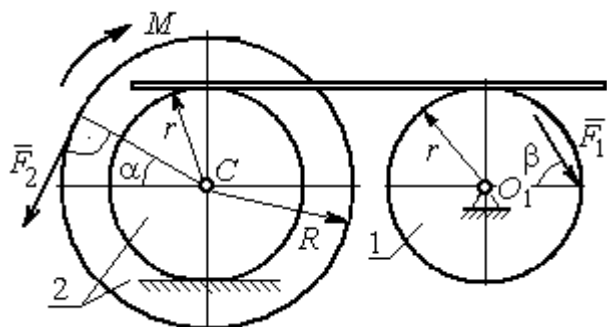


Рис. 5.7. Схема движения механической системы

если модули сил тяжести $P_1 = 40$ Н, $P_2 = 60$ Н, модули сил $F_1 = 80$ Н, $F_2 = 30$ Н, величина момента $M = 35$ Н·м, углы наклона сил $\alpha = 30^\circ$, $\beta = 45^\circ$, радиусы дисков $R = 0,8$ м, $r = 0,6$ м, радиус инерции диска 2 $i_z = 0,4$ м.

Решение

Предположим, что во время движения системы диск 1 вращается по ходу часовой стрелки. Угловые скорости ω_1 и ω_2 дисков 1 и 2 и скорость центра масс диска 2 показаны на рис. 5.8.

На диск 1 действуют силы: $\vec{F}_1$, сила тяжести $\vec{P}_1$ и реакция шарнира O_1 , разложенная на составляющие $\vec{X}_1$, $\vec{Y}_1$. На диск 2: сила $\vec{F}_2$, сила тяжести $\vec{P}_2$, пара сил с моментом M , нормальная реакция опоры $\vec{N}$ и сила сцепления диска 2 с поверхностью $\vec{F}_{\text{сц}}$. Направления действия сил показаны на рис. 5.8.

Для решения задачи воспользуемся теоремой об изменении кинетической энергии системы в дифференциальной форме. По условию задачи рассматриваемая система неизменяемая и, следовательно, сумма мощностей внутренних сил равна нулю. В этом случае теорема об изменении кинетической энергии системы принимает вид $\frac{dT}{dt} = \sum N(\vec{F}_k^e)$, где T – энергия системы в текущем положении; $\sum N(\vec{F}_k^e)$ – суммарная мощность внешних сил.

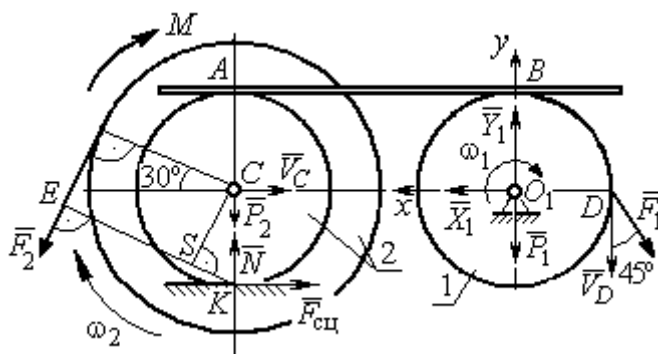


Рис. 5.8. Расчетная схема для исследования движения системы

В этом случае теорема об изменении кинетической энергии системы принимает вид $\frac{dT}{dt} = \sum N(\vec{F}_k^e)$, где T – энергия системы в текущем положении; $\sum N(\vec{F}_k^e)$ – суммарная мощность внешних сил.

Найдём кинетическую энергию системы и выразим её через скорость центра масс диска 2.

Кинетическая энергия вращательного движения диска 1: $T_1 = \frac{1}{2} J_{zO_1} \omega_1^2$, где

ω_1 – угловая скорость диска 1; J_{zO_1} – осевой момент инерции диска 1, $J_{zO_1} = \frac{m_1 r^2}{2}$

. Диск 2 движется плоскопараллельно. Его кинетическая энергия определяется по

формуле: $T_2 = \frac{1}{2} m_2 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_2^2$, где V_C , ω_2 – скорость центра масс и угловая ско-

рость диска 2; J_{zC} – момент инерции ступенчатого диска 2 относительно оси z ,

проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости диска, $J_{zC} = m_2 i_z^2$.

У диска 2 мгновенный центр скоростей находится в точке касания его с неподвижной поверхностью (точка K на рис. 5.8). Тогда скорость точки C определя-

ется по формуле $V_C = \omega_2 \cdot CK = \omega_2 r$, откуда $\omega_2 = \frac{V_C}{r}$. Скорость точки A

$V_A = \omega_2 \cdot AK = \omega_2 2r$, или $V_A = 2V_C$.

Так как нет проскальзывания между стержнем и дисками, скорость точки A на диске 2 равна скорости точки B на диске 1, причём $V_B = \omega_1 r$. Приравнивая ско-

рости $V_B = V_A$, найдем $\omega_1 = \frac{2V_C}{r}$.

С учетом найденных зависимостей кинетические энергии дисков 1 и 2 и суммарная энергия системы имеют вид

$$T_1 = \frac{1}{2} J_{zO_1} \omega_1^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{P_1 r^2}{2g} \left(\frac{2V_C}{r} \right)^2 = \frac{P_1}{g} V_C^2;$$

$$T_2 = \frac{1}{2} m_2 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_2^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{P_2}{g} V_C^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{P_2}{g} i_z^2 \left(\frac{V_C}{r} \right)^2;$$

$$T = T_1 + T_2 = \frac{P_1}{g} V_C^2 + \frac{1}{2} \frac{P_2}{g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) V_C^2.$$

Производная по времени от кинетической энергии системы

$$\frac{dT}{dt} = 2V_C \frac{dV_C}{dt} \left[\frac{P_1}{g} + \frac{P_2}{2g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right].$$

Найдем сумму мощностей внешних сил. Отметим, что мощности силы тяжести $\vec{P}_1$ и сил реакции $\vec{X}_1, \vec{Y}_1$ подшипника O_1 равны нулю, так как нет перемещения точек приложения этих сил. Мощности сил $\vec{N}$ и $\vec{F}_{\text{сц}}$ – нормальной реакции опоры диска 2 и силы сцепления диска с плоскостью также равны нулю, так как точкой приложения этих сил является мгновенный центр скоростей диска 2, скорость которого равна нулю. Мощность силы $\vec{P}_2$ равна нулю, так как угол между вектором силы и скоростью точки приложения силы – точки C – равен 90° (см. рис. 5.8). Для определения мощности силы $\vec{F}_2$, приложенной к диску 2, воспользуемся формулой расчета мощности силы при плоскопараллельном движении тела. Выберем в качестве полюса точку K – мгновенный центр скоростей диска 2, скорость которого $V_K = 0$ (см. рис. 5.8). В этом случае мощность силы $\vec{F}_2$ равна: $N(\vec{F}_2) = \vec{M}_K \cdot \vec{\omega}_2 = -F_2 h_K \omega_2$, где $\vec{M}_K = M_K(\vec{F}_2)$ – вектор момента силы $\vec{F}_2$ относительно центра K ; $\vec{\omega}_2, \omega_2$ – вектор и модуль угловой скорости диска 2; h_K – плечо силы $\vec{F}_2$ относительно центра K . Мощность силы $\vec{F}_2$ отрицательная, так как направление момента силы $\vec{F}_2$ относительно точки K противоположно направлению угловой скорости диска 2.

В результате, мощность силы $\vec{F}_2$:

$$N(\vec{F}_2) = -F_2 h_K \omega_2 = -F_2 (R + r \cos 60^\circ) \omega_2 = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right).$$

Здесь $h_K = EK = ES + SK = R + r \cos 60^\circ$ (см. рис. 5.8).

Заметим, что для вычисления мощности силы F_2 можно использовать в качестве полюса центр масс диска – точку C . Имеем:

$$N(\vec{F}_2) = \vec{F}_2 \cdot \vec{V}_C + \vec{M}_C(F_2) \cdot \vec{\omega}_2 = F_2 V_C \cos 120^\circ - F_2 R \omega_2 = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right).$$

Момент M направлен в сторону вращения диска 2. Его мощность положительная: $N(M) = M\omega_2 = M \frac{V_C}{r}$. Мощность силы $\vec{F}_1$, приложенной в точке D , $N(\vec{F}_1) = F_1 V_D \cos 45^\circ = F_1 V_C \sqrt{2}$. Здесь учтено очевидное равенство $V_D = V_A = 2V_C$ (см. рис. 5.8).

Суммарная мощность внешних сил:

$$\sum N(F^e) = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + M \frac{V_C}{r} + F_1 V_C \sqrt{2}.$$

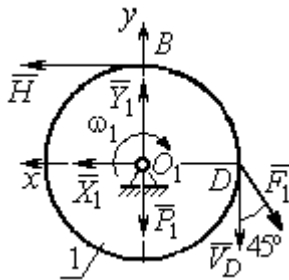


Рис. 5.9. Силы, действующие на диск 1 во время движения

В результате теорема об изменении кинетической энергии системы приводится к виду

$$2V_C \frac{dV_C}{dt} \left[\frac{P_1}{g} + \frac{P_2}{2g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right] = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + M \frac{V_C}{r} + F_1 V_C \sqrt{2},$$

откуда ускорение центра масс диска 2:

$$a_C = \frac{dV_C}{dt} = \frac{\left[-F_2 \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + \frac{M}{r} + F_1 \sqrt{2} \right] g}{\left[2P_1 + P_2 \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right]}.$$

Подставляя исходные данные задачи, получим: $a_C = 6,85 \text{ м/с}^2$.

Для определения углового ускорения диска 2 продифференцируем по времени равенство $\omega_2 = \frac{V_C}{CK} = \frac{V_C}{r}$. Дифференцирование здесь допустимо, так как во время движения диска 2 расстояние от точки C до мгновенного центра скоростей диска 2 – точки K – не меняется.

Найдем $\varepsilon_2 = \dot{\omega}_2 = \frac{\dot{V}_C}{r} = \frac{a_C}{r} = 11,42 \text{ рад/с}^2$. Угловое ускорение диска 1 находится путём дифференцирования равенства $\omega_1 = 2\omega_2$. Имеем: $\varepsilon_1 = 2\varepsilon_2 = 22,84 \text{ рад/с}^2$.

Для того чтобы определить реакцию стержня, освобождаемся от стержня, заменяем его реакцией $\vec{H}$ и составляем уравнения движения дисков 1 и 2.

Силы, действующие на диск 1 во время движения, показаны на рис. 5.9. Уравнение вращательного движения диска 1 в алгебраической форме: $J_{zO_1} \varepsilon_1 = \sum M_z(\vec{F}_k^e)$, где ε_1 – угловое ускорение диска; J_{zO_1} – момент инерции диска 1 относительно оси z , проходящей через точку O_1 перпендикулярно плоскости диска, $J_{zO_1} = \frac{m_1 r^2}{2}$; $\sum M_{zO_1}(\vec{F}_k^e)$ – сумма моментов внешних сил относительно оси z .

Считая моменты сил положительными, если они создают поворот диска в сторону его вращения, составим сумму моментов внешних сил относительно оси z : $\sum M_{zO_1}(\vec{F}_k^e) = F_1 r \cos 45^\circ - Hr$. В результате уравнение вращательного движения диска 1 принимает вид: $\frac{P_1 r^2}{2g} \varepsilon_1 = F_1 r \cos 45^\circ - Hr$.

Подставляя в уравнение исходные данные задачи с учетом найденного значения углового ускорения диска 1 $\varepsilon_1 = 22,84 \text{ рад/с}^2$, найдем реакцию стержня $H = 28,63 \text{ Н}$.

Для определения динамической реакции шарнира O_1 диска 1 применим теорему о движении центра масс. Выберем оси координат O_1x и O_1y , как показано на рис. 5.9, и составим уравнение движения центра масс диска 1 в проекциях на оси координат с учётом того, что сам центр масс неподвижен и его ускорение равно нулю.

Получим систему:

$$H + X_1 - F_1 \sin 45^\circ = 0, \quad Y_1 - P_1 - F_1 \cos 45^\circ = 0.$$

Отсюда, с учётом найденной величины усилия в стержне $H = 28,63 \text{ Н}$, найдём составляющие динамической реакции шарнира: $X_1 = 27,94 \text{ Н}$, $Y_1 = 96,57 \text{ Н}$. Полная реакция шарнира $R_{O_1} = \sqrt{X_1^2 + Y_1^2} = 100,53 \text{ Н}$.

Для определения величины силы сцепления диска 2 с поверхностью качения

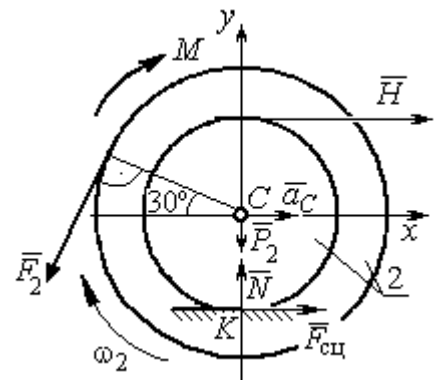


Рис. 5.10. Силы, действующие на диск 2 во время движения

и нормальной составляющей реакции опоры диска используем теорему о движении центра масс. Силы, приложенные к диску 2, и выбранная система координат xCy показаны на рис. 5.10. Уравнения движения центра масс диска 2 в проекциях на оси x, y имеют вид:

$$m_2 a_C = H + F_{\text{сц}} - F_2 \cos 60^\circ;$$

$$0 = -F_2 \cos 30^\circ - P_2 + N.$$

С учетом найденных значений реакции стержня $H = 28,63 \text{ Н}$ и ускорения центра масс диска 2 $a_C = 6,85 \text{ м/с}^2$, находим силу сцепления и нормальную реакцию опоры: $F_{\text{сц}} = 28,27 \text{ Н}$, $N = 85,98 \text{ Н}$.

Полная реакция опоры $R_K = \sqrt{N^2 + F_{\text{сц}}^2} = 90,51 \text{ Н}$.

6.1. Принципы механики. Общее уравнение динамики

Силой инерции материальной точки называют векторную величину, модуль которой равен произведению массы точки на модуль её ускорения, направленную противоположно этому ускорению $\vec{R}^и = -m\vec{a}$, где m – масса точки; $\vec{a}$ – вектор ускорения точки.

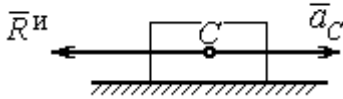


Рис. 6.1. Главный вектор сил инерции при поступательном движении твердого тела

При поступательном движении тела с ускорением центра масс $\vec{a}_C$ система сил инерции, приложенных к каждой точке тела, приводится к главному вектору сил инерции $\vec{R}^и$, равному по величине $R^и = ma_C$, приложенному в центре масс тела и направленному в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_C$ (рис. 6.1).

При вращении тела вокруг неподвижной оси z , проходящей через центр масс, главный вектор сил инерции, приведённый к центру масс тела, обращается в нуль (так как ускорение центра масс равно нулю). Таким образом, система сил инерции приводится к паре сил с моментом $\vec{M}^и$, равным главному моменту сил инерции относительно оси вращения. Величина главного момента сил инерции $M^и = J_z \varepsilon$, где J_z – момент инерции тела относительно оси z ; ε – угловое ускорение тела. Направлен главный момент сил инерции в сторону, противоположную угловому ускорению (рис. 6.2).

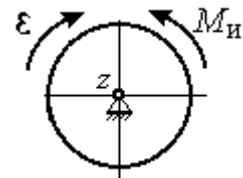


Рис. 6.2. Главный момент сил инерции при вращении тела вокруг оси, проходящей через центр масс

При плоскопараллельном движении тела с ускорением центра масс $\vec{a}_C$ и угловым ускорением ε система сил инерции, приложенных к каждой точке тела, приводится к силе $\vec{R}^и$, равной главному вектору сил инерции, и паре сил с моментом $\vec{M}^и$, равным главному моменту сил инерции относительно оси, проходящей через центр масс тела перпендикулярно плоскости движения (рис. 6.3). Главный

вектор сил инерции равен по модулю произведению массы тела на ускорение его центра масс: $R^и = ma_c$, приложен в центре масс тела и направлен в сторону, противоположную ускорению $\bar{a}_c$ центра масс. Главный момент сил инерции равен по величине произведению момента инерции тела относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, на угловое ускорение тела: $M^и = J_c \epsilon$, где J_c – момент инерции тела. Направлен главный момент сил инерции в сторону, противоположную угловому ускорению (см. рис. 6.3).

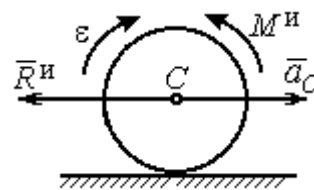


Рис. 6.3. Главный вектор и главный момент сил инерции при плоскопараллельном движении твердого тела

Принцип Даламбера для системы. Если в любой момент времени к каждой из точек системы кроме действующих на нее внешних и внутренних сил присоединить соответствующие силы инерции, то полученная система сил будет уравновешенной. Принцип Даламбера даёт возможность составлять уравнения движения механической системы в виде уравнений равновесия:

$$\sum \vec{F}_k^e + \vec{R}^и = 0, \quad \sum \vec{M}_O(\vec{F}_k^e) + \vec{M}_O^и = 0,$$

где $\vec{F}_k^e$ – внешние силы, приложенные к системе; $\vec{R}^и$ – главный вектор сил инерции; $\vec{M}_O(\vec{F}_k^e)$ – момент внешних сил, приложенных к системе, относительно произвольного центра O ; $\vec{M}_O^и$ – главный момент сил инерции относительно центра O .

Силы, действующие на систему, можно подразделить на активные и реакции связей. **Идеальными связями** в механической системе называют такие связи, для которых сумма элементарных работ их реакций на любом возможном перемещении равна нулю.

Принцип возможных перемещений. Для равновесия механической системы с идеальными связями необходимо и достаточно, чтобы сумма элементарных работ всех активных сил, приложенных к точкам системы, была равна нулю на любом возможном перемещении системы: $\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) = 0$, где $\delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}})$ – элементарная работа активных сил на возможном перемещении.

Совместное применение принципа Даламбера и принципа возможных перемещений приводит к формулировке общего уравнения динамики.

Общее уравнение динамики. При движении механической системы с идеальными связями в каждый момент времени сумма элементарных работ всех приложенных активных сил и сил инерции на любом возможном перемещении равна нулю: $\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) = 0$, где $\delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}})$, $\delta A(\vec{R}_k^{\text{и}})$ – элементарные работы активных сил и сил инерции, приложенных к системе, на её возможном перемещении.

При вычислении элементарных работ активных сил и сил инерции используют обычные формулы для вычисления работы сил на элементарном перемещении точек их приложения. При этом переменные силы на элементарном перемещении точек их приложения считаются постоянными.

6.2. Задание Д6. Исследование механической системы с применением общего уравнения динамики

Механическая система с идеальными связями включает груз и два диска – однородного радиусом R или r и ступенчатого. Ступенчатый диск состоит из двух одноосных цилиндров радиусом R и r . Радиусы дисков указаны на схеме. Тела соединены нерастяжимыми нитями или невесомыми стержнями. Система движется в вертикальной плоскости из состояния покоя под действием сил тяжести, постоянной силы $\vec{F}$, а также пары сил с переменным моментом M . Направление действия силы $\vec{F}$ и наклон плоскости движущихся тел определяются углами α и β . Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

Качение дисков без проскальзывания. Скольжение между невесомым стержнем и дисками отсутствует. Движение грузов по плоскости без трения. Нити и стержни, соединяющие груз и диски, параллельны соответствующим плоскостям, по которым двигаются тела.

Найти уравнение движения центра масс диска 3. Определить реакцию шарнира диска 2 в момент времени $t = 1$ с.

Варианты задания приведены на рис. 6.4, 6.5. Исходные данные выбираются из табл. 6.1.

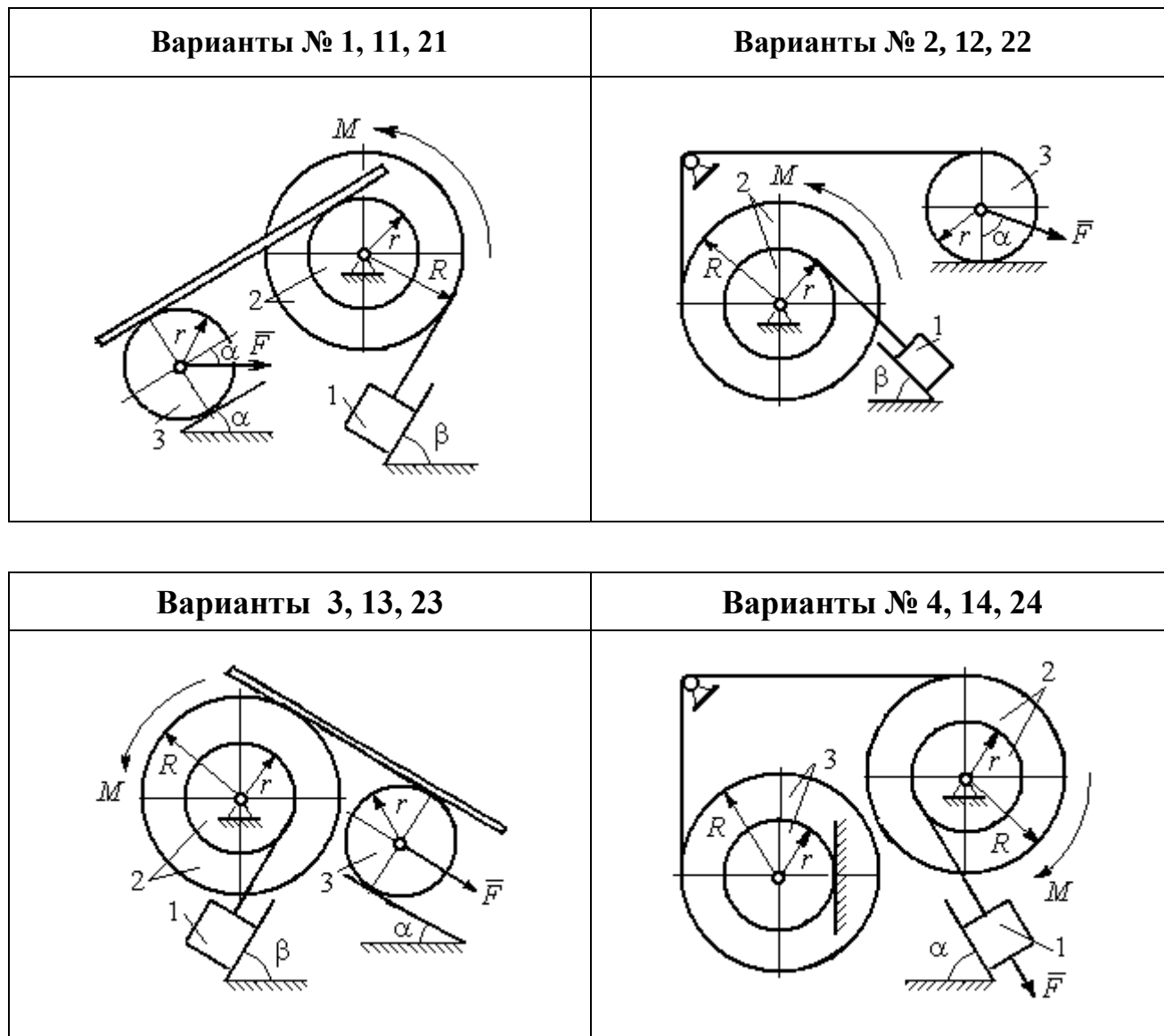


Рис. 6.4. Задание Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики.
Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

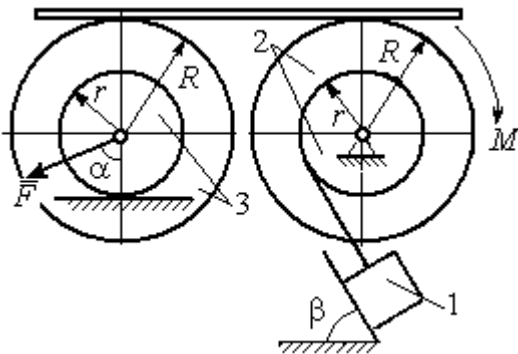
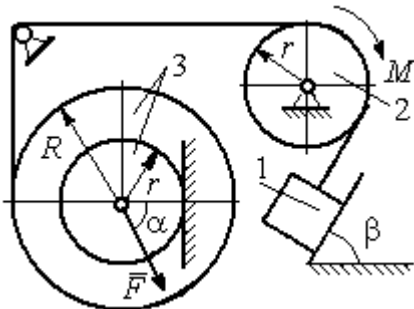
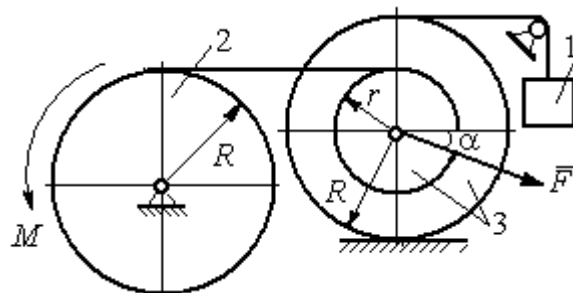
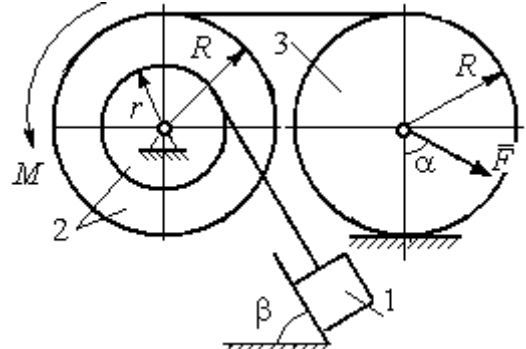
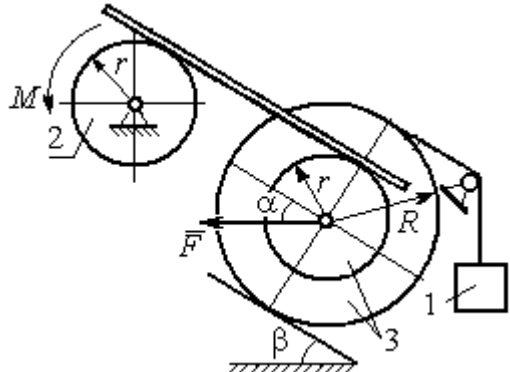
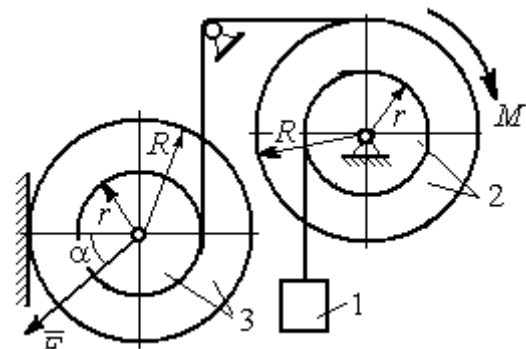
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26
	
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
	
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
	

Рис. 6.5. Задание Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики.

Номера вариантов задания 5 – 10, 15 – 20, 25 – 30

Исходные данные задания Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
1	10	20	8	20	$3(2+t^2)$	30	60	0,6	0,3	0,4
2	10	22	15	15	$4(t+3)$	30	30	0,8	0,4	0,6
3	5	18	10	6	$8(t^2+1)$	90	30	0,4	0,3	0,3
4	5	22	10	5	$14(t^2+t+1)$	30	—	0,6	0,5	0,6
5	5	20	16	9	$3(t^2+4)$	45	60	0,6	0,3	0,5
6	10	16	14	15	$4(5+t)$	60	30	1,0	0,6	0,8
7	6	20	20	8	$9(3t^2+2)$	45	—	0,8	0,6	0,8
8	16	25	15	12	$5(t^2+4)$	30	60	1,2	0,6	0,8
9	5	20	12	8	$4(3+5t)$	60	30	0,6	0,4	0,5
10	6	25	8	10	$5(3t+6)$	30	—	1,0	0,8	0,9
11	4	22	8	15	$2+t^2$	45	45	0,8	0,4	0,6
12	15	18	15	10	$5(t+3)$	30	60	1,0	0,5	0,7
13	6	20	10	4	$5(t^2+2)$	30	60	0,6	0,5	0,4
14	10	25	15	8	$16(t+2)$	60	—	0,8	0,6	0,7
15	8	18	20	10	$6(t+2)$	30	90	1,2	0,6	1,0
16	8	18	12	12	$5(3+t^2)$	90	60	0,8	0,6	0,7
17	5	20	10	10	$2t^2+20$	60	—	0,9	0,6	0,8
18	20	15	20	15	$3(t+4)$	60	30	0,8	0,4	0,7
19	8	20	12	10	$4(3+t)$	45	45	1,2	0,4	0,8
20	12	20	10	6	$6(3t+4)$	45	—	1,0	0,6	0,9
21	15	25	12	12	$6+t^2$	60	60	0,6	0,3	0,5
22	20	22	18	15	$2(2t+9)$	45	45	0,8	0,4	0,6
23	8	24	12	8	$7(3t^2+2)$	30	45	0,8	0,5	0,6
24	12	20	18	10	$6(t+4)$	90	—	0,5	0,3	0,4
25	5	20	12	12	$9(2+t^2)$	60	30	1,4	0,7	1,2
26	10	12	10	8	$6(2+t)$	30	45	1,2	0,8	0,9
27	6	18	16	14	$8(2t^2+3)$	30	—	0,8	0,2	0,6
28	10	20	20	20	$3(t^2+3)$	45	30	0,6	0,3	0,5
29	10	18	8	12	$5(4+t+t^2)$	30	60	1,2	0,8	0,9
30	8	18	10	15	$8(t^2+5)$	60	—	1,0	0,8	0,9

Пример выполнения задания Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики

Механическая система состоит из груза 1, движущегося поступательно, ступенчатого диска 2 (каток), катящегося по неподвижной поверхности цилиндрической ступенькой, и однородного диска 3 (блок), вращающегося вокруг неподвижной оси.

ной оси, проходящей через центр масс блока (рис. 6.6). Качение катка 2 без проскальзывания, скольжение груза 1 – без трения. Движение системы происходит

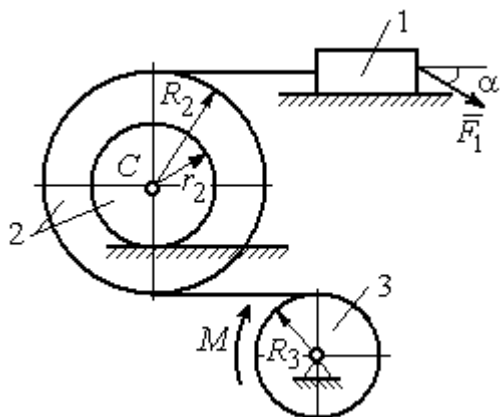


Рис. 6.6. Схема движения механической системы

$= 0,8$ м; $r_2 = 0,2$ м; $R_3 = 0,4$ м; $i_{2C} = 0,6$ м.

под действием сил тяжести, силы $\vec{F}$, приложенной к грузу 1 и пары сил с моментом M , приложенной к диску 3.

Найти уравнение движения центра масс катка 2 если движение системы началось из состояния покоя. Определить реакцию шарнира диска 3 в момент $t = 1$ с, если: $P_1 = 10$ Н; $P_2 = 20$ Н; $P_3 = 15$ Н; $F = 5(t+1)$ Н; $M = 6(1+2t)$ Н·м; R_2

Решение

В рассматриваемой механической системе активными силами являются силы тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, сила $\vec{F}$ и пара сил с моментом M (рис. 6.7). Связи идеальные, так как скольжение груза 1 происходит по гладкой поверхности без трения, качение диска 2 без проскальзывания, а ось вращения блока 3 неподвижна.

Предположим, направление движения в системе задаёт пара сил с моментом M , приложенная к блоку 3. Обозначим ω_3 , ε_3 – угловая скорость и угловое ускорение блока 3, V_C , a_C – скорость и ускорение центра масс катка 2, V_1 , a_1 – скорость и ускорение груза 1. Направления векторов скоростей и ускорений точек и угловых скоростей и ускорений тел в соответствии с выбранным направлением движения системы показаны на рис. 6.7.

Общее уравнение динамики имеет вид:

$$\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) = 0.$$

Присоединим к телам системы силы инерции. Груз 1 движется поступательно. Главный вектор сил инерции груза 1 $\vec{R}_1^и$ приложен в центре масс груза и направлен в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_1$ груза 1. Модуль главного вектора сил инерции груза 1

$R_1^и = m_1 a_1$, где m_1 – масса груза 1; a_1 – величина ускорения груза 1.

Система сил инерции катка 2, приводятся к силе, равной главному вектору сил инерции $\vec{R}_2^и$, приложенному в центре масс катка 2, и паре сил с моментом, равным главному моменту сил инерции $\vec{M}_2^и$ относительно оси, проходящей

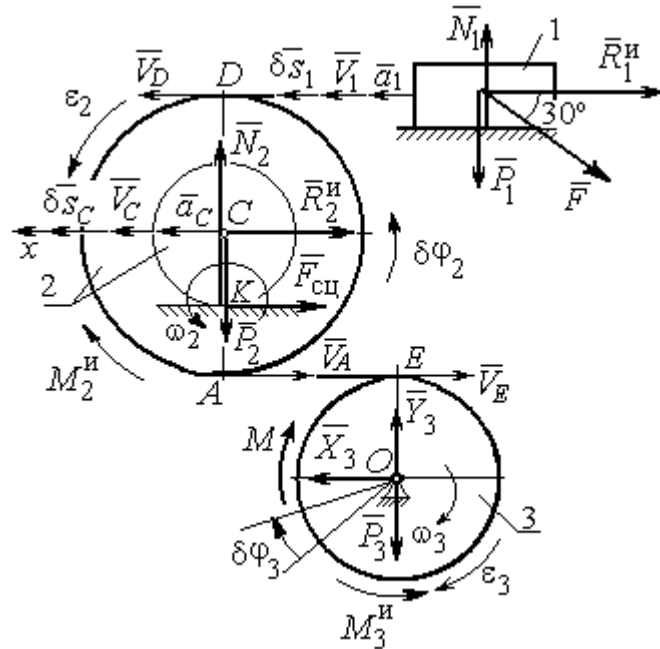


Рис. 6.7. Расчётная схема исследования движения механической системы

через центр масс перпендикулярно плоскости движения. Главный вектор сил инерции направлен в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_C$, и составляет $R_2^и = m_2 a_C$, где m_2 – масса катка 2; a_C – величина ускорения центра масс. Главный момент сил инерции: $M_2^и = J_{2C} \epsilon_2$, где J_{2C} – момент инерции катка 2 относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения; ϵ_2 – угловое ускорение катка 2. Направлен главный момент сил инерции $M_2^и$ в сторону, противоположную угловому ускорению ϵ_2 .

Главный вектор сил инерции, приложенных к блоку 3 и приведённых к центру масс блока, равен нулю, так как блок вращается вокруг неподвижной оси, проходящей через центр масс, и ускорение центра масс блока равно нулю. В результате силы инерции блока 3 приводятся к паре сил, момент которой равен главному

моменту сил инерции $\vec{M}_3^{\text{и}}$ относительно оси вращения. Главный момент сил инерции блока 3 равен по величине $M_3^{\text{и}} = J_{3O}\varepsilon_3$, где J_{3O} – момент инерции блока 3 относительно оси вращения; ε_3 – угловое ускорение блока 3, и направлен в сторону, противоположную угловому ускорению ε_3 . Главные векторы и главные моменты сил инерции показаны на рис. 6.8.

Определим кинематические соотношения между скоростями точек системы и выразим их через скорость V_C центра масс катка 2. Каток 2 катится по неподвижной поверхности без скольжения. Мгновенный центр скоростей катка находится в точке K касания катка с поверхностью (см. рис. 6.7). Угловая скорость катка 2 $\omega_2 = \frac{V_C}{CK} = \frac{V_C}{r_2}$. Скорость точки A катка 2: $V_A = \omega_2 \cdot AK = \omega_2(R_2 - r_2) = V_C \frac{R_2 - r_2}{r_2}$. Скорость точки E блока 3 равна скорости точки A катка 2, $V_E = V_A$.

Тогда угловая скорость блока 3:

$$\omega_3 = \frac{V_E}{R_3} = \frac{V_A}{R_3} = V_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Скорость груза 1 равна скорости точки D катка 2:

$$V_1 = V_D = \omega_2 \cdot DK = \omega_2(R_2 + r_2) = V_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}.$$

Соотношения между ускорениями определяются путем дифференцирования установленных кинематических равенств:

$$a_1 = a_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}, \quad \varepsilon_2 = \frac{a_C}{r_2}, \quad \varepsilon_3 = a_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Для того чтобы найти соотношения между перемещениями, выразим кинематические равенства между скоростями в дифференциальном виде и, полагая, что действительное перемещение является возможным, т. е. $ds = \delta s$, $d\varphi = \delta\varphi$, получим соотношения между возможными перемещениями:

$$\delta s_1 = \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}, \quad \delta\varphi_2 = \frac{\delta s_C}{r_2}, \quad \delta\varphi_3 = \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Сообщим системе возможное перемещение, совпадающее с действительным. Элементарная работа реакций связи на любом возможном перемещении системы равна нулю, так как связи в системе идеальные.

Найдем элементарные работы активных сил и выразим их через перемещение центра масс катка 2. Прежде заметим, что элементарные работы сил тяжести груза 1 и катка 2 равны нулю, так как направления перемещений точек приложения этих сил перпендикулярны векторам сил:

$$\delta A(\vec{P}_1) = P_1 \delta s_1 \cos 90^\circ = 0, \quad \delta A(\vec{P}_2) = P_2 \delta s_C \cos 90^\circ = 0.$$

Элементарная работа силы тяжести блока 3 равна нулю, так как точка приложения силы тяжести блока 3 не перемещается: $\delta A(\vec{P}_3) = 0$.

Элементарная работа пары сил с моментом M , приложенных к блоку 3:

$$\delta A(\vec{M}) = M \delta \varphi_3 = M \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Элементарная работа силы $\vec{F}$:

$$\delta A(\vec{F}) = F \delta s_1 \cos 150^\circ = -F \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2} \cos 30^\circ.$$

Сумма элементарных работ всех активных сил:

$$\begin{aligned} \sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) &= \delta A(\vec{M}) + \delta A(\vec{F}) = M \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2} - F \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2} \cos 30^\circ = \\ &= \left[6(1 + 2t) \left(\frac{0,8 - 0,2}{0,4 \cdot 0,2} \right) - 5(t + 1) \left(\frac{0,8 + 0,2}{0,2} \right) 0,866 \right] \delta s_C = (23,35 + 68,35t) \delta s_C. \end{aligned}$$

Определим модули главных векторов и главных моментов сил инерции в зависимости от ускорения a_C центра масс катка 2:

$$R_1^{\text{и}} = m_1 a_1 = \frac{P_1}{g} a_1 = \frac{P_1 (R_2 + r_2)}{g r_2} a_C, \quad R_2^{\text{и}} = m_2 a_C = \frac{P_2 a_C}{g},$$

$$M_2^{\text{и}} = J_{2C} \varepsilon_2 = m_2 i_{2C}^2 \varepsilon_2 = \frac{P_2}{g} i_{2C}^2 \frac{a_C}{r_2},$$

$$M_3^{\text{и}} = J_{3O} \varepsilon_3 = \frac{m_3 R_3^2}{2} \varepsilon_3 = \frac{P_3 R_3^2}{2g} \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2} a_C = \frac{P_3 R_3 (R_2 - r_2)}{2g r_2} a_C,$$

где J_{2C} – момент инерции катка 2 относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, $J_{2C} = m_2 i_{2C}^2$; i_{2C} – радиус инерции катка 2; J_{3O} – момент инерции блока 3 относительно оси вращения, проходящей через его центр масс, $J_{3O} = \frac{m_3 R_3^2}{2}$.

Найдем элементарные работы сил инерции на возможном перемещении системы и выразим их в зависимости от перемещения δs_C центра масс катка 2:

$$\delta A(\vec{R}_1^n) = R_1^n \delta s_1 \cos 180^\circ = - \frac{P_1 (R_2 + r_2)^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C;$$

$$\delta A(\vec{R}_2^n) = R_2^n \delta s_C \cos 180^\circ = - \frac{P_2 a_C}{g} \delta s_C, \quad \delta A(\vec{M}_2^n) = -M_2^n \delta \varphi_2 = - \frac{P_2 i_2^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C;$$

$$\delta A(\vec{M}_3^n) = -M_3^n \delta \varphi_3 = - \frac{P_3 (R_2 - r_2)^2 a_C}{2 g r_2^2} \delta s_C.$$

Сумма элементарных работ сил инерции:

$$\begin{aligned} \sum \delta A(\vec{R}_k^n) &= - \frac{P_1 (R_2 + r_2)^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C - \frac{P_2 a_C}{g} \delta s_C - \frac{P_2 i_2^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C - \frac{P_3 (R_2 - r_2)^2 a_C}{2 g r_2^2} \delta s_C = \\ &= - \frac{a_C \delta s_C}{g} \left[\frac{10(0,8 + 0,2)^2}{0,2^2} + 20 + \frac{20 \cdot 0,6^2}{0,2^2} + \frac{15(0,8 - 0,2)^2}{2 \cdot 0,2^2} \right] = - 52,75 a_C \delta s_C, \end{aligned}$$

где $g = 9,81 \text{ м/с}^2$.

С учетом проделанных вычислений общее уравнение динамики принимает вид:

$$\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^n) = (23,35 + 68,35t) \delta s_C - 52,75 a_C \delta s_C = 0,$$

откуда ускорение центра масс катка 2:

$$a_C = 0,44 + 1,29t.$$

Выберем ось x по направлению движения центра масс катка 2 (см. рис. 6.7). Проектируя вектор $\vec{a}_C$ ускорения точки C на ось x , получим дифференциальное уравнение $a_C = \ddot{x}_C = 0,44 + 1,29t$. Интегрируя дважды это уравнение, найдём закон движения: $x_C = 0,44\frac{t^2}{2} + 1,29\frac{t^3}{6} + C_1t + C_2$. Подставляя сюда начальные условия: $t = 0$, $V_C = 0$, $x_C = 0$, найдём константы интегрирования: $C_1 = C_2 = 0$. Окончательно уравнение движения центра масс диска 2 представим в виде:

$$x_C = 0,22t^2 + 0,21t^3.$$

Рассмотрим вращательное движение блока 3, освободив его от связей. На блок действуют сила тяжести $\vec{P}_3$, реакция подшипника, разложенная на составляющие $\vec{X}_3$, $\vec{Y}_3$, пара сил с моментом M и реакция нити $\vec{H}_3$ (см. рис. 6.8). Реакция нити, равная силе натяжения нити, приложена к блоку 3, направлена вдоль нити, связывающей каток 2 и блок 3. Присоединим к блоку 3 силы инерции. Направления сил, моментов пар сил и главного момента сил инерции, действующих на блок 3, показаны на рис. 6.8.

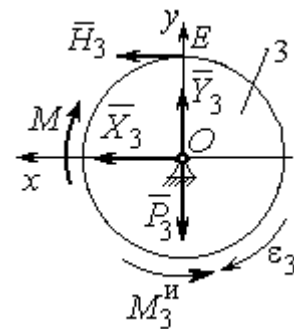


Рис. 6.8. Расчётная схема определения натяжения нити и реакции шарнира блока 3

По принципу Даламбера система сил, приложенных к блоку 3, включая силы инерции, находится в равновесии. Составим уравнение равновесия в виде равенства нулю суммарного момента всех сил (включая силы инерции) относительно оси вращения. Получим $M - H_3R_3 - M_3^И = 0$, где $M_3^И = J_{3O}\epsilon_3 = \frac{P_3R_3(R_2 - r_2)a_C}{2gr_2}$.

Из уравнения находим величину натяжения нити:

$$H_3 = \frac{M}{R_3} - \frac{P_3(R_2 - r_2)a_C}{2gr_2} = \frac{6(1 + 2t)}{R_3} - \frac{P_3(R_2 - r_2)}{2gr_2}(0,44 + 1,29t) = 13,99 + 27,04t.$$

В момент времени $t = 1$ с натяжение нити: $H_3 = 41,04$ Н.

Так как главный вектор сил инерции блока 3 равен нулю, то составленные по принципу Даламбера уравнения равновесия блока 3 в виде проекций сил на

вертикальную и горизонтальную оси содержат только внешние силы. Имеем: $X_3 + H_3 = 0$, $Y_3 - P_3 = 0$ (см. рис. 6.8). Отсюда находим составляющие реакции шарнира блока 3 в момент времени $t = 1$ с: $X_3 = -H_3 = -41,04$ Н, $Y_3 = P_3 = 15$ Н. Отрицательное значение горизонтальной составляющей реакции шарнира X_3 означает её противоположное направление.

$$\text{Полная реакция шарнира } R_3 = \sqrt{X_3^2 + Y_3^2} = 43,69 \text{ Н.}$$

6.3. Уравнения Лагранжа II рода

Обобщенными координатами механической системы называется совокупность любых S независимых параметров $q_1, q_2, \dots, q_S$, однозначно определяющих положение системы в любой момент времени.

Если системе сообщить возможное перемещение, при котором все обобщенные координаты изменяются на элементарные (бесконечно малые) величины $\delta q_1, \delta q_2, \dots, \delta q_S$, называемые вариациями обобщенных координат, то все действующие активные силы совершат элементарную работу, которая может быть представлена в виде $\delta A = Q_1 \cdot \delta q_1 + Q_2 \cdot \delta q_2 + \dots + Q_S \cdot \delta q_S$. Величина Q_k , равная коэффициенту при вариации δq_k обобщенной координаты, называется **обобщенной силой**, соответствующей данной обобщенной координате. Расчет обобщенных сил осуществляется путем последовательного придания системе возможных перемещений, при которых варьируется только одна из обобщенных координат, а вариации остальных координат равны нулю.

Для материальной системы с идеальными связями дифференциальные уравнения движения в обобщенных координатах – **уравнения Лагранжа II рода** – имеют вид:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{q}_k} \right) - \frac{\partial T}{\partial q_k} = Q_k, \quad k = 1, 2, \dots, S,$$

где T – кинетическая энергия системы; $q_1, q_2, \dots, q_s$ – обобщенные координаты; $\dot{q}_1, \dot{q}_2, \dots, \dot{q}_s$ – обобщенные скорости; s – число степеней свободы системы.

6.4. Задание Д7. Исследование механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Механическая система состоит из трёх тел – бруса 1, блока 2, катка 3 и невесомой пружины жесткостью c . Брус 1, соединяющий каток 3 с блоком 2, расположен параллельно линии качения катка 3. Радиусы ступеней ступенчатого диска и радиус однородного диска указаны на схеме.

Качение катка 3 происходит без проскальзывания. Скольжение между бруском и дисками отсутствует. В задачах, где пружина соединяется с блоком 2, передача движения блоку 2 производится посредством невесомого стержня без скольжения.

Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M .

Определить закон движения бруса 1 и закон угловых колебаний блока 2, если в начальный момент пружина находилась в нерастянутом состоянии, а блоку 2 придали угловую скорость ω_{20} , направленную в сторону заданного момента пары сил.

Варианты заданий даны на рис. 6.9, 6.10. Варианты исходных данных в табл. 6.2. Отрицательные значения величин F или M в табл. 6.2 означают, что при заданных модулях силы или момента направление вектора силы $\vec{F}$ или момента M на схеме следует изменить на противоположные.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 6.9. Задание Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы. Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

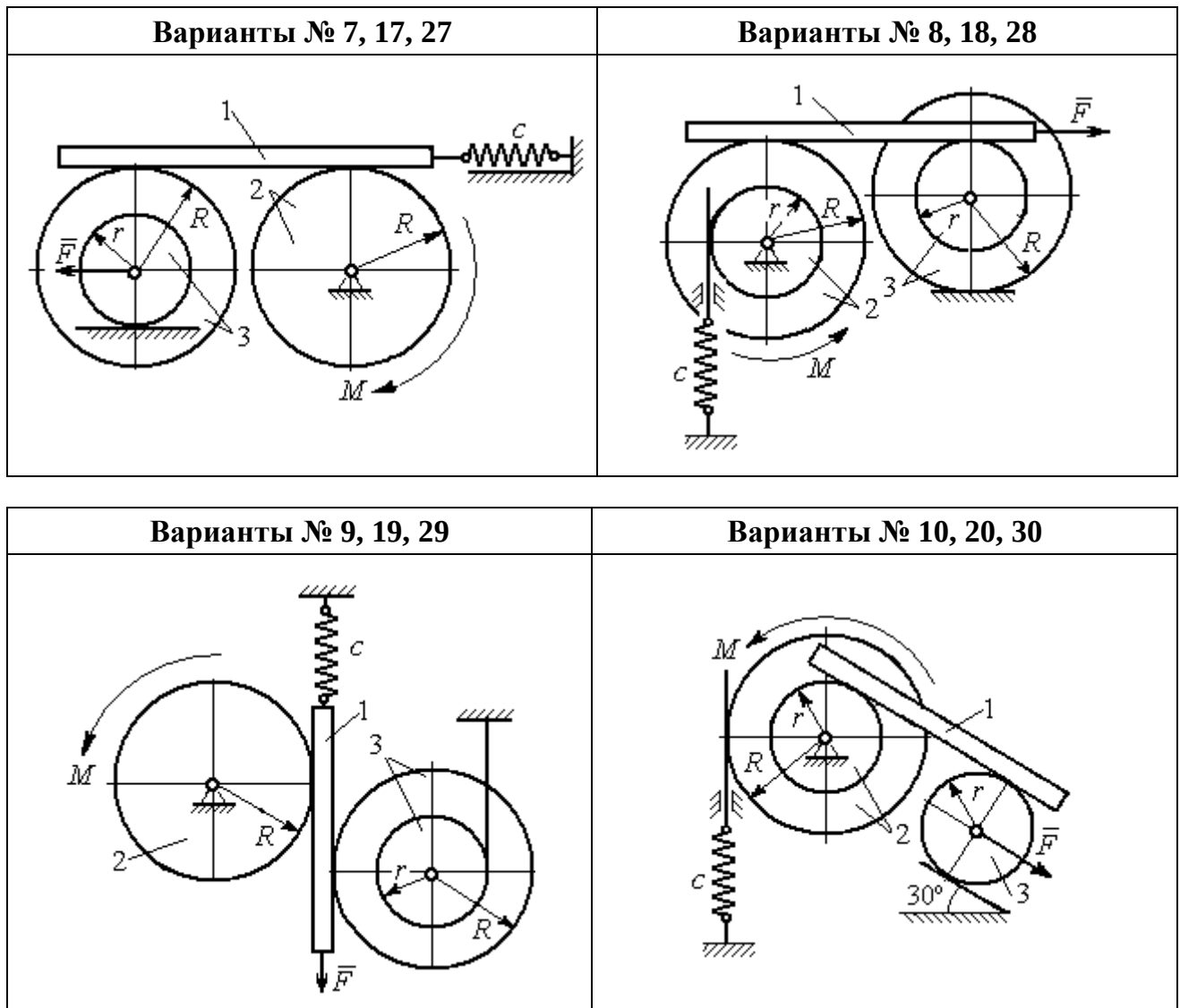


Рис. 6.10. Задание Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы. Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 6.2

Исходные данные задания Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Номер варианта задания	$P_1, \text{Н}$	$P_2, \text{Н}$	$P_3, \text{Н}$	$F, \text{Н}$	$M, \text{Н}\cdot\text{м}$	$c, \text{Н/м}$	$\omega_{20}, \text{рад/с}$	$R, \text{м}$	$r, \text{м}$	$i_z, \text{м}$
1	8	12	18	15	3	50	0,3	0,6	0,3	0,4
2	10	8	15	12	5	55	0,4	0,8	0,5	0,6
3	5	18	10	8	4	60	0,2	0,5	0,3	—
4	5	20	12	10	6	70	0,5	0,6	0,5	0,6
5	5	8	16	8	8	65	0,2	0,6	0,3	—

Номер вари- анта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	c , Н/м	ω_{20} , рад/с	R , м	r , м	i_z , м
6	8	10	14	6	2	50	0,1	1,0	0,6	0,8
7	10	12	15	12	3	65	0,2	0,8	0,6	0,7
8	12	15	15	6	2	50	0,3	1,2	0,6	0,8
9	5	20	12	8	4	75	0,1	0,6	0,4	0,5
10	6	25	8	5	12	60	0,4	1,0	0,8	0,9
11	4	10	12	-10	-2	60	0,2	0,8	0,4	0,6
12	5	8	15	-8	3	50	0,5	1,0	0,5	0,7
13	6	15	8	-12	-4	65	0,4	0,6	0,5	—
14	10	25	10	6	10	55	0,1	0,8	0,6	0,7
15	8	6	20	-10	2	70	0,2	1,2	0,6	—
16	10	12	12	-5	6	60	0,3	0,8	0,6	0,7
17	12	16	12	-6	-2	55	0,4	0,9	0,6	0,8
18	10	20	20	10	4	60	0,1	0,8	0,4	0,7
19	8	20	12	-10	6	65	0,2	1,2	0,4	0,8
20	12	20	10	-3	6	50	0,24	1,0	0,6	0,9
21	5	12	15	12	-3	55	0,3	0,6	0,5	0,55
22	10	15	18	6	-2	65	0,1	0,8	0,4	0,6
23	8	20	12	-8	2	45	0,2	0,8	0,6	—
24	12	20	18	-4	-8	70	0,4	0,5	0,3	0,4
25	6	10	15	-6	-2	60	0,1	1,4	0,7	—
26	8	12	10	10	-3	65	0,2	1,2	0,8	0,9
27	6	18	16	5	-3	70	0,2	0,8	0,2	0,6
28	8	12	12	-6	2	65	0,3	0,6	0,3	0,5
29	10	18	20	-10	4	60	0,2	1,2	0,8	0,9
30	8	18	10	8	6	75	0,1	1,0	0,8	0,9

Пример выполнения задания Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Механическая система состоит из трёх тел – бруса 1, блока 2, катка 3 и невесомой пружины жесткостью c . Брус, соединяющий каток 3 с блоком 2, расположен параллельно линии качения катка 3 (рис. 6.11). Радиусы ступеней ступенчатого диска R и r , радиус однородного диска r . Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Движение катка 3 по неподвижной поверхности происходит без проскальзывания. Скольжение между брусом и дисками отсутствует. Передача движения от пружины блоку 2 производится посредством невесомого вертикального стержня

без скольжения. Радиус инерции блока 2 относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, i_z .

Исходные данные задачи: $P_1 = P$ Н, $P_2 = 2P$ Н, $P_3 = P$ Н, $F = 2P$ Н, $M = Pr$ Н·м, $R = 1,5r$ м, $i_z = r\sqrt{2}$ м, $c = P/r$ Н/м.

Определить законы движения блока 2 и бруса 1 при $P = 10$ Н, $r = 0,2$ м, если в начальный момент пружина находилась в нерастянутом состоянии, а блоку 2 придали угловую скорость $\omega_0 = 0,5$ рад/с, направленную в сторону заданного момента пары сил.

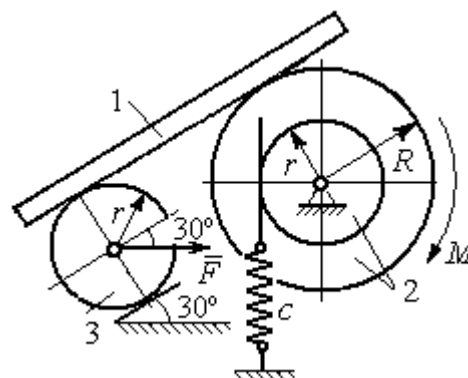


Рис. 6.11. Механическая система с одной степенью свободы

Решение

Рассматриваемая механическая система (рис. 6.11) имеет одну степень свободы, так как в системе не допускается независимое друг от друга движение тел. В качестве обобщённой координаты q выберем перемещение x верхнего края пружины, отсчитываемого от уровня, при котором пружина длиной l_0 находилась в

нерастянутом состоянии (рис. 6.12). Обобщённая скорость $\dot{q} = \dot{x}$.

Уравнение Лагранжа II рода, описывающее движение системы с одной степенью свободы, имеет вид

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} \right) - \frac{\partial T}{\partial x} = Q_x, \text{ где } T - \text{кинетическая энергия системы,}$$

Q_x – обобщенная сила, соответствующая обобщенной координате x .

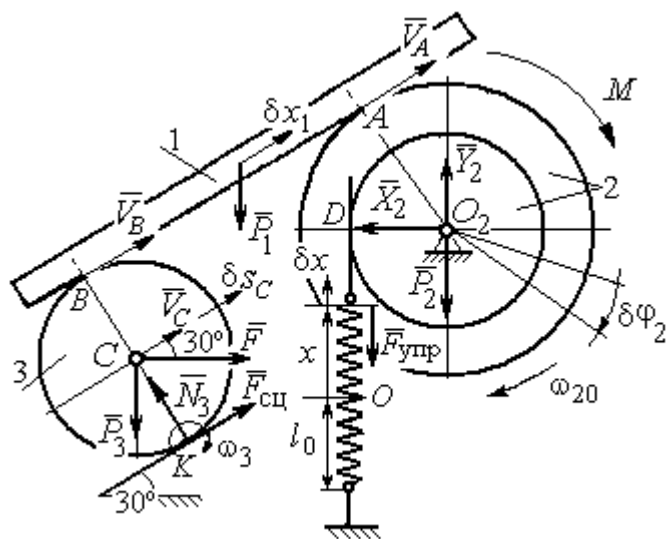


Рис. 6.12. Расчётная схема колебаний механической системы с одной степенью свободы

стствующая обобщенной координате x .

Вычислим кинетическую энергию системы как сумму кинетических энергий бруса, блока и катка: $T = T_1 + T_2 + T_3$. Кинетическая энергия поступательного движения бруса 1: $T_1 = \frac{1}{2} m_1 V_1^2$, где m_1 , V_1 – масса и скорость бруса. Энергия вращательного движения блока 2: $T_2 = \frac{1}{2} J_{2z} \omega_2^2$, где ω_2 – угловая скорость блока, J_{2z} – момент инерции блока 2 относительно оси z , $J_{2z} = m_2 i_z^2$.

Каток 3 совершает плоскопараллельное движение. Его кинетическая энергия $T_3 = \frac{1}{2} m_3 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_3^2$, где V_C – скорость центра масс катка 3; J_{zC} – момент инерции катка относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, $J_{zC} = \frac{1}{2} m_3 r^2$; r – радиус катка; ω_3 – угловая скорость катка.

Выразим скорость V_1 бруса 1, угловые скорости ω_2 , ω_3 блока 2 и катка 3, а также скорость V_C центра масс катка 3 через обобщённую скорость $\dot{x}$.

Заметим, что скорость точки D блока 2 равна скорости верхнего края пружины $V_D = \dot{x}$. Угловая скорость блока 2 $\omega_2 = \frac{V_D}{r} = \frac{\dot{x}}{r}$. Скорость бруса 1 равна скорости точки A блока 2 и вычисляется по формуле $V_1 = V_A = \omega_2 R = \frac{\dot{x} R}{r}$. Так как брус совершает поступательное движение, то $V_B = V_1$. Угловая скорость катка 3 $\omega_3 = \frac{V_B}{2r} = \frac{V_1}{2r} = \frac{\dot{x} R}{2r^2}$. Здесь при определении угловой скорости катка 3 учтено, что точка K касания катка 3 с неподвижной поверхностью является мгновенным центром скоростей катка. Скорость центра катка 3 $V_C = \frac{V_B}{2} = \frac{\dot{x} R}{2r}$.

Подставляя исходные данные задачи с учётом найденных кинематических соотношений, получим кинетическую энергию тел системы

$$T_1 = \frac{1}{2} m_1 V_1^2 = \frac{P}{2g} \left(\frac{\dot{x} R}{r} \right)^2 = 1,125 \frac{P}{g} \dot{x}^2, \quad T_2 = \frac{1}{2} J_{2z} \omega_2^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} (r\sqrt{2})^2 \left(\frac{\dot{x}}{r} \right)^2 = 2 \frac{P}{g} \dot{x}^2,$$

$$T_3 = \frac{1}{2} m_3 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_3^2 = \frac{1}{2} \frac{P}{g} \left(\frac{\dot{x}R}{2r} \right)^2 + \frac{1}{2} \frac{Pr^2}{2g} \left(\frac{\dot{x}R}{2r^2} \right)^2 = 0,422 \frac{P}{g} \dot{x}^2.$$

Тогда полная кинетическая энергия системы:

$$T = T_1 + T_2 + T_3 = 3,547 \frac{P}{g} \dot{x}^2.$$

Произвольное положение системы определяется обобщённой координатой x , показывающей растяжение пружины. Дадим пружине, находящейся в произвольном положении, возможное (бесконечно малое) перемещение δx в положительном направлении оси x (см. рис. 6.12). При этом блок 2 повернётся на угол $\delta\varphi_2$: $\delta\varphi_2 = \frac{\delta x}{r}$, брус 1 переместится на расстояние δx_1 : $\delta x_1 = \frac{\delta x R}{r}$, центр масс

катка 3 сдвинется на расстояние δS_C : $\delta S_C = \frac{\delta x R}{2r}$. Все перемещения получены из установленных ранее кинематических соотношений и показаны на рис. 6.12.

При заданном возможном перемещении системы работу совершают силы тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_3$ бруса 1 и катка 3, пара сил с моментом M , сила $\vec{F}$ и сила упругости пружины (см. рис. 6.12). Элементарная работа вращающего момента M , приложенного к блоку 2, будет $\delta A(M) = M \delta\varphi_2 = M \frac{\delta x}{r}$. Работа силы тяжести бруса 1

определяется равенством $\delta A(P_1) = P_1 \delta x_1 \cos 120^\circ = -P_1 \delta x_1 \cos 60^\circ = -\frac{P_1 \delta x R}{2r}$. Работы

силы тяжести катка 3 и силы F : $\delta A(P_3) = P_3 \delta S_C \cos 120^\circ = -P_3 \frac{\delta x R}{4r}$,

$\delta A(F) = F \frac{\delta x R}{2r} \cos 30^\circ$. Модуль силы упругости пружины, растянутой из недеформированного положения на расстояние x : $F_{\text{упр}} = cx$. Сила $\vec{F}_{\text{упр}}$ упругости направлена в сторону, противоположную растяжению (см. рис. 6.12). Работа силы упругости при перемещении вдоль линии действия на расстояние δx вычисляется по

формуле $\delta A(\vec{F}_{\text{упр}}) = F_{\text{упр}} \delta x \cos 180^\circ = -cx \delta x$.

Сумма работ сил на рассматриваемом возможном перемещении системы с учётом данных задачи составляет

$$\begin{aligned}\delta A &= \delta A(M) + \delta A(P_1) + \delta A(P_3) + \delta A(F) + \delta A(F_{\text{упр}}) = \\ &= M \frac{\delta x}{r} - \frac{P_1 \delta x R}{2r} - P_3 \frac{\delta x R}{4r} + F \frac{\delta x R}{2r} \cos 30^\circ - c x \delta x = P(1,174 - 5x) \delta x,\end{aligned}$$

откуда обобщённая сила $Q_x = P(1,174 - 5x)$.

Составим уравнения Лагранжа. Вычислим частные производные от кинетической энергии по обобщенной скорости $\dot{x}$ и координате x : $\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} = 7,094 \frac{P}{g} \dot{x}$, $\frac{\partial T}{\partial x} = 0$. Определим полную производную по времени: $\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} \right) = 7,094 \frac{P}{g} \ddot{x}$. Ре-

зультаты расчетов подставим в уравнения Лагранжа II рода и получим дифференциальное уравнение колебаний верхнего края пружины:

$$7,094 \frac{P}{g} \ddot{x} = P(1,174 - 5x), \text{ или при } g = 9,81 \text{ м/с}^2, \quad \ddot{x} + 6,91x = 1,62.$$

Решение дифференциального уравнения представляется в виде суммы общего решения однородного уравнения и частного решения неоднородного: $x = x_{\text{одн}} + x_{\text{частн}}$. Общее решение однородного уравнения имеет вид $x_{\text{одн}} = C_1 \sin kt + C_2 \cos kt$, где C_1, C_2 – произвольные постоянные; k – круговая частота собственных колебаний пружины, $k = \sqrt{6,91} = 2,63$ рад/с. Частное решение неоднородного уравнения ищется в виде константы $x_{\text{частн}} = b$. Подставив его в уравнение колебаний, получим $b = 0,23$. Таким образом, общее решение неоднородного уравнения имеет вид $x(t) = C_1 \sin 2,63t + C_2 \cos 2,63t + 0,23$.

Произвольные постоянные C_1, C_2 находятся из начальных условий. По условию задачи в начальный момент пружина была в нерастянутом состоянии. Тогда начальная координата пружины (её верхнего края) $x(0) = 0$. Скорость верхнего края пружины в начальный момент времени $\dot{x}(0)$ равна начальной скорости $V_D(0)$ точки D блока 2. Поскольку в начальный момент времени блоку 2 сообщили угловую скорость ω_{20} , то $\dot{x}(0) = V_D(0) = \omega_{20} r = 0,1$ м/с.

Подставляя значение начальной координаты в общее решение неоднородного уравнения при $t = 0$, получим $C_2 = -0,23$.

Вычисляем скорость движения пружины, взяв производную: $\dot{x}(t) = 2,63C_1 \cos 2,63t - 2,63C_2 \sin 2,63t$. Подставляя начальное значение скорости, получим $C_1 = 0,038$. Окончательно уравнение движения верхнего края пружин: $x(t) = 0,038 \sin 2,63t - 0,23 \cos 2,63t + 0,23$ м.

Уравнения колебательных движений бруса 1 и блока 2 найдём из ранее полученных кинематических соотношений:

$$x_1 = \frac{xR}{r} = 1,5 x(t) = 0,057 \sin 2,63t - 0,34 \cos 2,63t + 0,34 \text{ м};$$

$$\varphi_2 = \frac{x}{r} = 5 x(t) = 0,19 \sin 2,63t - 1,15 \cos 2,63t + 1,15 \text{ рад.}$$

$$\text{Амплитуда колебаний бруса } A = \sqrt{0,057^2 + 0,34^2} = 0,35 \text{ м.}$$

6.5. Задание Д8. Исследование механической системы с двумя степенями свободы

Механическая система, состоящая из четырёх тел, из состояния покоя движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3, \vec{P}_4$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Качение тел во всех случаях происходит без проскальзывания, скольжение грузов по поверхностям – без трения. Радиусы дисков одинаковы и равны R . Найти уравнения движения системы в обобщённых координатах. Варианты заданий и рекомендуемые обобщённые координаты даны на рис. 6.13, 6.14, варианты исходных данных – в табл. 6.3.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22

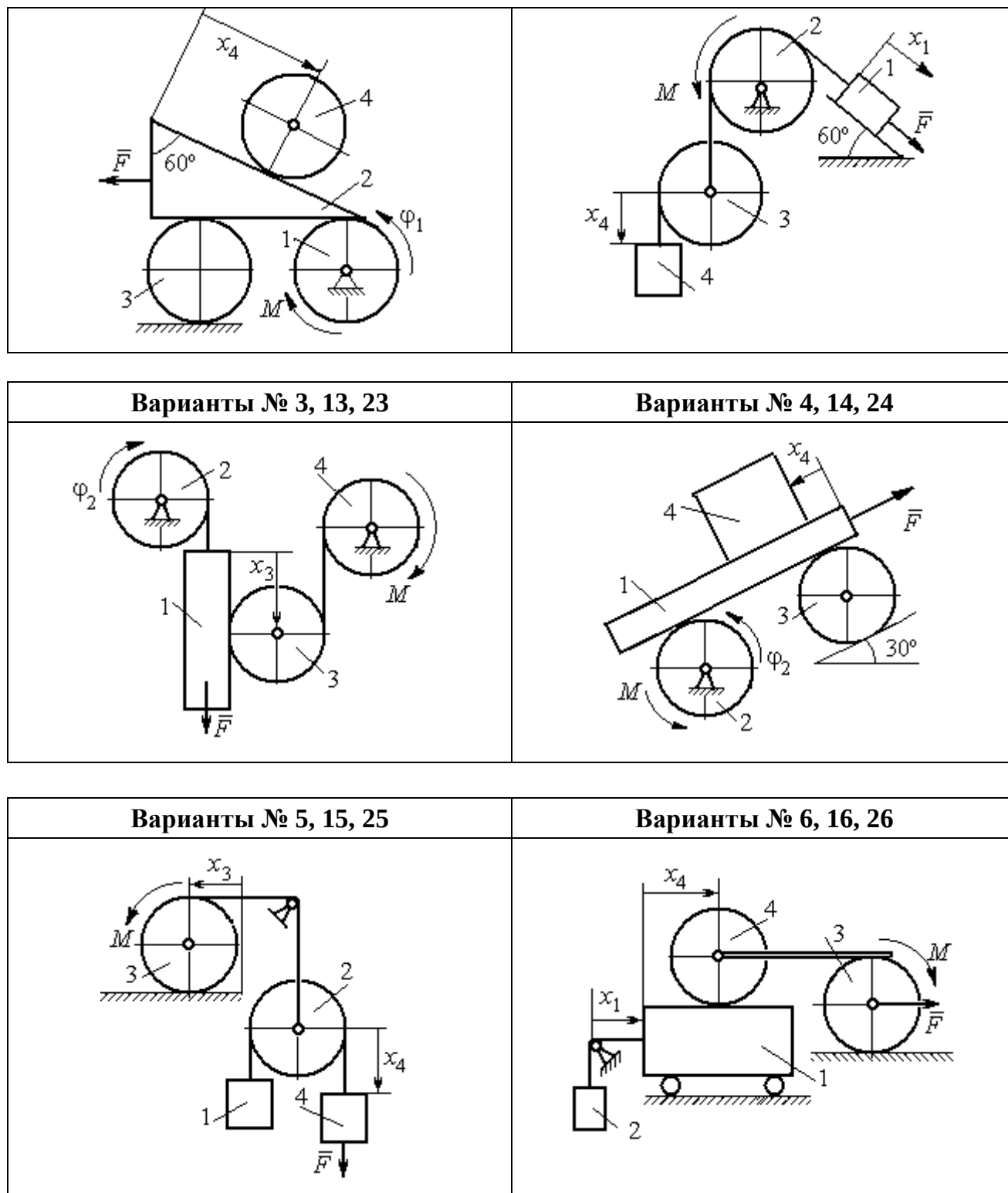


Рис. 6.13. Задание Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы. Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

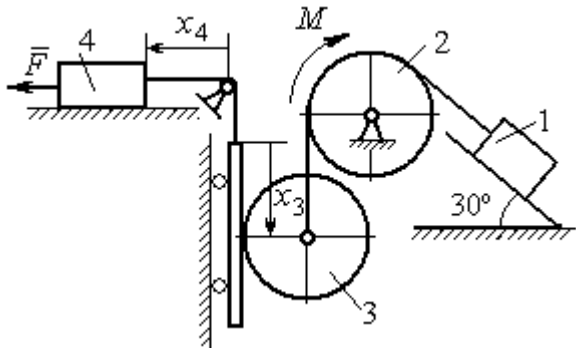
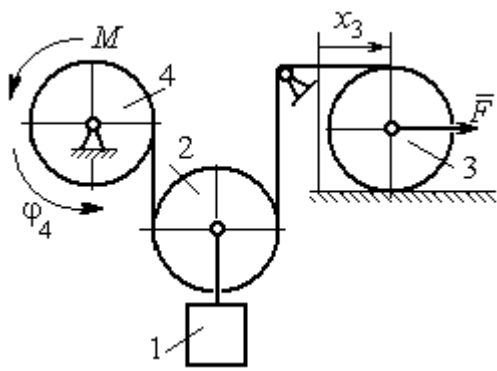
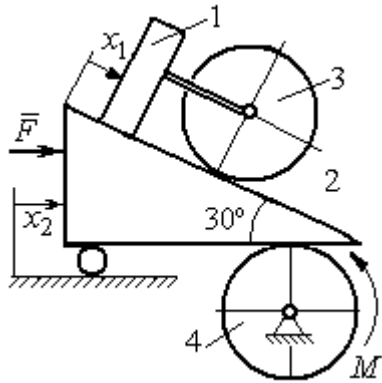
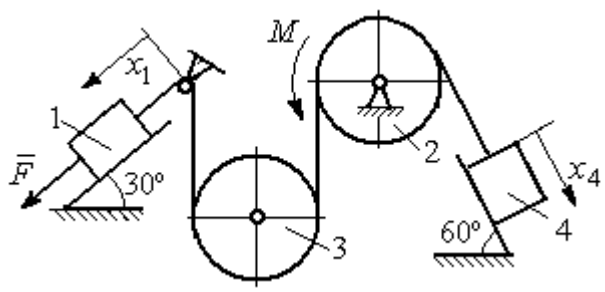
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
	
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
	

Рис. 6.14. Задание Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы. Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 6.3

Исходные данные задания Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$P_1, \text{Н}$	P	$2P$	P	$1,5P$	P	$3P$	P	$1,2P$	$3P$	P	$2P$	P	P	$2P$	P
$P_2, \text{Н}$	$3P$	$3P$	$4P$	$3P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	$3P$	$4P$	$3P$
$P_3, \text{Н}$	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$2P$	$3P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$2P$	P	$2P$
$P_4, \text{Н}$	$2P$	P	P	$2P$	$3P$	$3P$	P	P	$2P$	P	P	P	$2P$	$2P$	$2P$
$R, \text{м}$	$2r$	$1,5r$	$2,5r$	$1,2r$	$2r$	r	$1,5r$	r	$2r$	r	$1,5r$	$1,2r$	$2r$	$2r$	$2r$
$F, \text{Н}$	P	$2P$	P	$3P$	P	P	$2P$	$4P$	P	$2P$	P	$2P$	$1,5P$	$4P$	$2P$
$M, \text{Н} \cdot \text{м}$	$2Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$3Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$2Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$3Pr$	$3Pr$	$2Pr$

Номер варианта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
P_1 , Н	$4P$	$1,5P$	P	$2P$	P	P	$1,5P$	$1,5P$	$2P$	P	P	$2P$	$1,2P$	$3P$	$1,2P$
P_2 , Н	$2P$	$2P$	$2P$	$4P$	$3P$	$4P$	$3P$	$4P$	$3P$	$2P$	$2P$	$1,2P$	$2P$	$3P$	$2P$
P_3 , Н	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	P	P	$3P$
P_4 , Н	$1,5P$	$2P$	$3P$	P	$2P$	$2P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	P	P	$2P$	P	$2P$
R , м	$1,5r$	r	$1,5r$	$2r$	r	$1,2r$	$2r$	$1,5r$	$2r$	r	$1,5r$	$2r$	r	$1,2r$	$2r$
F , Н	$2P$	$2P$	P	$3P$	$4P$	$2P$	$3P$	$2P$	$3P$	P	$3P$	$1,5P$	$4P$	$2P$	$3P$
M , Н·м	$3Pr$	$2Pr$	$4Pr$	Pr	$4Pr$	$4Pr$	$2Pr$	Pr	$4Pr$	$2Pr$	$4Pr$	$2Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$2Pr$

Пример выполнения задания Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы

Платформа 3 лежит горизонтально на катке 5 и блоке 4 одинакового радиуса R (рис. 6.15). На платформу действует горизонтальная сила $\vec{F}$. К блоку 4, вращающемуся вокруг неподвижной оси, приложена пара сил с моментом M . Каток 5

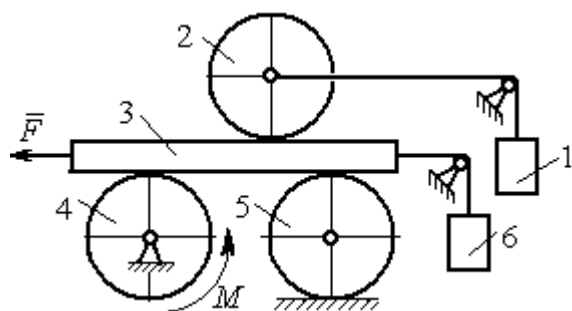


Рис. 6.15. Механическая система с двумя степенями свободы

катится по горизонтальной поверхности.

К краю платформы одним концом прикреплена горизонтальная нить, а к другому концу, переброшенному через невесомый блок, прикреплён груз 6, движущийся вертикально. На платформе 3 установлен каток 2 радиуса R . К центру

катка прикреплена нить, расположенная параллельно платформе и натянутая грузом 1, движущимся вертикально (см. рис. 6.15). Движение системы началось из состояния покоя. Качение тел без проскальзывания. Определить уравнения движения системы в обобщённых координатах, если $R = 2r$, веса тел $P_1 = P_6 = P$, $P_3 = 3P$, $P_4 = P_5 = P_2 = 2P$, $F = P$, $M = 3Pr$.

Решение

Рассматриваемая механическая система, включающая катки 2, 5, платформу 3, блок 4 и грузы 1, 6, имеет две степени свободы, так как перемещение катка 2 относительно платформы 3 не зависит от перемещения самой платформы. За обобщённые координаты выберем перемещение x_2 центра масс катка 2 относительно

края платформы и перемещение x_3 платформы 3 относительно произвольной неподвижной вертикальной плоскости (рис. 6.16). Обобщенные скорости – скорость $\dot{x}_2$ центра масс катка 2 относительно края платформы и скорость платформы $\dot{x}_3$ относительно неподвижной вертикали. Уравнения Лагранжа II рода, описывающие движение системы:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} \right) - \frac{\partial T}{\partial x_2} = Q_{x_2}, \quad \frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} \right) - \frac{\partial T}{\partial x_3} = Q_{x_3},$$

где T – кинетическая энергия системы; Q_{x_2} , Q_{x_3} – обобщенные силы, соответствующие указанным обобщенным координатам.

Вычислим кинетическую энергию системы как сумму кинетических энергий тел.

Платформа 3 совершает поступательное движение. Кинетическая энергия платформы $T_3 = \frac{P_3}{2g} V_3^2$, где V_3 – скорость платформы, причём, в соответствии с выбором обобщённых координат и скоростей, $V_3 = \dot{x}_3$.

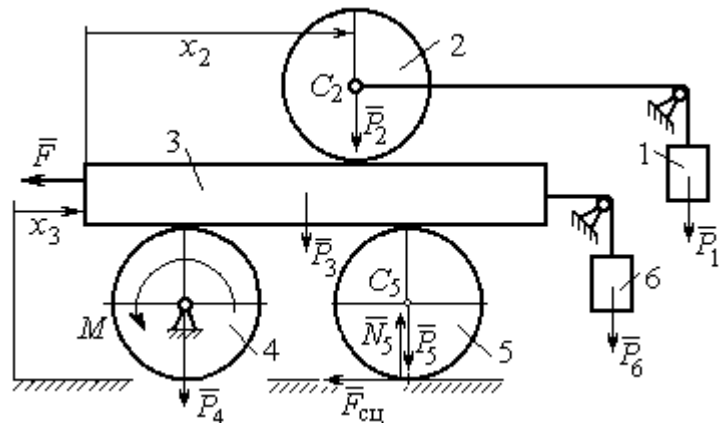


Рис. 6.16. Действующие силы и обобщённые координаты механической системы

Блок 4 вращается вокруг неподвижной оси. Энергия вращательного движения блока $T_4 = \frac{1}{2} J_4 \omega_4^2$, где J_4 , ω_4 – осевой момент инерции блока 4 и его угловая скорость. Угловая скорость блока 4 $\omega_4 = \frac{V_3}{R_4} = \frac{\dot{x}_3}{2r}$.

Каток 5 совершает плоскопараллельное движение, его кинетическая энергия вычисляется по формуле: $T_5 = \frac{1}{2} \frac{P_5}{g} V_{C_5}^2 + \frac{1}{2} J_5 \omega_5^2$, где J_5 – момент инерции катка относительно оси вращения, проходящей через его центр масс; ω_5 , V_{C_5} – угловая скорость и скорость центра масс катка 5. Для определения скорости центра масс

катка 5 заметим, что точка касания катка с платформой имеет скорость, равную скорости платформы, а точка K касания катка с неподвижной горизонтальной поверхностью является его мгновенным центром скоростей. Следовательно, скорость центра катка равна половине скорости платформы: $V_{C_5} = \frac{1}{2}V_3 = \frac{1}{2}\dot{x}_3$. Угловая скорость катка 5 $\omega_5 = \frac{V_3}{2R_5} = \frac{\dot{x}_3}{4r}$ (рис. 6.17, a).

При расчёте кинетической энергии катка 2 необходимо учитывать, что каток

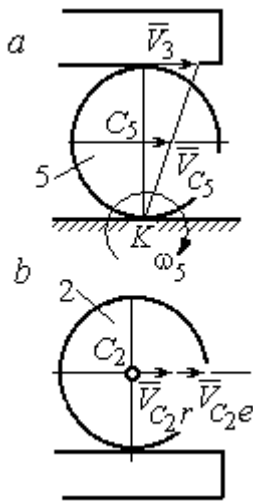


Рис. 6.17. Скорости центров катков 2 и 5

совершает сложное движение. Качение катка по поверхности платформы является относительным движением, перемещение его вместе с платформой – переносным. Абсолютная скорость V_{C_2} центра масс катка 2 представляется в виде векторной суммы $\vec{V}_{C_2} = \vec{V}_{C_2r} + \vec{V}_{C_2e}$ (рис. 6.17, b), где $\vec{V}_{C_2e}$ – вектор переносной скорости катка, равный по модулю скорости платформы, $V_{C_2e} = V_3 = \dot{x}_3$; $\vec{V}_{C_2r}$ – вектор относительной скорости центра масс катка, равный по величине скорости центра масс катка 2

относительно края платформы, $V_{C_2r} = \dot{x}_2$. Модуль абсолютной скорости центра масс катка 2 равен сумме $V_{C_2} = V_{C_2r} + V_{C_2e} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$ (рис. 6.17, b).

Угловая скорость переносного движения катка 2 равна нулю, поскольку переносное движение катка – это поступательное движение платформы. В результате угловая скорость катка 2 равна его угловой скорости в относительном движении: $\omega_2 = \frac{V_{C_2r}}{R_2} = \frac{\dot{x}_2}{2r}$. Кинетическая энергия катка 2 рассчитывается по формуле:

$T_2 = \frac{1}{2} \frac{P_2}{g} V_{C_2}^2 + \frac{1}{2} J_2 \omega_2^2$, где J_2 – осевой момент инерции катка 2; ω_2 – угловая скорость катка; V_{C_2} – абсолютная скорость центра масс катка 2.

Движение грузов 1 и 6 поступательное, их кинетические энергии вычисляются по формулам: $T_1 = \frac{P_1}{2g} V_1^2$, $T_6 = \frac{P_6}{2g} V_6^2$. При этом скорость груза 1 равна абсолютной скорости центра катка 2: $V_1 = V_{C_2} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$, а скорость груза 6 равна скорости платформы: $V_6 = V_3 = \dot{x}_3$.

Выразим кинетическую энергию системы через обобщённые скорости. Ки-

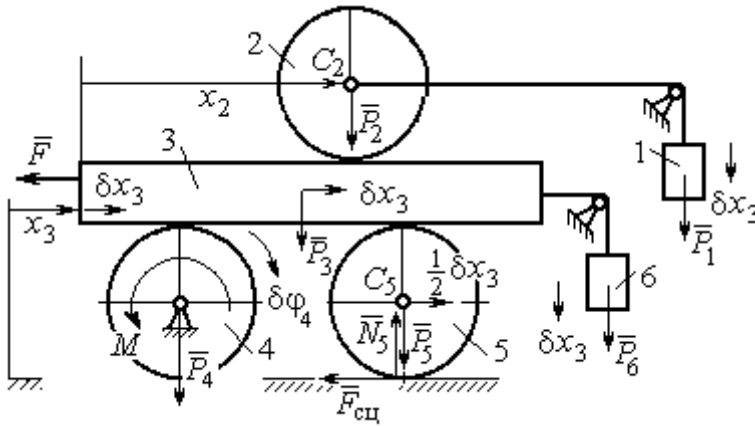


Рис. 6.18. Возможное перемещение системы при вариации обобщённых координат $\delta x_3 > 0$, $\delta x_2 = 0$ где значения скоростей:

$$V_1 = \dot{x}_2 + \dot{x}_3, V_{C_2} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3, \omega_2 = \frac{\dot{x}_2}{2r}, V_3 = \dot{x}_3, \omega_4 = \frac{\dot{x}_3}{2r}, V_{C_5} = \frac{1}{2} \dot{x}_3, \omega_5 = \frac{\dot{x}_3}{4r}, V_6 = \dot{x}_3$$

. Значения осевых моментов инерции катков: $J_2 = \frac{P_2 R_2^2}{2g} = \frac{4Pr^2}{g}$, $J_4 = \frac{P_4 R_4^2}{2g} =$

$$\frac{4Pr^2}{g}, J_5 = \frac{P_5 R_5^2}{2g} = \frac{4Pr^2}{g}. \text{ Подставляя значения скоростей, моментов инерции и}$$

данные задачи, получим выражение кинетической энергии системы в виде

$$\begin{aligned} T &= \frac{P}{2g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_2}{2r} \right)^2 + \frac{3P}{2g} \dot{x}_3^2 + \\ &+ \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{2r} \right)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{2} \right)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{4r} \right)^2 + \frac{P}{2g} \dot{x}_3^2 = \\ &= \frac{1}{2} \frac{P}{g} \dot{x}_2^2 + \frac{3P}{2g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{23P}{8g} \dot{x}_3^2 = \frac{2P}{g} \dot{x}_2^2 + \frac{3P}{g} \dot{x}_2 \dot{x}_3 + \frac{35P}{8g} \dot{x}_3^2. \end{aligned}$$

Дадим системе возможное перемещение по координате x_3 , оставляя координату x_2 без изменения: $\delta x_3 > 0$, $\delta x_2 = 0$ (рис. 6.18). При таком перемещении каток 2

стоит на платформе и движется поступательно вместе с ней. В этом случае работа сил тяжести $\vec{P}_2$, $\vec{P}_5$, $\vec{P}_3$ катков 2, 5 и платформы 3 равна нулю, так как перемещения точек приложения этих сил перпендикулярны векторам сил (см. рис. 6.18). Работа силы тяжести $\vec{P}_4$ равна нулю, так как точка приложения силы лежит на неподвижной оси вращения блока 4.

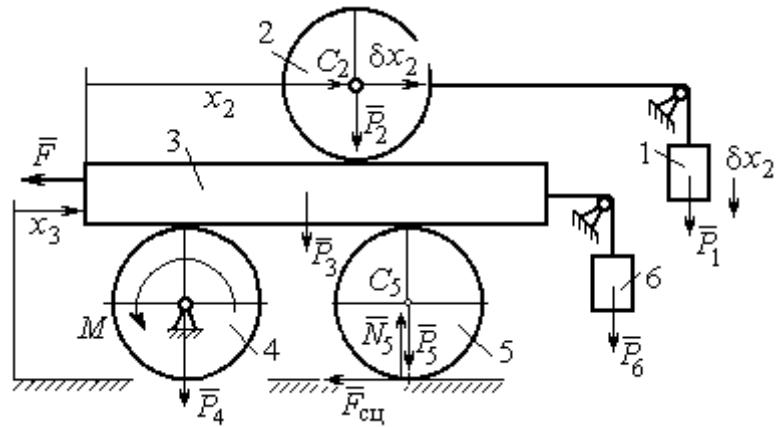


Рис. 6.19. Возможное перемещение системы при вариации обобщённых координат $\delta x_2 > 0$, $\delta x_3 = 0$

Работу будут производить сила $\vec{F}$, пара сил с моментом M и силы тяжести грузов $\vec{P}_1$ и $\vec{P}_6$. Суммарная работа сил на перемещении

δx_3 : $\delta A = -F\delta x_3 - M\delta\varphi_4 + P_1\delta x_3 + P_6\delta x_3$.

Представим полученное ранее соотношение $\omega_4 = \frac{\dot{x}_3}{2r}$ в дифференциальном виде: $d\varphi_4 = \frac{dx_3}{2r}$. Поскольку дифференциалы координат также являются возможными перемещениями, получим нужное соотношение $\delta\varphi_4 = \frac{\delta x_3}{2r}$. Теперь элементарную работу сил на возможном перемещении δx_3 с учётом значений сил можно представить в виде:

$$\delta A = -P\delta x_3 - 3Pr\frac{\delta x_3}{2r} + P\delta x_3 + P\delta x_3 = -\frac{1}{2}P\delta x_3,$$

отсюда обобщённая сила, соответствующая координате x_3 : $Q_{x_3} = -\frac{1}{2}P$.

Дадим системе другое независимое перемещение – по координате x_2 , оставляя координату x_3 без изменения: $\delta x_2 > 0$, $\delta x_3 = 0$ (рис. 6.19).

При этом возможном перемещении вся система стоит, кроме катка 2, который катится по поверхности неподвижной платформы, и груза 1, который опускается вертикально вниз. Работу совершает только сила тяжести груза 1. Выражая

работу в виде $\delta A = P_1 \delta x_2 = P \delta x_2$, найдём обобщённую силу, соответствующую координате x_2 : $Q_{x_2} = P$.

Составим уравнения Лагранжа. С этой целью вычислим частные производные от кинетической энергии по обобщённым скоростям $\dot{x}_3$ и $\dot{x}_2$:

$$\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} = \frac{3P}{g} \dot{x}_2 + \frac{35P}{4g} \dot{x}_3, \quad \frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} = \frac{4P}{g} \dot{x}_2 + \frac{3P}{g} \dot{x}_3$$

и по обобщённым координатам: $\frac{\partial T}{\partial x_3} = 0, \quad \frac{\partial T}{\partial x_4} = 0$.

Определим полные производные по времени от частных производных кинетической энергии по скоростям:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} \right) = \frac{3P}{g} \ddot{x}_2 + \frac{35P}{4g} \ddot{x}_3, \quad \frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} \right) = \frac{4P}{g} \ddot{x}_2 + \frac{3P}{g} \ddot{x}_3.$$

Подставляя результаты расчётов в уравнения Лагранжа с учётом вычисленных значений обобщённых сил, получим систему дифференциальных уравнений, описывающих движение системы в обобщённых координатах:

$$12\ddot{x}_2 + 35\ddot{x}_3 = -2g, \quad 4\ddot{x}_2 + 3\ddot{x}_3 = g.$$

Алгебраическим решением системы служат значения ускорений:

$$\ddot{x}_3 = -\frac{5}{26}g = -0,19g \quad \text{и} \quad \ddot{x}_2 = \frac{41}{104}g = 0,39g.$$

Полученные выражения представляют собой дифференциальные уравнения, проинтегрировав которые дважды с нулевыми начальными условиями (движение началось из состояния покоя), найдём уравнения абсолютного движения платформы и относительного движения центра масс катка 2:

$$x_3 = -0,095gt^2, \quad x_2 = 0,195gt^2.$$

Отрицательное значение координаты x_3 означает, что движение платформы происходит в отрицательном направлении оси x_3 (см. рис. 6.16).

Абсолютное движение центра катка 2 представляется суммой относительного и переносного движений: $x_{C_2} = x_2 + x_3 = 0,1gt^2$.

Уравнение вращательного движения катка 2 находится на основании выражения $\varphi_2 = \frac{1}{R_2} x_2 = \frac{1}{2r} x_2 = 0,097 \frac{gt^2}{r}$. Вращение блока 4 описывается уравнением

$$\varphi_4 = \frac{1}{R_4} x_3 = \frac{1}{2r} x_3 = -0,047 \frac{gt^2}{r}.$$

Движение катка 5 описывается двумя уравнениями: уравнением движения центра масс катка $x_{C_5} = \frac{1}{2} x_3 = -0,047 gt^2$ и уравнением вращательного движения

катка $\varphi_5 = \frac{x_3}{2R_5} = -0,024 \frac{gt^2}{r}.$

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Бать М. И., Джанелидзе Г. Ю., Кельзон А. С. Теоретическая механика в примерах и задачах. Т. 1–2. – СПб.: Лань, 2010.

Бутенин Н. В., Лунц Я. Л., Меркин Д. Р. Курс теоретической механики: в 2-х томах. – М.: Наука, 2009.

Вебер Г. Э., Ляпцев С. А. Лекции по теоретической механике. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008.

Тарг С. М. Краткий курс теоретической механики: учебн. для втузов. – М.: Высшая школа, 2010.

Учебное издание

Евгений Борисович Волков
Юрий Михайлович Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

сборник заданий для расчетно-графических работ

Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов, выполнению практических и контрольных работ

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

для обучающихся специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация № 3

Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Макаров А.Б., профессор, д.г.-м.н.,
Малюгин А.А., доцент, к.г.-м.н.

*Екатеринбург
2020*

Самостоятельная работа студентов в рамках учебного процесса играет важную роль в изучении дисциплины «Месторождения полезных ископаемых», поскольку основными объектами труда горных инженеров-геологов – поисков, разведки являются месторождения полезных ископаемых. Поэтому в процессе обучения у студентов формируются представления о месторождениях полезных ископаемых как геологических объектах, возникающих в процессах формирования и развития земной коры. Главные задачи профессиональной деятельности – разработка научно обоснованных направлений поисковых работ и выбор рациональной методики разведки месторождений полезных ископаемых могут быть успешно решены при условии овладения студентом современных представлений о геологических и физико-химических условиях их формирования. В процессе самостоятельной работы студент получает представление об особенностях строения каждого типа месторождений как модели месторождений, с которым он будет сталкиваться в процессе своей будущей практической деятельности, и сравнивать с ними конкретные объекты. Для этого в рамках самостоятельной работы в первую очередь следует обратить внимание на изучение имеющегося на кафедре каменного материала, характеризующего большую часть типов промышленных месторождений.

Основное содержание дисциплины и объемы самостоятельной работы по разделам дисциплины приведены в таблице

№№ тем	Содержание	Часы по СРС
1	Форма и условия залегания рудных тел	20
2	Структуры и текстуры руд	20
3	Изучение генетических типов месторождений полезных ископаемых	29
4	Подготовка к экзамену	27

Методические указания по организации самостоятельного изучения дисциплины

1. Освоение лекционного курса

Лекции по дисциплине «Месторождения полезных ископаемых» дают главный материал, как по теории, так и по практике исследований генезиса и геолого-промышленных типов месторождений полезных ископаемых. Современные проблемы, рассматриваемые в данной дисциплине, обусловлены как появлением новых теоретических представлений о геологии месторождений, так и их новых промышленных типов. Это требует после

прослушивания лекций обращаться к рекомендуемой литературе для более глубокой проработки соответствующей темы, детального рассмотрения основных терминов, проблемных вопросов и подходов к их решению, а также изучения дополнительного материала по теме для последующего выполнения лабораторных заданий.

После прослушивания лекции необходимо:

- внимательно просмотреть конспект лекции и (используя поля) сделать необходимые пояснения к сокращениям, аббревиатурам, терминам и т.п.;
- используя рекомендованную литературу уяснить проблемные вопросы и подходы к их решению;
- в письменном виде сформулировать вопросы, которые следует задать преподавателю для окончательного усвоения темы лекции;
- следует взять за правило – выполнять работу с конспектом лекций в тот же день, когда лекция прослушана и в памяти еще осталась часть ее содержания.

2. Подготовка, выполнение и оформление практических занятий

Практические занятия расширяют область знаний в изучаемой дисциплине и показывают применение теоретической части в практике исследований, позволяют самостоятельно оперировать знаниями в решении практических задач.

Наиболее важным в этом плане является изучение и закрепление знаний о вещественном составе минерального сырья по методическим указаниям, имеющимся на кафедре ГПР МПИ. Последующим этапом закрепления теоретического материала является изучение новых разрабатываемых месторождений в рамках существующих геолого-промышленных типов и генетической классификации МПИ.

Особое внимание при изучении генетических типов месторождений следует обратить на работу с научной литературой по данной проблематике.

Чтобы лабораторные занятия приносили максимальную пользу, необходимо помнить, что упражнения в решении практических задач, подготовка к занятиям проводятся по прочитанному на лекциях материалу и связаны, как правило, с детальным разбором отдельных разделов лекционного курса. Они вырабатывают навыки самостоятельной творческой работы, развивают мыслительные способности.

В рамках программы изучения дисциплины «Месторождения полезных ископаемых» предусматривается следующая тематика лабораторных работ.

Тема 1. Форма и условия залегания рудных тел.

Цель практических работ – ознакомиться с принципами определения формы рудных тел, изучить геологические разрезы, определить формы рудных тел на реальных геологических разрезах и найти их место в квалификационной таблице; по геологической обстановке на разрезе определить главные факторы, обусловившие форму и место локализации полезного ископаемого.

Места локализации рудных тел и, соответственно, их форма определяется рядом геологических факторов, в частности, условиям образования (эндогенными, экзогенными, или метаморфогенными). Как следствие, при изучении геологических разрезов месторождений, после определения формы рудного тела следует внимательно ознакомиться с геологической обстановкой и попытаться определить, какой из геологических факторов является определяющим: сингенетичность или эпигенетичность руд: отложения или замещения и др.

При выполнении работы следует иметь в виду, что форма природных геологических тел в большинстве случаев далека от идеальной, и при определении названия подбирается наиболее близкий эталон – идеальное геологическое тело.

Тема 2. Структуры и текстуры руд

Цель занятий – ознакомиться с основными структурами и текстурами руд, описать особенности минералогического состава и текстур руд различного генезиса. При изучении образцов необходимо, прежде всего, определить рудные минералы, текстуры, определить тип месторождения по типоморфным текстурам. Для этого используются таблицы «Типы текстур руд» по С.А. Вахромееву (1979).

Тема 3. Изучение генетических типов месторождений полезных ископаемых

Цель практических работ – изучение теоретического и имеющегося в учебных коллекциях каменного материала, изучить парагенетические ассоциации минералов руд, описать имеющиеся в коллекциях образцы руд и определить их место согласно генетической классификации месторождений полезных ископаемых (по В.Ф. Рудницкому, «Основы учения о полезных ископаемых», стр. 46).

Последовательность изучения генетических типов МПИ рекомендуется следующим образом:

- 1). Повторение теоретического материала по лекции, учебным пособиям, консультации с преподавателем, просмотр дополнительной литературы из рекомендованного списка.

- 2). Самостоятельная работа по дополнительному изучению образцов руд из учебных коллекций кафедры.

3). Изучение примеров месторождений данного класса по литературным данным.

4). Проверка усвоения материала по «Вопросам и заданиям для самопроверки» (В.Ф. Рудницкий, «Основы учения о полезных ископаемых», стр. 233-245).

3. Рекомендации по работе с литературой

Изучение учебной и научной литературы является основным видом самостоятельной работы, которая сопровождает весь процесс изучения любой дисциплины. Организацию этой работы следует строить, используя следующие рекомендации:

1. Составить перечень книг, с которыми следует ознакомиться, ориентируясь на источники, содержащие необходимый материал.

2. Систематизировать перечень источников (для экзамена, для написания исследовательских работ).

3. Зафиксировать выходные данные по каждой книге.

4. Установить для себя, какие книги (или какие главы книги) следует прочитать более внимательно, а какие – просмотреть. При этом целесообразно проконсультироваться с преподавателем.

5. Все прочитанные книги, учебники и статьи рекомендуется конспектировать с указанием основных идей автора, наиболее ярких цитат (с указанием страниц источника).

6. На собственных книгах допускается делать на полях 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 – это позволяет экономить время и быстро находить «избранные» места в разных книгах.

7. Рекомендуется широко использовать интернет-источники и базы геологической литературы.

4. Подготовка к экзамену

На экзамене будут оценены полученные в процессе обучения знания (примерный перечень рассматриваемых на экзамене вопросов приведен ниже).

1). Понятие о полезных ископаемых и их месторождениях

2). Вещественный состав руд. Вредные и полезные компоненты. Комплексное использование руд.

3). Минеральный состав руд. Массивные и вкрапленные руды.

4). Рудоконтролирующие структуры.

5). Морфологическая классификация рудных тел. Формы рудных тел.

6). Понятия текстуры и структуры руд. Классификация текстур.

7). Гидротермально-метасоматические изменения вмещающих пород.

- 8). Источники рудного вещества эндогенных месторождений.
- 9). Источники рудного вещества экзогенных месторождений.
100. Причины и способы рудоотложения.
- 11). Раннемагматические месторождения- условия образования полезных ископаемых.
- 12). Позднемагматические месторождения- условия образования полезных ископаемых.
13. Ликвационные месторождения – условия образования и примеры месторождений.
- 14). Пегматиты: условия формирования месторождений, их типы и примеры.
- 15). Карбонатиты. Условия формирования, примеры месторождений.
- 16). Грейзены: факторы их образования, примеры месторождений.
- 17). Скарновые месторождения: условия формирования и примеры.
- 18). Порфировые месторождения: условия формирования и примеры.
- 19).Субвулканические (гидротермально-метасоматические) вулканогенные месторождения
- 20).Гидротермально-осадочные вулканогенные месторождения, условия их формирования и примеры.
- 21). Гидротермальные амагматогенные месторождения, условия формирования и примеры.
- 22). Месторождения выветривания и факторы их формирования.
- 23). Инфильтрационные месторождения.
- 24). Остаточные месторождения.
- 25). Механические месторождения полезных ископаемых и условия их формирования. Россыпные месторождения и их примеры.
- 26). Химические месторождения и условия их формирования.
- 27). Биохимические месторождения и условия их формирования.
- 28). Метаморфогенные месторождения.

Подготовка к экзамену способствует закреплению, углублению и обобщению знаний, получаемых в процессе обучения, а также применению их к решению практических задач. В процессе подготовки к экзамену имеющиеся пробелы в знаниях, углубляются, систематизируются и упорядочиваются знания. На экзамене демонстрируются знания и навыки, приобретенные в процессе обучения по данной дисциплине.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ

а) основная

Рудницкий В. Ф. Основы учения о полезных ископаемых. Учебное пособие.- 3-е издание, исправленное и дополненное - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. -245 с.

б) дополнительная

Попова О.М. Полезные ископаемые: Лабораторный практикум с основами теории.-Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – 97 с.

Рудные месторождения СССР В 3-х томах /под ред. Смирнова В.И., М.: Недра, 1978.

Смирнов В.И. Геология полезных ископаемых. М.: Недра, 1989

Рабочая программа дисциплины Б1.В.03-Основы учения о полезных ископаемых

Интернет ресурсы: Все о геологии <http://www.geo.web.ru>

МИНОБРНАУКИ РФ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

МИНЕРАЛОГИЯ И ПЕТРОГРАФИЯ

Учебно-методическое пособие
по дисциплине для студентов специальности 21.05.03 Технология
геологической разведки

Суставов О. А. Минералогия и петрография. Учебно-методическое пособие по дисциплине для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург: Изд-во УГГУ

В пособии даются сведения о морфологии, химическом составе и свойствах наиболее распространенных минералов, рассматриваются главные магматические, осадочные и метаморфические горные породы. В связи с нефтегазовым профилем специализаций НФ, ГИС, ГИН, РФ, ТТР особое внимание уделено осадочным породам и условиям их образования. Излагаются данные, необходимые для макроскопической диагностики наиболее распространенных минералов и горных пород. Приводится рекомендуемая литература, контрольные задания и контрольные вопросы по рассматриваемой дисциплине. Пособие может быть использовано при проведении аудиторных лабораторных занятий и для самостоятельной работы студентов.

Рецензент – Е. В. Коророва, ст. преподаватель кафедры литологии и геологии горючих ископаемых УГГУ

© Суставов О. А.
© Уральский
государственный
горный университет

ОГЛАВЛЕНИЕ

МИНЕРАЛОГИЯ	4
КРИСТАЛЛЫ МИНЕРАЛОВ И МИНЕРАЛЬНЫЕ АГРЕГАТЫ.....	4
ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ МИНЕРАЛОВ	6
СВОЙСТВА МИНЕРАЛОВ	6
СИСТЕМАТИКА МИНЕРАЛОВ	12
Простые вещества	12
Сернистые соединения	13
Оксиды и гидроксиды.....	13
Галоиды.....	13
Соли кислородных кислот	13
Силикаты	13
НЕКОТОРЫЕ ДИАГНОСТИЧЕСКИЕ ПРИЗНАКИ МИНЕРАЛОВ .	15
Литература	211
Контрольные задания.....	21
Контрольные вопросы	Ошибка! Закладка не определена.2
ПЕТРОГРАФИЯ	23
1. МАГМАТИЧЕСКИЕ ПОРОДЫ	244
Плутонические (интрузивные) породы	288
Вулканические (эффузивные) породы.....	29
Плотность магматических пород.....	32
Литература	33
Контрольные вопросы	33
2. ОСАДОЧНЫЕ ПОРОДЫ	344
Стадии образования осадочных пород	344
Обломочные породы	39
Глинистые породы	422
Хемотропные и биогенные породы	455
Осадочные фации и формации	49
Словарь.....	53
Литература	54
Контрольные вопросы	54
3. МЕТАМОРФИЧЕСКИЕ ПОРОДЫ	55
Регионально-метаморфические породы.....	55
Метасоматические породы.....	59
Литература	60
Контрольные вопросы	60
ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ.....	62

МИНЕРАЛОГИЯ

Минералогия занимается изучением свойств, состава и условий образования минералов. Минерал – химический элемент или химическое соединение, обычно кристаллическое, которое образуется в результате геологических процессов. Именно из минералов состоят объекты исследования геологов и геофизиков. Это одна из старейших и главных наук геологического цикла. Она тесно связана с кристаллографией, физикой и химией. Из них минералогия черпает основные представления о внутреннем атомарном строении минералов, о законах роста и огранения кристаллов, о химических реакциях, возможных при образовании минералов.

КРИСТАЛЛЫ МИНЕРАЛОВ И МИНЕРАЛЬНЫЕ АГРЕГАТЫ

Кристаллы – твердые тела, обладающие упорядоченной атомной структурой и имеющие вследствие этого при определенных условиях форму многогранников.

Признаки кристаллического вещества

Однородность – в любых участках кристаллического вещества все его свойства тождественны.

Анизотропия – зависимость свойств от направления. В кристаллах свойства неодинаковы в непараллельных направлениях (и одинаковы по параллельным направлениям). Например, твердость одной и той же грани в разных направлениях различна. В некоторых случаях это различие можно заметить, царапая в разных направлениях грань кристалла (дистен). Кроме того, неодинакова и твердость разных граней и срезов одного и того же кристалла.

Симметрия – закономерная повторяемость в расположении отдельных частей кристалла на плоскости или в пространстве.

Образование кристаллов

Кристаллы минералов могут возникать в газовой, жидкой и твердой среде.

Жидкие среды минералообразования: *магма* – высокотемпературный раствор-расплав, *водные растворы* – гидротермальные и поверхностные (грунтовые, карстовые, почвенные, озерные, морские воды).

Кристаллы зарождаются и начинают расти при достижении критического пересыщения среды веществом будущих кристаллов. Это часто происходит в результате падения температуры (кристаллизация магматических расплавов) или за счет испарения растворителя (при испарении рассолов в озерах и лагунах кристаллизуются галит, сильвин, гипс, ангидрит). Примером

кристаллизации в твердой среде является рост ограненных кристаллов пирита и других минералов внутри горных пород.

После своего возникновения кристаллы минералов в ходе геологической истории могут подвергаться различным преобразованиям, в том числе:

механическим деформациям (хрупким – дроблению с образованием обломков кристаллов, или пластическим – например, сплющиванию, изгибанию и т. п.);

химическим изменениям – например, на месте пирита FeS_2 при выветривании может возникать лимонит $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$;

радиоогенным изменениям – например, кварц под действием радиоактивного облучения нередко приобретает дымчатую окраску.

Облик кристаллов

Облик – общий вид кристалла минерала; характеризует развитие кристалла (ограненного или неограненного) по трем взаимно перпендикулярным направлениям:

1) *изометрический* - примерно одинаковые размеры по трем взаимно перпендикулярным направлениям (кристаллы пирита, граната);

2) *вытянутый по двум направлениям* - таблитчатый, пластинчатый, чешуйчатый (кристаллы слюды);

3) *вытянутый в одном направлении* - столбчатый, призматический, игольчатый, волокнистый, шестоватый (кристаллы актинолита, турмалина).

Строение минеральных агрегатов

Минералы чаще встречаются не отдельными кристаллами, а образуют различные скопления, называемые минеральными агрегатами.

По величине зерен агрегаты подразделяются на *плотные* (зерна на глаз неразличимы), *мелкозернистые* (зерна менее 1 мм, но различимы на глаз), *среднезернистые* (1-5 мм), *крупнозернистые* (5-20 мм), *гигантозернистые* (зерна крупнее 20 мм в поперечнике).

По форме выделяют *чешуйчатые, игольчатые, шестоватые, волокнистые* агрегаты. Шестоватые агрегаты состоят из вытянутых кристаллов, расположенных параллельно или почти параллельно друг другу.

Кроме того, выделяют:

друзы - совокупности кристаллов, прикрепленных к общему основанию;

конкреции - образования округлой формы, иногда радиально-лучистого строения, рост которых происходил от центра к периферии;

жеоды (например, жеода лимонита у входа в ИГГ);

натечные агрегаты - образуются за счет обволакивания стенок пустот минеральным веществом с образованием гроздьевидных, сталактитовых, почковидных форм.

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ МИНЕРАЛОВ

Минералы не являются химически чистыми веществами. В них всегда входят различные структурные химические примеси. В некоторых минералах количество таких примесей незначительно – их называют минералами постоянного состава (например, кварц, пирит, галит), тогда как в большинстве минералов содержание примесей достаточно высокое и непостоянное – это минералы переменного состава.

Изоморфизм – способность химических элементов (атомов, ионов) замещать друг друга в минералах.

Изовалентный изоморфизм – взаимное замещение ионов одинаковой валентности.

Например, в кристаллической структуре оливина $(\text{Mg, Fe})_2[\text{SiO}_4]$ ионы Mg^{2+} могут замещаться на ионы Fe^{2+} . Здесь замещение Mg^{2+} на Fe^{2+} происходит в любых количественных соотношениях – *совершенный*, или *неограниченный* изоморфизм. Минерал оливин можно представить как *изоморфную смесь* $\text{Mg}_2[\text{SiO}_4]$ и $\text{Fe}_2[\text{SiO}_4]$.

При *ограниченном* изоморфизме (например, в рубине – разновидности корунда Al_2O_3 , в которой 0,05 % ионов Al^{3+} замещено на Cr^{3+}) замещающий элемент (в данном случае Cr) называется *изоморфной примесью*.

От вхождения изоморфных примесей зависят свойства минералов: например, чистый сфалерит ZnS прозрачен и бесцветен, а при частичном замещении Zn^{2+} на Fe^{2+} минерал приобретает бурый цвет. В сфалерите могут быть различные изоморфные примеси, в том числе, например, нередко имеется изоморфная примесь индия. Поэтому при обнаружении сфалеритовых руд их нужно опробовать на индий, который из этих руд в основном и добывается.

Гетеровалентный изоморфизм – взаимное замещение ионов разной валентности. Осуществляется с сохранением электронейтральности (сумма зарядов замещаемых ионов должна быть равна сумме зарядов замещающих ионов). Например, в плагиоклазах имеет место совершенный гетеровалентный изоморфизм с замещением $\text{Na}^{1+} + \text{Si}^{4+}$ на $\text{Ca}^{2+} + \text{Al}^{3+}$. В связи с этим плагиоклазы представляют собой изоморфные смеси альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ и анортита $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$.

Аметист – разновидность кварца SiO_2 , в котором доли процента атомов Si^{4+} замещены на $\text{Fe}^{3+} + \text{K}^{1+}$ (несовершенный гетеровалентный изоморфизм).

СВОЙСТВА МИНЕРАЛОВ

Плотность

Чем больше атомные веса химических элементов, составляющих минерал, тем обычно больше плотность минерала – тяжелые минералы состоят из элементов, располагающихся в нижней части таблицы Д. И. Менделеева.

Грубая оценка плотности состоит в отнесении минерала к одной из категорий - легких (плотность менее $2,5 \text{ г/см}^3$), средних ($2,5-4 \text{ г/см}^3$) или тяжелых (более 4 г/см^3). Такое определение требует навыка и производится прикидкой на руке тяжести данного минерала по сравнению с каким-либо известным. Для этого нужно, чтобы образец был достаточно крупным и состоял в значительной своей части из испытуемого минерала.

Определение плотности крупных образцов минералов может проводиться методом гидростатического взвешивания. При этом образец подвешивается к коромыслу весов на тонкой нити и производится определение массы образца на воздухе и в воде (образец на нити опускается в емкость с водой). Величина плотности минерала вычисляется как отношение массы образца на воздухе к разности масс на воздухе и в воде.

Минералы переменного состава имеют непостоянную плотность. Например, плотность плагиоклазов изменяется от $2,61$ (альбит $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$) до $2,77 \text{ г/см}^3$ (анортит $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$). Возрастание плотности происходит строго пропорционально увеличению количества анортитового компонента в плагиоклазе.

Входящие в состав минералов анионы (OH , F) и молекулы воды понижают плотность минералов.

Минералы одинакового состава с разной степенью компактности кристаллической структуры имеют разную плотность: например, алмаз - $3,5$, графит - $2,2 \text{ г/см}^3$.

Спайность

Спайность - способность минералов раскалываться по определенным кристаллографическим направлениям с образованием плоских зеркальных поверхностей (плоскостей спайности - рис. 1, 2).

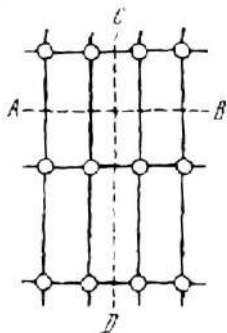


Рис. 1. Спайность по AB проявлена в кристаллической решетке сильнее, чем по CD (по А. Г. Булаху)

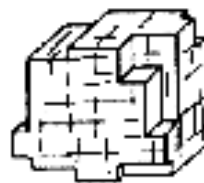


Рис. 2. Спайность по кубу у галенита (по А. Г. Булаху)

Выделяют следующие виды спайности:

весьма совершенная - кристалл легко раскалывается на тонкие гладкие листочки, его трудно разделить в другом направлении (слюды, тальк);

совершенная - поверхности менее гладкие, образуются при большом механическом усилии (раскалывании); наряду со спайными поверхностями может наблюдаться излом (ортоклаз, кальцит);

несовершенная - поверхности спайности отсутствуют или обнаруживаются с трудом (кварц, нефелин).

От естественных граней кристаллов плоскости спайности отличаются тем, что естественную грань можно отбить и она не повторится, а плоскости спайности можно получать многократно - раскалывая кристалл, пока позволяют его размеры. Плоскости спайности более гладкие и совершенные, чем естественные грани (последние могут иметь штриховку, следы растворения и т. д.).

Спайность может быть проявлена по одному (слюда, гипс), двум (ортоклаз, амфиболы, пироксены), трем (галит, галенит, кальцит) и большому числу направлений.

Твердость

Твердость определяется в единицах шкалы Мооса (1822):

1. <i>Тальк</i>	6. <i>Ортоклаз</i>
2. <i>Гипс</i>	7. <i>Кварц</i>
3. <i>Кальцит</i>	8. <i>Топаз</i>
4. <i>Флюорит</i>	9. <i>Корунд</i>
5. <i>Апатит</i>	10. <i>Алмаз</i>

В дополнение к минералам шкалы Мооса при определении твердости можно использовать ноготь, твердость которого немного выше 2, и стекло - 5,5. Минералы с твердостью 1 пишут по бумаге, не царапая ее.

Твердость определяется методом царапания: более твердый минерал оставляет царапину на более мягком (отличать царапину от порошковатого следа, который дает менее твердый минерал на более твердом - в отличие от царапины такой след легко стереть).

Сначала образец минерала царапают стеклом и устанавливают его примерную твердость. Затем берется эталонный минерал из шкалы Мооса, имеющий твердость, близкую к предполагаемой. При равенстве твердости минерала и эталона они оставляют царапины друг на друге. Если минерал на одном из соседних эталонов оставляет царапину, а на другом нет, то твердость минерала считается по менее твердому эталону с добавлением 0,5 (например, если минералом можно царапать гипс и нельзя кальцит, то его твердость 2,5).

При некотором навыке твердость можно определять с помощью только стекла - сопоставляя глубину царапины и прилагаемую силу.

Хрупкость, ковкость

Хрупким называется минерал, который крошится при проведении царапины на его поверхности. Под ковкостью понимается притупление острых

краев минерала при ударе молотком. При царапании ковкого минерала на его поверхности получается гладкий блестящий след. Наиболее ярко ковкость проявлена у самородных металлов, например, у золота, зерна которого на наковальне расплющиваются молотком в тонкие пластинки.

Магнитные свойства

Магнитные свойства минералов определяются магнитными свойствами атомов и магнитной структурой минералов (расположением и взаимодействием атомов). Особенно четко магнитность, т. е. способность намагничиваться в магнитном поле, проявлена у ионов Fe^{3+} , Mn^{2+} , Fe^{2+} и некоторых других.

Диамагнитные минералы обладают незначительной отрицательной магнитной восприимчивостью, слегка отталкиваются магнитом (кальцит, галит).

Парамагнитные минералы характеризуются положительной магнитной восприимчивостью, притягиваются мощными электромагнитами (биотит, пироксены и другие минералы, особенно железосодержащие).

Ферромагнитные минералы имеют наиболее высокую магнитную восприимчивость (на несколько порядков выше, чем у парамагнитных минералов) и в мелких обломках притягиваются подковообразным магнитом (магнетит $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, пирротин FeS , слабее ильменит FeTiO_3 , гематит Fe_2O_3). Магнетит в древности использовался в необработанном виде как компас.

При испытании на магнитность кусочек испытуемого минерала измельчают ударом молотка, после чего к полученному порошку подводят магнит. О магнитности судят по тому, притягиваются или не притягиваются зерна минерала к магниту. Обычным подковообразным магнитом притягиваются зерна наиболее сильно магнитных минералов - магнетита, пирротина. Кроме того, образцы этих минералов отклоняют стрелку поднесенного к ним компаса.

Электрические свойства

Электропроводность минералов изменяется в широких пределах – от лучших проводников (серебро) до лучших изоляторов (мусковит). Удельное электрическое сопротивление зависит от направления в кристалле (например, у кварца в одном направлении $2 \cdot 10^{14}$, а в другом – $2 \cdot 10^{16}$ ом/см) и от наличия примесей (например, в связи с этим светлоокрашенный касситерит не проводит электричества, а темный – проводит).

Деление минералов по электропроводности:

проводники – минералы с металлической связью, например, самородная медь, самородное железо;

полупроводники – некоторые сульфиды и оксиды, преимущественно с ковалентной химической связью; в некоторых полупроводниках повышение температуры на 100° увеличивает электропроводность до 50 раз;

диэлектрики – большинство минералов (например, кварц, полевые шпаты и др.), в том числе минералы с ионной химической связью.

Пьезоэлектрический эффект – электризация кристалла при сжатии или растяжении (кварц). У кварца сжатие кристалла в определенном направлении приводит к смещению ионов Si^{4+} и O^{2-} с появлением разноименных зарядов на поверхности, перпендикулярной направлению сжатия (рис. 3).

Имеется и обратный пьезоэлектрический эффект – кристалл, помещенный в электрическое поле, сжимается или растягивается (в переменном электрическом поле – вибрирует). Наличие пьезоэлектрического эффекта и почти совершенная упругость кварца (кристалл кварца может совершать до 10^5 колебаний в секунду) позволяют использовать этот минерал для стабилизации частот в радиоаппаратуре (пьезокварц). При этом природный кварц используется в наиболее ответственных радиотехнических устройствах, а в рядовых случаях применяются имеющие несколько более низкое качество кристаллы синтетического кварца (ежегодно в мире для этой цели выращивается более 1000 т кристаллов искусственного кварца).

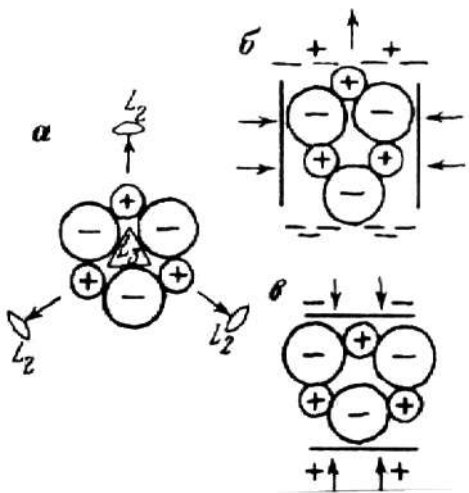


Рис. 3. Схема структуры кварца (а) и возникновения пьезоэлектрического эффекта (б, в); по А. Г. Булаху

Блеск

Термин "блеск" относится к виду поверхности минерала в отраженном свете. Выделяют два главных различимых на глаз вида блеска – металлический и неметаллический.

Минералы, поверхность которых отражает наибольшее количество света, имеют металлический блеск. Такие минералы непрозрачны и дают черную или очень темную черту (галенит, пирит, халькопирит).

Неметаллический блеск подразделяется по мере уменьшения количества отражаемого света:

- а) алмазный – очень сильный, например, у сфалерита;
- б) стеклянный – подобный отражению света от стекла, например, у кварца;
- в) жирный – менее интенсивный, чем стеклянный: минерал выглядит, как будто его поверхность покрыта тонким слоем масла; возникает при рассеянии света микроскопическими неровностями поверхности, например, у талька;
- г) матовый – главным образом у землистых минералов, например, у каолинита.

Минералы со стеклянным блеском в целом светлоокрашены и относительно прозрачны, по крайней мере в тонких сколах; черта минералов со стеклянным блеском светлоокрашенная.

Цвет, черта

Цвет минералов определяется их химическим составом, кристаллической структурой и примесями.

Некоторые ионы, придающие минералам определенный цвет: Fe^{3+} - бурый (лимонит), Fe^{2+} - зеленый (актинолит), $\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+}$ - черный (магнетит), Cu^{2+} - зеленый (малахит), синий (азурит), Cr^{3+} - красный (рубин), зеленый (изумруд).

Минералам с неметаллическим блеском часто свойственна переменная окраска - например, флюорит бывает бесцветным, желтым, розовым, зеленым, фиолетовым. Окраска таких минералов может быть обусловлена как химическим составом, так и дефектами кристаллической структуры (фиолетовый флюорит, синий галит, дымчатый и черный кварц). Так, синяя окраска галита возникает при замещении в его кристаллической решетке части ионов Na^{1+} на нейтральные атомы Na.

Цвет минерала, имеющего металлический блеск, следует определять на поверхности свежего излома - такие минералы на воздухе нередко покрываются тончайшей пленкой продуктов окисления (так называемой побежалостью), имеющей иную окраску, чем сам минерал.

На окраску минерала оказывает влияние степень его дисперсности: пирит в достаточно крупных кристаллах соломенно-желтый, в порошке - черный; гематит в крупных зернах черный, в порошке - вишнево-красный. Цвет порошка минерала определяется путем прочерчивания минералом по неглазированной фарфоровой пластинке (по «черте» минерала). Фарфор употребляется потому, что он имеет сравнительно большую твердость (около 6), шероховатую поверхность, на которой остается порошок минерала, и белый цвет - фон, на котором хорошо различимы цветовые оттенки. Цвет черты, как правило, более постоянен, чем цвет самого минерала, и поэтому является важным признаком при идентификации.

Минералы с металлическим блеском дают черную или темноокрашенную черту, а минералы без металлического блеска - белую или светлоокрашенную черту. Землистые и тонкозернистые разновидности минералов имеют цвет, сходный с цветом черты.

Люминесценция

Люминесценция - это способность кристаллов светиться при нагревании (флюорит), под действием ультрафиолетовых (шеелит, кальцит), рентгеновских (алмаз - люминесцирует ярким голубым или желтым цветом, на чем основан способ его выявления в массе дробленной породы на ленте транспортера на обогатительных фабриках) и других лучей.

СИСТЕМАТИКА МИНЕРАЛОВ

В настоящее время известно более 4000 минералов и каждый год открывается несколько десятков новых минералов. Точная диагностика минералов производится с использованием химического и спектрального анализов, лазерного и рентгеноспектрального микроанализов, рентгеноструктурного и ряда других методов.

В основу классификации минералов положены их химический состав и кристаллическая структура.

Простые вещества

Золото, платина, алмаз, графит, сера.

Золото. Пробность (проба) золота – содержание чистого Au, в ‰ (в десятых долях процента). Наиболее распространенная примесь в золоте – серебро. Чем выше пробность, тем золото имеет более желтый оттенок окраски. Характерным признаком золота является его ковкость – стальная игла оставляет на золоте блестящую царапину.

Старейшее в России коренное месторождение золота – Березовское (к востоку от Екатеринбурга, открыто в 1745 г.); за время эксплуатации на нем добыто около 130 тонн золота. На этом месторождении золото преимущественно невидимое на глаз – оно находится главным образом в приуроченных к кварцевым жилам сульфидах (чаще всего в пирите) в виде зерен размерами в сотые доли миллиметра. На обогатительной фабрике из руды получают обогащенный сульфидами концентрат, из которого золото извлекается химическим путем. В настоящее время эксплуатация ведется на глубине 314 – 512 метров, а промышленное оруденение прослежено до глубины 1,1 – 1,2 км.

Всего в мире в 2000 г. добыто 2544 т золота. Самое крупное в мире месторождение золота – Витватерсранд (Южная Африка).

В России в настоящее время золото добывается преимущественно из россыпей (промывкой рыхлых отложений, главным образом песков).

Алмаз. Является одним из самых дорогих драгоценных камней, а также используется в технических целях - для изготовления буровых коронок, сверл, абразивных материалов и т. п. Технические алмазы составляют 75-80 % от общей добычи алмазов. На технические цели обычно идут непригодные для ювелирного дела алмазы, а также искусственные алмазы, которые в достаточно больших количествах производят во многих странах.

К настоящему времени в мире добыто более 500 т алмазов, из них около трети – за последние 25 лет. 10 % кристаллов алмазов имеют форму правильных многогранников, а остальные представляют собой кристаллы несовершенной формы и обломки.

Наиболее крупные месторождения алмазов находятся в Южной Африке. В России начало открытию коренных месторождений алмазов было положено в 1940 г., когда геолог В. С. Соболев установил, что территория Западной Якутии сходна по геологическому строению с Южно-Африканской платформой и сделал вывод, что алмазы следует искать именно здесь.

Планомерное изучение территории Западной Якутии на алмазы началось с 1945 г. При этом обычные методы поисков долгое время не приводили к обнаружению месторождений алмазов. В 1953 г. молодой геолог Л. Попугаева в ходе проведения поисковых работ нашла кристаллики красного минерала - граната на дне у берега одного из ручьев. Во время камеральной обработки их случайно увидел минералог, профессор Ленинградского университета А. А. Кухаренко. Он сразу определил, что это пироп -

разновидность гранатов, являющаяся в Южной Африке спутником алмазов. То есть по нему нужно искать алмазы и в Якутии.

В 1954 г. Л. Попугаева промывала пески в ручьях, ориентируясь на пироп. В одном из ручьев этот минерал привел ее к косе, где была найдена галька зеленоватой породы с кристаллами пироба, а затем выше по склону, на водоразделе – содержащие алмазы коренные выходы подобной породы. Так было обнаружено первое местонахождение алмазов (алмазная трубка). После этого поиски алмазов по пиробу (минералогический метод поисков) стали общепринятыми и таким путем были обнаружены десятки алмазных трубок. Из геофизических методов при поисках алмазов начали использовать методы магниторазведки.

Наряду с якутскими месторождениями алмазов, в 1979 г. была выявлена Архангельская алмазоносная провинция. Она была открыта на основании находки при промывке песков в реках и ручьях на обширной изученной территории всего лишь двух зерен пироба. Вокруг мест находки каждого из этих зерен на карте описали круг радиусом 11 км (при переносе с речным песком на 10 км зерна пироба полностью истираются, т. е. коренной источник не может быть удален от места находки пироба на расстояние более 10 км), и внутри каждого круга провели очень детальную и чувствительную магнитную съемку, которая и выявила ряд алмазных трубок.

Сернистые соединения

Пирит, арсенопирит, пирротин, халькопирит, галенит, антимонит, сфалерит, киноварь.

Оксиды и гидроксиды

Магнетит, гематит, хромит, пиролюзит, рутил, корунд, лимонит.

Галоиды

Галит, сильвин, флюорит.

Соли кислородных кислот

А) карбонаты: *кальцит, доломит, магнезит, сидерит, малахит.*

Б) фосфаты: *апатит.*

В) сульфаты: *гипс, ангидрит, барит.*

Г) вольфраматы: *вольфрамит, шеелит.*

Галоиды, сульфаты, карбонаты легко растворимы и определяют солевой состав подземных вод и наличие ряда примесей в нефти.

Силикаты

Силикаты - это наиболее многочисленный класс минералов - на их долю приходится около половины всех известных минералов. Силикаты составляют до 95 % объема земной коры.

Рентгеноструктурным анализом (Брэгг, 1937) показано, что основой кристаллической структуры силикатов является кремнекислородный тетраэдр $[\text{SiO}_4]^{4-}$. Силикаты, в которых часть Si^{4+} в кремнекислородных тетраэдрах замещена на Al^{3+} , – алюмосиликаты.

Островные силикаты – с изолированными кремнекислородными тетраэдрами в кристаллической структуре: *оливин, гранаты, топаз, эпидот, циркон, берилл, турмалин.*

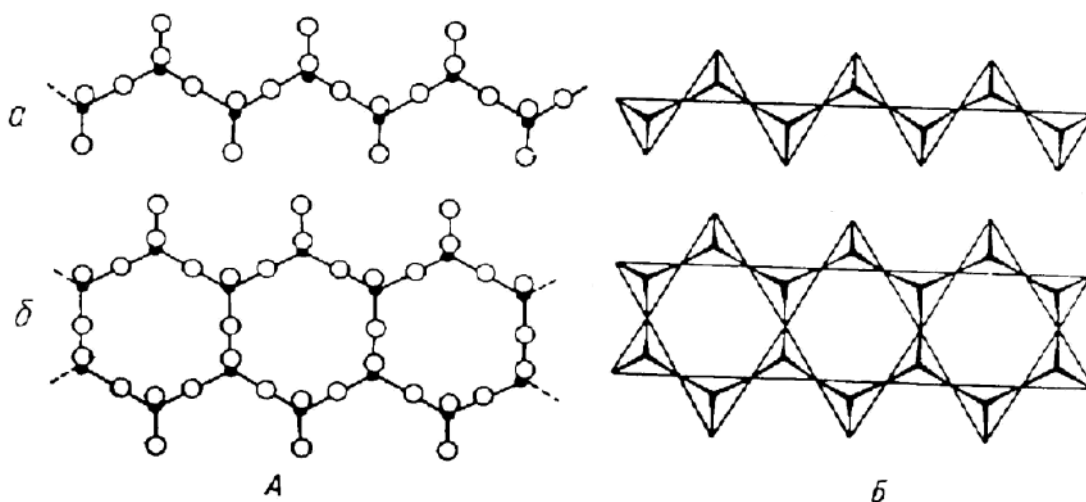


Рис. 4. Одинарная кремнекислородная цепочка $[\text{Si}_2\text{O}_6]^{4-}$ (а, пироксены) и вдвоенная кремнекислородная цепочка $[\text{Si}_4\text{O}_{11}]^{6-}$ (б, амфиболы). А – разреженная модель, Б – модель из кремнекислородных тетраэдров

Цепочечные силикаты: пироксены, амфиболы (актинолит, роговая обманка).

Слоистые силикаты: тальк, слюды (мусковит, биотит, серицит), хлорит, серпентин (хризотил-асбест), глинистые минералы (каолинит, гидрослюда, монтмориллонит).

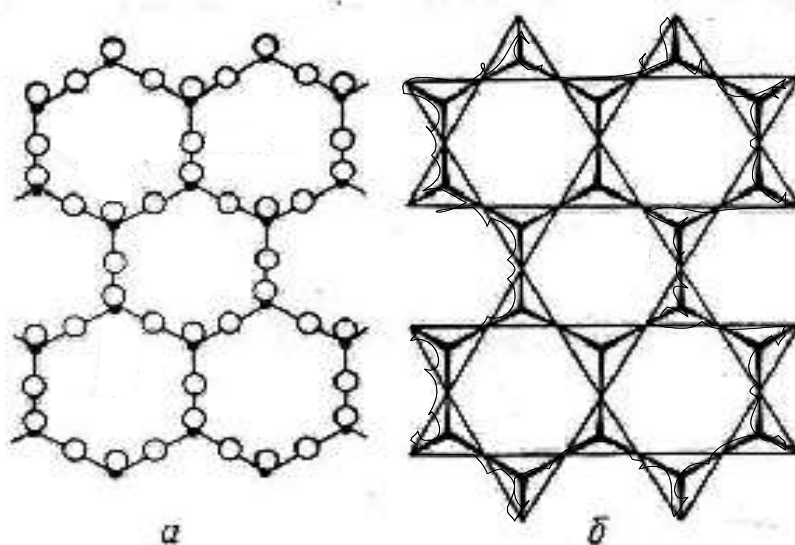


Рис. 5. Кремнекислородный лист $[\text{Si}_4\text{O}_{10}]^{4-}$: а – разреженная модель; б – в тетраэдрах

Каркасные силикаты – кремнекислородные тетраэдры в кристаллической решетке соединены друг с другом общими вершинными атомами кислорода, образуя трехмерную структуру (каркас) с достаточно большими пустотами. *Кварц, халцедон. Полевые шпаты - калиевые (ортоклаз, микроклин) и плагиоклазы (альбит, анортит), нефелин.*

НЕКОТОРЫЕ ДИАГНОСТИЧЕСКИЕ ПРИЗНАКИ МИНЕРАЛОВ

Название минерала, химическая формула	Цвет	Твердость	Плотность	Другие свойства
Простые вещества				
Золото Au	Желтый	2,5-3	15,6-19,2	Ковкость
Платина Pt	Серый	4-4,5	15-19	Ковкость
Алмаз C	Бесцветный	10	3,5-3,6	Люминесцирует в ультрафиолетовых и рентгеновских лучах
Графит C	Серый	1	2,1-2,2	Жирный на ощупь, пачкает руки, пишет на бумаге
Сера S	Желтый	1,5-2	2,0-2,1	Хрупкость
Сернистые соединения				
Молибденит MoS ₂	Светло-серый	1	4,7-4,8	Чешуйчатый
Антимонит Sb ₂ S ₃	Серый	2		Игольчатый
Галенит PbS	Серый	2,5-3	7,4-7,6	Спайность совершенная
Арсенопирит FeAsS	Серый	5,5-6,0		
Халькопирит CuFeS ₂	Латунно-желтый	3-4		
Пирротин FeS	Бронзово-желтый	3.5-4.5		Магнитен
Пирит FeS ₂	Светло-желтый	6-6,5		Черта черная, нередко кристаллы в форме куба
Сфалерит ZnS	Бурый и др.	3,5-4,0		Черта бурая
Кйноварь HgS	Красный	2,5	8,1	

Название минерала, химическая формула	Облик кристаллов, строение агрегата	Цвет	Черта	Твердость	Другие свойства
Оксиды и гидроксиды					
Пирролюзит MnO_2	Землистый Плотный	Черный	Черная		Землистые разности пачкают руки
Магнетит $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$		Черный	Черная	5-6	Магнитен
Ильменит FeTiO_3		Черный	Черная бурая	5-6	
Лимонит (полиминеральная смесь примерного состава $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$)	Плотный, натечный, охристый	Бурый, черный	Бурая	1-5,0	
Гематит Fe_2O_3	Пластинчатый, плотный	Черный, серый	Красно- бурая	5,5-6	
Хромит FeCr_2O_4		Черный	Бурая	5,5-7,5	
Опал $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	Плотный, натечный	Белый и др.		5-6	
Рутил TiO_2	Игольчатый	Красный Черный		6,5	
Корунд Al_2O_3		Серый		9	
Галоиды					
Галит NaCl		Бесцветный		2-2,5	Растворяется в воде, соленый на вкус
Сильвин KCl		Белый		2,0	Растворяется в воде, горьковатый на вкус
Флюорит CaF_2		Бесцветный, фиолетовый, зеленый		4	

Название минерала, химическая формула	Цвет	Твердость	Спайность	Другие свойства
Соли кислородных кислот:				
а) карбонаты				
Кальцит CaCO_3	Бесцветный, белый	3,0	Совершенная	Вскипает от капли соляной кислоты
Доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	Бесцветный, белый, серый	3,5-4	Совершенная	Реагирует с соляной кислотой в порошке
Магнезит MgCO_3	Бесцветный, белый, серый	4-4,5	Совершенная	Не реагирует с холодной соляной кислотой
Сидерит FeCO_3	Бурый, серый	3,5-4,5	Совершенная	Плотность 3,9
Малахит $\text{Cu}(\text{CO}_3) \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	Зеленый	3,5		Вскипает от капли соляной кислоты
б) фосфаты				
Апатит $\text{Ca}_5[\text{PO}_4]_3(\text{F}, \text{Cl})$	Бесцветный, зеленый, голубой	5	Несовершенная	Призматический
в) сульфаты				
Гипс $\text{Ca}[\text{SO}_4] \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	Бесцветный, белый	2	Весьма совершенная	Плотность 2,3
Ангидрит CaSO_4	Голубовато-серый	3,5	Совершенная	
Барит BaSO_4	Белый	3-3,5	Совершенная	Плотность 4,5
г) вольфраматы				
Вольфрамит $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$	Черный, бурый	4,5-5,5	Совершенная	Плотность 6,7-7,5 черта бурая

Название минерала, химическая формула	Облик кристаллов Строение агрегата	Цвет	Твердость	Спайность	Другие свойства
Силикаты: а) островные					
Оливин (Mg, Fe) ₂ [SiO ₄]	Зернистый	Зеленый черный	6,5-7	Несовершенная	Бурая корка выветривания
Гранаты T ₃ R ₂ [SiO ₄] ₃ (T=Mg, Fe, Ca R=Al, Fe, Cr)	Изометрический	Бурый	6,5-7,5	Отсутствует	
Топаз Al ₂ [SiO ₄](F, OH) ₂		Бесцветный	8	Совершенная	
Эпидот Ca ₃ (Al,Fe) ₂ [SiO ₄] · [Si ₂ O ₇] O(OH)	Призматический	Желтовато-зеленый	6-6,5	Совершенная	
Циркон Zr[SiO ₄]	Призматический	Бурый	7-7,5		Иногда радиоактивен
Берилл Be ₃ Al ₂ [Si ₆ O ₁₈]	Призматический	Зеленоватый, желтоватый	7,5-8	Несовершенная	Шестиугольная форма сечений кристаллов
Турмалин NaFe ₃ Al ₆ [Si ₆ O ₁₈]· [BO ₃] ₃ (OH) ₄	Игольчатый	Черный	7-7,5	Отсутствует	
б) цепочечные					
Пироксены R ₂ [Si ₂ O ₆] (R=Mg, Fe, Ca, Na, Al)	Призматический (часто короткопризматический)	Темно-зеленый, черный	5-6,5	Совершенная по 2 направлениям под углом 87°	

Название минерала, химическая формула	Облик кристал- лов, строение агрегата	Цвет	Твер- дость	Спайность	Другие свойства
Амфиболы: $R_7[Si_4O_{11}]_2(OH)_2$ (R=Na, Mg, Ca, Fe) актинолит роговая обманка	Призма- тические	Зеленый Черный	5,5-6	Совершен- ная по 2 направле- ниям под углом 124°	Игольчатый
в) слоистые					
Тальк $Mg_3[Si_4O_{10}](OH)_2$	Чешуй- чатый	Белый светло- зеленый	1	Весьма совер- шенная	Жирный наощупь
Слюды: мусковит $KAl_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2$ биотит $K(Mg, Fe)_3[AlSi_3O_{10}](OH)_2$	Чешуйча- тый	Бесцвет- ный Черный, бурый	2-2,5 2,5-3	Весьма совер- шенная	
Хлорит $R_n[T_2O_5](OH)_8$ (R=Mg, Al, Fe, T=Si, Al, Fe)	Чешуй- чатый	Зеленый	2-2,5	Весьма совер- шенная	
Серпентин $Mg_6[Si_4O_{10}](OH)_8$ Хризотил-асбест $Mg_6[Si_4O_{10}](OH)_8$	Волок- нистый	Зеленый Белый, зеленый	3-4 2,5		Жирный блеск Расщепляет- ся на тонкие волокна

Название минерала, химическая формула	Облик кристал- лов, строение агрегата	Цвет	Твер- дость	Спайность	Другие свойства
Глинистые минералы: каолинит $Al_2[Si_2O_5](OH)_4$ монтмориллонит $(Al,Mg)_2[Si_4O_{10}](OH)_2 \cdot nH_2O$ гидрослюда $K_{0,65}Al_2[Al_{0,65}Si_{3,35}O_{10}](OH)_2$	Землистые, плотные, с водой становятся пластичными	Белый и др.	2-2,5		При смачивании водой увеличивается в объеме
г) каркасные					
Кварц SiO_2	Зернистый	Белый и др.	7	Отсутствует	Плотность 2,6
Халцедон SiO_2	Скрытозернистый	Белый и др.	7	Отсутствует	Полосчатый - агат
Полевые шпаты: калиевые (ортоклаз, микроклин) $K[AlSi_3O_8]$ плаггиоклазы (альбит, анортит) $Na[AlSi_3O_8]$, $Ca[Al_2Si_2O_8]$	Зернистый	Белый, серый, бурый, красный	6	Совершенная по 2 направлениям под прямым углом	Плотность 2,6-2,8
Нефелин $Na_3K[AlSi_3O_8]$		Серый, серо-зеленый	5,5-6	Отсутствует	

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

Миловский А. В. Минералогия и петрография. М., Недра, 1979.

Булах А. Г. Минералогия с основами кристаллографии. М., Недра, 1989.

Дополнительная:

Булах А. Г. Общая минералогия. Изд. СПб ун-та, 1999.

Лазаренко Е. К. Курс минералогии. М., Высшая школа. 1971.

КОНТРОЛЬНЫЕ ЗАДАНИЯ

Студентами заочной формы обучения содержание дисциплины осваивается путем самостоятельной проработки рекомендованной литературы и изучения коллекционного материала на кафедре и в экспозиции геологического музея.

До приезда на сессию студент-заочник должен выполнить домашнее задание по составлению конспекта свойств перечисленных выше (выделены курсивом) минералов (форма конспекта – табл. 1). Конспект свойств составляется по рекомендованной учебной литературе.

Таблица 1

Форма конспекта свойств минералов

Название минерала, химическая формула	Сингония	Облик кристаллов	Строение агрегата	Спайность	Цвет, черта
1	2	3	4	5	6

Блеск	Твердость	Плотность	Особые свойства	Сходные минералы	Месторождения	Применение
7	8	9	10	11	12	13

При составлении конспекта следует обратить внимание на химический состав минералов, наиболее важные диагностические признаки и на применение минералов.

Успешное овладение минералогией невозможно без практической работы с минералами. При самостоятельном изучении предмета полезно использование коллекций минералов геологических объектов, на которых работает студент-заочник, а также ознакомление с экспозицией ближайшего геологического или краеведческого музея.

Студент, занимающийся по индивидуальному плану, перед изучением дисциплины может получить на кафедре для изучения в межсессионный

период шкалу твердости и коллекцию минералов (в последующем возвращаются на кафедру).

Занимаясь со шкалой твердости, следует научиться определять твердость, царапая одним минералом по другому, а также царапая минералом по стеклу или стеклом по минералу, запомнить каждый минерал шкалы и значение его твердости. При изучении спайности следует заполнить в табл. 2 колонки, описывающие спайность ряда минералов шкалы твердости (при этом можно контролировать себя по характеристике спайности этих минералов в конспекте свойств минералов)

Используя составленный конспект свойств минералов, следует изучить полученную на кафедре коллекцию минералов с тем, чтобы запомнить и научиться определять эти минералы.

Таблица 2

Спайность минералов шкалы твердости

Твер- дость	Минерал	Спайность		
		Вид (степень совершенства)	Число направлений спайности	Угол между плоскостями спайности (прямой или косой)
1	Тальк			
2	Гипс			
3	Кальцит			
4	Флюорит			
6	Ортоклаз			
7	Кварц			
8	Топаз			

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Назовите разновидности минеральных агрегатов.
2. Что такое изоморфизм? Приведите примеры изоморфизма.
3. Охарактеризуйте зависимость удельного веса от химического состава и структуры кристаллов.
4. Перечислите минералы шкалы твердости.
5. Охарактеризуйте спайность минералов шкалы твердости.
6. Электрические и магнитные свойства минералов.
7. Окраска и люминесценция минералов.

8. Сернистые соединения.
9. Назовите минералы - руды свинца, цинка, меди.
10. Назовите минералы, в состав которых входят: мышьяк, ртуть, сурьма.
11. Охарактеризуйте сульфиды, содержащие железо.
12. Дайте характеристику оксидов и гидроксидов.
13. Назовите минералы - руды железа и марганца.
14. Назовите минералы, в состав которых входят: титан, хром, марганец.
15. Галоиды.
16. Сульфаты.
17. Перечислите минералы из группы карбонатов. Охарактеризуйте их диагностические признаки.
18. Кристаллические структуры силикатов.
19. Назовите силикаты, содержащие: натрий, магний.
20. Приведите химические формулы островных силикатов.
21. Охарактеризуйте химический состав и диагностические признаки цепочечных силикатов.
22. Слоистые силикаты.
23. Глинистые минералы.
24. Каркасные силикаты.
25. Кварц и его применение.
26. Каликатовые полевые шпаты и плагиоклазы.

ПЕТРОГРАФИЯ

Петрография изучает горные породы – минеральные агрегаты, сложенные одним или несколькими минералами и занимающие значительные участки земной коры.

Как самостоятельная наука петрография начала развиваться после того, как для изучения горных пород был использован микроскоп (Сорби, 1858). До введения микроскопа породы изучались при помощи лупы и химического анализа. С появлением микроскопа стало возможным значительно более точное определение породообразующих минералов и их взаимоотношений.

С 20-х годов XX века эксперименты по образованию горных пород в лабораторных условиях положили начало аналитическому этапу в развитии петрографии. Применение большого числа разнообразных точных методов исследования и экспериментальных данных сделало петрографию точной наукой (петрология).

Новый этап развития петрографии начался в 60-х годах XX века в связи с внедрением рентгеноспектрального микроанализатора (электронного микронзонда), позволившего с большой точностью изучать химический состав отдельных зерен минералов в горных породах.

Горные породы подразделяются на магматические, осадочные и метаморфические. Земная кора на 95 % сложена магматическими и метаморфическими породами; однако выходы этих пород занимают лишь 25 % поверхности суши (остальные 75 % поверхности суши заняты распространяющимися на относительно небольшую глубину осадочными породами).

1. МАГМАТИЧЕСКИЕ ПОРОДЫ

Магматические породы образуются из флюидно-силикатных расплавов (магм). Магмы являются продуктами частичного плавления вещества мантии и континентальной земной коры на глубинах от 200-300 до 10-20 км, и могут подниматься из глубин в верхние части земной коры и на земную поверхность.

При застывании магмы на глубине возникают интрузивные породы (плутонические и жильные), а на земной поверхности (на суше или в море) – вулканические породы (эффузивные и вулканогенно-обломочные). Вулканогенно-обломочные породы образуются, когда магмы выбрасываются взрывами в атмосферу в виде обломков - вулканических бомб, лапиллей, пепловых частиц. Многие обломки образуются при разрушении твердеющих лав, особенно подводных.

Химический состав

Химический состав положен в основу общей классификации магматических пород.

90 % объема земной коры (47 % по весу) приходится на кислород – в земной коре преобладают кислородсодержащие минералы. Результаты химических анализов горных пород представляют в форме процентного содержания оксидов.

Породообразующие оксиды (в сумме составляют 97 весовых % от среднего состава магматических пород): SiO_2 (*кремнезем, кремнекислота*), Al_2O_3 (*глинозем*), Fe_2O_3 , FeO (*окись и закись железа*), MgO , CaO (*основания*), Na_2O , K_2O (*щелочи*).

По химическому составу магматические породы разделяются на группы:

ультраосновные породы - 30-44 % SiO_2 (дуниты, перидотиты, кимберлиты);

основные породы - 44-53 % SiO_2 (базальты, габбро);

средние породы - 53-64 % SiO_2 (андезиты, диориты, трахиты, сиениты);

кислые породы - 64-78 % SiO_2 (риолиты, граниты).

Кроме перечисленных выше главных химических элементов, в породах имеются элементы-примеси: в ультраосновных и основных породах - Cr, Co, Ni и др., в кислых породах - Li, Be, Zr и др. Радиоактивные элементы (U, Th) в минимальном количестве содержатся в ультраосновных породах, а в максимальном – в кислых породах (гранитах). В связи с этим в районах

развития гранитов уровень γ -радиации в 3-4 раза выше фонового значения. В современных домах при использовании в качестве наполнителя бетона гранитного щебня уровень радиации в несколько раз выше, чем в деревянных домах, и при использовании в качестве наполнителя бетона щебня основных и ультраосновных пород.

Минеральный состав

По количественному значению минералы магматических пород разделяются на главные - присутствуют в породе в количестве более 5 %, и второстепенные - менее 5 %. Главные минералы делятся на светлые (салические) и темноцветные (фемические).

Светлые минералы:

кварц
полевые шпаты (плагиоклазы,
каликатровые полевые шпаты)

Темноцветные минералы:

биотит
пироксены
амфиболы
оливин

Второстепенными могут быть как перечисленные, так и более редкие специфические (акцессорные) минералы, например, хромит, магнетит, апатит, сфен, циркон (из этих минералов циркон содержит наибольшее количество радиоактивных элементов-примесей).

Кварц SiO_2 распознается по отсутствию спайности, стеклянному блеску, раковистому излому, высокой твердости (его зерна легко царапают стекло), изометричной форме зерен; в породах встречается как бесцветный, так серый и черный кварц.

Полевые шпаты (плагиоклазы и каликатровые полевые шпаты) обладают твердостью 6 (свежие) и спайностью по двум направлениям под углом около 90° . Цвет белый, серый, розовый, редко светло-зеленый. В неизмененных вулканических породах они прозрачны и напоминают кварц, отличаясь от него удлиненной формой зерен и наличием спайности.

Плагиоклазы - минералы переменного состава, представляют собой изоморфные смеси альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ и анортита $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$; процентное содержание анортита в плагиоклазе называется номером плагиоклаза.

Номер плагиоклаза

0 - 10	альбит	кислый плагиоклаз
10 - 30	олигоклаз	"
30 - 50	андезин	средний плагиоклаз
50 - 70	лабрадор	основной плагиоклаз
70 - 90	битовнит	"
90 - 100	анортит	"

Отличить плагиоклаз от каликатрового полевого шпата $K[AlSi_3O_8]$ макроскопически часто затруднительно, в этом случае следует пользоваться общим названием "полевой шпат".

Биотит $K(Mg, Fe)_3(OH, F)_2[AlSi_3O_{10}]$. Из всех породообразующих минералов биотит может концентрировать в себе наибольшее количество изоморфных примесей редких элементов – Ba, Sr, Rb, Cs, Rb, Ge, U, Th и др.

Характерны черный цвет, пластинчатая форма зерен, весьма совершенная спайность (чешуйки расщепляются по плоскостям спайности), низкая твердость.

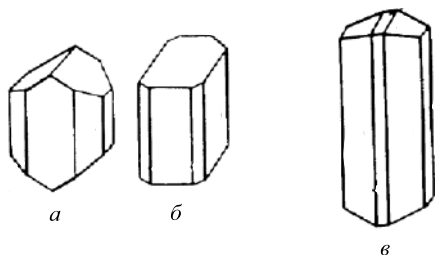


Рис. 6. Форма кристаллов пироксенов (*а* – авгит; *б* – диопсид) и амфиболов (*в* – роговая обманка)

Пироксены и амфиболы внешне сходны друг с другом и нередко трудно различимы, особенно при мелких размерах зерен. Для отличия пироксенов и амфиболов (роговой обманки) могут быть использованы следующие признаки:

1) те и другие минералы имеют спайность по двум направлениям, но угол спайности у пироксенов - около 90° , а у амфиболов - около 120° ;

2) облик кристаллов пироксенов обычно короткопризматический (кроме эгирина $NaFe[Si_2O_6]$, который образует длиннопризматические кристаллы), а амфиболов - длиннопризматический (рис. 6);

3) окраска роговой обманки черная, пироксенов - как черная, так с серыми и зелеными оттенками.

Оливин $(Mg, Fe)_2[SiO_4]$ встречается в виде изометричных зерен с несовершенной спайностью. В свежем виде имеет зеленый цвет и стеклянный блеск. Легко подвергается серпентинизации, приобретая матовый блеск и черную окраску. При выветривании буреет (на поверхности образца возникает характерная бурая корка выветривания) .

Структуры

Понятие "структура" охватывает особенности строения горной породы, которые обуславливаются размерами, формой и взаимоотношениями минералов и вулканического стекла.

Равнозернистые структуры:

гигантозернистая - более 20 мм

крупнозернистая - 5-20 мм

среднезернистая - 1-5 мм

мелкозернистая - менее 1 мм, но зерна видны невооруженным глазом

афанитовая - зернистость обнаруживается лишь под микроскопом

Неравнозернистые структуры:

порфировая - заметные невооруженным глазом зерна (вкрапленники) располагаются среди стекловатой, афанитовой или очень мелкозернистой основной массы; порфировая структура характерна для эффузивных пород (рис. 7).

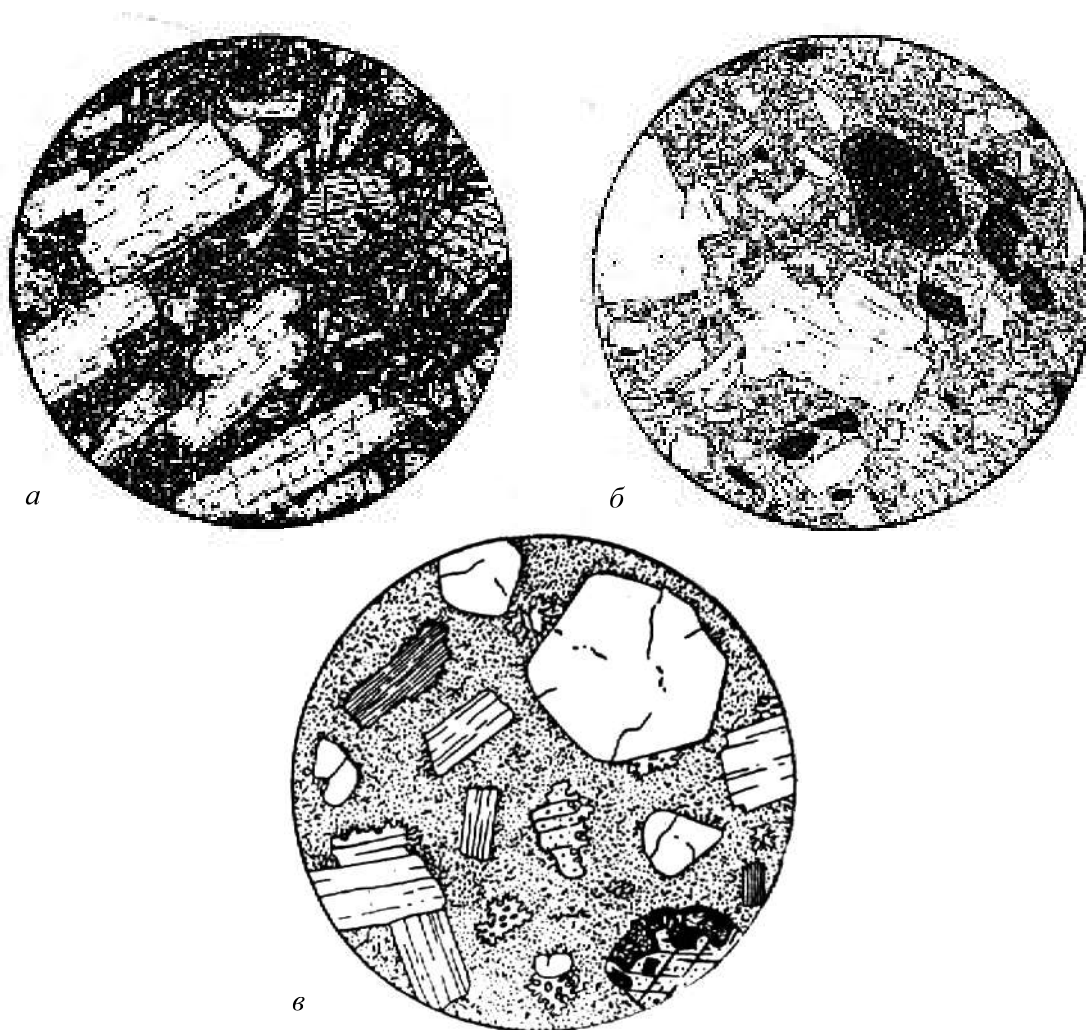


Рис. 7. Эффузивные породы порфировой структуры (по А. Н. Заварицкому и Х. Вильямсу):

а - плагиоклазовый **базальт** (вкрапленники - плагиоклаз, пироксен, оливин);

б - роговообманковый **андезит** (вкрапленники - роговая обманка, плагиоклаз; в основной массе преобладает вулканическое стекло);

в - **риолит** (вкрапленники - кварц, калинастровый полевой шпат, олигоклаз, биотит; основная масса афанитовой структуры).

Диаметр поля зрения: *а* - 5,3 мм, *б* - 3,4 мм, *в* - 4 мм

Текстуры

Текстуры определяются ориентировкой, относительным расположением составных частей породы и характером заполнения ими пространства:

однородная (массивная) – состав и структура породы в любом направлении одинаковы, ориентировка минералов изотропна; возникают при спокойной кристаллизации магмы;

- пятнистая (пятна образованы группами зерен);

- шаровая, подушечная – в эффузивах основного состава образуются при подводном излиянии лав;

- полосчатая (рис. 7);

- директивная – плоскостная или линейная ориентировка каких-либо зерен (преимущественная ориентировка оливина в мантийных перидотитах - причина сейсмической анизотропии мантии);

- пористая – в эффузивных породах (поры - газовые пузырьки, образующиеся при кипении лавы);

- миндалекаменная – поры в эффузивных породах заполнены более поздними минералами.



Рис. 8. Габбро полосчатой текстуры с Денежкина Камня на Урале (по Ф.Ю.Левинсон-Лессингу)



Рис. 9. Гранит. Плагиоклаз, калиевый полевой шпат, кварц и биотит; акцессорный магнетит; диаметр поля зрения 4,3 мм (по А. Н. Заварицкому)

Плутонические (интрузивные) породы

Плутонические породы образовались при длительной кристаллизации магматических расплавов в земной коре.

Они имеют яснозернистую, большей частью средне- или крупнозернистую, реже гиганто- или мелкозернистую структуру; обычно не бывает порфировой структуры.

Минеральный состав плутонических пород:

Дунит - оливин (> 90 %)

Перидотит - оливин (>40 %), пироксен

Габбро - основной плагиоклаз (35-65 %), темноцветный минерал (пироксен, реже роговая обманка, оливин)

Диорит - средний плагиоклаз (>60 %), темноцветный минерал (пироксен, реже роговая обманка, оливин)

Сиенит - калинатровый полевой шпат, плагиоклаз (не всегда), темноцветный минерал (часто биотит) - 20-30 %

Гранит - кварц (25-40 %), полевые шпаты (50-65 %), темноцветные минералы (биотит, мусковит, роговая обманка) - 3-10 %

Вулканические (эффузивные) породы

Вулканические (эффузивные) породы – продукты кристаллизации магмы, вышедшей на земную поверхность по вулканическим каналам и быстро застывшей на суше или в подводных условиях.

Структуры: порфировая, мелкозернистая, афанитовая, стекловатая; текстуры: массивная, пористая, миндалекаменная.

Минеральный состав вулканических пород отвечает минеральному составу соответствующих plutonic аналогов (табл. 3; породы, находящиеся в таблице в одной строке, имеют одинаковый минеральный состав: риолит имеет состав гранита, трахит - сиенита и т. д.). Макроскопическая диагностика вулканических пород ведется по составу порфировых вкрапленников; минеральный состав основной массы на глаз не определяется.

Таблица 3

Вулканические аналоги plutonic пород

Плутонические породы	Вулканические породы
габбро (диорит) сиенит гранит	базальт андезит трахит риолит

Окраска базальтов и андезитов темно-серая до черной (между собой базальты и андезиты нередко различимы лишь под микроскопом), а трахиты и риолиты имеют более светлую окраску. Иногда трахиты внешне сходны с андезитами - те и другие породы могут иметь одинаковую серую окраску. Измененным (палеотипным) эффузивным породам свойственны буроватая, красноватая, зеленоватая окраска (последняя особенно характерна для основных и средних эффузивных пород).

Измененные (палеотипные) разности вулканических пород обозначают приставкой "мета-": например, метабазальты (ранее называемые базальтовыми

порфиритами), метаандезиты (андезитовые порфириты), метатрахиты (бескварцевые порфиры), метариолиты (кварцевые порфиры).

Наиболее распространенные эффузивные породы – базальты. В пределах континентов их количество (объем) в 5 раз превышает все остальные вместе взятые эффузивные породы. Вторыми по распространенности эффузивами являются андезиты. В отличие от базальтов, которые широко развиты на океаническом дне, андезиты распространены на островных дугах и в окраинно-континентальных вулканических поясах (например, в обрамлении Тихого океана).

Одной из разновидностей **вулканогенно-обломочных** пород являются *вулканические туфы* – породы, состоящие из обломков вулканического материала и цементирующей обломки массы. По размерам обломки разделяются на вулканические бомбы (более 50 мм), лапилли (2-50 мм) и вулканический пепел (менее 2 мм).

Если обломки образованы породами (андезитом, риолитом и т.д.), туфы называются литокластическими; если обломки образованы отдельными минералами – кристаллокластическими, а если обломки сложены вулканическим стеклом – витрокластическими.

При наличии обломков различного типа даются смешанные названия - например, при совместном присутствии обломков кристаллов и большего количества обломков пород - кристаллолитокластический туф (первым упоминается тот компонент, которого в породе меньше).

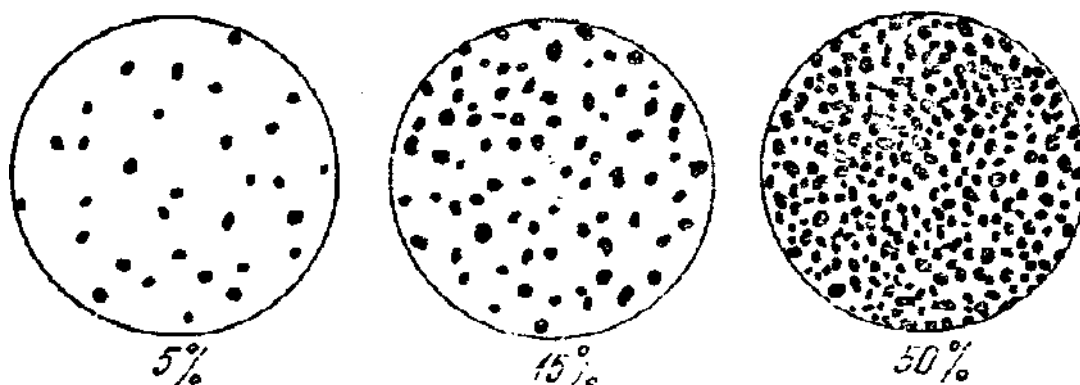
Геолог в поле изучает и картирует геологические тела, обычно образованные той или иной совокупностью (ассоциацией) горных пород. Устойчивые ассоциации магматических пород, которые, закономерно повторяясь в разных регионах, всюду формируются в сходных геологических условиях, называются магматическими формациями. Например, дунит-перидотитовая формация, габбро-пироксенит-дунитовая формация (к последней относится, например, Уктусский массив), базальт-риолитовая формация (в том числе в районе Сухоложской геологической практики), трапповая формация (наземные излияния базальтов на громадных площадях, в том числе на Сибирской платформе) и др.

Описание образцов

План описания образца магматической породы:

- название, текстура, структура, окраска породы;
- минеральный состав, в процентах (точность 5-10 %; для пород порфировой структуры указывается процентное содержание порфировых вкрапленников и основной массы);
- характеристика каждого минерала породы - размеры зерен, диагностические признаки (цвет, спайность, форма зерен и др.).

Трафареты для визуального определения процентного содержания минералов



Примеры описания образцов плутонической (А) и вулканической (Б) пород (по Л. И. Кравцовой, М. Н. Чукашевой, с изменениями).

А) Роговообманковый кварцевый диорит. Массивная среднезернистая порода серой окраски, состоящая из плагиоклаза (60-65 %), темноцветного минерала (20-25 %) и кварца (около 15 %).

Плагиоклаз зеленоватой окраски, со спайностью, образует прямоугольные в изломе зерна размером до 5-6 мм.

Кварц серого цвета, с раковистым изломом, в виде изометричных зерен размерами 2-3 мм, выполняющих промежутки между зернами плагиоклаза.

Темноцветный минерал представлен роговой обманкой – черная, с блестящими плоскостями спайности (по двум направлениям под косым углом), образует вытянутые призматические зерна шириной до 1-2 мм, длиной до 5-6 мм.

Б) Биотитовый риолит. Массивная порода порфировой структуры с вкрапленниками кварца, полевого шпата, биотита и буровато-серой афанитовой основной массой. Вкрапленники составляют третью часть породы и сложены на 70 % полевым шпатом, 20 % - кварцем, 10 % - биотитом.

Вкрапленники полевого шпата имеют размер от 3 до 6 мм, правильную форму и хорошо выраженную спайность. По окраске выделяются два вида полевых шпатов - белый, местами слегка зеленоватый, по-видимому, плагиоклаз, и розоватый, очевидно, калиналовый полевой шпат.

Вкрапленники кварца имеют округлую форму, их размеры колеблются от 3 до 5 мм, обладают дымчато-серым цветом, стеклянным блеском и раковистым изломом.

Биотит образует шестиугольные блестящие чешуйки черного цвета размерами 1-2 мм.

Плотность магматических пород

Плотность светлых (салических) минералов (калиевый полевой шпат 2,55, кварц 2,65, альбит 2,61, анортит 2,76 г/см³) ниже плотности темноцветных (мафических) минералов (3,2-3,3 г/см³).

Плотность plutonic пород находится в строгом соответствии с их минеральным и химическим составом и повышается по мере перехода от кислых к средним и далее к основным и ультраосновным породам (средние значения плотности гранитов 2,58, гранодиоритов - 2,69, габбро - 2,95, дунитов – более 3,2 г/см³). Уменьшение содержания кремнезема на 20 % соответствует увеличению плотности на 0,37 г/см³.

Плотность вулканических пород в целом ниже, чем соответствующих plutonic пород (из-за пористости, наличия стекла и других особенностей вулканических пород), но также возрастает по мере перехода от кислых к средним, основным и ультраосновным вулканическим породам. Из-за большего разнообразия структур и текстур диапазон изменения плотности вулканических пород шире, чем у plutonic пород. За счет отсутствия значительной пористости измененные (палеотипные) вулканические породы обычно имеют более высокую плотность, чем свежие (кайнотипные) вулканические породы того же состава.

Плотность plutonic пород при вторичных изменениях обычно уменьшается. Например, плотность ультраосновных пород при их серпентинизации (при замещении оливина и пироксена серпентином – рис. 10) уменьшается (плотность серпентина ниже, чем плотность замещаемых им оливина и пироксена). В массиве Рай-Из (Полярный Урал) слабо- (5 %) серпентинизированные перидотиты имеют плотность (объемный вес)

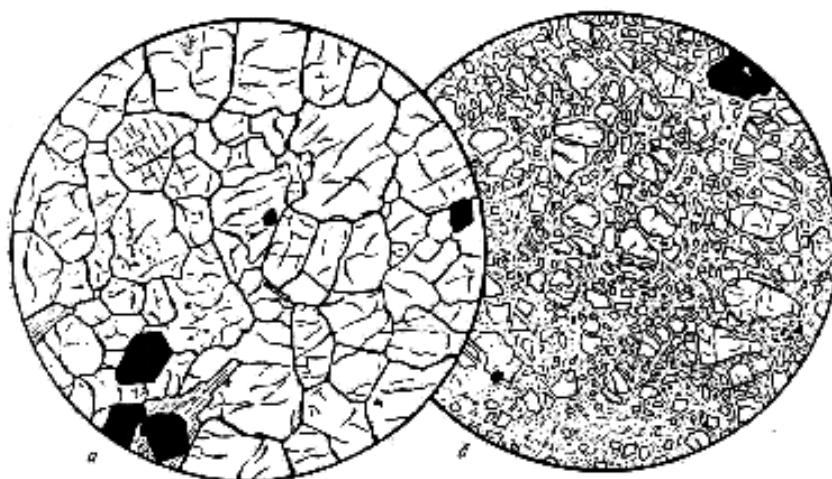


Рис. 10. Дунит: *а* – свежий (оливин, отдельные зерна хромита);
б - серпентинизированный (остатки оливина в в массе серпентина);
диаметр поля зрения: *а* – 4,7 мм, *б* – 4,0 мм (по А. Н. Заварицкому).

3,06 г/см³, средне- (40 %) серпентинизированные – 2,91 г/см³, сильно- (70 %) серпентинизированные – 2,70 г/см³.

При выветривании плотность пород также уменьшается (до 20-25 %) – за счет минеральных превращений (например, образования глинистых минералов) и особенно за счет увеличения пористости (которая в результате выветривания может достигать 25 %).

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

Белоусова О. Н., Михина В. В. Общий курс петрографии. М., Недра, 1972.

Миловский А. В. Минералогия и петрография. М., Недра, 1979.

Дополнительная:

Петрография и петрология магматических, метаморфических и метасоматических пород. М., Логос, 2001.

Петрографический кодекс. Л., Недра, 1995.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

В процессе изучения дисциплины необходимо подготовить ответы на эти вопросы в письменном виде.

1. Химический состав магматических пород
2. Ультраосновные магматические породы
3. Минеральный состав базальтов, андезитов, риолитов
4. Назвать разновидности структур plutonic и вулканических пород
5. Магматические породы основного состава
6. Светлые минералы магматических пород
7. Плотность plutonic и вулканических пород
8. Кислые магматические породы
9. Структуры и текстуры магматических пород
10. Plutonic породы основного и среднего состава
11. Структуры и текстуры эффузивных пород
12. Темноцветные минералы магматических пород

2. ОСАДОЧНЫЕ ПОРОДЫ

Наука об осадочных породах - литология. Это одна из наиболее молодых наук геологического цикла - как геохимия и геофизика, она обязана своим развитием XX веку. Задачей литологии является всестороннее изучение осадочных пород и условий их образования.

Особое значение осадочных пород состоит в том, что они занимают 75 % поверхности суши (мощность осадочной оболочки 0-24 км) и вмещают около 70 % всех извлекаемых человеком полезных ископаемых – уголь, нефть, газ, руды Al, Fe, Mn, U, соли, фосфориты, полезные ископаемые россыпей и др., а также вмещают основную массу подземных вод.

Осадочная порода – геологическое тело, образованное из продуктов физического и химического выветривания литосферы в результате их механического, химического или биологического переноса и осаждения.

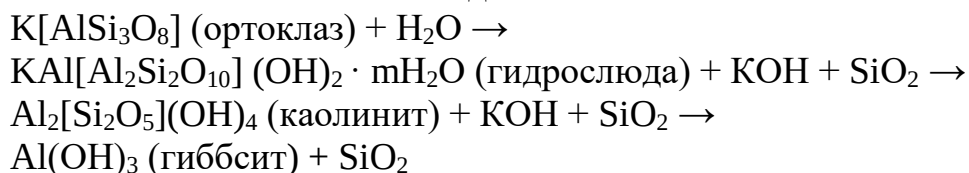
Стадии образования осадочных пород

Гипергенез

Гипергенез - это образование исходного материала для осадочных пород – физическое и химическое выветривание более древних горных пород.

Физическое выветривание приводит к преобразованию массивной породы в совокупность обломков (глыбы, щебень, песок). В аридных областях (например, пустынях и полупустынях), в полярных и холодных горных странах развито преимущественно только физическое выветривание.

Химическое выветривание сопровождается разложением исходных минералов выветривающейся породы и образованием новых минералов. При этом происходят различные химические реакции, главной из которых является гидролиз – реакция взаимодействия между минералом и водой. В результате гидролиза наиболее распространенные минералы – полевые шпаты - преобразуются в такие глинистые минералы, как *гидрослюда* и *каолинит*; при этом кремнезем из полевых шпатов частично переходит в воду, а Na, K, Ca полевых шпатов полностью выносятся водой:



Для обеспечения процесса гидролиза нужна интенсивная циркуляция воды, которая уносит с собой растворимые продукты выветривания (в данном случае KOH и SiO₂).

Рассмотренное выше образование каолинита и гиббсита на месте полевых шпатов происходит *во влажном тропическом климате*. В этом климате в каолинит, гидроксиды Fe, Al и растворенные ионы K¹⁺, Na¹⁺, Ca²⁺, Mg²⁺ преобразуются все минералы, кроме кварца. *В умеренном климате* химическое

выветривание проявлено слабее и сопровождается образованием на месте минералов магматических пород таких глинистых минералов, как гидрослюды и монтмориillonит.

Седиментогенез

Седиментогенез - это перенос осадков с места их образования при физическом и химическом выветривании главным образом в морские бассейны; он осуществляется преимущественно реками. Обломки минералов и горных пород переносятся реками преимущественно волочением по дну, глинистые минералы – в виде тонкой взвеси; K^{1+} , Na^{1+} , Ca^{2+} , Mg^{2+} и другие ионы – в виде растворов.

Осаждение в морских бассейнах

При впадении рек в морские бассейны материал, принесенный речной водой, осаждается на дне моря.

Механическое осаждение. Скорость осаждения частиц в воде пропорциональна квадрату размера частиц, поэтому крупные частицы осаждаются быстро, а мелкие – значительно медленнее, т. е. могут переноситься водами на большее расстояние от берега. В связи с этим достаточно крупнообломочный материал (галька, песок) захороняется в прибрежной зоне. По мере увеличения глубин и расстояния от суши на дне моря происходит отложение все более мелких частиц. Например, песок на дне Черного моря отлагается на глубинах до 20-30 м. Еще более мелкие алевритовые и пелитовые (глинистые) частицы, переносимые в виде взвеси, осаждаются на более значительных глубинах.

Глубоководный шельф и материковый склон в морских бассейнах покрыты главным образом алевропелитовыми осадками, а главная часть ложа океана является областью развития глубоководной глины и биогенных илов. Хотя иногда мутьевыми (суспензионными) потоками по подводным каньонам, которые прорезают шельф и материковый склон, мелководный грубый материал достигает и ложа океана.

В осадках водных бассейнов почти всегда присутствует органическое вещество. В глинистых отложениях его значительно больше, чем в алевритовых и песчаных осадках.

Химическое осаждение. Воды морей и океанов, особенно на глубинах до 100 м, периодически насыщены и пересыщены бикарбонатами кальция, что приводит к осаждению из морской воды кальцита:



Повышение температуры увеличивает летучесть CO_2 и смещает реакцию вправо. Поэтому карбонатные осадки образуются преимущественно в теплых морях, причем особенно на малых глубинах в зоне действия волн. Часто образование карбонатных осадков связано с жизнедеятельностью организмов (биохимическое осаждение).

При жарком аридном климате и повышенной солености морской воды в прибрежно-морских условиях (в лагунах и заливах) происходит осаждение солей (рис. 11). Они выпадают из морской воды в следующей последовательности: гипс (ангидрит) – галит – сильвин – карналлит.

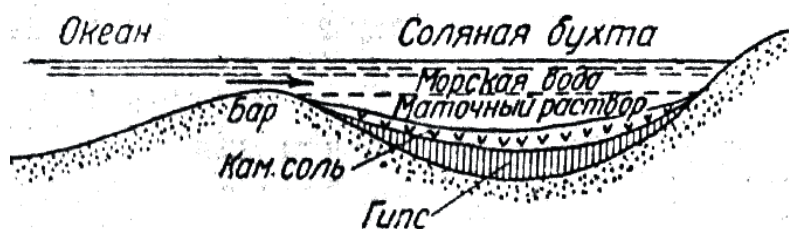
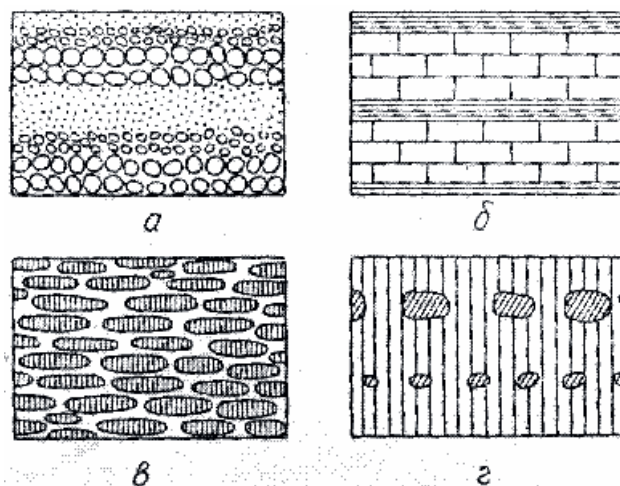


Рис. 11. Схема осаждения солей (по Оксениусу)

Слоистость - характерная особенность строения осадочных пород. Слои обособляются друг от друга или вследствие различия в составе или благодаря наличию поверхностей напластования, являющихся следствием пауз в седиментации (рис. 12). Одна из основных причин слоистого строения осадочных толщ, чередования в разрезе пород различного состава – тектонические колебательные движения при осадкообразовании.

Рис. 12. Слоистость, обусловленная:

а – изменением крупности зерна;
б – чередованием слоев разного состава;
в – горизонтальной ориентировкой частиц;
г – расположением в одной плоскости какого-либо материала (конкреций, валунов и т.п.); по Л. В. Пустовалову



Отдельные слои могут состоять из мелких (мощностью от долей миллиметра до первых сантиметров) *слоёв* (слоистость); слои, в отличие от слоев, не имеют какой-либо внутренней структуры и образуются за значительно меньший период времени, в связи с колебаниями факторов седиментации. Граничные поверхности слоя или слойка могут быть параллельными и непараллельными, волнистыми и изогнутыми.

Слоистая текстура породы часто определяет анизотропию коллекторских свойств породы – перпендикулярно слоистости проницаемость пород значительно меньше, чем вдоль слоистости.

Горизонтальная слоистость может быть свойственна различным - аллювиальным, озерным, пролювиальным, водно-ледниковым, лагунным и морским - отложениям. Например, она наблюдается в алевроитовых и пелитовых

осадках, которые образуются из частиц, переносимых в виде взвеси и медленно осаждающихся в спокойной воде. Горизонтальная слоистость озерных отложений нередко характеризуется чередованием песчаных слоев, возникших в период весеннего снеготаяния и дождевых периодов, когда в озеро поступает большое количество обломочного материала, и глинистых слоев, возникающих в зимнее время.

Косая (по отношению к горизонтальной плоскости) слоистость – элементарные слойки располагаются под углом к плоскостям наложения. В большинстве случаев образуется в перемещающихся осадках (прибрежно-морская, дельтовая, речная косая слоистость); встречается в песчаниках, алевролитах, карбонатных породах.

Градационная слоистость – от подошвы к кровле слоя размерность осадочного материала изменяется (например, снизу вверх галька в слое сменяется песком, а затем глиной – рис. 12, а); обычно образуется в толщах флишевого типа при отложении осадков из мутьевых (суспензионных) потоков.

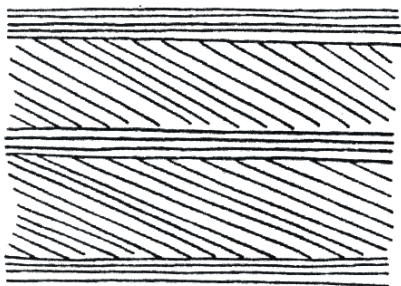


Рис. 13. Потоковая слоистость (по Н.В. Логвиненко)

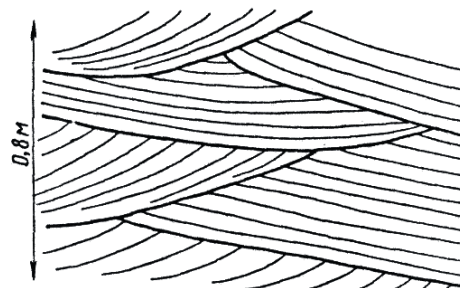


Рис. 14. Диагональная слоистость прибрежно-морского типа

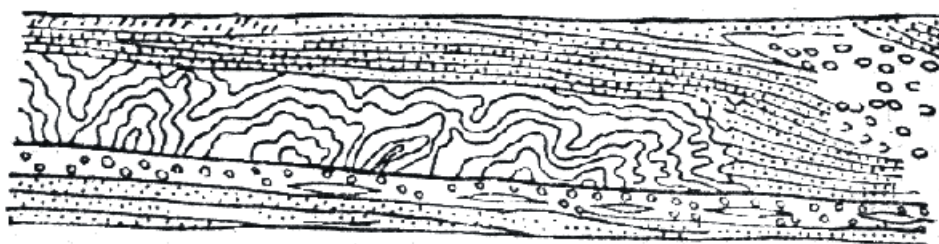
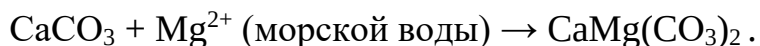


Рис. 15. Подводный оползень в артинских отложениях на западном склоне Урала (по А. А. Иванову)

Диагенез

Свежевыпавший осадок представляет собой рыхлую массу, состоящую из обломков, химически осажденных компонентов и органического вещества, в том числе бактерий. Изменения, происходящие в осадке после его образования, называются диагенезом. В водных бассейнах эти изменения определяются стремлением к достижению химического равновесия между осадком и наддонной водой.

- В морских осадках при высокой солености воды и теплом климате происходит образование доломита на месте первоначально выпавшего кальцита:



- Характерная особенность осадка, образовавшегося в водной среде – обилие микроорганизмов. Они развиваются в осадке за счет органического вещества. Чем выше дисперсность осадка и меньше глубина погружения осадка, тем больше в нем микроорганизмов.

Сульфатвосстанавливающие бактерии, присутствующие на дне водных бассейнов в восстановительной обстановке, окисляют органическое вещество, отнимая кислород из сульфат-иона наддонной воды. Для бактерий эта реакция играет роль дыхательного акта. Окисленный углерод выделяется при этом в виде углекислого газа CO_2 , а восстановленная сера - в форме сероводорода H_2S .

Сероводород может взаимодействовать в осадке с оксидами железа с образованием сульфидов железа, в том числе пирита FeS_2 . Пирита образуется тем больше, чем больше в осадке органического вещества, за счет которого развиваются микроорганизмы. В результате пестроты физико-химических условий в разных участках осадка пирит, как и другие диагенетические минералы, может перераспределяться, уходя из одних мест и создавая в других местах сгущения: пятна, линзы, конкреции.

Катагенез

Катагенез - изменения осадков при их погружении на глубину более нескольких десятков метров. Отложения в зоне катагенеза называют не осадками, а осадочными породами.

Зона катагенеза - область развития подземных вод. Нижняя граница зоны катагенеза находится в области прекращения свободного перемещения растворов при почти полном исчезновении пористости пород. Температура при катагенезе может достигать $200\text{ }^\circ\text{C}$, давление – 200 МПа .

- По мере увеличения глубины залегания пород их пористость и проницаемость понижаются, а плотность и хрупкость возрастают (катагенез глинистых пород – см. ниже).

- При разложении присутствующего в осадочных породах органического вещества на глубинах 2-4 км при температуре $60\text{-}150\text{ }^\circ\text{C}$ в осадочных бассейнах образуются нефть и газ (по некоторым авторам, нефть образуется на глубинах 1,8-3,5 км, газ – 3,5-5 км).

- При взаимодействии карбонатов с водой (при температуре выше $75\text{ }^\circ\text{C}$) может происходить их гидролиз, сопровождающийся выделением CO_2 . Гидролиз карбонатов происходит в том случае, если CO_2 может удаляться с места реакции, т. е. при достаточной проницаемости вышележащих пород. Растворение CO_2 в воде приводит к образованию углекислых водных

растворов, из которых при катагенезе может происходить отложение карбонатов в трещинах пород и в виде цемента песчаников.

- В результате процессов растворения под давлением происходит снижение пористости обломочных пород и образование стилолитовых швов (рис. 16).

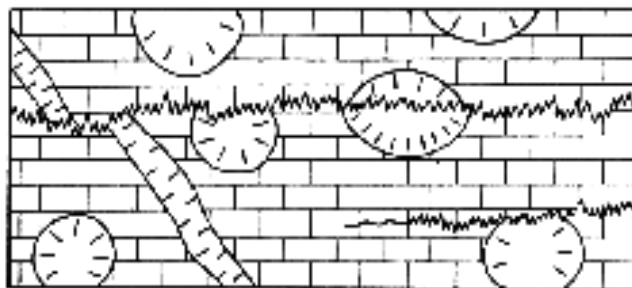


Рис. 16. Стилолитовые швы в известняке, пересекающие стебли кораллов и прожилок кальцита. Верхняя юра, Крым; $\frac{1}{2}$ нат. вел. (по Г. И. Бушинскому)

При более высоких температурах и давлении катагенез сменяется метаморфизмом. В связи с этим ниже осадочных пород часто залегают метаморфические породы, являющиеся в значительной своей части продуктом преобразования осадочных пород. Кроме того, осадочные породы иногда залегают на коре выветривания магматических, метаморфических или более древних осадочных пород.

Обломочные породы

Грубообломочные породы

Псефитовая (грубообломочная) структура - обломки имеют размеры более 2 мм.

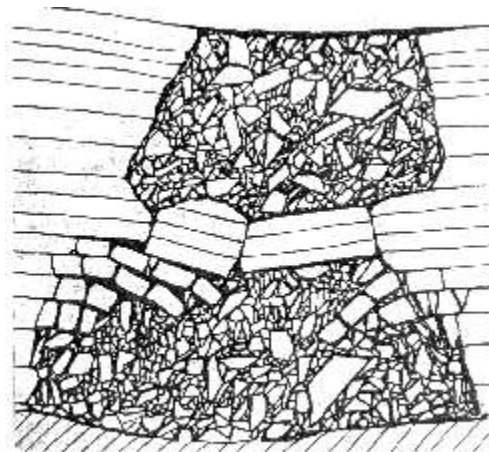


Рис. 17. Долмитовая брекчия, образовавшаяся в результате обрушения слоистых доломитов в полости карстовой пустоты. Среднее Поволжье, $\frac{1}{20}$ нат. вел.

Сцементированные породы:

конгломераты (обломки окатаны), брекчии (обломки не окатаны – рис. 17)

Несцементированные породы:

(окатанные)	(не скатанные)	(размер обломков)
<i>валуны</i>	<i>глыбы</i>	> 200 мм
<i>галька</i>	<i>щебень</i>	20-200 мм
<i>гравий</i>	<i>дресва</i>	2-20 мм

Песчаные породы

Песчаные породы составляют около 15 % общего объема осадочных пород. Псаммитовая (песчаная) структура - обломки имеют размеры 0,05-2,0 мм:

пески (несцементированные) и *песчаники* (сцементированные)

По размеру обломков пески и песчаники разделяются на крупнозернистые (0,5-2,0 мм), среднезернистые (0,25-0,5 мм), мелкозернистые (0,1-0,25 мм) и тонкозернистые (0,05-0,1 мм).

По составу обломков (определяют с помощью лупы) пески и песчаники разделяются на *кварцевые* и *полимиктовые* (среди обломков наряду с кварцем присутствуют и другие минералы). Среди полимиктовых песчаников выделяют *аркозовые* (светло-серые, розовые - состоят из кварца, полевого шпата, мусковита) и *граувакковые* (темные зеленовато-серые /«грау» - серый/, состоят из кварца, полевого шпата, темных обломков пород).

Граувакковые песчаники – наиболее широко распространенные песчаные породы. Они образуют мощные толщи в складчатых областях. Подавляющее большинство современных континентальных и шельфовых песков также представлено граувакками.

Типы цемента в песчаниках:

базальный – зерна не соприкасаются друг с другом (*а* на рис. 18);

поровый – зерна соприкасаются друг с другом (*б* на рис. 18);

пленочный – цемент покрывает поверхность зерен пленкой (*в* на рис. 18);

контактный – локальный, только в местах контактов зерен (*г* на рис. 18).

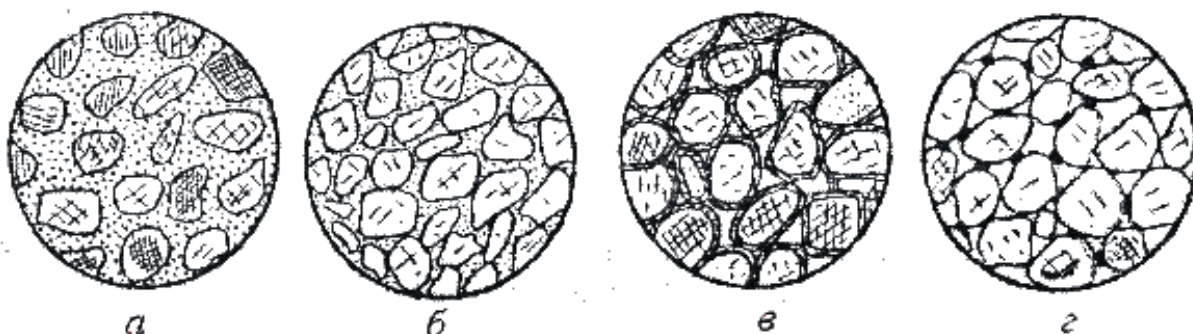


Рис. 18. Типы цемента обломочных пород

По составу цемент в песчаниках может быть глинистым, карбонатным, опаловым, кварцевым и др. Наличие в цементе песчаника карбонатов (кальцита, доломита) устанавливается реакцией с соляной кислотой.

Фациальные разновидности песчаных пород

Прибрежно-морские песчаные породы - преимущественно средне- и мелкозернистые.

Морские песчаные породы - образуют значительные по размерам геологические тела, имеющие форму пластов с постепенно возрастающей в сторону моря мощностью. Встречаются и локальные песчаные тела – бары (протягиваются в море параллельно берегу валами протяженностью до десятков километров при ширине 2-5 км и мощности несколько метров).

Окраска морских песчаников обычно серая, близ поверхности из-за проникновения по порам и трещинам поверхностных вод - серовато-желтая. Цемент морских песчаников часто глинистый или кальцитовый.

Речные песчаные породы - дают геологические тела протяженностью в сотни и тысячи километров при относительно небольшой ширине, мощность – единицы метров.

Дельтовые песчаные породы - образуют тела сложной формы и резко меняющейся мощности. По мере удаления от берега в дельтовых песчаных отложениях возрастает роль алевритового и глинистого материала. При этом из-за повышения содержания органического материала песчаники приобретают все более темную окраску.

Эоловые песчаные породы – в пустынях, полупустынях, на островах и прибрежных частях суши (дюны).

Алевритовые породы

Алевритовая (пылеватая) структура - обломки имеют размеры 0,005-0,05 мм: *лёсс* (несцементированный), *алевролит* (сцементированный).

Пористость обломочных пород

Обломочные породы – одни из самых распространенных коллекторов нефти, газа, подземных вод. Из обломочных пород-коллекторов добывается более половины общего мирового объема добываемых углеводородов, в России и США – это главные породы-коллекторы.

Чаще всего коллекторами являются морские песчаные и алевритовые образования шельфа, прилегающие к континентам морей, дельтовые, речные и эоловые отложения. Типичные представители обломочных пород-коллекторов – мелкозернистые пески и песчаники, крупнозернистые алевриты и алевролиты, песчано-алевритовые породы, реже среднезернистые песчаники. Грубообломочные породы, крупнозернистые пески и песчаники, мелкозернистые алевриты и пелиты редко бывают коллекторами.

Одним из основных факторов, определяющих фильтрационную способность обломочных пород и продуктивность нефтегазоносных пластов, является размер пор в породах. Поровое пространство в обломочных породах представляет собой систему извилистых каналов изменяющегося сечения. Основные пути фильтрации флюидов - самые крупные поры в породе и соединяющие их каналы. Мелкие поры (менее 1-2 мкм) заполнены физически связанной водой и практически непроницаемы.

Размеры межзерновых пор тем больше, чем крупнее и однороднее по размеру обломочные зерна. Поэтому чем больше размер обломочных частиц, тем проницаемость пород выше. Породы, сложенные окатанными частицами, более проницаемы, чем сложенные неокатанными частицами.

Чем однороднее частицы по размерам, тем выше пористость и проницаемость пород (и несколько ниже их плотность). При слабой отсортированности мелкие обломочные частицы заполняют пространство между крупными частицами и снижают пропускную способность поровых каналов.

Песчано-алевритовые породы с большим количеством слюды, чешуйки которой ориентированы параллельно слоистости, отличаются сильной анизотропией проницаемости. В направлении, перпендикулярном ориентировке чешуек слюды, она резко понижена по сравнению с направлением параллельно ориентировке слюды.

Межзерновые поры могут быть первичными – образовавшимися при седиментогенезе, и вторичными – образовавшимися при катагенезе. Кроме межзерновых пор в обломочных породах могут быть и трещинные поры (зияющие трещины).

Пористость во многом определяется характером цемента обломочных пород. При базальном и поровом типах цемента межзерновая пористость очень низка или отсутствует. В песчаниках с карбонатным (кальцитовым) цементом иногда отмечается частичное растворение цемента при катагенезе; это приводит к повышению пористости пород. Например, в мезозойских песчаных и алеритовых породах Прикаспийской впадины при погружении на 2-2,5 км растворяется до 60 % кальцита, в результате чего пористость пород на этих глубинах возрастает до 20-25 % (в целом пористость песчаных пород изменяется от долей процента до 50 %).

Глинистые породы

Глинистые породы - это наиболее распространенные осадочные породы, на них приходится около 70 % от общего объема осадочных пород. Глинистые породы характеризуются высоким содержанием (20-50 %) Al_2O_3 (глинозема).

Глины - тонкодисперсные породы особого минерального состава, размокающие в воде. По мере насыщения водой мельчайшие частицы глинистых минералов покрываются водной оболочкой, в результате чего глины в смеси с водой дают вязкое тесто и становятся пластичными.

Минеральный состав глин (каолинитовые, монтмориillonитовые, гидрослюдистые) может быть макроскопически определен лишь в отдельных случаях для некоторых чистых глин. Многие каолинитовые глины - белые, светло-серые, в воде не разбухают. Монтмориillonитовые глины - светло-серые с желтовато-зеленоватыми оттенками, разбухают или "мылятся" в воде. Гидрослюдистые глины - различной окраски, в воде не разбухают. Точное определение минерального состава глин производится рентгеновским и другими специальными методами.

Каолинитовые глины образуются при химическом выветривании горных пород во влажном тропическом климате. Попадая в море, каолинит преобразуется в гидрослюды.

Гидрослюдистые глины образуются при более слабом химическом выветривании, в том числе в холодном и умеренном климате; это наиболее распространенные глины, к ним относится большинство четвертичных глин России.

Монтмориillonитовые глины – наиболее пластичные и наименее водопроницаемые глинистые породы. Нередко монтмориillonит присутствует в некоторых гидрослюдистых глинах. Иногда среди морских глин встречаются почти мономинеральные протяженные пласты монтмориillonитовых глин (мощностью в единицы или десятки см), которые образуются за счет морского подводного химического разложения вулканического пепла. Это светлые кремовые, светло-зеленые или желтовато-серые породы.

Морские глинистые породы из-за примеси тонкодисперсного органического вещества имеют серую или черную окраску (последнюю придает породе 3-4 % органического вещества). Глинистые породы с тонкодисперсным органическим веществом часто содержат повышенные концентрации U, V, Mo, Ni, Co, Cu.

Глины морского происхождения, состоящие почти исключительно из глинистых частиц, имеют *пелитовую* структуру (размер глинистых частиц менее 0,005 мм), в то время как глины континентального происхождения обычно содержат примесь алевритового или псаммитового материала - имеют алевропелитовую или псаммопелитовую структуру.

Катагенез глинистых пород

В ходе катагенеза пористость глинистых пород уменьшается: на глубине до 1 км пористость морских глин составляет десятки процентов, а на глубине 3-5 км - первые проценты (рис. 19). Седиментогенные воды, заполняющие поры в глинистых породах, при катагенезе отжимаются из этих пор в смежные более жесткие пласты (сложенные, например, песчаниками), где еще сохраняется достаточно высокая пористость.

При температуре 100-140 °С (на глубине 1-3,5 км) монтмориillonит начинает превращаться в глинистых породах в гидрослюду. В ходе этого

процесса из 1 м³ глины в окружающие породы выделяется до 100-110 л воды, которая находилась в монтмориллоните в химически связанном состоянии.

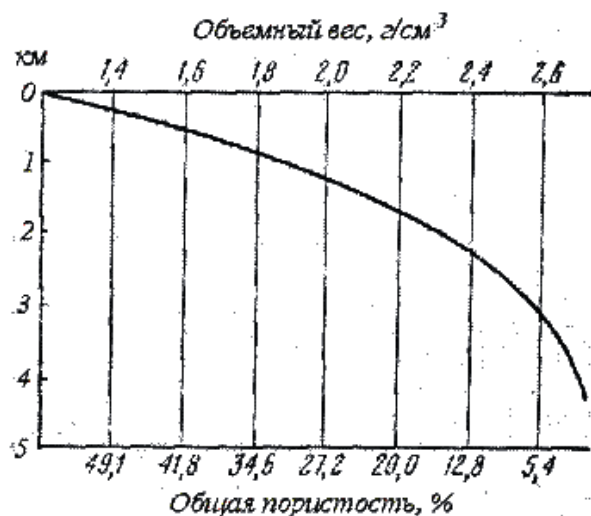


Рис. 19. Зависимость пористости и объемного веса глинистых пород от глубины их погружения (по Белоусовой и Михиной)

Каолинит при повышении температуры в присутствии К также начинает превращаться в гидрослюда, а в присутствии Mg (который может поставляться в раствор при гидрослюдизации монтмориллонита) — в хлорит. В связи с этим глинистые породы преобразуются при катагенезе в хлорит-гидрослюдистые глинистые породы, которые не размокают в воде, не пластичны, имеют пористость 1-2 % — *аргиллиты* (массивной текстуры) или *глинистые сланцы* (раскалываются на тонкие плитки).

Глинистые породы на месторождениях углеводородов

Хотя глинистые породы — флюидоупоры, в некоторых случаях в них может содержаться нефть — в трещинах, образовавшихся после уплотнения глинистых пород. То есть глинистые породы иногда могут быть трещинными и каверново-трещинными коллекторами.

В баженовской свите верхней юры Западной Сибири черные битуминозные гидрослюдистые глины с тонкими прослоями и линзочками алевритистых, кремнистых и карбонатных разностей являются нефтепродуцирующей толщей. В этих глинах наряду с преобладающими гидрослюдами широко развиты смешанослойные минералы (гидрослюда-монтмориллонит), имеются примеси каолинита и хлорита. Темная окраска глин обусловлена примесью органического вещества. Генерируемая нефть накапливается в глинах в микротрещинах длиной 0,01-0,03 мкм и по плоскостям наслоения.

Отложения баженовской свиты образовались в морских и прибрежно-морских условиях. При этом в центральных частях морского бассейна отлагались наиболее битуминозные глины, а в прибрежных частях морских бассейнов в глинах появляются прослой песчаников и алевролитов. В результате периодического поступления в морской бассейн холодных

арктических вод и массовой гибелью в связи с этим теплолюбивых морских организмов, в глинистых осадках накапливалось большое количество органического вещества, за счет которого при катагенезе генерировалась нефть.

Хемотропные и биогенные породы

Хемотропные породы образуются в результате выделения из морской воды тех или иных минералов без участия организмов, а биогенные – при участии организмов. Оба вида пород рассматриваются вместе, так как могут иметь одинаковый химический и минеральный состав, часто встречаются совместно и не всегда различимы между собой.

Карбонатные породы

Карбонатные породы составляют 20 % от всех осадочных пород, образуются в теплых мелководных морях, по способу осаждения в основном биогенные.

Обычно имеют светлую окраску, но в случае присутствия органического вещества (обычно являющегося спутником глинистой примеси) могут иметь темно-серую окраску, а нефтеносные карбонатные породы могут быть черными или буровато-черными.

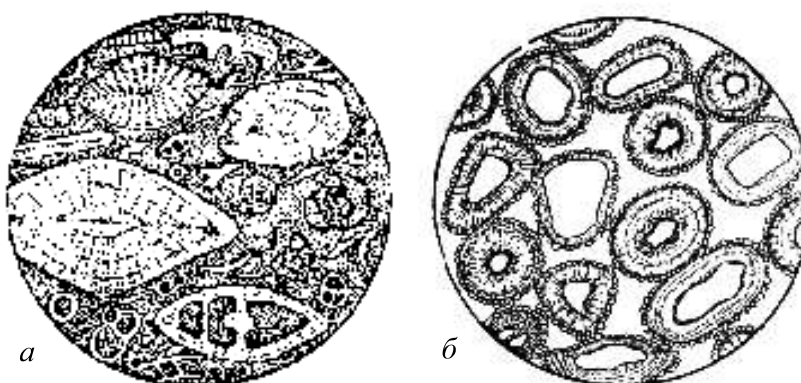


Рис. 20. Известняки под микроскопом: *а* – органогенный (раковины фораминифер находятся в связующей массе, состоящей из микрокристаллического кальцита); *б* – оолитовый (оолиты состоят из обломочных зерен кварца, окруженных каемкой карбоната). Диаметр 3 мм (по Х. Вильямсу)

Известняк - состоит из кальцита CaCO_3 , вскипает при взаимодействии с разбавленной (2-5 %) соляной кислотой:

- органогенный (цельнораковинный и детритовый - состоящий из обломков раковин);
- оолитовый (оолиты - шарики концентрического строения размерами до 1-2 мм);
- пелитоморфный (зерна менее 0,005 мм);
- перекристаллизованный: микрозернистый 0,005-0,05 мм
мелкозернистый 0,05-0,25 мм

среднезернистый	0,25-0,5 мм
крупнозернистый	0,5-1,0 мм
грубозернистый	>1,0 мм

(те же названия структур используются и для других приводимых ниже осадочных пород).

Цельнораковинные органогенные известняки могут быть рифовыми и ракушняковыми.

Рифы – подводные или надводные известковые постройки, сложенные скелетами организмов в их прижизненном положении. В период своего образования риф возвышался над дном моря и организмы жили вблизи поверхности воды (рифы образуются в зоне прогибания морских бассейнов).

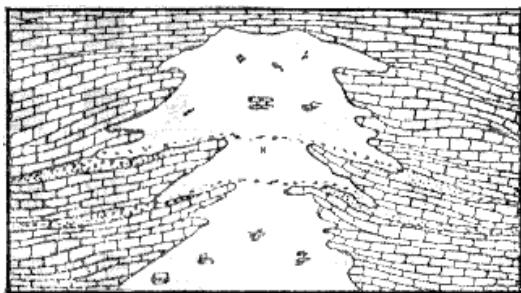


Рис. 21. Коралловый риф
(по У. Твенхофелу)

Рифовые известняки могут состоять из скелетов известковых водорослей, кораллов, мшанок и др. Карбонат выпадает на поверхностях, а иногда и внутри клеток водорослей в результате поглощения ими CO_2 из морской воды и практически сразу становится твердым; последнее объясняет каркасообразующую роль водорослевых известняков в теле рифа. В современных морях главные рифообразующие организмы

– кораллы, коралловые водоросли и фораминиферы.

Ракушняковые известняки образуются на отмелях.

Пелитоморфные известняки могут иметь хемогенное и биогенное происхождение. Писчий мел - одна из разновидностей пелитоморфных известняков – сложен главным образом мельчайшими известковыми фрагментами водорослей.

Мёргель близок к писчему мелу, но содержит до 50% глинистой примеси. С глинистой примесью часто ассоциирует органическое вещество, придающее породам серый и черный цвет. Так как мергель представляет собой смесь кальцита и глинистого вещества, под действием разбавленной соляной кислоты он вскипает и на месте капли кислоты остается грязное глинистое пятно.

Доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ - под действием разбавленной соляной кислоты не вскипает или вскипает значительно слабее, чем известняк (доломит вскипает в порошке, который можно получить, поцарапав породу куском стекла).

Коллекторские свойства карбонатных пород

Карбонатные породы обладают достаточно высокой пористостью (средняя пористость известняков 5,3 %). Иногда пористость даже на больших глубинах (более 8 км) достигает 20 %. Поры сообщаются между собой и

жидкость через них может фильтроваться. Таким характером пористости во многом объясняется как сильная обводненность карбонатных пород, так и приуроченность к карбонатным породам значительной части мировых промышленных запасов нефти.

Поры в карбонатных породах разделяются на первичные (образуются на стадии седиментогенеза) и вторичные (образуются на стадии катагенеза и при гипергенезе). Поры располагаются между зернами карбонатов, между раковинами, их обломками, между оолитами, внутри раковин (фораминифер, кораллов и др.). Наиболее высокая пористость и наиболее благоприятные коллекторские свойства - у биогенных, органогенно-детритовых и обломочных известняков. Микрозернистые и пелитоморфные известняки и доломиты имеют низкую пористость и проницаемость.

Состоящие из раковин карбонатные породы из-за жесткого каркаса раковин при погружении практически не уплотняются и пористость в них поэтому не сокращается, тогда как пелитоморфные и микрозернистые карбонатные породы при погружении значительно уплотняются и их пористость в связи с этим уменьшается.

В связи с растворимостью карбонатов в воде (растворимость кальцита в воде при наличии CO_2 может достигать 1 г/л) в карбонатных породах могут образовываться вторичные поры. Вода, попадая в первичные поры и трещины карбонатных пород, частично растворяет (выщелачивает) карбонат, что приводит к увеличению размеров пор и возрастанию пористости.

Подобное выщелачивание происходит в первично-пористых и исходно-трещиноватых карбонатных породах, в которые может проникать и через которые может фильтроваться вода. В пелитоморфных и микрозернистых карбонатных породах, которые обладают низкой исходной пористостью, вторичные пустоты выщелачивания возникают преимущественно лишь вдоль трещин в породах.

Соляные породы (эвапориты)

Каменная соль - состоит из галита NaCl (бесцветный, красноватый, синий; соленый на вкус).

Образует мощные (от сотен метров до 1-2 км) толщи однородной породы, на флангах переслаивающиеся с другими соляными породами, доломитами и известняками, а также с глинами. Каменной соли свойственны высокие экранирующие свойства – она обладает высокой пластичностью и поэтому, в отличие от других осадочных пород, обычно не содержит трещин, по которым могла бы происходить фильтрация жидкости или газа.

Сильвинит - смесь галита NaCl и сильвина KCl (сильвин молочно-белый с буро-красными оторочками, горько-соленый на вкус).

Гипс $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ - белый, серый, твердость 2. Гипс растворяется в воде в 10-20 раз сильнее, чем карбонаты: его растворимость в воде достигает 2,6 г/л.

Ангидрит CaSO_4 - серый, реже белый, красноватый, твердость 3,5. Нередко возникает при дегидратации гипса на глубинах 100-200 м и более.

Кремнистые породы



Рис. 22. Схема залегания кремня в известняке (по Теодоровичу)

Кремнистые породы, сложенные **опалом** $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$: *диатомит* (сложен скорлупками диатомовых водорослей), *трепел* (состоит из комочков опала, возникает при преобразовании диатомитов) - легкие, светлые, рыхлые;

опока (наиболее глинистая разновидность опаловых кремнистых пород, в которой отдельные комочки опала в той или иной степени сцементированы между собой) - серая, белая, очень легкая, хрупкая, с раковистым изломом, тонкопористая (прилипает к языку).

Кремнистые породы, сложенные **халцедоном и кварцем**:

кремни - серые, черные, нередко встречаются в виде конкреций в карбонатных породах;

яшмы - бурые, красные, серые, зеленые, темносерые, черные; образуются в результате преобразования кремнистых илов, содержащих

органические остатки, при осаждении кремнезема в местах подводной вулканической деятельности и др.

Глиноземистые породы

Бокситы (содержание глинозема Al_2O_3 более 46 %) - внешне разнообразны: от белых глиноподобных пород до очень плотных темно-серых, почти черных зернистых пород; часто красно-коричневый цвет, бобовая и оолитовая структура.

Каустобиолиты

Торф - полуразложившиеся растительные остатки от бурого до почти черного цвета (содержание углерода до 57-59 %). Образуется при избытке влаги и отсутствии или слабом доступе кислорода (в восстановительных условиях).

Сапрпель - ил, содержащий большое количество органических веществ (до 60-70 % углерода), - образуется на дне болот и озер, часто вместе с торфом.

Горючие сланцы - глинистые или известковистые породы, содержащие 20-60 % органического вещества, загораются от спички; образуются в озерах, лагунах, морях.

При катагенезе под влиянием давления вышележащих осадков и повышения температуры торф превращается в ископаемый уголь. Сначала образуется *бурый уголь* (рыхлый землистый бурого цвета или плотный черного

цвета), затем *каменный уголь* (содержание углерода до 82 %). Наиболее высокой степенью углефикации отличаются *антрациты*, состоящие из почти чистого углерода.

Осадочные фации и формации

Важная задача литологии – определение условий образования осадочных пород на основе их детального изучения (литолого-фациальный анализ). Фация – комплекс отложений, отличающийся составом и физико-географическими условиями образования от соседних отложений того же стратиграфического интервала. Фация характеризует обстановку образования породы.

Морские фации

Являются наиболее широко распространенными среди осадочных пород. Морским фациям свойственно постоянство состава пород на обширных территориях и обилие органических остатков животного происхождения.

Фации прибрежных частей шельфа (глубина моря до 30 м). Здесь образуются песчаники с незначительной примесью глинистых частиц, окатанными зернами и характерной разнонаправленной косой слоистостью; алевролиты и глины с примесью песка; оолитовые, органогенно-обломочные и обломочные известняки (пористость возникающих здесь карбонатных пород достигает 20-30 %).

Пляжевые отложения образованы береговыми валами, сложенными хорошо отсортированными осадками с различными косослоистыми текстурами (углы наклона косых слоев до 15°). Пляжевые отложения образуются за счет песков, выбрасываемых морем.

В прибрежных частях шельфа встречаются бары – песчаные валы, выходящие гребнем на поверхность моря, которые образуются за счет перемещения обломочного материала волнами со стороны моря к суше. Они располагаются параллельно берегу моря, имеют плоское основание и выпуклую верхнюю поверхность. Длина отдельных баров более 100 км при ширине 10-16 км.

Коллекторами в прибрежно-морских фациях могут быть терригенные (подводные валы и гряды, бары, отложения пляжа, береговых дюн), терригенно-карбонатные и карбонатные породы. Среди этих отложений практически нет флюидоупоров - глинистых пород (они более глубоководные). Поэтому прибрежно-морские фации обычно перспективны на нефть и газ лишь в случае их перекрытия трансгрессивными глинистыми отложениями более глубоководных частей морских бассейнов.

Фации мелководных частей шельфа (глубина моря 30-100 м). Образованы главным образом мелкозернистыми и среднезернистыми песчаниками, алевролитами. Глинистых пород мало (присутствуют в отдельных впадинах), они обычно содержат примесь обломочного материала. Встречаются известняки, в том числе рифовые. Характерна горизонтальная и

пологоволнистая слоистость. Условия для накопления органического вещества лучше, чем в прибрежных фациях, но из-за преобладания окислительной геохимической обстановки все же малоблагоприятны.

К мелководно-морским фациям в нефтегазоносных провинциях часто приурочены основные скопления углеводородов (коллекторы - терригенные и карбонатные породы). Среди карбонатных пород наибольшее промышленное значение имеют рифовые известняки (пористость 25-35 %), меньшее – органогенные, органогенно-обломочные и обломочные карбонатные породы (пористость 17-25 %), образовавшиеся в мелководных морях со значительной гидродинамической активностью.

Из-за примеси песчано-алевритового материала глинистые отложения мелководно-морских фаций дают покрышки невысокого качества.

Фации умеренно-глубоководных частей шельфа (глубина моря 100-200 м, реже до 400 м). Характерны слабые течения и бедный органический мир.

Здесь образуются гидрослюдистые и монтмориллонитовые глины, отмученные, без примеси песчаных частиц. В зонах донных течений присутствуют песчаники. Имеются как планктоногенные органогенные породы – фораминиферовые известняки, диатомиты, опоки, так биохемотрогенные и хемотрогенные породы. Наблюдается тонкая горизонтальная слоистость.

Эти отложения благоприятны для накопления органического вещества (планктона). Горючие сланцы доманиковского горизонта и бажендовской свиты, являющиеся генераторами нефти в Волго-Уральской и Западно-Сибирской нефтегазоносных провинциях, накопились в этих частях морских бассейнов.

В образовавшихся в зонах морских течений песчано-алевритовых и грубообломочных породах, изолированных глинами, могут быть нефть и газ. Мощные чисто глинистые толщи умеренно-глубоководной фации являются региональными глинистыми покрышками высокого качества.

Глубоководные фации (глубина более 400 м). В современных глубоководных отложениях 60% составляют глины, 25 % - пески, 10 % - галька и гравий, 5 % - раковины и оолиты. Осадочный материал привносится морскими течениями и подводными мутьевыми потоками по каньонам, пересекающим материковый склон от шельфа до абиссальных глубин. Отложения мутьевых потоков встречаются на глубинах до 10 км.

Глубоководные фации благоприятны для образования глинистых флюидоупоров высокого качества. В периферических частях глубоководных областей накапливается планктоногенный органический материал, а центральные наиболее глубоководные части этих областей резко обеднены органической жизнью и неблагоприятны для образования потенциально нефтегазоматеринских толщ.

Фации, переходные от морских к континентальным

Для этих фаций характерны пестрота состава, невыдержанность его по площади и разрезу, наличие органических остатков.

Лагунные фации (лагуны - мелководные части морских бассейнов, отделенные от основного моря песчаными косами, пересыпями или барами). Сложены мелкозернистыми песками, алевритами, глинами.

В условиях влажного климата лагуны опресняются и постепенно превращаются в торфяные болота, происходит образование лагунных угленосных песчано-глинистых толщ. В теплом климате в лагунах может также накапливаться сапропелевое органическое вещество, за счет которого происходит образование природного газа.

В сухом и жарком климате происходит засоление лагун и отложение в них эвапоритов (см. рис. 11), которые являются регионально выдержанными флюидоупорами - некоторые соленосные лагуны занимали в прошлом громадные территории и в них могли накапливаться скопления солей мощностью более 1,5 км.

Дельтовые фации (в устьях рек и в прилегающих прибрежных зонах морских бассейнов или озер). Отложения дельт могут занимать площади во многие тысячи км², мощность дельтовых отложений может достигать нескольких километров.

Эти фации образованы преимущественно тонкозернистыми аллювиальными отложениями русловых потоков, часто меняющих свое положение, а также отложениями озер и болот, периодически возникающих на месте дельт, прибрежно-морскими образованиями. Доля песчаных пород составляет около 25 %. Характерно широкое развитие косослоистых текстур.

Дельтовые отложения являются нефтегазоматеринскими — из-за смешения вод различной солености и температуры в дельтах происходит массовая гибель планктона и в большом количестве накапливаются органические остатки. Из-за резкой фациальной изменчивости в дельтовых отложениях имеются многочисленные литологические ловушки нефти и газа; их покрывками служат глинистые дельтовые отложения.

Континентальные фации

Элювиальные фации (коры выветривания). При длительных перерывах осадконакопления на породах нередко образуются коры выветривания мощностью до нескольких десятков метров. Они представляют собой коллекторы с высокой пористостью (особенно нижние части кор выветривания). Залежи нефти и газа известны, например, в корах выветривания доюрских отложений Западной Сибири и в корах выветривания фундамента Русской платформы.

Аллювиальные фации. Русловые песчаные и алевритовые отложения узкими извилистыми полосами (с линзовидным поперечным сечением) прослеживаются среди пойменных отложений, преимущественно глинистых. Характерна направленная вниз по течению реки косая слоистость. Потенциальными коллекторами являются наиболее грубозернистые русловые аллювиальные фации (пористость русловых песчаников 3-20 %).

Озерные и болотные фации. Озерные фации гумидного климата благоприятны для накопления органического вещества сапропелевого типа (особенно в неглубоких хорошо проветриваемых озерах с восстановительной обстановкой в придонном слое). В болотных фациях накапливаются громадные массы органического вещества преимущественно гумусового типа, в дальнейшем преобразующегося в каменные угли.

Осадочные формации

Осадочные формации – литологически однородные крупные геологические тела, образующиеся в определенных палеотектонических и палеогеографических условиях и соответствующие по своему стратиграфическому объему ярусу или отделу, реже – нескольким отделам или части яруса. Осадочные формации – это комплексы фаций, сформировавшихся в постоянных или слабо изменяющихся тектонических и климатических условиях. Например, песчано-глинистые угленосные формации состоят из прибрежно-морских, лагунных, дельтовых, аллювиальных, озерных и болотных фаций, возникавших в гумидном климате при существенной дифференциации тектонических движений. Смена формаций обусловлена существенным изменением тектонического режима и (или) климата.

Для формаций платформ характерна относительно небольшая мощность при обширных площадях распространения. Образование этих формаций происходило преимущественно в мелководно-морских, переходных и континентальных условиях при небольшой скорости осадконакопления (метры, первые десятки метров за 1 миллион лет). Формации складчатых областей имеют огромные мощности, измеряемые километрами, полосовидное распространение.

Формации, благоприятные для формирования скоплений нефти и газа:

- песчано-глинистые и карбонатные (для древних платформ);
- песчано-глинистые угленосные, песчано-глинистые глауконитовые, карбонатные и карбонатно-терригенные (для молодых платформ);
- угленосные, карбонатные, терригенно-карбонатные, терригенно-туффито-кремнистые, тонкая моласса, флиш (для геосинклинальных и переходных областей).

Среди терригенно-карбонатных нефтегазоносных формаций выделяются доманиковые формации – с аномально высоким содержанием рассеянного органического вещества преимущественно сапропелевого типа. Характерна тонкодисперсность и повышенная кремнистость терригенных пород, тонкая слоистость. Доманиковая субформация баженовской свиты Западной Сибири на 80 % сложена глинами (см. выше).

В Апшеронской нефтегазоносной области развита тонкая молассовая формация – переслаивание глин, алевролитов, песчаников, гравеллитов и конгломератов общей мощностью более 4 км (речные, дельтовые, озерные фации). На глинистые породы приходится 50-60 % от общего количества пород.

Коллекторами являются песчаники и алевролиты. Образование формации происходило в условиях пресноводного мелководного бассейна озерного типа, куда реками сносился обильный обломочный материал с окружающей суши (большое значение имеют отложения палеodelьты Волги).

Флиш – мощная серия морских осадочных отложений с регулярным чередованием не менее трех разновидностей пород, зернистость которых уменьшается вверх по разрезу (градационная слоистость – рис. 12, а). Характерен полимиктовый состав песчано-алевритового материала и малое количество органических остатков.

Флиш образуется в узких морских бассейнах глубиной до 1 км (например, Кавказский флишевый бассейн – прогиб длиной в несколько сотен километров при ширине 50-150 км). Осадки отлагаются на значительной глубине у подножья крутых склонов из мутьевых потоков, которые возникают в результате подводных оползней при землетрясениях или при сильных паводках рек (некоторые потоки перемещаются на расстояние до 1000 км со скоростью до сотен километров в час).

СЛОВАРЬ

Аридный климат – жаркий засушливый, с малыми годовыми суммами осадков при очень сильном солнечном нагреве.

Глауконит – зеленый минерал из группы гидрослюд, встречающийся в морских осадках.

Гравеллит – сцементированный гравий.

Гумидный климат – влажный, с резким преобладанием количества осадков над испарением.

Коллектор – пористая, проницаемая порода, в которой возможно перемещение воды и углеводородов.

Покрышки – непроницаемые породы, перекрывающие залежи углеводородов.

Пролувий – отложения селевых потоков горных рек или других временных потоков, возникающих в периоды интенсивного выпадения осадков или таяния снега и ледников в горах.

Терригенные осадки – состоящие в основном из твердых продуктов денудации суши (обломков пород, минералов, глинистых частиц).

Трансгрессия – наступание моря на сушу.

Туффит – осадочно-вулканогенная порода, состоящая из осадочного и вулканогенного материала (последнего не менее 50%).

Флюидоупор – порода, непроницаемая или мало проницаемая для углеводородов и воды.

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

Прошляков В. К., Кузнецов В. Г. Литология. М., Недра, 1991.

Логвиненко Н. В. Петрография осадочных пород. М., Недра, 1974.

Дополнительная:

Фролов В. Т. Литология. М., Изд. МГУ, 1992 (кн. 1), 1993 (кн. 2), 1995 (кн.

3).

Логвиненко Н. В., Сергеева Э. И. Методы определения осадочных пород. М., Недра, 1986.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Чем отличается физическое и химическое выветривание в условиях разного климата?
2. Механическое и химическое осаждение осадков в морских водоемах.
3. Типы слоистости осадочных пород.
4. Охарактеризуйте процессы диагенеза и катагенеза.
5. Приведите классификацию обломочных пород.
6. Назовите разновидности песчаников по размеру обломков и по минеральному составу.
7. Фациальные разновидности песчаных пород.
8. Условия образования и применение каолинитовых, гидрослюдистых и монтмориллонитовых глин.
9. Катагенез глинистых пород и переход воды из химически связанного в свободное состояние.
10. Разновидности карбонатных пород и условия их образования.
11. Пористость, прочность и растворимость карбонатных пород.
12. Коллекторские свойства песчаных и карбонатных пород.
13. Охарактеризуйте соляные породы и условия их образования.
14. Фации морских отложений.
15. Лагунные и дельтовые фации.
16. Континентальные фации.
17. Приведите примеры осадочных формаций, с которыми могут быть связаны месторождения нефти и газа.

3. МЕТАМОРФИЧЕСКИЕ ПОРОДЫ

Метаморфизм – изменение структуры и состава породы, происходящее при повышении температуры и давления, при участии растворов, без расплавления породы. Например, при метаморфизме на месте глинистой породы может образоваться гранат-мусковит-кварцевый сланец. Метаморфизму подвергаются осадочные, магматические и ранее образованные метаморфические породы. Температура метаморфизма – от 100-200 °С до температуры частичного плавления пород (650-1000 °С).

Изохимический метаморфизм – не сопровождающийся изменением химического состава породы.

Текстуры метаморфических пород

Выделяются следующие разновидности текстур метаморфических пород:

- *сланцеватая* - параллельное расположение чешуек слоистых силикатов, из-за чего порода раскалывается на тонкие плитки; породы сланцеватой текстуры называются сланцами;
- *гнейсовидная* - менее строгая параллельность чешуек слоистых силикатов и их меньшее содержание, чем в сланцах; при раскалывании порода гнейсовидной текстуры дает, в отличие от сланцеватой текстуры, плитки толщиной не менее нескольких сантиметров;
- *линейная* – призматические минералы ориентированы в одном направлении (линейность);
- *полосчатая*;
- *массивная*.

Метаморфические породы разделяются на 5 классов: 1) регионально-метаморфические; 2) контактово-метаморфические; 3) ультраметаморфические; 4) тектоно-метаморфические; 5) метасоматические.

Регионально-метаморфические породы

Регионально-метаморфические породы - это наиболее распространенные метаморфические породы, которые развиты на обширных площадях в областях складчатости и гранитообразования. В не подвергшихся складчатости прогибах, несмотря на значительное (до 25 км) погружение толщ, региональный метаморфизм не проявляется.

Метаморфическая фация – совокупность горных пород, образовавшихся при определенных температурах и давлении.

Зеленосланцевая фация (350-450 °С)

В породах присутствуют хлорит, серицит, тальк, серпентин и др. Зерна минералов нередко очень мелкие.

Филлиты - тонкозернистые сланцеватые породы с шелковистым блеском плоскостей сланцеватости (из-за параллельного расположения обычно не различимых на глаз чешуек серицита и хлорита) и низкой твердостью. В связи с примесью углеродистого вещества часто имеют окраску от темно-серой до черной. Образуются при метаморфизме глинистых пород (метапелиты).

Зеленые сланцы - тонкозернистые породы, содержат хлорит, а также более твердые минералы (актинолит, эпидот, альбит и др.), из-за чего царапают стекло. Образуются при метаморфизме основных магматических пород, главным образом базальтов (метабазиты).

Серпентиниты – состоят из серпентина (иногда содержат хризотил-асбест), образуются по ультраосновным магматическим породам (дунитам, перидотитам).

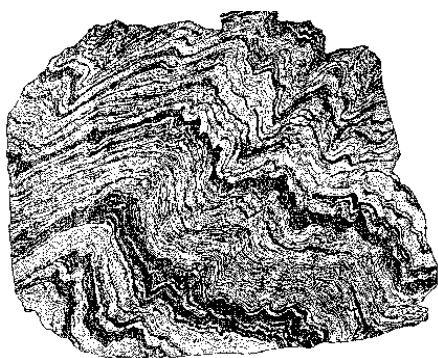


Рис. 23. Зеленый сланец пloyчатой текстуры (по Ю. И. Половинкиной)

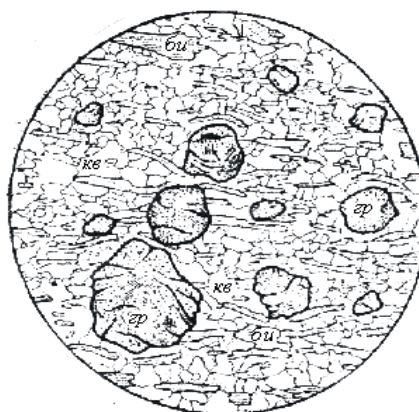


Рис. 24. Гранат (gr)-кварц (kv)-биотитовый (би) сланец

Амфиболитовая фация (550-750 °С, 400-800 МПа)

Зерна минералов достаточно крупные, различимы макроскопически. Названия породам даются путем перечисления минералов в порядке возрастания их количества: например, гранат-биотитовый сланец, мусковит-кварцевый сланец и т. п.

Кристаллические сланцы (кристаллосланцы) - содержат гранат, биотит, мусковит, кварц и др. минералы; полевых шпатов не более 20 % (рис. 24). Образуются при метаморфизме глинистых пород.

Гнейсы - гнейсовидная текстура, более 20 % полевых шпатов. Образуются при метаморфизме кварц-полевошпатовых магматических (граниты) и осадочных (песчаники) пород.

Амфиболиты - содержат в значительных количествах роговую обманку; в зависимости от сопутствующих минералов выделяются плагиоклазовые, гранатовые, эпидотовые и другие амфиболиты. Образуются при метаморфизме основных магматических пород, преимущественно базальтов.

Гранулитовая фация (700-800 °С, высокое давление)

Гранулиты - пироксеновые гнейсы (кварц, полевые шпаты, пироксен, гранат).

Большинство пород гранулитовой фации образуется в докембрии. Они обычно находятся в пределах щитов, но иногда присутствуют и в фанерозойских орогенических поясах (например, на Урале) в виде поднятых блоков докембрийского фундамента.

Эклогитовая фация (700 °С, 1300 МПа)

Эклогиты - содержат красно-бурый гранат и зеленый пироксен.

Во всех фациях метаморфизма встречаются:

- *кварциты* - состоят из зерен кварца, отличаются от исходных кварцевых песчаников тем, что раскалываются с разрывом кварцевых зерен и образованием ровной поверхности скола;

- *мраморы* - состоят из зерен карбонатов (кальцита, доломита), отличаются от исходных карбонатных осадочных пород (например, известняков) более крупной зернистостью.

Таблица 4

Некоторые метабазиты и метапелиты

Исходные породы	Фация зеленых сланцев	Амфиболитовая фация	Эклогитовая и гранулитовая фации
Магматические породы основного состава	Зеленые сланцы	Амфиболиты	Эклогиты
Глинистые и кварц-полевошпатовые породы	Филлиты	Кристаллические сланцы и гнейсы	Гранулиты

С повышением степени метаморфизма плотность метаморфических пород возрастает: зеленые сланцы – 2,6-2,7 г/см³, амфиболиты – 2,9-3,3 г/см³, эклогиты – 3,3-3,6 г/см³.

Ультраметаморфические породы

Ультраметаморфические породы образуются в условиях начинающегося плавления пород (550-670 °С). *Мигматиты* - кристаллические сланцы и гнейсы с многочисленными возникающими в результате начинающегося плавления гранитными, аплитовыми или пегматитовыми выделениями.

Наиболее широко развиты полосчатые мигматиты. Присутствующий в них жильный материал гранитного состава в виде параллельных полос прослеживается иногда на десятки метров и первые километры.

Контактово-метаморфические породы

Контактово-метаморфические породы образуются на относительно небольших глубинах (до 1-3 км) вокруг массивов интрузивных пород. Температуры контактового метаморфизма 300-800 °С, давление до 100-300 МПа. Магма, нагретая до 800 °С и застывающая на глубине 1-2 км от земной поверхности, может прогреть породы у контакта до 550 °С. Продукты контактового метаморфизма – *контактовые роговики* - нередко имеют очень мелкозернистую структуру.

Динамометаморфические породы (тектониты)

Динамометаморфические породы образуются главным образом в зонах разломов.

Тектонические брекчии – остроугольные обломки исходных пород сцементированы мелкодробленой массой (рис. 13, а).

Катаклазиты – продукты начальной стадии дробления (рис. 13, б).

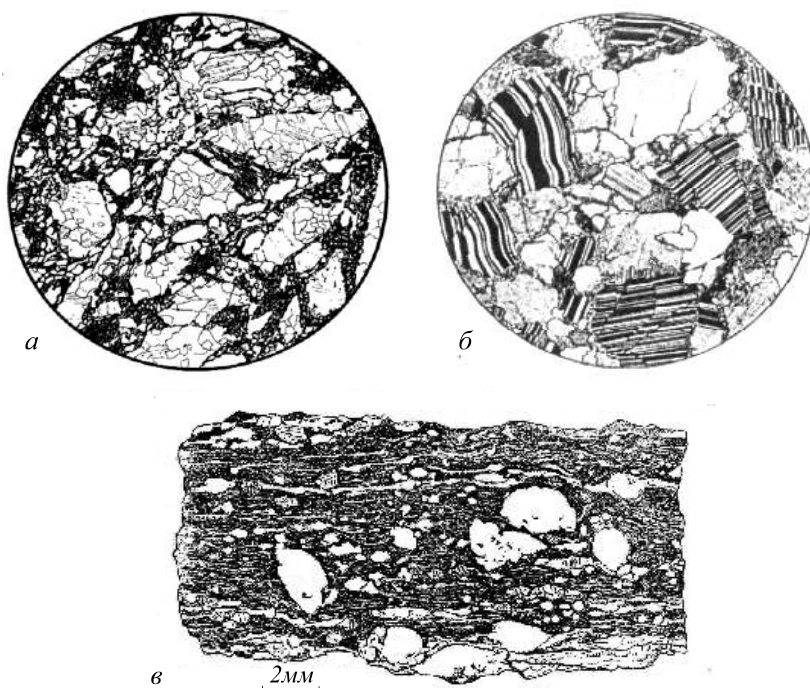


Рис. 25. Динамометаморфические породы: а- *брекчия* гранита; гранит разбит на угловатые обломки, связанные тонкоперетертым материалом того же гранита; б – *катаклазированный* гранит (ув. 30); в – *милонитизированный* гранит; обломки зерен полевых шпатов в тонко «истертой» породе; текстура породы параллельная, сланцеватая и очковая (по Ю. И. Половинкиной)

Милониты – результат самой сильной деформации, сложены более, чем на 50 % новообразованным мелкозернистым агрегатом. В отличие от катаклазитов, им свойственны сланцеватые и полосчатые текстуры. В мелкозернистой массе имеются реликты минералов исходной породы (рис. 13, в).

Метасоматические породы

Метасоматоз – метаморфизм с изменением химического состава породы (сопровождается привнесом и выносом компонентов).

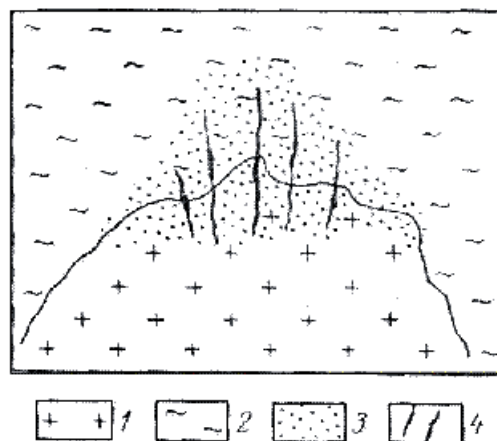
При метасоматических изменениях пористость пород часто увеличивается, объемный вес и предел прочности пород на сжатие нередко уменьшается.

А) Кислотные метасоматиты

Образуются под действием кислых растворов (кислотность обусловлена высокой концентрацией в растворах CO_2 , Cl^{1-} , F^{1-}).

Грейзены - кварц, мусковит (крупные чешуйки), иногда флюорит, турмалин, топаз и др. Образуются по породам кислого состава. Температура образования грейзенов (грейзенизации) 350-450 град. Часто встречаются на месторождениях олова и вольфрама (рис. 26).

Рис. 26. Схема пространственных соотношений гранитов (1) и вмещающих их сланцев и гнейсов (2) с грейзенизированными породами (3) и рудными жилами (4); по Б. И. Омеляненко.



Березиты - кварц, серицит (очень мелкая белая слюда), пирит, карбонат. Образуются по породам кислого и среднего состава (рис. 27). Температура березитизации менее 350°C. Встречаются на месторождениях золота (например, на Березовском месторождении золота, по которому и дано название породы), урана и др.

Лиственины - железисто-магнезиальный карбонат (не вскипает под действием разбавленной соляной кислоты), кварц, зеленая хромовая слюда. Возникают по ультраосновным породам. Встречаются на месторождениях золота (Березовское) и др.

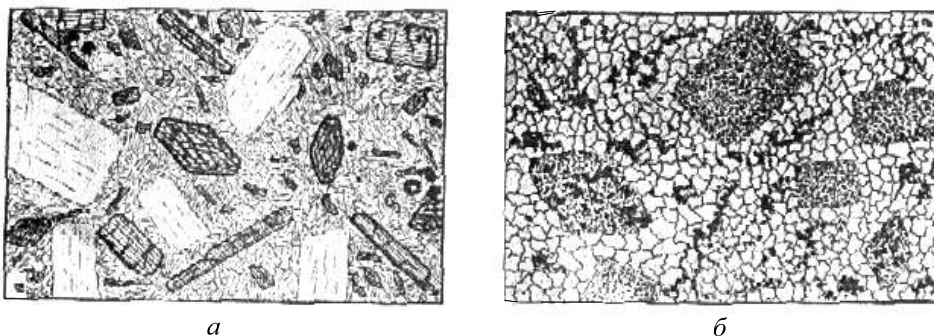


Рис. 27. Березитизация диоритового порфирита (по Б. И. Омеляненко):

а – неизменная порода: порфировые включения плагиоклаза и роговой обманки в мелкозернистой основной массе; *б* – березитизированная порода (внутренняя зона березитизации): включения плагиоклаза и роговой обманки замещены мелкозернистым пирит-кварц-серицитовым, а основная масса – пирит-кварцевым агрегатом (пирит – черное)

Тальк- и хлорит-карбонатные породы - образуются по ультраосновным породам (например, на Шабровском месторождении талька).

Б) Скарны

Известковые скарны - *высокотемпературные* (гранат-андрадит, пироксен, магнетит и др.) и *низкотемпературные* (эпидот, амфиболы, кальцит, халькопирит и др.). Образуются преимущественно на контактах карбонатных пород с гранитами.

В) Щелочные метасоматиты

К щелочным метасоматитам относятся, например, *альбитизированные породы* и *калиевые метасоматиты*

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

Белоусова О. Н., Михина В. В. Общий курс петрографии. М., Недра, 1972.

Миловский А. В. Минералогия и петрография. М., Недра, 1979.

Дополнительная:

Петрография и петрология магматических, метаморфических и метасоматических пород. М., Логос, 2001.

Петрографический кодекс. Л., Недра, 1995.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Назовите факторы метаморфизма.
2. Охарактеризуйте текстуры метаморфических пород и условия их образования.
3. Назовите минеральный состав пород зеленосланцевой и амфиболитовой фаций регионального метаморфизма.
4. Продукты метаморфизма глинистых пород.

5. Продукты метаморфизма основных пород.
6. Приведите примеры метасоматических пород, возникших по
а) кислым, б) ультраосновным магматическим породам.
7. Минеральный состав и условия образования скарнов.
8. Охарактеризуйте метасоматические изменения пород под действием кислых растворов.
9. Изменения плотности и пористости горных пород при регионально-метаморфических и метасоматических изменениях.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

(Минералы, породы, термины)

Актинолит	19	Горючие сланцы.....	48
Акцессорные минералы.....	25	Гравеллит.....	53
Алевритовая структура.....	41	Гравий	39
Алевролит	41	Гранаты.....	18
Аллювиальные фации.....	51	Гранит	29
Алмаз	12, 15	Гранулит	56
Альбит	20	Графит.....	15
Алюмосиликаты	13	Грейзен.....	59
Аметист	6	Гумидный климат	53
Амфиболит.....	56	Дельтовые фации	41, 51
Амфиболы.....	19, 26	Диаманитные минералы	9
Ангидрит.....	17, 47	Диатомит.....	48
Андезит	29	Диорит.....	29
Анизотропия	4	Доломит	17, 38, 46
Анортит	20	Доманиковые формации	52
Антимонит	15	Дресва	39
Апатит	17	Друза	5
Аргиллит	44	Дунит.....	28, 32
Аридный климат	53	Зеленый сланец	55
Арсенопирит	15	Золото.....	12, 15
Афанитовая структура.....	26	Известняк	45
Базальт	29, 30	Ильменит	16
Барит.....	17	Калиевый полевой шпат	20
Бар.....	41, 49	Кальцит	17
Берилл	18	Каменная соль	47
Биотит.....	19, 25	Каолинит.....	20, 34,
Биохимическое осаждение	35	Катаклазит	58
Боксит.....	48	Кварц.....	20, 25
Болотные фации	51	Кварцевый диорит	31
Брекчия.....	40	Кварцит	56
Вольфрамит	17	Киноварь.....	15
Вулканический туф.....	30	Кислые породы	24
Вулканогенно-обломочные породы ...	24, 30	Коллектор	53
Габбро	29	Конгломерат	40
Галенит.....	15	Конкреция.....	5, 38
Галит.....	16	Корунд	16
Гематит.....	16	Кремнекислота	24
Гиббсит	34	Кремень.....	48
Гидролюда.....	20, 34	Кристаллические сланцы	56
Гипс	17, 47	Лагунные фации.....	50
Глауконит.....	53	Лапилли	30
Глинистый сланец.....	44	Лесс	41
Глинозем	24	Лимонит	16
Глина	42	Линейная текстура.....	55
Гнейс	56	Лиственит	59
Гнейсовидная текстура.....	55	Магматическая формация	30

Магнезит	17	Риф	46
Магнетит	16	Роговая обманка	19
Малахит	17	Рубин	6
Мёргель	46	Рутил	16
Метаморфическая фация	55	Сапропель	48, 51
Метасоматоз	58	Сера	15
Мигматит	57	Серпентин	19
Микроклин	20	Серпентинизация	33
Милонит	58	Серпентинит	55
Молассовая формация	52	Сидерит	17
Молибденит	15	Сиенит	29
Монтмориллонит	20	Сильвин	16
Морские фации	41, 49	Сильвинит	47
Мрамор	57	Скарн	60
Мусковит	19	Сланцеватая текстура	55
Мутьевые потоки	35, 37, 53	Слоистость	36
Натечные агрегаты	5	Слойчатость	36
Нефелин	20	Слюды	19
Озерные фации	51	Средние породы	24
Оливин	18, 26	Стилолитовый шов	39
Оолит	45	Сфалерит	6, 15
Опал	16	Тальк	19, 59
Опока	48	Тектоническая брекчия	58
Ортоклаз	20	Терригенные осадки	53
Осадочная формация	52	Топаз	18
Основные породы	24	Торф	48
Парамагнитные минералы	9	Трансгрессия	53
Пелитовая	43	Трапповая формация	30
Пелитоморфный известняк	45, 46	Трахит	29
Перидотит	28	Трепел	48
Песчаник	40	Турмалин	18
Пирит	15, 38	Туффит	53
Пироксены	18, 26	Ультраосновные породы	24
Пиролюзит	16	Фация осадочная	49
Пироп	12	Ферромагнитные минералы	9
Пирротин	15	Филлит	55
Плагиоклазы	6, 7, 20, 25	Флиш	53
Платина	15	Флюидоупор	53
Побежалость	11	Флюорит	16
Покрышки	53	Халцедон	20
Полевые шпаты	20, 25	Халькопирит	15
Порфировая структура	27	Хлорит	19
Прибрежно-морские фации	41	Хлорит-карбонатные породы	59
Пролувий	53	Хризотил-асбест	19
Псаммитовая структура	40	Хромит	16
Псефитовая структура	39	Циркон	18
Пьезоэлектрический эффект	9	Эклогит	56
Растворения под давлением	39	Элювиальные фации	51
Речные фации	41	Эоловые фации	41
Риолит	29, 31	Эпидот	18

Олег Анатольевич Суставов

МИНЕРАЛОГИЯ И ПЕТРОГРАФИЯ

Учебно-методическое пособие

по дисциплине для студентов специальностей 080400 - «Геофизические методы поисков и разведки МПИ» (РФ) и 080900 - «Геофизические методы исследования скважин» (ГИС)

.

Корректурa кафедры минералогии, петрографии и геохимии

Подписано в печать

Бумага писчая. Формат 60х84 1/16. Печать на ризографе.

Печ .л. 4,0. Уч.-изд. л. 3,6. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ

620144, г. Екатеринбург, Куйбышева, 30

Уральский государственный горный университет

Лаборатория множительной техники

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»



В. В. Сынбулатов, Д. В. Прищепа

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,
выполнению контрольных и практических работ по дисциплине
«Буровзрывные работы» для студентов специальности
21.05.03 «Технология геологической разведки»*

Екатеринбург – 2020

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

В. В. Сынбулатов, Д. В. Прищепа

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
контрольных и практических работ по дисциплине
«Буровзрывные работы» для студентов специальности
21.05.03 «Технология геологической разведки»*

*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 «Буровзрывные работы» для студентов специальности 21.05.03 «Технология геологической разведки» / В. В. Сынбулатов, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2020. – 65 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины.

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов, выполнению контрольных и практических заданий всех специализаций специальности 21.05.03 «Технология геологической разведки» по курсу «Буровзрывные работы».

© Уральский государственный
горный университет, 2020
©Сынбулатов В.В., 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 «Буровзрывные работы» 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] освоите 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 сенсibilизатор?
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. Отрадите 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 гранулола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротилловые 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 способом.
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 содержания 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, зарядание 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 зарядании 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_0 с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывания 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: типовый 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.

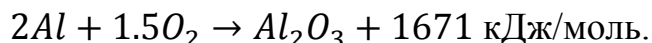
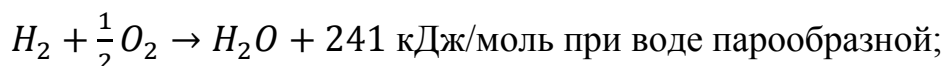
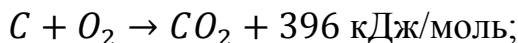
Краткая теория

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:



Следовательно, если ВВ имеет состав в виде $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс (%)

$$K_6 = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{ВВ}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

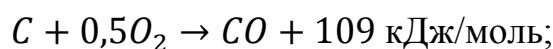
нулевой кислородный баланс;
при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

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.



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



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 выделяться 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:

$$x = \frac{100}{1 + n},$$
$$x = \frac{100}{1 + 16} = 5,9 \text{ \%}.$$

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 ($\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$).

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



Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры NH_4NO_3 ; 3% солярового масла $\text{C}_{16}\text{H}_{34}$ (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры А1 (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла x , аммиачной селитры y , алюминиевой пудры z , можно написать химическую формулу в виде

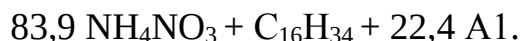


В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда $y = 83,9x$; $z = 22,4x$.

Примем $x = 1$, тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид



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 уравнивается 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 взрывааемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида $pV^y = \text{const}$, 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

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где $Q_{взр}$ - потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

V_1 и V_2 - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м³/кг;

P_1 и P_2 - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = C_p/C_v$ – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета A_u конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ($P_2 = 1,01 \cdot 10^5$ Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1,01 \cdot 10^5}{P_{ПВ}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_u = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

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

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \quad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{y-1}{y}}, \quad (2.11)$$

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 (Π) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты, $y = C_p/C_v$. 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 , Al_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:

$$V_{\text{нв}} = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг},$$

$$Q_{\text{взр}} = 4300 \text{ кДж/кг};$$

$$T_{\text{взр}} = 2600^\circ \text{ К}.$$

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):

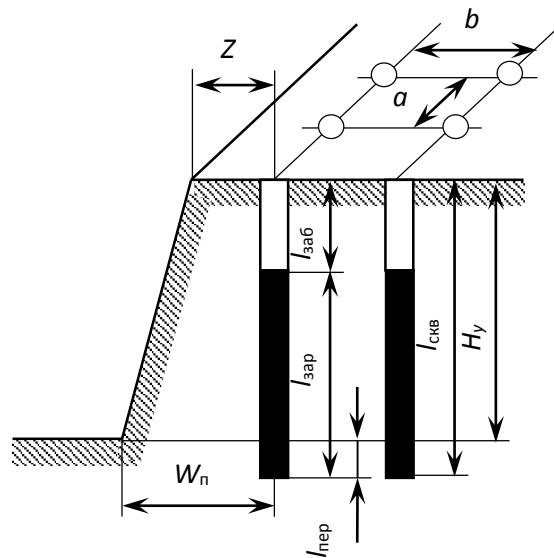


Рис. 3.1. Схема расположения скважин на уступе

H_y – высота уступа, м;

W_n – 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/м³

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости горных пород f по шкале проф. М. М. Протоdjяконова			
	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:

$$q_p = q_э \cdot e \cdot k_d \cdot \frac{\rho_{гп}}{2,6}, \quad (3.1)$$

где $q_э$ – эталонный расход Граммонита 79/21, кг/м³;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, определяемый по формуле

$$e = A_{эт} / A_{ВВ}, \quad (3.2)$$

$A_{эт} = 3560$ 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/м³.

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) $d_{\text{скв}}$ с учетом характеристик разрабатываемых пород:

$$d_{\text{зар}} = k_p d_{\text{скв}}, \quad (3.3)$$

где $k_p = 1,06 - (f - 2) 0,003$ – коэффициент расширения скважин.

Удельная вместимость 1 м скважины:

$$P = 0,785 \cdot d_{\text{зар}}^2 \cdot \Delta, \quad (3.4)$$

где Δ , кг/м³ – плотность заряда в скважине.

Линия сопротивления по подошве (ЛСПП) для одиночной скважины:

$$W_{\pi} = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q_p}}, \quad (3.5)$$

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

$$W_{\min} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + Z, \quad (3.6)$$

где α – угол откоса рабочего уступа, град;

Z – ширина призмы обрушения, $Z \geq 2$ м.

Величина принимаемой при расчетах линии сопротивления по подошве (W_{π}) должна удовлетворять соотношению:

$$W_{\min} < W_{\pi}. \quad (3.7)$$

Если значения $W_{\min} > W_{\pi}$, 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:

$$l_{\text{пер}} = (10 \div 15) \cdot d_{\text{скв}} \quad (3.8)$$

Глубина забойки:

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 35) \cdot d_{\text{СКВ}} \quad (3.9)$$

Глубина скважины:

$$l_{\text{СКВ}} = H_y + l_{\text{пер}} \quad (3.10)$$

Расстояние между скважинами в ряду:

$$a = m W_{\text{п}}, \quad (3.11)$$

где $m = 0,8 - 1,4$ - коэффициент сближения скважин; меньшее значение m принимается для крепких пород.

Расстояние между рядами скважин:

$$b = (0,9-1,0) W_{\text{п}}. \quad (3.12)$$

Масса заряда в скважине:

$$Q = q_p \cdot a \cdot W_{\text{п}} \cdot H_y \quad (3.13)$$

Длина заряда:

$$l_{\text{зар}} = \frac{Q}{P}. \quad (3.14)$$

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:

$$r_{разл} = 1250 \cdot h_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + h_{заб}} \cdot \frac{d}{a}} \quad (4.1)$$

где h_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, определяемый по формуле

$$h_3 = \frac{l_{зар}}{l_c}, \quad (4.2)$$

$l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м;

$l_{зар}$ – глубина скважины, м;

f – коэффициент крепости горных пород;

h_3 – коэффициент заполнения скважины забойкой:

$$h_3 = \frac{l_{заб}}{l_n}, \quad (4.3)$$

$l_{зар}$ – длина забойки, м;

l_n – длина свободной от заряда верхней части скважины, м;

d – диаметр взрывающей 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.

**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 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 непригодных 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/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 зарядании

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 непригодные для 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 непригодные для 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 непридохранительных 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 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
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. Иницирование 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 максимальной 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 обурирования 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 м²) 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:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (5.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 5.2),

d_3 – 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:

$$h_{\text{вр}} = 0,25B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (5.2)$$

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

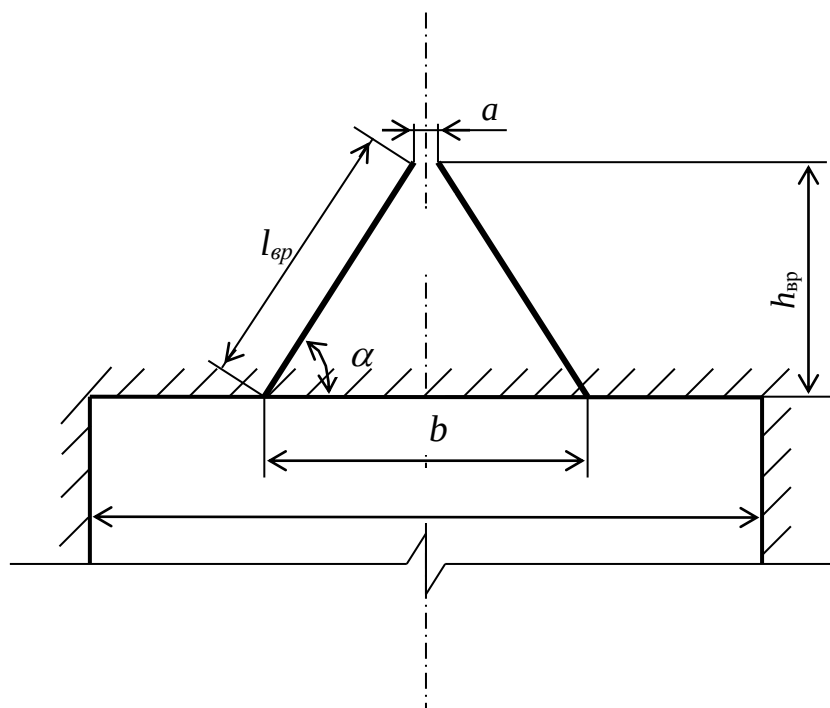


Рис. 5.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (5.3)$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (5.4)$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (5.5)$$

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 обурирования 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 a ; щелевой b ; спиральный c и двойной спиральный z .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (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, взрывааемых 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 шпуrom 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, взрывааемых 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.

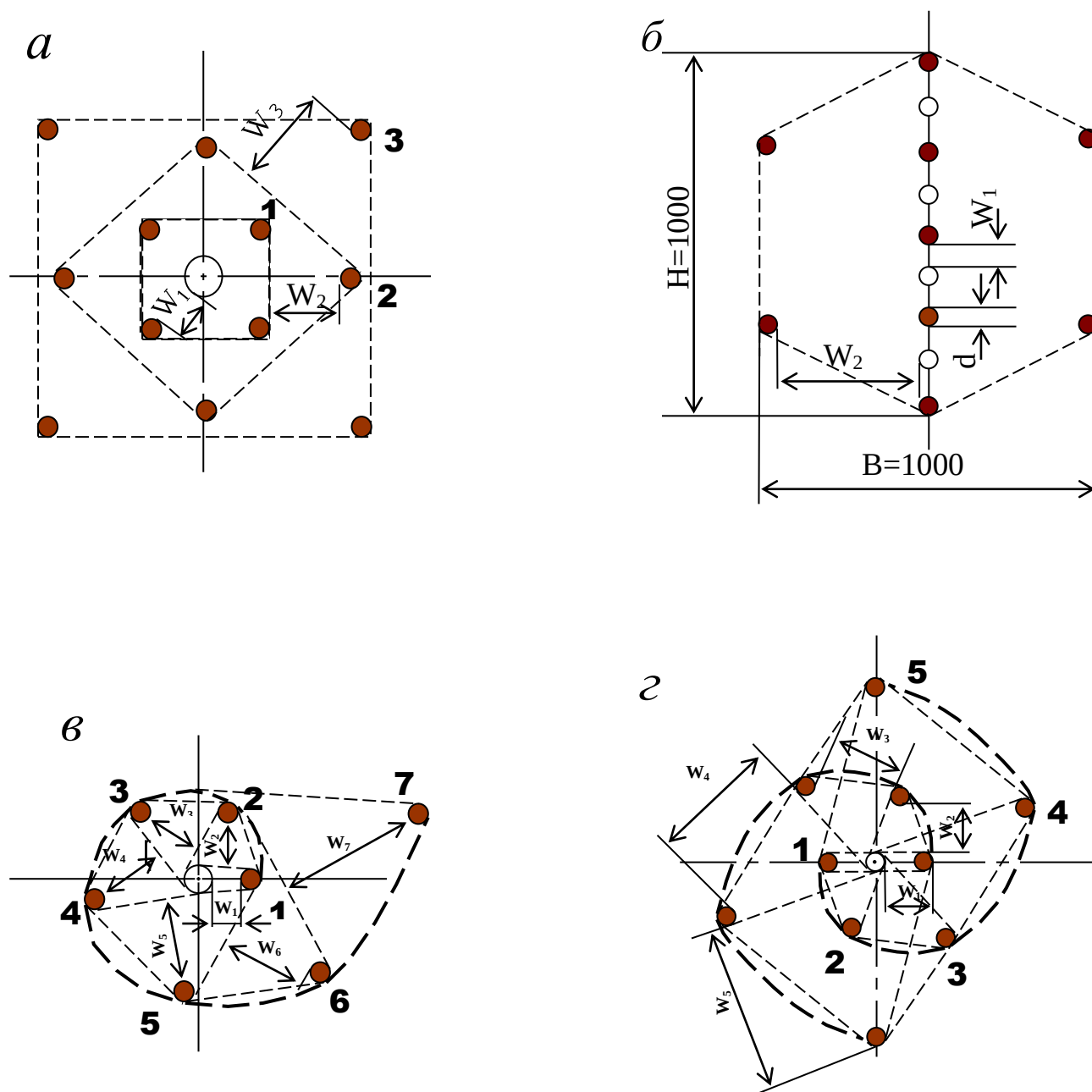


Рис. 5.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

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, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (5.6)$$

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 м² 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_z и холостых N_x шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (5.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (5.8)$$

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, взрывааемых 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:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (5.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м³;

f – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. 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

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \quad (5.10)$$

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/м³.

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

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (5.11)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м².

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 $\nu = 1,1-1,4$.

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 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.

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

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (5.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м³;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м²;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (5.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

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/м³.

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

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (5.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, m^2 ;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), m^2 ;

$N, N_{вр}$ – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном $85-87^\circ$ 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

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (5.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, m^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 **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (5.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубках с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (5.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (5.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, kg/m^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**

$$q_{ср}'' = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \quad (5.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{вр}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{ср}. \quad (5.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{ок}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{ср}. \quad (5.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q_{всп}^* = q'_{ср}. \quad (5.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении 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 заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q_{вр}^* + \sum q_{всп}^* + \sum q_{ок}^*. \quad (5.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп} \eta), \quad (5.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр} l_{шп} \eta, \quad (5.26)$$

где $S_{\text{пр}} = S_{\text{вч}} \cdot \text{КИС}$ – 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

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (5.27)$$

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: $\text{КИС} = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрывааемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_{\text{м}} = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шп}} \eta). \quad (5.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м^3 взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta). \quad (5.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (5.30)$$

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 участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (5.31)$$

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 сrostки;

S – сечение проводов, м².

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 $I_{\text{гар}} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{\text{гар}} = 1,3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 2,5$ 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

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.32)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.33)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.34)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.35)$$

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:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (5.36)$$

где r_c, r_m – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (5.31));

L_c, L_m – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

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 $i < I_{\text{гap}}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + R}, \quad (5.37)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + r}. \quad (5.38)$$

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. Свёрло 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 ЭБПП-1, ЭБПП-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 м² площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м² 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, 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 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
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обурирования, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обурирования, 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 обурирование 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.

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 (электро-взрывной) 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, м² _____
 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. Протодяконова _____
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.

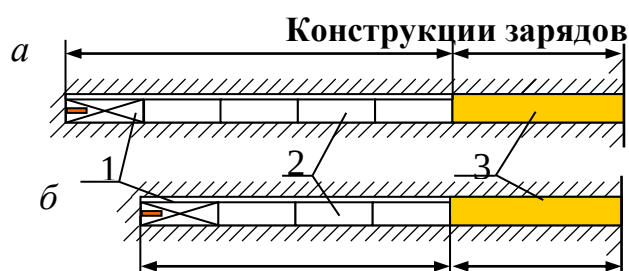
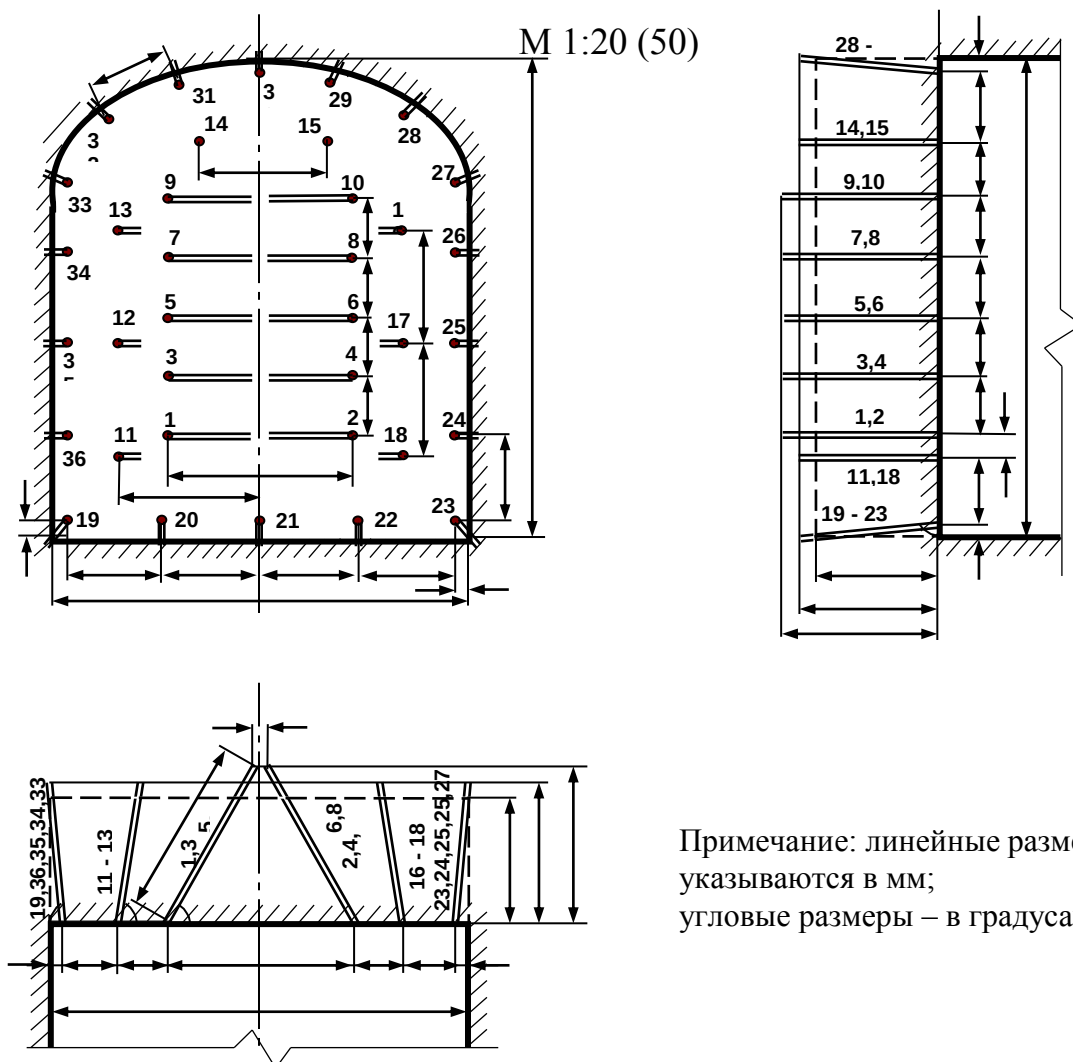
7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объем 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



- а – врубовые шпуров;
- б – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуров;
- 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

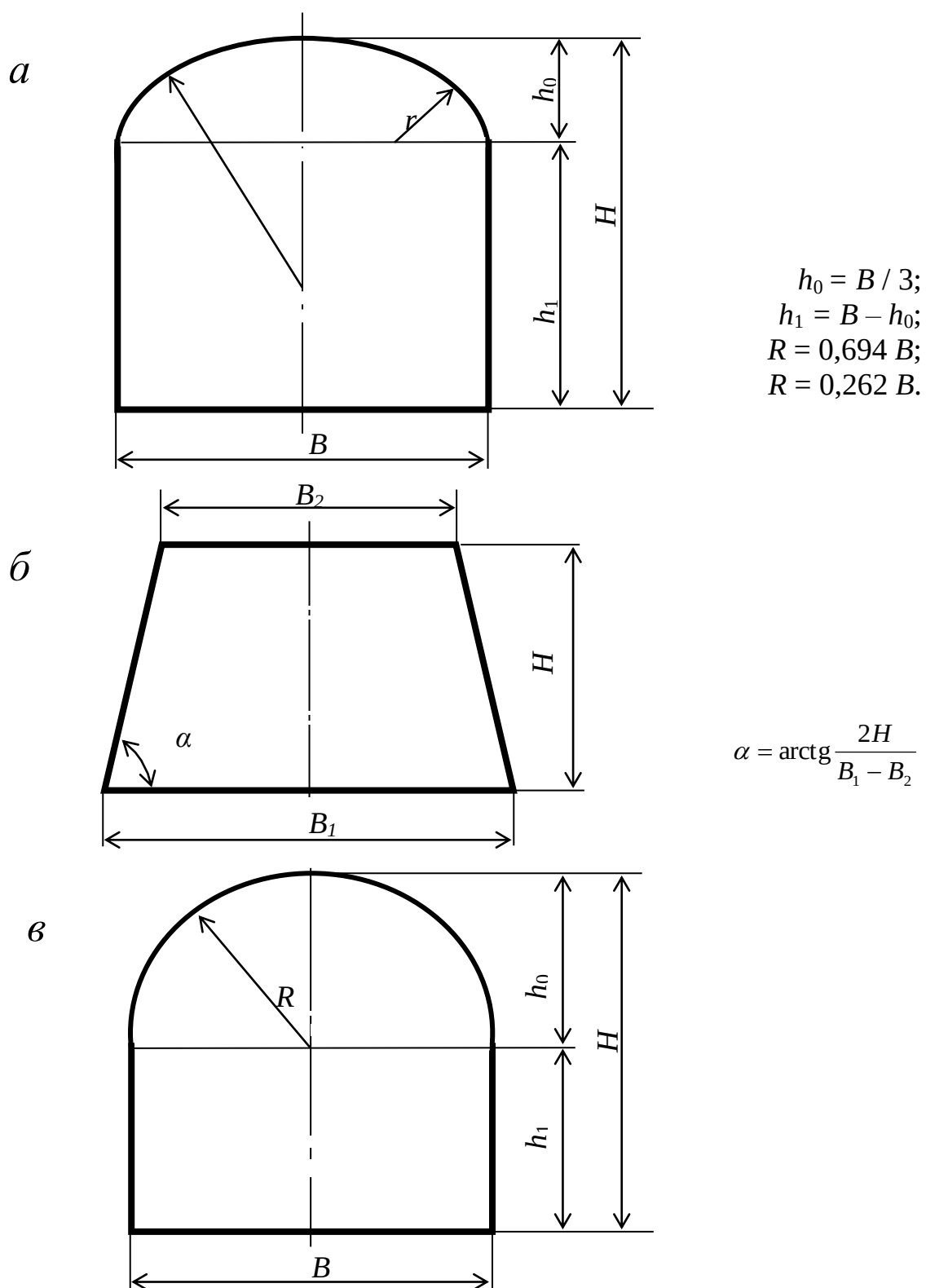


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:

a – 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	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
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

Сынбулатов Владимир Владимирович
Прищепа Дмитрий Вячеславович

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
контрольных и практических работ по дисциплине
«Буровзрывные работы»
для студентов специальности 21.05.03 «Технология геологической разведки»

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

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ
САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ
ОБУЧАЮЩИХСЯ
ЭКСПЛУАТАЦИЯ И РЕМОНТ
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

Специальность

21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация №3

Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых

форма обучения: очная, заочная

Екатеринбург
2020

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 знаний 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 и ремонт геологоразведочного 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 позволяют 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 и ремонт геологоразведочного 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

Тема1. Организация ремонта 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 2. Подготовка ремонтных работ.

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. Какое оборудование подлежит ремонту с использованием сетевых графиков ремонта?
6. Что характеризует критический путь на сетевом графике?
7. Назовите основные эксплуатационные документы, применяемые для горного оборудования?
8. Руководящие материалы, входящие в состав ремонтной документации?
9. В чем состоит отличие ремонтного чертежа от конструкторского?

10. Какие технологические карты на изготовление и восстановление деталей Вы знаете?

Тема 3. Дефектация и дефектоскопия.

1. Назовите формы проявления неработоспособности горных машин.
2. Какие методы контроля дефектов деталей Вы знаете?
3. Перечислите основные средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей горного оборудования?
4. Сущность дефектации и сортировки деталей.
5. Классификация дефектов деталей.
6. Назовите показатели, характеризующие результаты сортировки деталей по группам годности.
7. Назовите методы обнаружения скрытых дефектов деталей, применяемые в ремонтном производстве.
8. Допустимый и предельный износ.
9. Признаки выбраковки деталей.
10. Меры по предупреждению разрушения деталей горных машин.

Тема 4. Технология ремонта типовых деталей.

1. Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
2. Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критерию.
3. Разработка технологии ремонта валов и осей.
4. Ремонт втулок, подшипников скольжения и качения.
5. Основные дефекты корпусных деталей и их ремонт.
6. Расчет режимов восстановления изношенных поверхностей.
7. Расчет режимов механической обработки восстановленных поверхностей.
8. Каким образом осуществляется прогнозирование технического состояния машин?
9. Какое влияние оказывает режим работы и условия эксплуатации на интенсивность изнашивания?
10. Основные закономерности изнашивания деталей машин

Тема 5. Приемка машин после ремонта.

1. Особенности сборки машин после ремонта.
2. Проверка качества сборки и обкатка узлов промышленного оборудования на испытательных стендах.
3. Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.
4. Порядок проведения работ по приемке оборудования из ремонта.
5. Заполнение паспорта оборудования.
6. Сдача отремонтированных машин заказчику.
7. Состав приемной комиссии.
8. Испытания машин после ремонта в условиях эксплуатации.

9. Сдача отремонтированных машин заказчику.

10. Оформление акта приемки.

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.;
- просмотрное – 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. Вторым результатом 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 соответствии 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 обучающимися 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 и ремонт геологоразведочного 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 и ремонт геологоразведочного 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 графические 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.



**ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ**



**ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ
Кафедра технологии и техники разведки МПИ**

Фролов С.Г.

МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Учебно-методическое пособие
по самостоятельной работе для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург, 2020

ВВЕДЕНИЕ

Совершенствование технологического процесса бурения скважин при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых зависит не только от разработки и внедрения прогрессивного оборудования, приемов и операций, но и от повышения общего уровня проектирования и управления данным процессом. Особую актуальность имеют методы, ориентированные на получение конечного технологического результата, обеспечивающего высокую точность и достоверность разведки полезного ископаемого.

Существующие математические модели технологического процесса разведочного бурения не отражают специфических особенностей процесса бурения, не позволяют в полной мере раскрывать особенности недр как предмета технологического воздействия и не учитывают динамики развития процесса бурения с увеличением глубины и роста числа неблагоприятных факторов. На практике это приводит к неоправданной схематизации технологии, упрощенным и в принципе неверным модельным отображениям технологического процесса, что обуславливает высокую аварийность и низкую эффективность буровых работ, особенно в осложненных условиях.

С другой стороны, все большее внедрение в практику буровых работ компьютерных средств обеспечивает возможность реализации принципиально новых математических моделей для оценки геологических особенностей объектов и технико-технологических решений и выработки на этой основе рациональных методик системного математического моделирования процесса бурения. Применение указанных методик позволяет, используя имеющиеся данные о характеристиках объекта, рационально организовать технологические процессы с целью обеспечения необходимых и достаточных параметров его результата.

Одним из эффективных методов интенсификации производства при проведении геологоразведочных работ является направленное бурение скважин. Современные технологические средства и технология направленного бурения достигли уровня, который привел к возникновению новых методологических решений по вопросам бурения технологически сложных трасс.

Управление процессом направленного бурения, т. е. направленностью стволов скважин в пространстве, является одной из основных задач геологоразведочного бурения. Это обусловлено тем, что проведение скважины в соответствии с проектной трассой в заданную точку разведочной сети наряду с обеспечением заданного выхода керна определяет основную цель и необходимость ее бурения вообще. Невыполнение указанных основных геологических требований влечет за собой необходимость перебуривания скважины, несмотря на возможные высокие технико-экономические показатели бурения.

В связи с тем, что процесс бурения как объект управления представляет собой сложную систему, состоящую из большего числа взаимодействующих между собой подпроцессов, наложение на него дополнительных требований по управлению направленностью скважины еще более усложняет сам процесс и методы его управления.

В связи с этим правильное представление о совокупности целей, задач, связей и их влияний на рациональную организацию комплекса работ при направленном бурении, на организацию оперативного управления непосредственно самого процесса направленного бурения скважины и цикла ее искусственного искривления позволяет оптимизировать данный вид геологоразведочного бурения, снизить его стоимость за счет сокращения объемов вспомогательных и сопутствующих работ.

Эффективность управления процессом направленного бурения определяется возможностью достижения планируемых результатов путем регулирования управляемых параметров, которые разделяют на две группы:

1. Обеспечивающие управление вращательным бурением как таковым. К ним относятся осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент P , частота вращения бурильной колонны N , расход промывочной жидкости Q , эти же параметры в определенной мере влияют на интенсивность искривления скважины при ее регулировании технологическими процессами.

2. Обеспечивающие процесс искусственного искривления одновременно с бурением скважины бесклиновым отклонителем. К ним относятся механическая скорость и затраты мощности на бурение цикла, а также косвенные признаки:

характер и частота вращения, вибрация и шумы бурильной колонны, объем, свойства и характер движения промывочной жидкости и др.

Многообразные процессы, связанные с технологией бурения скважины, могут быть отнесены к следующим основным группам:

1. Механические процессы – деформации и разрушение пород на забое и стенках скважины, работа и износ бурового инструмента и оборудования, спуско-подъемные и специальные операции в скважине и т. п.

2. Гидравлические процессы – циркуляция промывочной среды в системе скважина – буровой снаряд, транспортировка продуктов разрушения или керна горных пород, тампонажных смесей, появления пластовых флюидов и др.

3. Тепловые процессы – нагрев и охлаждение циркулирующей в скважине промывочной среды, бурового снаряда и оборудования, окружающего скважину массива горных пород в результате действия как распределенных, так и сосредоточенных источников и стоков тепла, связанных с естественными и искусственно возникающими в процессе бурения тепловыми полями.

4. Массообменные (диффузионные) и физико-химические процессы, связанные с изменением структуры и концентрации отдельных компонентов в циркулирующих в скважине промывочных и тампонажных средах, а также в горных породах; фазовыми переходами в этих средах; фильтрацией жидких и газообразных сред через забой и стенки скважины и пр.

Одна из характернейших черт всех традиционных и разрабатываемых новых технологических процессов бурения скважин, в основе которых лежат методы интенсивного механического, гидродинамического, теплового, физико-химического воздействия на горные породы, заключается в том, что их эффективность определяется не только затратами энергии и переносом вещества, но и характером и величинами диссипации энергии и «рассеивания» вещества в окружающей среде. Уровень и характер этих потерь зависят от эффективности методов и средств управления процессами тепломассопереноса.

На современном уровне развития технологии бурения скважин основная роль принадлежит механическим и гидравлическим процессам. Однако особенности проведения буровых работ в ряде специфических природных и горно-геологических

условий, дальнейшее увеличение глубин бурения, разработка новых, более прогрессивных и совершенствование существующих способов бурения обуславливают возрастающее влияние тепловых процессов на всех этапах сооружения и эксплуатации скважины.

Рациональное регулирование теплового режима бурящейся скважины перерастает в важную практическую задачу, успешное решение которой в значительной мере определяет эффективность сооружения самой скважины и выполнение ее целевой функции.

Под влиянием как высоких положительных, так и отрицательных температур окружающих скважину горных пород часто возникают при бурении и креплении скважин различного рода осложнения и аварии, резко снижается производительность и повышается себестоимость буровых работ, существенно падает эффективность и качество исследования скважин.

Так, изменение температуры циркулирующей в скважине промывочной среды оказывает заметное влияние на ее реологические свойства и связанные с ними гидравлические характеристики циркуляционных потоков, что приводит к возрастанию или уменьшению гидродинамического давления в скважине, колебаниям мощности на привод насосов и т. д.

Температурный фактор оказывает также значительное влияние на процессы крепления стенок скважин и изоляции отдельных пластов и продуктивных горизонтов, от него зависят качество тампонирующих растворов, надежность и полнота заполнения ими затрубного пространства, образование прочного и непроницаемого тампонажного камня. Температурные условия определяют длительную устойчивость ствола скважины, работу скважинного и поверхностного бурового оборудования и инструмента.

С увеличением температуры снижается работоспособность породоразрушающего инструмента и возрастает износ его вооружения: алмазов, синтетических сверхтвердых материалов, твердосплавных вставок и резцов, зубьев и режущих кромок долот и коронок, опор долот и др. Повышаются требования к качеству применяемых материалов: стали и сплавов для бурильных, колонковых и обсадных труб, резине протекторов и уплотнений, изоляционным материалам,

подшипникам и другим изделиям, особенно при бурении сверхглубоких скважин, когда температура в призабойной зоне достигает 200-300 °С.

Процессы тепло- и массопереноса, происходящие в скважине при бурении, разнообразны и подвержены влиянию большого количества разнородных по своему действию факторов. Их прогнозирование и нормализация являются весьма сложной задачей, для решения которой целесообразно привлечение методов моделирования.

В самом общем виде модель есть искусственно создаваемый объект исследования, отражающий свойства, характеристики и связи оригинала, существенные для решения поставленной задачи. Модель отражает действительные свойства и состояние объекта-оригинала только приближенно, в некоторой области характеризующих его параметров и, как правило, намного проще оригинала. В соответствии с формой представления все модели можно разделить на идеальные, или теоретические, и материальные, или экспериментальные.

В общем случае теоретическая модель – это система математических соотношений, которая отражает наиболее существенные свойства реального объекта или устанавливает взаимосвязи между определяющими параметрами исследуемого процесса.

Моделирование на прикладном уровне заключается в первую очередь в выборе для описания заданного процесса достаточно общей «стандартной» модели, схематизацию геометрических форм и квалификацию тел в качестве материальных точек, абсолютно твердых и деформируемых сред с теми или иными реологическими свойствами. Взаимодействие тел учитывается понятием силы. «Стандартные» математические модели используют универсальные физические законы (сохранения массы, движения, энергии, второй закон Ньютона и т. п.). Для составления систем уравнений часто применяют хорошо обоснованные полуэмпирические и чисто эмпирические соотношения. При выборе законов или гипотез, полагаемых в основу модели, нужно останавливаться на самых простых, которые легко подтвердить или опровергнуть экспериментально.

Тепловые явления характеризуются процессами теплопереноса, которые часто сопровождаются переносом вещества (при агрегатных превращениях, диффузии и

пр.), называемыми массообменом. В этих случаях имеет место сложный процесс тепло- и массопереноса или тепло- и массообмена.

Основой математического описания явлений тепло- и массопереноса являются законы сохранения массы, импульса и энергии, к которым для конкретных условий присоединяются дополнительные соотношения связи между параметрами среды и процесса. Эти законы и соотношения формулируются в виде системы дифференциальных уравнений. Для описания конкретного процесса к системе дифференциальных уравнений добавляются краевые условия или условия однозначности.

Особенностями функционирования процесса разведочного бурения определяются методы управления им. В технике известны детерминированные и недетерминированные системы. К первым относятся такие системы, у которых заданным входным параметрам соответствуют строго определенные значения выходных параметров, у вторых указанная строгость отсутствует. Процесс бурения представляет собой недетерминированную многофакторную систему, которая функционирует в условиях воздействия, кроме названных, множества других неуправляемых факторов, обуславливающих случайность или только определенную вероятность значений выходных параметров, т.е. представляет собой вероятностный процесс.

Разведочное бурение представляет собой технологический процесс, организуемый и осуществляемый с целью получения материальных форм носителей реологической информации (керна, ствола, шлама и т. д.). Если бы разведочное бурение относилось к жестко детерминированным системам (достаточно простым примером может служить металлообработка), то проектирование и управление им представляло бы собой выбор технологических решений из их множества, обеспечивающих заданный уровень качества с меньшими затратами. Специфика разведочного бурения заключается в том, что объект разведки, относительно которого проектируется и ведется бурение, существует до тех пор, пока сохраняет свою неопределенность, многовариантность характеристик и взаимосвязей.

Недостаток существующих методов принятия технико-технологических решений заключается как раз в том, что в них рассматривается либо жестко

детерминированный объект бурения, либо достаточно обобщенный, что затрудняет привязку к конкретному объекту.

Характерной особенностью разведочного бурения является обязательное получение необходимого геологического результата, задаваемого требованиями к материальным формам. Несоответствие номенклатуры видов материальных форм, их признаков и параметров, полученных в результате бурения, требуемым представляет собой технологический брак и влечет за собой дополнительные действия (а следовательно и затраты), направленные на устранение или компенсацию брака. В существующих методиках проектирования не учитываются возможные последствия от невыполнения кондиционных требований. Мало того, практически отсутствуют объективные методы сопоставления затрат на реализацию технологического решения, вероятности появления брака, затрат на его устранение. В результате оптимальными могут признаваться или настолько дорогостоящие решения, что затраты на их реализацию несопоставимы с возможными потерями от технологического брака, или решения, реализация которых, несмотря на дешевизну, может привести к значительным дополнительным потерям. В конечном счете, все это приводит к нерациональному перерасходу средств. На практике выбор оптимального варианта бурения осуществляется путем субъективного учета возможных последствий (на традиционно-эмпирической основе), но требует значительного опыта и не всегда возможен из-за большого количества анализируемых величин.

В методиках, учитывающих специфику процесса разведочного бурения скважин, исходная неопределенность объектов, зафиксированная в документах или сознании (опыте работников), заменяется на конечное множество вариантов (геолого-технических ситуаций), каждый из которых характеризуется собственной вероятностью возникновения. Характерной особенностью данных геолого-технических ситуаций является предельная конкретность, а следовательно, и жесткая определенность (детерминированность) геологического результата. Например, если известны текущие координаты скважины, мощности пород, слагающих разрез, интенсивности естественного искривления в них скважины, то

однозначно может быть определена точка подсечения рудного тела и, соответственно, степень решения геологической задачи.

Таким образом, основными принципами принятия рациональных технико-технологических решений при бурении скважин в условиях неопределенности являются:

1. Объективно существующая неопределенность объекта разведки определяет множественность (многовариантность) возможных реализаций его содержания.

2. Каждый из возможных вариантов реализации объекта однозначно определяет требования к результатам бурения и характеристики этих результатов при использовании того или иного технико-технологического решения из числа анализируемых.

3. Сопоставление необходимых характеристик результатов с получаемыми в действительности однозначно определяет появление того или иного вида технологического брака при реализации анализируемого технико-технологического решения на конкретном варианте объекта.

4. Однозначный характер варианта объекта позволяет определить затраты при реализации технико-технологического решения. Они являются суммой прямых затрат и затрат на устранение технологического брака по его видам.

5. Так как реализация конкретного варианта объекта имеет определенную вероятность, то обобщенные затраты для анализируемого технико-технологического решения представляют собой сумму затрат в каждом варианте объекта, умноженных на соответствующую данному варианту вероятность.

6. Выбор рационального технико-технологического решения осуществляется по критерию минимума обобщенных затрат, являющихся оценкой целесообразности того или иного варианта бурения в условиях неопределенности объекта разведки.

Задача принятия решений в условиях неопределенности может быть интерпретирована как задача отыскания решения в игре двух лиц, одним из которых является природа. Особенностью игрока-природы является то, что она не стремится извлечь выгоду из ошибочных действий второго игрока, ведет себя безразлично к действиям принимающего решения.

Существует ряд критериев или правил принятия решений в условиях риска, неполной информации и неопределенности.

Среди этих критериев и правил особое место занимают правила и критерии, основанные на известной теореме Байеса. Подход, основанный на этой теореме, позволяет, во-первых, использовать некоторые методологические принципы естественных наук в управлении, а во-вторых, обеспечить корректировку суждений и принятия решений по мере накопления опыта. Последнее означает обучение управлению (в смысле принятия решений) в процессе самого управления.

В заключение следует отметить глубокую связь системного и байесовского подходов при управлении процессом разведки геологических объектов. Системный подход, вскрывая взаимосвязь объекта и средств разведки, вычленяет иерархию и последовательность достижения целей, возможные варианты их достижения, возможные последствия от применения того или иного решения и т. д., т. е. создает скелет, основу рациональной методики разведки. В свою очередь байесовский подход оптимизирует систему разведки с учетом и на основе соответствующих рациональных критериев. В качестве такого критерия можно назвать получение заданного геологического результата с минимумом обобщенных затрат. Объективная необходимость применения байесовского подхода лишь в сочетании с системным определяется высокой степенью организации как природных объектов и средств их разведки, так и сложностью, неоднозначностью и порой противоречивостью их взаимосвязей. Использование изолированно байесовского подхода, т. е. решение на его основе отдельных невзаимосвязанных задач разведки неизбежно приведет к выбору взаимопротиворечащих решений или решений, не обеспечивающих требуемой полноты и достоверности геологических исследований.

Глава 1

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТРАСС НАПРАВЛЕННЫХ И МНОГОСТВОЛЬНЫХ СКВАЖИН

1.1. Классификация проектных трасс направленных скважин

Под проектированием трассы направленной скважины следует понимать определение места ее заложения, зенитного угла и азимута начального направления в точке заложения, а также координат точек оси проектной трассы, что обеспечит в конкретных геолого-технических условиях пересечение полезного ископаемого в заданном пункте пространства при определенных параметрах бурения и наилучших технико-экономических показателях. Заданные условия предопределяют необходимость использования при проектировании трасс закономерностей естественного искривления скважин, выявленных в результате вероятностно-статистического анализа из зависимости от ряда геолого-технических условий бурения конкретного месторождения [34, 44, 45, 48], например, по схеме рис. 1.1. Для выявления наиболее объективного вида и формы проектной трассы целесообразна такая последовательность операций при изучении закономерностей естественного искривления на изучаемом объекте:

- установление статистических связей между параметрами искривления и основными технико-технологическими и геолого-структурными условиями бурения (корреляционный анализ);
- нахождение формы выявленных связей и вычисление уравнений регрессии (регрессионный анализ);
- определение надежности выявленных связей, вероятности проведения скважин и установления границ возможного разброса математического ожидания исследуемой корреляционной функции при заданной доверительной вероятности (расчет доверительного интервала);
- анализ выявленных закономерностей и выделение тех из них, которые наиболее целесообразно использовать при проектировании трасс скважин;

- определение оптимального варианта начальных параметров скважин – координат точки заложения, зенитного угла и азимута заложения;
- вычисление значений координат, зенитных углов и азимутов как функции ее глубины вида:

$$x = F(L); \quad y = F(L); \quad z = F(L); \quad \theta = F(L); \quad \alpha = F(L). \quad (1.1)$$



Рис. 1.1. Структурная схема последовательности анализа при определении вида трассы

Представление проектной трассы в виде системы уравнений координат и угловых параметров точек ее оси или в табличной форме дает возможность производить качественное сравнение проектной и фактической трасс скважин, используя полученные аналитические выражения. Это исключает субъективную оценку пространственного положения бурящейся скважины и, кроме того, позволяет автоматизировать процесс проектирования и управления направленным бурением скважины.

Вид и составляющие корреляционного и регрессивного анализов зависят от геолого-технических условий бурения на каждом конкретном месторождении. По геолого-техническим условиям бурения следует группировать месторождения по

степени однородности состава слагающих их пород, анизотропии и перемежаемости отдельных горизонтов, толщ, слоев, по форме и углам залегания вмещающих пород и другим признакам, что позволяет на основании этого с определенным приближением типизировать или классифицировать их на сравнительно однородные группы [34, 35]. Целью такой классификации являются создание основы для идентификации и обобщения закономерностей искривления скважин по геологическому разрезу в целом или по отдельным его толщам и в связи с этим установление вида и форм фактических трасс скважин для последующего проектирования проектных трасс, обладающих близкой общностью или подобием [34, 51]. Все выделяемые информативные признаки могут быть разделены на группы, имеющие общие характеристики: а) качественные, б) качественно-количественные и в) географические. На основании подобного анализа выделен ряд геологических разрезов месторождений, в пределах которых с определенной степенью вероятности можно предполагать образование естественно-искривленных трасс скважин необходимого вида и формы, приведенных в табл. 1.1, что позволяет выполнять:

- прогнозирование и создание математической модели пространственной трассы скважины как эталона для отдельных месторождений (участков) или толщ и горизонтов большой мощности, отличающихся по геолого-техническим условиям бурения;

- минимизацию материальных и трудовых затрат на искусственное искривление скважин, необходимых для качественного выполнения геологического задания;

- прогнозирование направления заложения и искривления скважины в процессе бурения;

- регулирование пространственного положения скважин на основании выявленных функциональных связей значения и направления их естественного искривления с основными геолого-техническими условиями бурения путем использования специальных технологических приемов без применения искусственных отклонителей;

– выбор наиболее рационального отклонителя и его эффективное использование.

Проведенная классификация проектных трасс скважин позволяет наиболее объективно выбрать методы статистических исследований в зависимости от вида предполагаемой проектной трассы, рациональной для выполнения конкретной задачи, с уточнениями, которые необходимо вносить в соответствии с накопленными данными бурения направленных скважин на изучаемом месторождении (см. рис. 1.1).

Таблица 1.1

Классификация основных методов проектирования трасс направленных скважин

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
1. Метод «вертикальных трасс»	1. Трассы скважин проектируются вертикальными 2. Трассы скважин проектируются прямолинейными из узловой точки разведочной сети до пересечения с дневной поверхностью	1. Визуальный анализ трасс ранее пробуренных скважин 2. Корреляционный анализ зависимости зенитного угла от глубины скважины $\theta = F(L)$. В связи с небольшим объемом вычислительных работ их автоматизация на ЭВМ нецелесообразна	1. Месторождения осадочных типов с полого-горизонтальным залеганием горных пород и в больших массивах однородных изверженных пород при разреженной разведочной сети 2. Специальные виды скважин (замораживание, вентиляционные, гидрогеологические и др.)
2. Метод «типовых трасс»	Трассы проектируются наклонными или вертикально-наклонными. Трасса привязана к глубине и не имеет привязки к конкретным пространственным объектам. Проектная трасса может быть представлена: а) в аналитическом виде уравнениями $\theta = F(L), \alpha = F(L)$; б) в графическом виде проекциями на горизонтальную и вертикальную плоскости	Корреляционный и регрессионный анализ зависимости зенитного угла и азимута от глубины скважины $\theta = F(L), \alpha = F(L)$. Для вычислительных работ достаточно микрокалькуляторов при больших объемах ЭВМ	Месторождения в осадочных или достаточно однородных породах. Залегание наклонное, углы залегания пород и встречи скважин относительно постоянны. Тектоника спокойная. Рельеф месторождения слаборасчлененный. Геолого-технические условия бурения относительно постоянны

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
3. Метод «комбинированных типовых трасс»	1. Трассы проектируются наклонными с переменной интенсивностью искривления 2. Типовая трасса рассчитывается для отдельных толщ или участков месторождений, характеризующихся близкими геолого-техническими условиями бурения путем поинтервального суммирования приращений зенитного угла и азимута по уравнениям регрессии, вычисленным для каждого интервала толщи сопряжением отрезков типовых кривых с привязкой к конкретным пространственным объектам. Форма представления – проекции на вертикальную и горизонтальную плоскости 3. Трасса скважины составляется путем сопряжения отрезков типовых кривых, вычисленных по уравнениям регрессии для отдельных интервалов геологического разреза месторождения (участка) с учетом геологических и технологических особенностей бурения данного интервала с привязкой к конкретным пространственным объектам.	1. Корреляционный и регрессион-ный анализ зависимостей интенсивности зенитного и азимутального искривления от глубины скважины для интервалов с различными геолого-техническими условиями $I_0 = F(L), I_a = F(L)$ 2. Многофакторный корреляцион-ный и регрессионный анализ зависимостей интенсивности зенитного и азимутального искривления от зенитного угла и азимута для интервалов с различными геолого-техническими условиями бурения $I_0 = F(\theta, \alpha), I_a = F(\theta, \alpha)$	Месторождения со сравнительно однородными породами наклонного и крутопадающего залегания. Мощность горных пород непостоянна и колеблется от единиц до нескольких десятков и сотен метров. Имеются тектонические пликативные нарушения, а также сбросы, сдвиги и т.д. Рельеф от спокойного до слаборасчлененного

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
	Форма представления: а) в аналитическом виде – в основном уравнении регрессии $I_{\theta}=F(\theta,\alpha)$ и $I_{\alpha}=F(\theta,\alpha)$ для каждого комплекса однотипных геолого-технических условий: б) в графическом виде – проекции на горизонтальную и вертикальную плоскости		
4. Метод «комбинированных трасс»	1. Трассы проектируются наклонные 2. Проектирование трассы производится поинтервально по толщам группировкой значений, имеющих значительный разброс в соответствии с конкретной геолого-технической ситуацией путем поинтервального суммирования приращений зенитного угла и азимута 3. Проектная трасса должна проводиться в заданную точку в пространстве с определенными параметрами искусственными отклонителями и иметь привязку устья к рельефу местности. Форма представления: а) в графическом виде – проекциями трассы на горизонтальную и вертикальную плоскости;	1. Корреляционный и регрессионный анализы зависимостей зенитного и азимутального искривлений от зенитного угла и азимута 2. Возможно или желательно использование метода группового учета аргументов (МГУА)	Месторождения с вмещающими породами, представленными чередованием осадочно-метаморфизированных пород, не выдержанных по простиранию, мощности, твердости, залеганием до крутопадающего; толщи изверженных, эффузивных пород с непостоянными контактами, имеются многочисленные включения даек и др. Тектоника месторождения сложная: складчатость разных порядков, нарушения, разломы. Рельеф от слабо- до сильнорасчлененного

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
	б) в табличном виде – таблица координат точек скважины в условной системе координат с зенитными углами и азимутом в каждой точке 4. Оперативное управление – обязательная форма направленного бурения скважин на объекте		
5. Метод «индивидуальных трасс»	1. Трасса скважин может быть разного вида 2. Проектирование трасс скважин из-за сложности геолого-структурного строения месторождения статистическими методами исследований осуществляется с невысокой вероятностью. Расчет трасс скважин осуществляется по статистическим данным и по данным индивидуального анализа конкретной геолого-технической ситуации на основании общих теоретических представлений 3. Направленное бурение по индивидуальным трассам осуществляется только на основе оперативного контроля и управления при постоянном применении технологических приемов.		Месторождения со сложным геологическим, тектоническим строением и складчатостью иногда интегрированы, перемяты, с интенсивной трещиноватостью в различных направлениях. Углы залегания изменчивы. Выделение участка с однородными геолого-структурными условиями затруднено

1.2. Методика расчета проектной трассы при произвольной точке заложения скважины

Данный вариант проектирования является наиболее корректным, так как такая трасса в наибольшей степени соответствует характеру естественного искривления конкретных геолого-технических условий. Поэтому ограничения на параметры забуривания (координаты точки заложения, зенитный угол и азимут) следует накладывать лишь в крайних случаях, так как это увеличивает затраты времени и средств на искусственное искривление скважин или снижает точность подсечения рудного тела в заданном пункте разведочной сети.

При произвольной точке забуривания расчет проектной трассы целесообразно вести по методу снизу-вверх. Расчет трассы выполняется поинтервально. Для каждого интервала, геолого-технические параметры которого постоянны, начиная от точки начала отсчета, т. е. проектной точки подсечения рудного тела (точка B , координаты которой x_B , y_B , z_B определены), производится составление статистической выборки по всем скважинам [6]. Для данной выборки производятся корреляционный и регрессионный анализы функций (1.1) и вычисляются координаты уравнений регрессии. Далее, подставляя в эти уравнения регрессии зенитный угол и азимут предыдущей точки трассы, рассчитывают сначала приращения углов на исследуемом интервале, а затем значения углов посредством суммирования с обратным знаком (для метода «снизу-вверх»). После определения зенитного угла и азимута в исследуемой точке трассы по принятым формулам вычисляют приращения координат, а затем суммируют со значениями координат предыдущей точки скважины также с обратным знаком и получают численные значения координат исследуемой точки. После этого автоматически происходит переход на исследование следующего интервала. Если геолого-технические условия на вновь исследуемом интервале остались без изменений, его статистический анализ не производится, а используются уравнения регрессии предыдущего интервала. Если условия изменились, повторяется аналогичный цикл вычислений. В результате будут получены значения зенитных углов, азимутов и координат точек оси всей проектной трассы, а кроме того, ее проекции на горизонтальную и вертикальную

плоскости. Вычисления продолжаются до тех пор, пока проектная трасса не пересечет поверхность на заданном участке.

Координаты точки пересечения вычисленной трассы с поверхностью определяются следующим образом. По заданным координатам нескольких характерных точек в районе ориентировочного расположения проектной точки заложения скважины вычисляется уравнение поверхности. Если вычисленные значения координат оси скважины удовлетворяют этому уравнению, то желаемое пересечение достигнуто и данные координаты будут проектными для точки заложения скважины x_0, y_0, z_0 , а полученные при пересечении зенитный угол θ_0 и азимут α_0 являются проектными углами заложения будущей скважины. Если какие-либо препятствия к размещению устья скважины в точке с вычисленными координатами отсутствуют, а рассчитанные проектные углы заложения находятся в пределах допустимых значений, т. е.

$$\begin{aligned}\theta_{0 \min} &\leq \theta_0 \leq \theta_{0 \max}; \\ \alpha_{0 \min} &\leq \alpha_0 \leq \alpha_{0 \max},\end{aligned}\tag{1.2}$$

то на этом проектирование заканчивается.

Если вычисленные зенитный угол или азимут заложения скважины выходят за пределы допустимых, необходимо произвести коррекцию угловых параметров скважины в точке начала отсчета, т. е. в точке В, путем последовательных приближений с интервалом по зенитному углу 2° , по азимуту 5° , руководствуясь следующими соотношениями:

$$\begin{aligned}\text{если } \theta_0 &\leq \theta_{0 \min}, & \text{то } \theta_{Bk} &= \theta_{Bk-1} + 2^\circ; \\ &\gg \theta_0 > \theta_{0 \min}, & &\gg \theta_{Bk} = \theta_{Bk-1} - 2^\circ; \\ &\gg \alpha_0 < \alpha_{0 \min}, & &\gg \alpha_{Bk} = \alpha_{Bk-1} + 5^\circ; \\ &\gg \alpha_0 > \alpha_{0 \min}, & &\gg \alpha_{Bk} = \alpha_{Bk-1} - 5^\circ.\end{aligned}\tag{1.3}$$

Полученные в результате коррекции угловые параметры точки начала отсчета являются начальными для нового расчета трассы проектной скважины, а весь цикл вычислений повторяется.

1.3. Методика расчета проектной трассы скважины с фиксированными параметрами забуривания

Рекомендуется следующая методика вычислений трассы скважины [27, 34, 58, 60].

1. Определяются угловые параметры θ_i , α_i линии OB_i , соединяющей проектную точку подсечения рудного тела B_i с координатами x_B , y_B , z_B и точку O на поверхности рельефа, заданную в качестве точки заложения скважины с координатами x_0 , y_0 , z_0 (рис. 1.2.) (С целью упрощения геометрических построений на рисунке дана проекция трассы только на вертикальную плоскость):

$$\theta_0 = \arctg \frac{\sqrt{(x_B - x_0)^2 + (y_B - y_0)^2}}{z_B - z_0}; \quad (1.4)$$

$$\alpha_0 = \arctg \frac{y_B - y_0}{x_B - x_0}; \quad (1.5)$$

$$\begin{aligned} \text{Если } (x_B - x_0) > 0; (y_B - y_0) > 0, \quad \text{то} \quad \alpha_0 &= \alpha; \\ \gg (x_B - x_0) < 0; (y_B - y_0) > 0, \quad \gg \quad \alpha_0 &= 180^\circ - \alpha; \\ \gg (x_B - x_0) < 0; (y_B - y_0) < 0, \quad \gg \quad \alpha_0 &= 180^\circ + \alpha; \\ \gg (x_B - x_0) > 0; (y_B - y_0) < 0, \quad \gg \quad \alpha_0 &= 360^\circ - \alpha. \end{aligned} \quad (1.6)$$

2. Определяется уравнение плоскости рудного тела:

$$Ax + By + Cz + D = 0, \quad (1.7)$$

где $A = \sin(180^\circ + \gamma) \cdot \cos(180^\circ + \alpha_{л.п.})$; $B = \sin(180^\circ + \gamma) \cdot \cos(180^\circ + \alpha_{л.п.})$;

$$C = \cos(180^\circ + \gamma); \quad D = -(Ax_B + By_B + Cz_B);$$

x_B , y_B , z_B – координаты проектной точки подсечения рудного тела, м; γ – угол падения рудного тела, град; $\alpha_{л.п.}$ – азимут линии падения, град.

4.3а начало отсчета принимаются координаты заданной точки заложения скважины x_0 , y_0 , z_0 зенитный угол θ_0 и азимут α_0 вычисленные по формулам (1.4) и (1.5), далее поинтервально, в соответствии с выражениями (1.8) – (1.12) вычисляют зенитные углы θ_i , азимуты α_i и координаты x_i , y_i , z_i ряда точек оси проектной трассы в соответствии с естественным искривлением, характерным для данных конкретных условий:

$$x_i = x_{i-1} + l_i * \sin \frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2} * \cos \frac{\alpha_i + \alpha_{i-1}}{2}, \quad (1.8)$$

$$y_i = y_{i-1} + l_i * \sin \frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2} * \sin \frac{\alpha_i + \alpha_{i-1}}{2} \quad (1.9)$$

$$z_i = z_{i-1} + l_i * \cos \frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2}, \quad (1.10)$$

$$\theta_i = \theta_{i-1} + I_i^\theta * l_i, \quad (1.11)$$

$$\alpha_i = \alpha_{i-1} + I_i^\alpha * l_i, \quad (1.12)$$

где I_i^θ, I_i^α – средние значения интенсивности зенитного и азимутального искривлений, соответствующие породам i -го интервала; l_i – длина i -го интервала. Расчет трассы ведется до тех пор, пока очередные вычисленные координаты точки ее оси, подставленные в уравнение (1.7) плоскости рудного тела, не обратят его в нуль (малую величину). Эта точка и будет приближенно являться точкой пересечения проектной трассы с плоскостью рудного тела (на рис. 1.2 точка B_1 с координатами x_{B1}, y_{B1}, z_{B1}).

3. Выполняется поворот в пространстве вычисленной проектной трассы OB_1

вокруг точки O таким образом, чтобы пересечение ею плоскости рудного тела произошло в заданной точке B_0 , т. е. чтобы она заняла положение OB_0 (см. рис. 1.2). Можно допустить, что взаиморасположение повернутой трассы OB_0 и касательной OB_2 к ней в точке O будет аналогично взаиморасположению вычисленной трассы OB_1 и касательной OB_0 к ней в точке O . При таком допущении появляется возможность вычислить координаты точки пересечения касательной к трассе скважины, проходящей через заданную точку B_0 и плоскости рудного тела (на рис. 1.2 точка B_2):

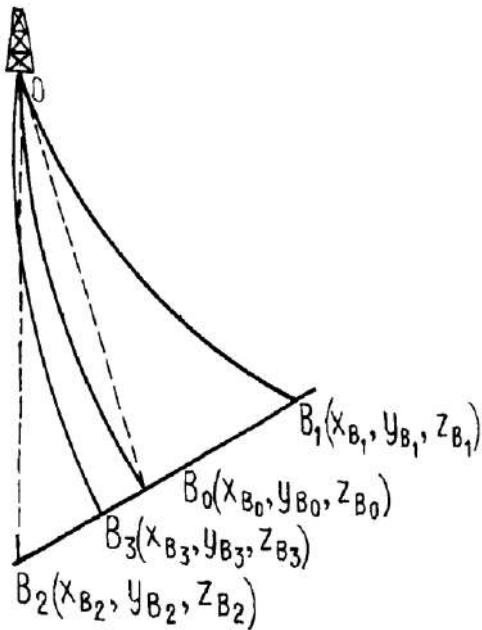


Рис. 1.2. Схема к расчету проектной трассы с фиксированной точкой заложения

$$x_{Bn+1} = x_{B0} - (x_{Bn} - x_{Bn-1});$$

$$y_{Bn+1} = y_{B0} - (y_{Bn} - y_{Bn-1}); \quad (1.13)$$

$$z_{Bn+1} = z_{B0} - (z_{Bn} - z_{Bn-1}).$$

5. Пространственное положение касательной OB_2 (ее зенитный угол и азимут) определяется по формулам (1.4) и (1.5), так как известны пространственные координаты двух точек, принадлежащих прямой OB_2 (точка O с координатами x_0, y_0, z_0 и точка B_2 с координатами x_{B2}, y_{B2}, z_{B2}):

$$\theta_2 = \arctg \frac{\sqrt{(x_{B2} - x_0)^2 + (y_{B2} - y_0)^2}}{z_{B2} - z_0}; \quad (1.14)$$

$$\alpha_2 = \arctg \frac{y_{B2} - y_0}{x_{B2} - x_0}. \quad (1.15)$$

$$\begin{aligned} \text{Если } (x_{B2} - x_0) > 0; (y_{B2} - y_0) > 0, & \quad \text{то} \quad \alpha_2 = \alpha; \\ \gg (x_{B2} - x_0) < 0; (y_{B2} - y_0) > 0, & \quad \gg \quad \alpha_2 = 180^\circ - \alpha; \\ \gg (x_{B2} - x_0) < 0; (y_{B2} - y_0) < 0, & \quad \gg \quad \alpha_2 = 180^\circ + \alpha; \\ \gg (x_{B2} - x_0) > 0; (y_{B2} - y_0) < 0, & \quad \gg \quad \alpha_2 = 360^\circ - \alpha. \end{aligned} \quad (1.16)$$

Вычисленные θ_2 и α_2 будут являться углами заложения проектной трассы OB_0 аналогично тому, что зенитный угол θ и азимут α касательной OB_0 являются углами заложения проектной трассы OB_1 .

В связи с тем, что по техническим условиям могут иметь место ограничения на углы заложения скважины, следует рассмотреть следующий вариант: полученные θ_2 и α_2 не выходят за пределы допустимых значений, т. е. $\theta_{\min} < \theta_2 < \theta_{\max}$ и $\alpha_{\min} < \alpha_2 < \alpha_{\max}$, тогда вычисления продолжаются в последовательности, указанной ниже.

6. Приняв за начало отсчета заданные координаты точки O заложения скважины (x_0, y_0, z_0) на поверхности и вычисленные зенитный угол θ_2 и азимут α_2 при заложении, вновь производят поинтервальный анализ естественного искривления (или, если это возможно, применяют вычисленные ранее уравнения регрессии), определяются координаты, зенитные углы и азимуты оси проектной трассы в ряде точек аналогично тому, как это показано выше, и вычисляются координаты точки пересечения новой трассы с телом полезного ископаемого B_3 . В связи с допущениями и приближенностью вычислений совпадения точек пересечения заданной B_0 и проектной B_3 может не произойти. Поэтому необходимо предусмотреть проверку на точность попадания спроектированной трассы в

заданную зону допуска. В качестве критерия целесообразно принять расхождение, превышающее половину радиуса зоны допуска, задаваемого геологической службой в соответствии с уравнением:

$$d = \sqrt{(x_B - x_{B3})^2 + (y_B - y_{B3})^2 + (z_B - z_{B3})^2} < 0,5 \cdot r, \quad (1.17)$$

где d – расстояние между заданной точкой подсечения рудного тела и точкой его пересечения вычисленной проектной трассой, м; r – радиус заданной зоны допуска, м.

Если $d > 0,5r$, следует вернуться к выполнению операций 4 – 6 и параметры проектной трассы уточнить.

7. Если вновь вычисленные зенитный угол θ_0'' или азимут α_0'' выходят за пределы допустимых, то за углы заложения следует принять ближайшие их значения, входящие в зону допуска. При этом могут иметь место следующие варианты: если $\theta_0'' > \theta_{0\max}$, то принимается $\theta_{0\max}$; если $\theta_0'' < \theta_{0\min}$, то принимается $\theta_{0\min}$; если $\alpha_0'' > \alpha_{0\max}$, то принимается $\alpha_{0\max}$; если $\alpha_0'' < \alpha_{0\min}$, то принимается $\alpha_{0\min}$.

8. По результатам проведённого сопоставления вновь определяются начальные условия для вычисления проектной трассы. В данном случае координаты точки заложения x_0 , y_0 , z_0 , остаются без изменения, а за углы заложения принимаются значения, установленные в результате сравнения, т. е. $\theta_{0\max}$ или $\theta_{0\min}$ и $\alpha_{0\max}$ или $\alpha_{0\min}$. Далее по ранее изложенной методике вычисляются параметры трассы (координаты точек оси, зенитные углы, азимуты), а также координаты точки B ее пересечения с плоскостью рудного тела (см. рис. 1.2.).

9. В связи с тем, что при фиксированных параметрах забуривания вычисленная с учётом закономерностей естественного искривления проектная трасса может пересечь рудное тело на значительном расстоянии от заданной точки подсечения B , выполнение геологического задания становится возможным лишь в результате искусственного искривления скважины, параметры которого должны быть также заранее определены.

Искусственное регулирование пространственного положения скважины целесообразно выполнять без задержки ниже обсадки, глубина которой может быть принята за начальную глубину искусственного искривления скважины (рис. 1.3, точка A). Координаты точки A (x_A, y_A, z_A), зенитный угол θ_A и азимут α_A известны, либо их можно получить путем интерполирования. Далее должны быть выполнены следующие операции [27, 34, 64].

В точке A проводят касательную к оси проектной трассы OB_1 и определяют координаты точки B'_1 пересечения этой касательной плоскости рудного тела, для чего используют уравнение (1.7) плоскости рудного тела:

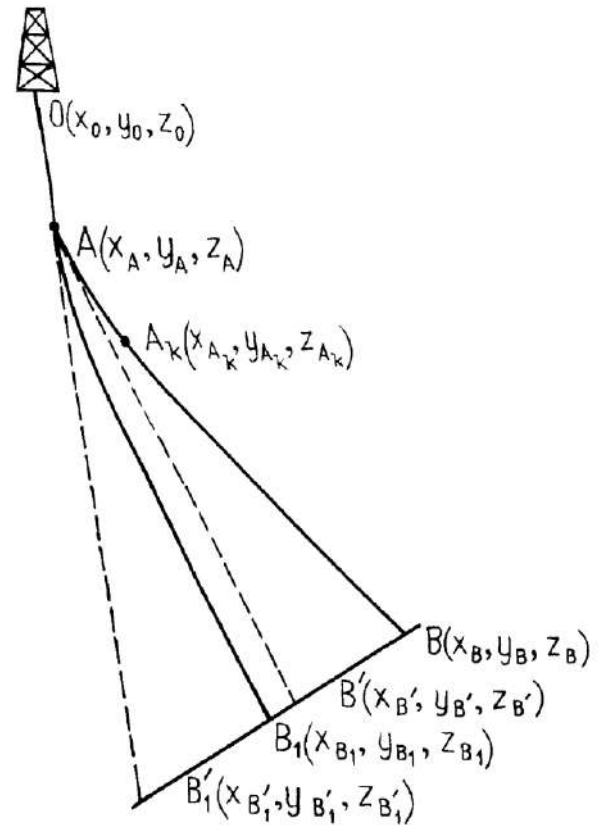


Рис. 1.3. Схема к расчету искусственного искривления проектной трассы

$$l_A = \sin \theta_A \cos \alpha_A; \quad (1.18)$$

$$m_A = \sin \theta_A \sin \alpha_A; \quad (1.19)$$

$$n_A = \cos \theta_A; \quad (1.20)$$

$$\rho_A = \frac{Ax_A + By_A + cz_A + D}{Al_A + Bm_A + Cn_A}; \quad (1.21)$$

$$x'_{B1} = x_A - l_A \rho_A; \quad (1.22)$$

$$y'_{B1} = y_A - m_A \rho_A; \quad (1.23)$$

$$z'_{B1} = z_A - n_A \rho_A. \quad (1.24)$$

10. Осуществляют поворот вычисленной проектной трассы AB_1 вокруг точки A с таким расчетом, чтобы она пересекла тело полезного ископаемого в заданной точке B . Можно допустить, что конфигурация проектной трассы в этом случае остается без изменения и взаиморасположение проектной трассы AB_1 и касательной к ней AB'_1 будет аналогично взаиморасположению повернутой трассы AB и

касательной к ней AB' . Основываясь на этом допущении, вычисляем координаты точки пересечения рудного тела касательной AB' :

$$\begin{aligned}x'_B &= x_B - (x_{B1} - x'_{B1}); \\y'_B &= y_B - (y_{B1} - y'_{B1}); \\z'_B &= z_B - (z_{B1} - z'_{B1}).\end{aligned}\tag{1.25}$$

Положение в пространстве касательной AB' определяется зенитным углом θ'_A и азимутом α'_A которые вычисляются по формулам:

$$\theta'_A = \arctg \frac{\sqrt{(x'_B - x_A)^2 + (y'_B - y_A)^2}}{z'_B - z_A};\tag{1.26}$$

$$\alpha'_A = \arctg \frac{y'_B - y_A}{x'_B - x_A},\tag{1.27}$$

где на угол α'_A накладываются ограничения, аналогичные выражениям (1.6) и (1.16).

Таким образом, в результате искусственного искривления, после которого проектная трасса скважины должна пересечь рудное тело в заданной точке B , необходимо иметь зенитный угол θ'_A и азимут α'_A .

11. Определяют параметры искусственного искривления скважины отклонителем по формулам:

$$\psi = \arccos[\cos \theta_A \cdot \cos \theta'_A + \sin \theta_A \cdot \sin \theta'_A \cdot \cos(\alpha_A - \alpha'_A)];\tag{1.28}$$

$$\varphi = \arctg \frac{\sin(\alpha_A - \alpha'_A)}{\cos \theta_A \cdot \cos(\alpha_A - \alpha'_A) - \sin \theta_A \cdot \operatorname{ctg} \theta'_A}.\tag{1.29}$$

где ψ – полный набор кривизны на интервале искусственного искривления скважины, град; φ – расчетный угол установки отклонителя, град.

Если в формуле (1.29) обозначить через a числитель, а через b знаменатель, то при $a > 0, b > 0$ $\Phi = \varphi$; при $a > 0, b < 0$ $\Phi = 180^\circ - \varphi$; при $a < 0, b < 0$ $\Phi = 180^\circ + \varphi$; при $a < 0, b > 0$ $\Phi = 360^\circ - \varphi$, где Φ – действительный угол установки отклонителя, определяющий положение в пространстве плоскости искривления, град.

Количество постановок отклонителя, необходимое для набора кривизны, рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{\psi}{\beta},\tag{1.30}$$

где β – оптимальная разрешающая способность отклонителя для данных геолого-технических условий, град.

Далее производится вычисление координат точек оси скважины, их зенитных углов и азимутов на интервале искусственного искривления по следующим формулам:

$$i_u = \frac{\beta}{l_u}; \quad (1.31)$$

$$\beta_i = i_u l_i; \quad (1.32)$$

$$\theta_i = \arccos(\cos \theta_{i-1} \cos \beta_i - \cos \Phi \sin \theta_{i-1} \sin \beta_i); \quad (1.33)$$

$$\alpha_i = \alpha_{i-1} + \arctg \frac{\sin \Phi}{\cos \theta_{i-1} \cos \Phi + \sin \theta_{i-1} \operatorname{ctg} \beta_i}, \quad (1.34)$$

где i_u – интенсивность искусственного искривления, град/м; l_u – длина цикла искусственного искривления, м (величины β и l_u должны быть заданы); $i, i-1$ – интервал между точками оси трассы, принятый в вычислениях, β_i – набор кривизны на интервале между точками оси трассы, град.

Вычисления ведутся до тех пор, пока не установится приближенное равенство $\theta_i \approx \theta'_A$ и $\alpha_i \approx \alpha'_A$.

12. Последней операцией является поинтервальный расчет трассы в соответствии с закономерностями естественного искривления по ранее изложенной методике, где началом отсчета является последняя точка интервала искусственного искривления A_k с координатами x_{Ak}, y_{Ak}, z_{Ak} , зенитным углом θ_{Ak} и азимутом α_{Ak} .

После получения точки пересечения проектной трассы и плоскости рудного тела производится проверка на точность попадания в заданную зону допуска по формуле (1.17).

1.4. Критерии оптимизации процесса направленного бурения

Анализ пространственного положения скважины в процессе бурения, который лежит в основе выработки управляющих решений, базируется на сравнении

фактических и проектных параметров трасс (координаты точек, их зенитные углы и азимуты) и их положений относительно проектной точки подсечения рудного тела.

Известно, что устранение несоответствия между проектной и фактической трассами вызывает непроизводительные затраты времени и средств, в том числе иногда перебуривание части скважины из-за невозможности ее вывода в заданный пункт, что снижает технико-экономические показатели деятельности предприятия. Это происходит потому, что пока отклонение фактической трассы скважины от проектной не станет очевидным для всех уровней руководителей буровых работ на месторождении, мероприятия по регулированию направления скважины в большинстве случаев не выполняются. Принятие решения о регулировании направления скважины может сдерживаться также различными организационными причинами: задержка с инклинометрией, отсутствие необходимых технических средств направленного бурения, транспорта, перегруженность технологической службы и др.

При отсутствии научно обоснованной методики и алгоритма распознавания *предельного отклонения* фактической трассы скважины от проектной принятие управляющего решения только на основании интуиции и опыта специалиста и имеющего в данный конкретный момент затруднение с его реализацией может привести к некоторому компромиссу. Это обычно связано с необходимостью выполнения плановых показателей по объему бурения. В результате на неопределенное время может задержаться выполнение мероприятий по регулированию направления скважины, что приведет к дальнейшему несоответствию между проектной и фактической трассами скважин [31, 34, 51].

В работах [1, 31] рекомендуются методы выработки управляющих решений на основании ряда количественных критериев, что увеличивает их объективность. Несмотря на простоту метода контроля за искривлением скважин при помощи диаграмм со скользящим шагом [1], основным его недостатком является отсутствие однозначности в используемых критериях неконтролируемости. Анализ предлагаемого метода позволяет сделать вывод о том, что, несмотря на отсутствие критериев «неконтролируемости», пространственное положение скважины может оказаться вне пределов допустимого отклонения и, наоборот, наличие такого

критерия не всегда соответствует недопустимому отклонению скважины от проектной трассы.

В связи с изложенным для оптимизации процесса направленного бурения необходимо выполнить следующие задачи:

- выбор и обоснование критериев оптимизации процесса;
- определение линейных и угловых параметров отклонения фактической трассы скважин от проектной и сравнение фактических отклонений с выбранными критериями оптимизации;
- выработку управляющего решения.

Основным требованием к выбору критериев является обеспечение минимизации материальных и трудовых затрат на выполнение работ по искусственному искривлению скважин при направленном бурении, а также возможность использования их количественных значений для автоматизации оперативного управления процессом направленного бурения при применении ЭВМ.

Пересечение скважиной рудного тела на расстоянии от проектной точки, не превышающем линейные размеры допустимого отклонения, является основным критерием качества выполнения геологического задания [31, 33, 51]. В связи с этим при оперативном анализе пространственного положения скважины в процессе бурения требуется определить возможное линейное отклонение фактической точки подсечения тела от проектной. Превышение вычисленного отклонения скважины заданного допуска указывает на возможное неудовлетворительное пространственное положение скважины на момент проведения анализа. Таким образом, размеры зоны допуска, задаваемые геологической службой, целесообразно принять за *предел линейного отклонения* скважины, и он будет являться одним из критериев оптимизации процесса. Вместе с тем превышение ожидаемого фактического отклонения точки подсечения над заданным пределом линейного отклонения скважины является необходимым, но недостаточным условием, чтобы на данном этапе анализа однозначно принять управляющее решение.

При сравнительно большем вертикальном расстоянии между текущим забоем скважины и проектной точкой подсечения рудного тела для ликвидации значительных линейных отклонений может потребоваться лишь небольшое угловое

корректирование действительного направления скважины, заведомо меньшее, чем оптимальная разрешающая способность отклонителя. Под оптимальной разрешающей способностью отклонителя подразумевается набор кривизны за один цикл работы отклонителя, технология применения которого отработана для данных геолого-технических условий. В связи с этим оптимальную разрешающую способность отклонителей, используемых для искусственного искривления в конкретных геолого-технических условиях, следует принять за *предел углового отклонения* скважины (второй критерий оптимизации процесса), а превышение его свидетельствует о своевременности активного регулирования направления скважины.

Таким образом, возникновение ситуации, когда отклонение бурящейся скважины требует проведения оперативных мероприятий по регулированию ее пространственного положения, объективно устанавливается превышением двух принятых критериев, предложенных Ю. Л. Михалкевичем и Ю. Т. Морозовым: пределов линейного и углового отклонений. В связи с этим указанные критерии являются критериями оптимизации процесса направленного бурения и математически формируются через два неравенства:

$$d > r; \quad (1.35) \qquad \psi > \beta, \quad (1.36)$$

где d – ожидаемое линейное отклонение фактической трассы скважины от проектной на горизонте (или в плоскости) подсечения рудного тела, м; r – предельное линейное отклонение проектной и фактической точек подсечения рудного тела (радиус зоны допуска, задаваемый геологической службой), м; ψ – набор кривизны, необходимый для выведения скважины в направлении на заданную точку подсечения рудного тела, град; β – предельное угловое отклонение (оптимальная разрешающая способность отклонителя), град.

Таким образом, при большом вертикальном расстоянии от текущего забоя скважины до плоскости рудного тела основным критерием, определяющим управляющее решение, является предельное угловое отклонение, т. е. $\psi > \beta$, а в случае, когда забой скважины находится вблизи от плоскости рудного тела, определяющим становится предельное линейное отклонение, т. е. $d > r$.

Следовательно, только обязательное превышение обоих пределов отклонений сигнализирует о наступлении момента, когда оперативное регулирование положения скважины становится необходимым для выполнения условия минимизации непроизводительных затрат времени и средств по выведению скважин в заданный пункт разведочной сети. Напротив, если хотя бы одно из условий (1.35) или (1.36) не удовлетворяется, производить искусственное искривление преждевременно, так как это приведет к излишним материальным и трудовым затратам. Математическая формализация указанных критериев обеспечивает автоматизацию процесса управления пространственным положением скважин, ее реализацию на ЭВМ с любой заданной периодичностью и выработку управляющих команд на основании объективного количественного анализа и алгоритмов, что в свою очередь дает возможность минимизировать затраты времени и средств на искусственное регулирование направления скважин и обеспечить качественное выполнение геологического задания.

1.5. Модели оперативного управления процессом направленного бурения

Методику оперативного управления покажем на ряде примеров.

1. Проектная трасса скважины близка к прямолинейно-наклонной, а рудное тело располагается субгоризонтально, т. е. предельное линейное отклонение скважин от заданной точки пересечения рудного тела определяется в плоскости, близкой к горизонтальной.

Для проведения анализа и выработки управляющих решений задаются или определяются (рис. 1.4): x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки B пересечения рудного тела, м; x_A, y_A, z_A – координаты точки A ; оси бурящейся скважины, в которой производится анализ, м; θ_A, α_A – зенитный угол и азимут в точке A , град. Далее должны быть выполнены следующие операции [30, 60].

Определяется отход скважины в горизонтальной плоскости (см. рис. 1.4):

$$g = (y_B - y_A) \cdot \cos \alpha_A - (x_B - x_A) \cdot \sin \alpha_A \quad (1.37)$$

и отход в вертикальной плоскости:

$$h = [(y_B - y_A) \cdot \sin \alpha_A + (x_B - x_A) \cdot \cos \alpha_A] \cdot \cos \theta_A - (z_B - z_A) \cdot \sin \theta_A, \quad (1.38)$$

где x_A, y_A, z_A – координаты текущего забоя скважины, м; x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки подсечения рудного тела скважиной, м; θ_A, α_A – зенитный угол и азимут в точке A , град.

Если величина g окажется отрицательной ($g < 0$), то поворот скважины по азимуту следует осуществлять влево; если величина g положительна ($g > 0$), то вправо. При $h < 0$ должно производиться выкручивание скважины (т. е. уменьшение зенитного угла), при $h > 0$ – выполаживание (увеличение зенитного угла).

Величина отклонения скважины от проектной точки подсечения рудного тела в горизонтальной плоскости, которая может быть получена, если не будет использован искусственный отклонитель, определяется по формуле:

$$d = \sqrt{g^2 + \frac{h^2}{\cos^2 \theta_A}}. \quad (1.39)$$

Набор кривизны, необходимый для выведения скважины в заданную точку, рассчитывается по формулам:

$$\psi = 2 \arctg \frac{H}{l + \sqrt{l^2 - 2HR + H^2}}; \quad (1.40)$$

$$H = \sqrt{g^2 + h^2}; \quad (1.41)$$

$$l = \frac{z_B - z_A}{\cos \theta_A} + h \tg \theta_A; \quad (1.42)$$

$$R = \frac{57,3}{i_0}, \quad (1.43)$$

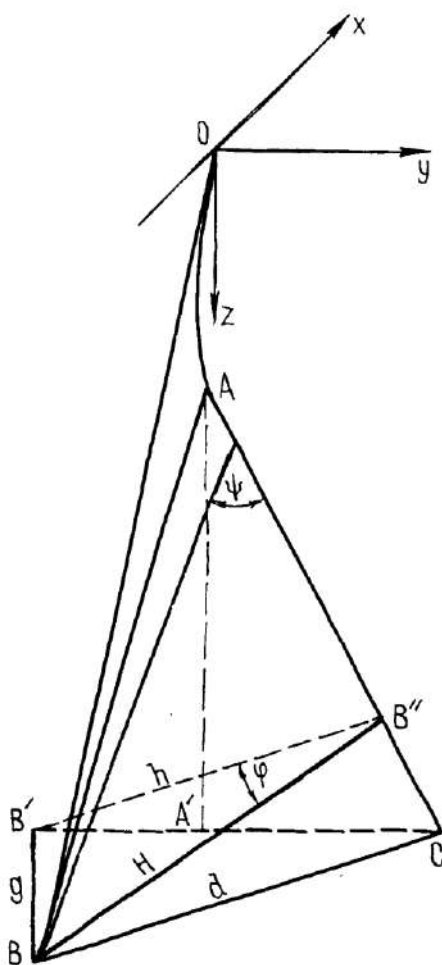


Рис. 1.4. Схема к анализу пространственного положения скважины: рудное тело горизонтально, проектная трасса относительно прямолинейна

где H – полный отход в пространстве, м; i_0 – интенсивность искривления при работе отклоняющим снарядом или на цикле постановки бесклинового снаряда, град/м; l – проекция искривленного ствола на касательную к оси скважины в точке A , м; $l = AB''$ (см. рис. 1.4). Если необходимый набор кривизны ψ , рассчитанный по приведенным

формулам, будет намного больше величины оптимального набора кривизны за цикл искривления отклоняющим снарядом, то следует расчет по формуле (1.40) повторить, приняв $i_{ц}$ за величину интенсивности искривления на всем цикле постановки с учетом прямолинейного бурения при проработке перегиба ствола. В этом случае:

$$i_{ц} = \frac{i_0 \cdot l_p}{l_p + l_{np}}, \quad (1.44)$$

где $i_{ц}$ – интенсивность искривления на полном цикле постановки отклоняющего снаряда, град/м; l_p – длина рейса при бурении отклоняющим снарядом, м; l_{np} – длина прямолинейного участка проработки перегиба на цикле искривления, м.

Необходимое количество рейсов отклоняющего снаряда для набора требуемой кривизны можно определить по следующим формулам:

$$n = \frac{\psi}{i_0 \cdot l_p}, \text{ или}$$

$$n = \frac{\psi_1}{i_w \cdot (l_p + l_{np})}, \quad (1.45)$$

где ψ_1 – необходимый набор кривизны, который рассчитывается по формулам (1.40) – (1.43) с учетом заданной величины i_0 на $i_{ц}$.

Угол установки отклоняющего снаряда, т. е. угол между плоскостью отклоняющего снаряда и апсидальной плоскостью скважины в точке A (плоскости ABC и $AA'C$ соответственно, см. рис. 1.4), рассчитывается по формуле:

$$\varphi = \arctg \frac{g}{h} \quad (1.46)$$

и далее определяется в зависимости от пространственного положения скважины. При этом возможны четыре случая:

$$\begin{array}{lll} g > 0; & h > 0; & \Phi = \varphi; \\ g > 0; & h < 0; & \Phi = 180^\circ - \varphi; \\ g < 0; & h < 0; & \Phi = 180^\circ + \varphi; \\ g < 0; & h > 0; & \Phi = 360^\circ - \varphi, \end{array} \quad (1.47)$$

где φ – угол установки отклонителя, отсчитываемый вправо по часовой стрелке от положения отклонителя на «выполаживание», т. е. на увеличение зенитного угла, град.

Проектные значения зенитного угла и приращение азимута скважины после работы по искусственному искривлению скважины или после каждого рейса работы отклоняющего снаряда рассчитываются по следующим формулам:

$$\theta_k = \arccos(\cos \theta_A \cos \psi - \sin \theta_A \sin \psi \cos \Phi); \quad (1.48)$$

$$\Delta \alpha = \operatorname{arctg} \frac{\sin \Phi}{\operatorname{ctg} \psi \sin \theta_A + \cos \Phi \cos \theta_A}. \quad (1.49)$$

Следует иметь в виду, что при искусственном искривлении в скважине фактические значения зенитного угла и азимута, полученные после искривления скважины, могут отличаться от проектных.

Поэтому при осуществлении таких работ в скважине следует производить замеры фактических углов и сравнивать их с расчетными, чтобы иметь гарантию выхода скважины в проектную точку разведочной сети. В случае несовпадения значений углов проектных и фактических следует разрабатывать мероприятия для проведения направленного бурения в заданном направлении.

2. Решение задачи управления в общем виде для любых геолого-технических условий. Алгоритм предназначен для реализации прежде всего на ЭВМ (рис. 1.5). Для анализа пространственного положения бурящейся скважины наряду с ранее приведенными

необходимы следующие исходные данные: x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки

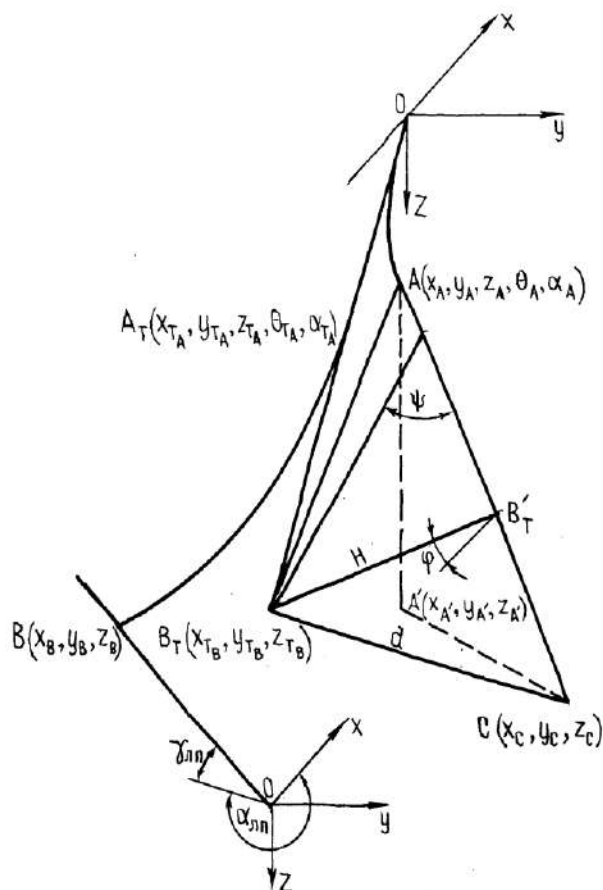


Рис. 1.5. Схема к анализу пространственного положения бурящейся скважины

подсечения рудного тела в системе координат с началом в устье проектной трассы скважины, м; $\gamma_{л.п}$ – угол падения плоскости рудного тела, град; $\alpha_{л.п}$ – азимут линии падения плоскости рудного тела, град; x_{Ti} , y_{Ti} , z_{Ti} – координаты точек оси проектной трассы скважины, м; θ_{Ti} , α_{Ti} – зенитный угол и азимут проектной трассы скважины в точках ее оси, град; x_{TA} , y_{TA} , z_{TA} – координаты точки A_T на проектной трассе по глубине соответствующей исследуемой точке A бурящейся скважины, м; θ_{TA} , α_{TA} – зенитный угол и азимут в точке A_T , град; x_A , y_A , z_A – координаты точки A оси бурящейся скважины, в которой производится анализ в принятой для проектной трассы системе координат, м; θ_A , α_A – зенитный угол и азимут бурящейся скважины в точке A , град.

Рекомендуется следующий порядок вычислений [27, 34]:

$$A_1 = \sin(180^\circ + \gamma_{л.п}) \cos(180^\circ + \alpha_{л.п}); \quad (1.50)$$

$$B_1 = \sin(180^\circ + \gamma_{л.п}) \sin(180^\circ + \alpha_{л.п}); \quad (1.51)$$

$$C_1 = \cos(180^\circ + \gamma_{л.п}); \quad (1.52)$$

$$D_1 = -(A_1 x_B + B_1 y_B + C_1 z_B); \quad (1.53)$$

$$l_A = \sin \theta_A \cos \alpha_A; \quad (1.54)$$

$$m_A = \sin \theta_A \sin \alpha_A; \quad (1.55)$$

$$n_A = \cos \theta_A; \quad (1.56)$$

$$\rho = \frac{A_1 x_A + B_1 y_A + C_1 z_A + D_1}{A_1 l_A + B_1 m_A + C_1 n_A}; \quad (1.57)$$

$$x_C = x_A - l_A \rho; \quad (1.58)$$

$$y_C = y_A - m_A \rho; \quad (1.59)$$

$$z_C = z_A - n_A \rho; \quad (1.60)$$

$$l_{TA} = \sin \theta_{TA} \cos \alpha_{TA}; \quad (1.61)$$

$$m_{TA} = \sin \theta_{TA} \sin \alpha_{TA}; \quad (1.62)$$

$$n_{TA} = \cos \theta_{TA}; \quad (1.63)$$

$$\rho_{TA} = \frac{A_1 x_{TA} + B_1 y_{TA} + C_1 z_{TA} + D_1}{A_1 l_{TA} + B_1 m_{TA} + C_1 n_{TA}}; \quad (1.64)$$

$$x_{TA} = x_{TA} - l_{TA} \rho_{TA}; \quad (1.65)$$

$$y_{TB} = y_{TA} - m_{TA} \rho_{TA}; \quad (1.66)$$

$$z_{TB} = z_{TA} - n_{TA} \rho_{TA}; \quad (1.67)$$

$$\Delta x_1 = x_{TB} - x_A; \quad (1.68)$$

$$\Delta y_1 = y_{TB} - y_A; \quad (1.69)$$

$$\Delta z_1 = z_{TB} - z_A; \quad (1.70)$$

$$H^2 = (\Delta x_1 m_A - \Delta y_1 l_A)^2 + (\Delta y_1 n_A - \Delta z_1 m_A)^2 + (\Delta z_1 l_A - \Delta x_1 n_A)^2; \quad (1.71)$$

$$l^2 = (\Delta x_1)^2 + (\Delta y_1)^2 + (\Delta z_1)^2; \quad (1.72)$$

$$R = \frac{57,3}{i}; \quad (1.73)$$

$$\psi = 2 \arctg \frac{H}{\sqrt{l^2 - H^2} + \sqrt{l^2 - 2HR}}; \quad (1.74)$$

$$d = \sqrt{(x_C - x_{TB})^2 + (y_C - y_{TB})^2 + (z_C - z_{TB})^2}; \quad (1.75)$$

если $\Delta x_2 = x_C - x_{TB}$; $\Delta y_2 = y_C - y_{TB}$; $\Delta z_2 = z_C - z_{TB}$, то $d = \sqrt{(\Delta x_2)^2 + (\Delta y_2)^2 + (\Delta z_2)^2}$. (1.76)

Выработка управляющего решения производится на основе сравнения вычисления линейного d и углового ψ отклонений с критериями оптимизации процесса направленного бурения по неравенствам (1.35) и (1.36). При этом могут иметь место две ситуации. Если хотя бы одно из неравенств не выполняется, то отклонение проектной трассы от ее фактической реализации в настоящий момент не является существенным. Анализ пространственного положения скважины на этом заканчивается, бурение осуществляется без искусственного искривления.

В случае, когда выполняются оба неравенства, отклонение фактической трассы от проектной становится недопустимым и для его устранения необходимо осуществить принудительное регулирование направления скважины. В этом случае определяется следующий параметр управления: угол установки отклонителя, который обеспечивает минимальные затраты времени и средств для искусственного искривления скважины.

Рекомендуется следующий порядок вычисления [27, 34]:

$$\Delta x_3 = x_A - x_C; \quad (1.77)$$

$$\Delta y_3 = y_A - y_C; \quad (1.78)$$

$$\Delta z_3 = z_A - z_C; \quad (1.79)$$

$$A_2 = \Delta y_2 \Delta z_1 - \Delta z_2 \Delta y_1; \quad (1.80)$$

$$B_2 = \Delta z_2 \Delta x_1 - \Delta x_2 \Delta z_1; \quad (1.81)$$

$$C_2 = \Delta x_2 \Delta y_1 - \Delta x_1 \Delta y_2; \quad (1.82)$$

$$D_2 = -(A_2 \cdot x_A + B_2 \cdot y_A + C_2 \cdot z_A); \quad (1.83)$$

$$A_3 = \Delta x_3 \Delta z_2; \quad (1.84)$$

$$B_3 = \Delta y_3 \Delta z_2; \quad (1.85)$$

$$D_3 = -(A_3 x_A + B_3 y_A); \quad (1.86)$$

$$\varphi = \arccos \frac{A_2 A_3 + B_2 B_3}{\sqrt{A_2^2 + B_2^2 + C_2^2} \cdot \sqrt{A_3^2 + B_3^2}}. \quad (1.87)$$

На этом вычисление заканчивается и производится последняя операция оперативного управления – выполнение цикла искусственного искривления. После получения новых инклинометрических данных анализ пространственного положения бурящейся скважины производится вновь.

1.6. Математическая модель технологического обеспечения заданий сети разведочных пересечений

Современное состояние технологии и техники направленного бурения скважин позволяет успешно решать комплекс разнообразных геолого-технических задач. В то же время методики направленного бурения ориентированы на оптимизацию процесса проходки отдельных стволов скважин, то есть в качестве объекта управления принимается отдельный ствол (основной или дополнительный), для которого решается поставленная задача. Рассмотрим решение задачи поиска рациональных технико-технологических параметров, обеспечивающих выполнение геологического задания (выведение скважины в заданную область, обеспечение

необходимых углов подсечения пласта и т. д.) с минимумом стоимостных или временных затрат [29, 62], включающей в себя следующие этапы.

1.6.1. Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при бурении направленных скважин

Задача проектирования направленного бурения при разбурировании площади (рудного тела, нефтегазовой залежи и т. д.), когда необходимо выполнить подсечение совокупности точек пространства недр, заключается в определении оптимальной с точки зрения стоимостных или временных затрат пространственной сети (структуры) стволов скважин, обеспечивающей подсечение заданного множества точек. Структура стволов скважин: для основных стволов – координаты и углы заложения скважины на поверхности; интервалы и параметры искусственного искривления скважины; технико-технологические решения, определяющие пространственное положение скважины (компоновка бурового снаряда, технологические параметры и т. д.); для дополнительных стволов – глубины и углы отбурирования от основного ствола; интервалы и параметры искусственного искривления скважины; технико-технологические характеристики, влияющие на траекторию ствола скважины.

Основным недостатком предлагаемого метода является исключение из анализа вариантов структур, несущих в себе элементы (стволы скважин), сами по себе не являющиеся оптимальными. Хотя известны случаи, когда основной ствол многоствольной скважины проходится отнюдь не по «оптимальной» относительно подсекаемой точки траектории, но именно вследствие этой «ущербности» обеспечиваются наиболее благоприятные условия для проходки дополнительных стволов [61, 62].

С другой стороны, метод обладает рядом положительных моментов:

1. Практически ничем не ограниченное число вариантов, подлежащих анализу в случае полного перебора, заменяется их конечным множеством.

2. При расчете характеристик исходного множества стволов скважин могут быть использованы современные, в том числе компьютерные методики их оптимизации и определения соответствующих стоимостных и временных оценок.

3. Замена на определенной стадии анализа множества конкретных стволов скважин множеством элементов, каждому из которых приписана его стоимостная или временная оценка, открывает возможность использования при формировании оптимальной структуры известных методов решения задач выбора.

В общем виде алгоритм реализации изложенного выше метода приведен на рис. 1.6.



Рис. 1.6. Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при направленном бурении

Для решения основной задачи – определения рациональной структуры стволов при направленном бурении, необходимо рассчитать основные технико-

экономические характеристики бурения основных и дополнительных стволов скважин.

Решение этой задачи для основных стволов базируется на следующем допущении. В системе координат, относительно которой рассматриваются варианты проектирования скважины, может быть определена некоторая функция поверхности $Q_{(x,y)}$, выражающая собой затраты на бурение в зависимости от координат точки заложения скважины. Следовательно, основным моментом при решении задачи является установление вида функции $Q_{(x,y)}$ и определение значений координат точки заложения, при которых данная функция достигнет минимума. С целью упрощения функция рассматривается не на поверхности, а на отрезке, соединяющем две опорные точки (рис. 1.7): точку заложения скважины, при которой она имеет минимальные затраты на проходку ствола, и точку заложения скважины, при которой затраты на искусственное искривление ствола равны нулю [61].

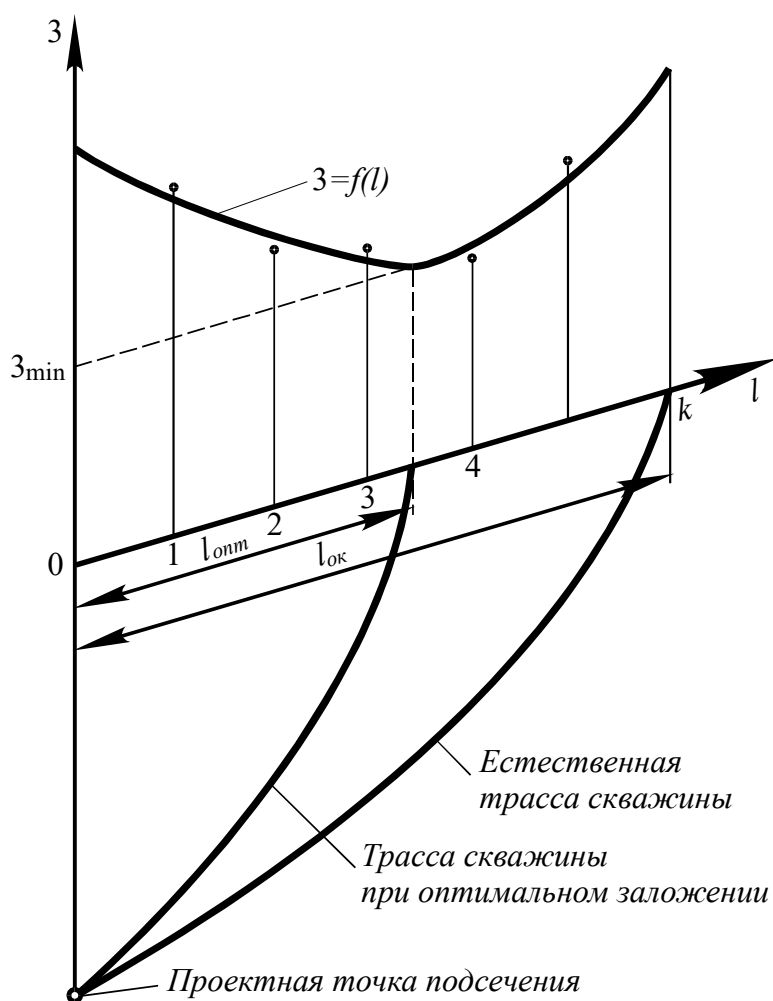


Рис. 1.7. Схема к определению параметров заложения скважины

Очевидно, что в этом случае трасса скважины является прямой вертикальной линией, соединяющей проектную точку подсечения с дневной поверхностью, а во втором – некоторой произвольной кривой линией, полученной с учетом характеристик естественного искривления скважины. Алгоритм для решения задачи определения технико-экономических характеристик при направленном бурении основных стволов приведен на рис. 1.8.



Рис. 1.8. Алгоритм проектирования основных стволов скважин

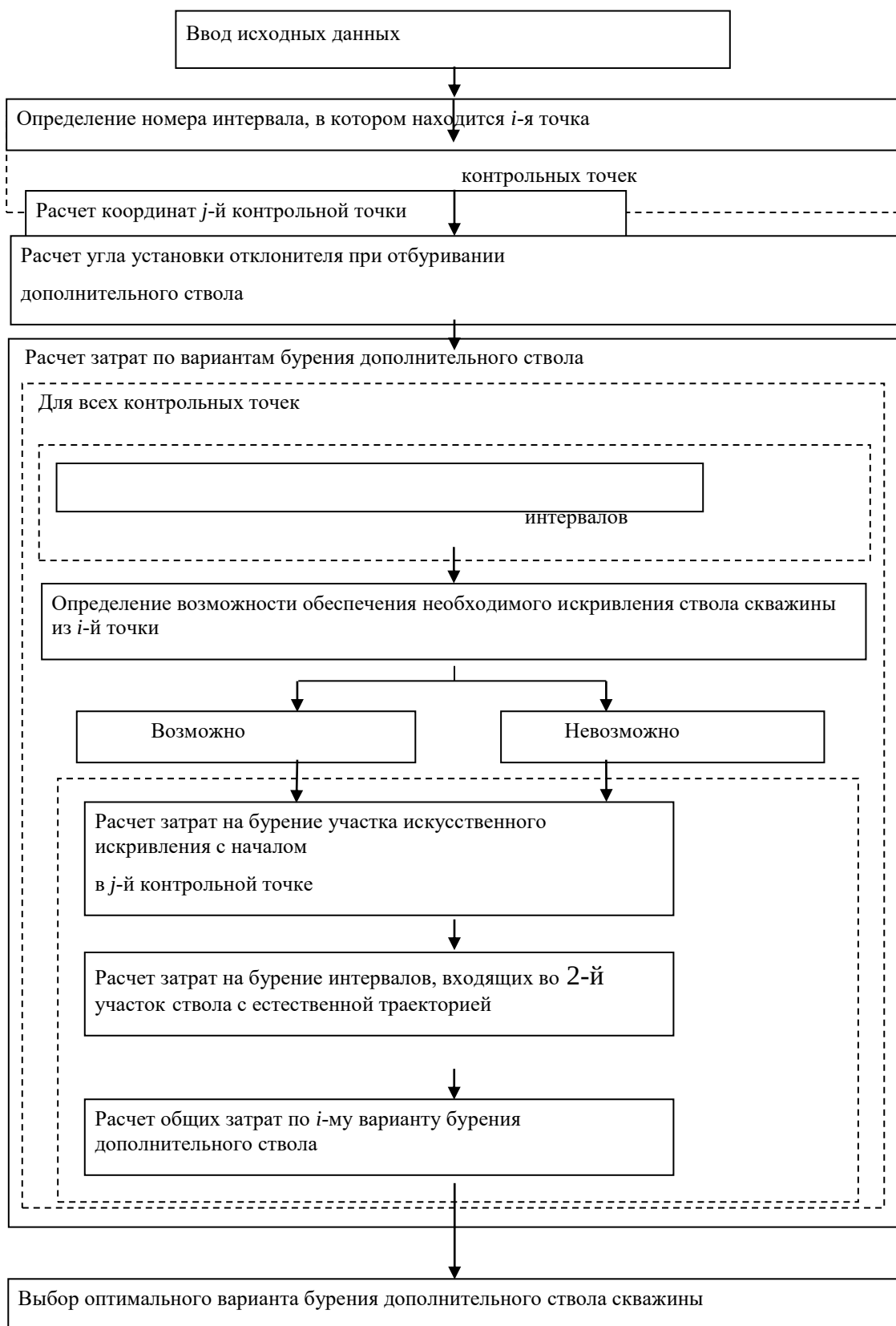


Рис. 1.9. Алгоритм проектирования дополнительных стволов скважин

При решении задачи определения рациональных технико-экономических характеристик для проходки дополнительных стволов расчеты сводятся к сужению исходного множества глубин, углов отбурирования и интервалов искусственного искривления для единственного варианта с минимумом затрат. В некоторых случаях возможно применение метода, изложенного при расчете характеристик основных стволов, т. е. производится расчет минимального значения функции: $Q = f(H)$, где Q – затраты на бурение дополнительного ствола; H – глубина основного ствола, с которой отбуривается дополнительный ствол.

Однако ввиду сложности определения конкретного вида функции $Q = f(H)$ этот подход целесообразно применять лишь в отдельных, достаточно простых случаях. Поэтому в настоящее время расчет характеристик дополнительных стволов сводится к моделированию вариантов их отбурирования от основного ствола скважины через некоторый шаг глубины, который выбирается исходя из конкретных условий бурения (рис. 1.9).

В заключение необходимо отметить, что все расчеты, обозначенные в соответствующих блоках алгоритмов (см. рис. 1.6, 1.8, 1.9), выполняются согласно методикам, рассмотренным в работах [39, 58, 59, 64]. Результатами расчетов являются матрицы затрат (временных или стоимостных), которые служат исходным материалом для решения основной задачи – определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов при бурении направленных скважин.

1.6.2. Математическая модель определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин при направленном бурении

Существующие методики принятия решений при направленном бурении ориентированы на оптимизацию процесса проходки отдельных стволов скважин – в качестве объекта управления принимается один (основной или дополнительный) ствол, для которого и осуществляется решение задачи оптимизации. Под последней принимается поиск технико-технологических параметров, при которых обеспечивается выполнение задания, а целевая функция (стоимостная или временная) достигает своего минимума. Однако подобный подход, вполне

оправданный при решении локальной геолого-технической задачи, например, при выведении скважин в заданную область, теряет свои достоинства при разбурировании площади, когда необходимо обеспечить подсечение целостной совокупности n точек пространства недр. Как показывает опыт, использование лишь многоствольного бурения ($(n-1)$ точек подсекаются дополнительными стволами из одного основного) не является однозначно оптимальным. В этом случае задача проектирования направленного бурения при разбурировании площади (рудного тела, нефтегазовой залежи и т. д.) может быть сведена к поиску оптимальной с точки зрения стоимостных или временных затрат пространственной сети (структуры) стволов скважин, обеспечивающей подсечение заданного множества точек [62].

Поиск оптимального сочетания основных и дополнительных стволов может быть организован различным образом. Наиболее очевиден поочередный просмотр всех возможных вариантов сочетаний. Несмотря на то, что в этом случае обеспечивается строгое решение задачи выбора, полный перебор вариантов сопряжен со значительными затратами времени. Так, например, число вариантов, подлежащих просмотру при использовании основных и дополнительных стволов первого уровня, определяется выражением [2, 16]:

$$C = \sum \frac{n!}{k!(n-k)!} \cdot k^{(n-k)}, \quad (1.88)$$

где n – число проектных точек подсечения.

Как следует из выражения (1.88), уже при $n=8$ число вариантов сочетаний составит 5289, и это при том, что особую актуальность проблема выбора рациональной структуры стволов приобретает при значительно больших значениях n . Таким образом, полный перебор вариантов вряд ли может быть признан лучшим способом решения задачи выбора, но может быть использован для оценки эффективности альтернативных методов. Анализ существующих методов решения задач выбора подробно рассмотрен в работах [3, 66].

Прежде чем перейти к рассмотрению предлагаемой математической модели (метода), необходимо определить основные понятия теории графов применительно к специфике проходки направленных стволов скважин [37].

Исходное множество основных и дополнительных стволов можно представить в виде графа G – геометрической структуры, состоящей из двух множеств: вершин (n) и ребер (E). В роли вершин графа выступают проектные точки подсечения и точка «0» – дневная поверхность, на которой закладываются основные стволы скважин. Под ребрами графа понимаются основные и дополнительные стволы, причем первые соединяют точку «0» с соответствующими точками множества n , а вторые – некоторые пары точек из n . Тогда общую задачу можно сформулировать как поиск остова графа, имеющего наименьший вес. Под остовом графа G понимается дерево (связанный граф без циклов) $H = (n, E')$, такое, что $E' \subseteq E$. Вес дерева – сумма весов (соответствующих затрат) его ребер.

Предлагаемый метод определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин базируется на следующем утверждении: оптимальным остовом графа является остов, средний вес ребра которого минимален. В соответствии с методом динамического программирования общая задача поиска указанного остова разбивается на ряд подзадач, при решении каждой из которых осуществляется поиск одного или нескольких ребер графа (части графа), средний вес которых внутри данной подзадачи минимален [10, 28, 65].

Объектом анализа является квадратная матрица (1.89), в начальный момент состоящая из n строк, в каждой из которых содержится по n элементов:

$$A = \begin{matrix} & \begin{matrix} 1 & \dots & j & \dots & n \end{matrix} \\ \begin{matrix} 1 \\ \dots \\ k \\ n \end{matrix} & \left| \begin{matrix} A_{11} & \dots & A_{1j} & \dots & A_{1n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ A_{k1} & \dots & A_{kj} & \dots & A_{kn} \\ A_{n1} & \dots & A_{nj} & \dots & A_{nn} \end{matrix} \right| \end{matrix}. \quad (1.89)$$

В качестве примера на рис. 1.10 показана исходная матрица и граф, описывающие затраты на бурение основных и дополнительных стволов при подсечении шести проектных точек.

Реализация метода включает в себя следующие операции:

1. По каждой k -й строке матрицы (1.89) производится минимизация средних затрат $\bar{A}_k$ путем дополнения диагонального элемента A_{kj} матрицы другими элементами строки, таким образом, чтобы обеспечить минимально возможную

величину $\bar{A}_k$. Это реализуется следующим образом: положим $A_{kj} = \bar{A}_k$; находим наименьший i -й элемент строки ($i \neq k$), если $A_{ki} < \bar{A}_k$, то данный элемент включается в искомую совокупность и по ней определяется новое значение $\bar{A}_k$. Данная операция повторяется до тех пор, пока все элементы k -й строки не войдут в искомую совокупность или очередной элемент не окажется больше $\bar{A}_k$, вычисленного на предыдущем шаге. Результатом является матрица – столбец:

$$\bar{A} = \begin{matrix} & \begin{matrix} 1 \\ \dots \\ k \\ \dots \\ n \end{matrix} & \left| \begin{matrix} \bar{A}_1 \\ \dots \\ \bar{A}_k \\ \dots \\ \bar{A}_n \end{matrix} \right. \end{matrix} . \quad (1.90)$$

На рис. 1.11. показано изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа, где элементы матрицы $\bar{A}$ занесены в столбец «Средние затраты».

2. По матрице (1.89) выбирается наименьшее значение $\bar{A}_i$ ($i = 1, \dots, n$) и соответственно определяется совокупность элементов матрицы (1.89) по k -й строке, для которой определено минимальное $\bar{A}_i$.

3. Из матрицы (1.89) исключаются:

- столбцы с номерами j , входящими в выбранную совокупность;
- строки с номерами j , входящими в выбранную совокупность, за исключением строки с номером $j = k$.

Анализ заканчивается, если ни в одной строке матрицы (1.89) не содержится ни одного элемента. Результатом анализа является искомое сочетание основных и дополнительных стволов скважин. Графическая интерпретация полученных результатов по этапам решения и итоговый остов графа приведены на рис. 1.11.

а

Основные стволы скважин	Проектные точки подсечения						Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6		
1	<u>91</u>	<u>40</u>	107	<u>33</u>	73	69	54,7	1; 14; 12
2	<u>78</u>	<u>108</u>	90	<u>79</u>	106	<u>60</u>	81,3	2; 21; 24; 26
3	58	72	<u>38</u>	59	68	<u>27</u>	32,5	3; 36
4	123	97	110	<u>111</u>	<u>42</u>	88	76,5	4; 45
5	<u>32</u>	109	66	69	<u>92</u>	120	62,0	5; 51
6	121	41	122	<u>25</u>	119	<u>53</u>	39,0	6; 64

б

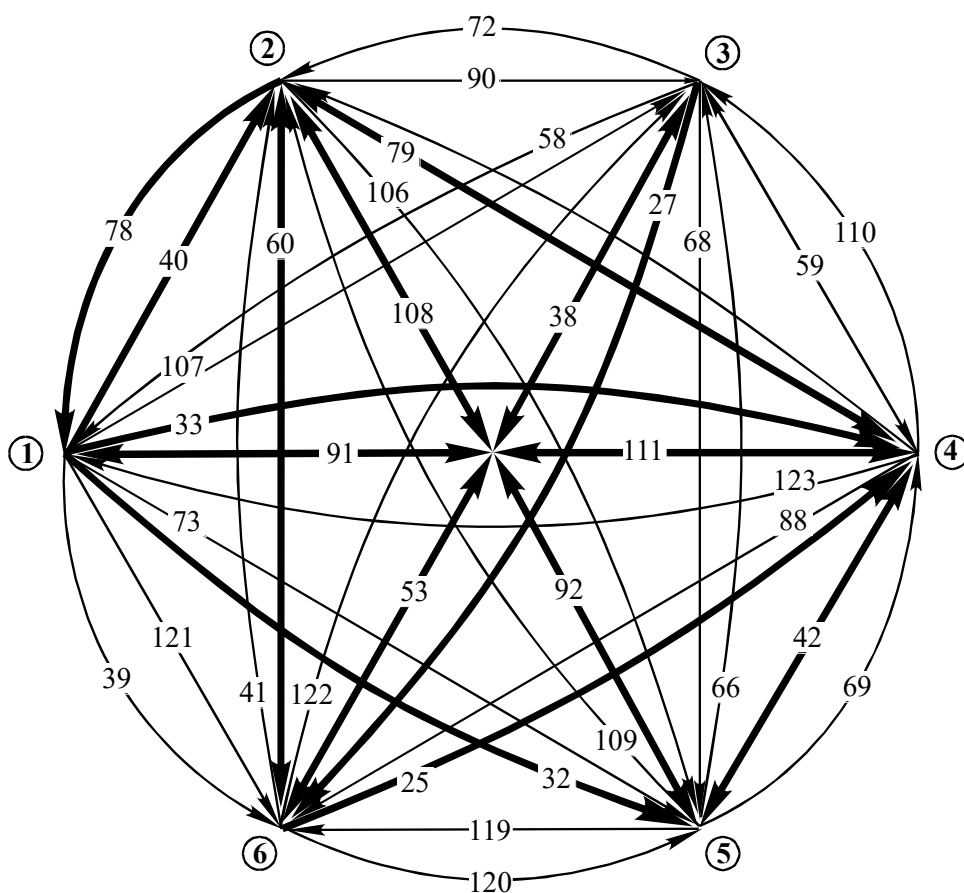
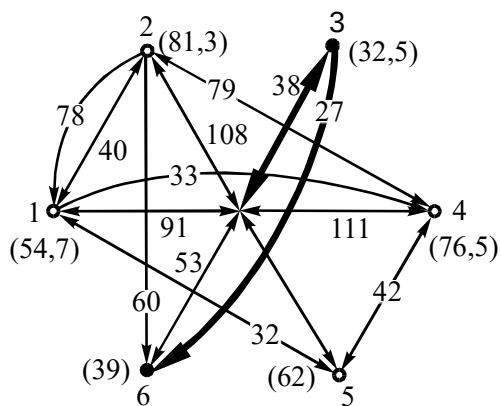


Рис. 1.10. Исходные данные для формирования рациональной структуры стволов:

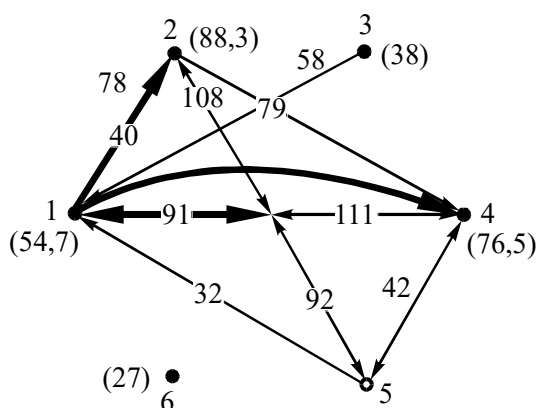
а – матрица затрат на бурение основных и дополнительных стволов (подчеркнуты элементы, участвующие в минимизации средних затрат); б – граф, описывающий анализируемое множество стволов скважин (выделены ребра графа, соответствующие элементам исходной матрицы, участвующим в минимизации средних затрат)



1-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	<u>91</u>	<u>40</u>	107	<u>33</u>	73	69	54,7
2	<u>78</u>	<u>108</u>	90	<u>79</u>	106	<u>60</u>	81,3
3	58	72	<u>38</u>	59	68	<u>27</u>	32,5
4	123	97	110	<u>111</u>	<u>42</u>	88	76,5
5	<u>32</u>	109	66	69	<u>92</u>	120	62,0
6	121	41	122	<u>25</u>	119	<u>53</u>	39,0

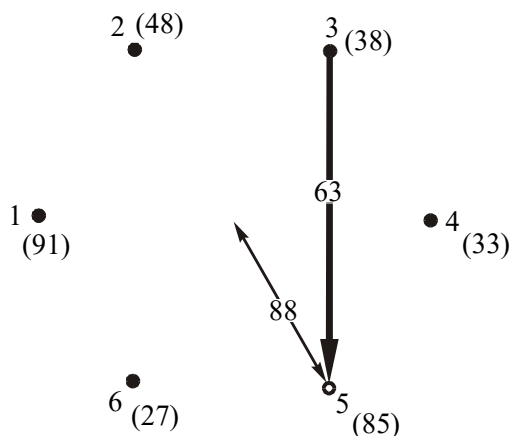
Группа стволов: 3; 36



2-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	<u>91</u>	<u>40</u>	—	<u>33</u>	73	—	54,7
2	<u>78</u>	<u>108</u>	—	<u>79</u>	106	—	81,3
3	58	72	—	59	68	—	32,5
4	123	97	—	<u>111</u>	<u>42</u>	—	76,5
5	<u>32</u>	109	—	69	<u>92</u>	—	62,0
6	—	—	—	—	—	—	—

Группа стволов: 1, 12, 14



3-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	—	—	—	—	73	—	73,0
2	—	—	—	—	—	—	—
3	—	—	—	—	68	—	68,0
4	—	—	—	—	—	—	—
5	—	—	—	—	<u>92</u>	—	92,0
6	—	—	—	—	—	—	—

Группа стволов: 35

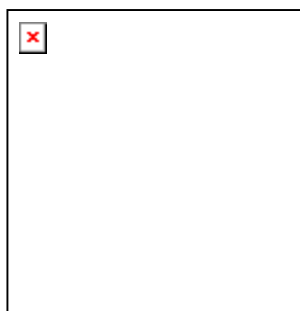


Рис. 1.11. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа: в матрицах подчеркнуты элементы, участвующие в минимизации средних затрат; в каждой графе выделены ребра, соответствующие выбранной на данном этапе группе стволов

При включении в анализ дополнительных стволов второго уровня исходную матрицу затрат можно рассматривать как систему подматриц, число которых соответствует числу анализируемых в данный момент основных стволов (рис. 1.12, а). Последовательность расчетов в этом случае аналогична методу, изложенному выше. Отличие заключается в коррекции, которая вводится при определении средних затрат согласно выражению:

$$\bar{A}_j = \frac{A_j + A_i}{t_j + 1}, \quad (1.91)$$

где t_j – число элементов j -ой строки, по которым была определена величина $\bar{A}_j$.

Так например, при расчете группы стволов 1,12 (см. рис. 1.12, а) были учтены затраты на бурение первого основного ствола, т.е. согласно формуле (1.91):

$$\bar{A} = (91 + 40)/(1 + 1) = 65,5.$$

Изменение исходной матрицы затрат при использовании дополнительных стволов первого и второго уровней (см. рис. 1.12) по этапам анализа и итоговый граф приведены на рис. 1.13.

Корректность анализа, выполняемого по описанным методикам, может быть существенно повышена за счет включения в него механизма, учитывающего затраты на перемещение буровых установок $A_{ПБУ}$, т.е. имеем матрицу:

$$A_{ПБУ} = \begin{matrix} & \begin{matrix} 0 & 1 & \dots & j & \dots & n \end{matrix} \\ \begin{matrix} 0 \\ 1 \\ \dots \\ k \\ \dots \\ n \end{matrix} & \left| \begin{array}{cccccc} A_{00} & A_{01} & \dots & A_{0j} & \dots & A_{0n} \\ A_{10} & A_{11} & \dots & A_{1j} & \dots & A_{1n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ A_{k0} & A_{k1} & \dots & A_{kj} & \dots & A_{kn} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ A_{n0} & A_{n1} & \dots & A_{nj} & \dots & A_{nn} \end{array} \right| \end{matrix}, \quad (1.92)$$

где A_{kj} – затраты на перемещение буровой установки между точками заложения основных стволов.

Включение в матрицу нулевых строк и столбца необходимо для учета затрат на перемещение буровой установки от базы.

а

Стволы скважин		Проектные точки подсечения			Средние затраты по стволам		Группа стволов
основные	дополнительные 1-го уровня	1	2	3	дополнительным	основным	
1	1	<u>91</u>	—	—	<u>91</u>	<u>65,5</u>	1
	12	—	<u>40</u>	157	<u>40</u>		12
	13	—	<u>102</u>	<u>107</u>	103,5		
2	21	<u>78</u>	—	1427	<u>78</u>	90,8	21
	2	—	<u>109</u>	—	<u>109</u>		2
	23	<u>86</u>	—	<u>90</u>	<u>88</u>		23
3	31	<u>58</u>	108	—	<u>58</u>	<u>38,0</u>	
	32	<u>98</u>	<u>72</u>	—	<u>72</u>		
	3	—	—	<u>38</u>	<u>38</u>		

б

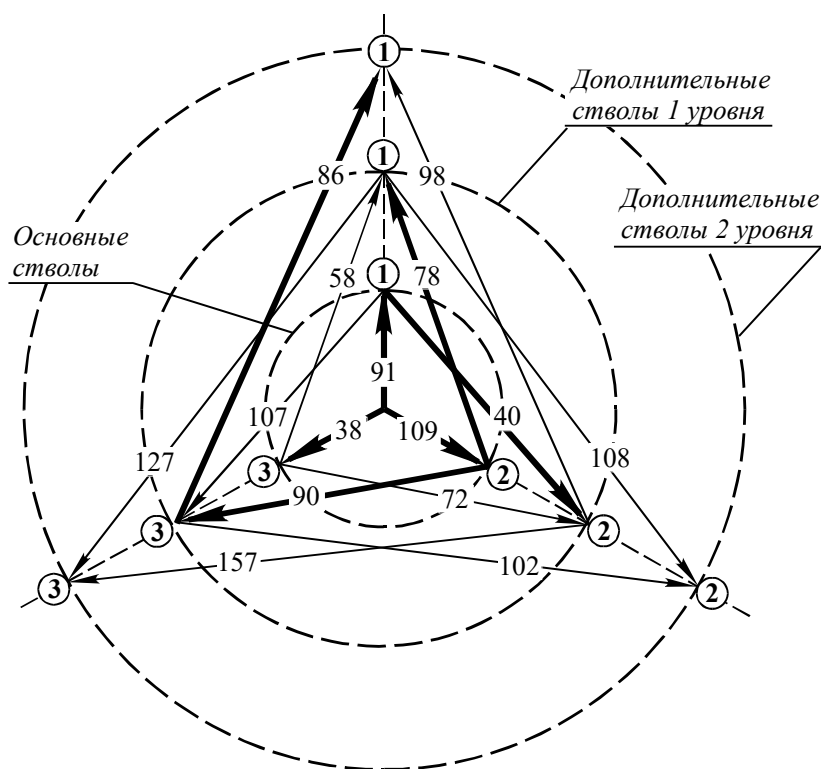
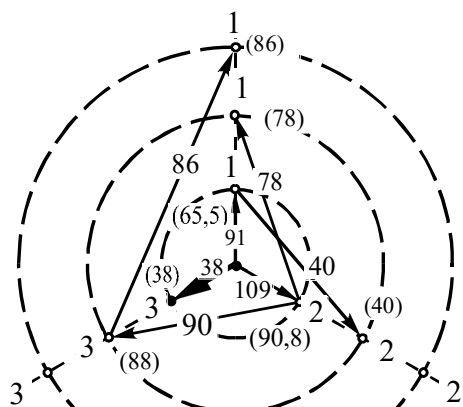


Рис. 1.12. Исходные данные для формирования рациональной структуры при использовании дополнительных стволов скважин первого и второго уровней:

а – матрица затрат на бурение основных и дополнительных стволов;

б – граф, описывающий анализируемое множество стволов скважин

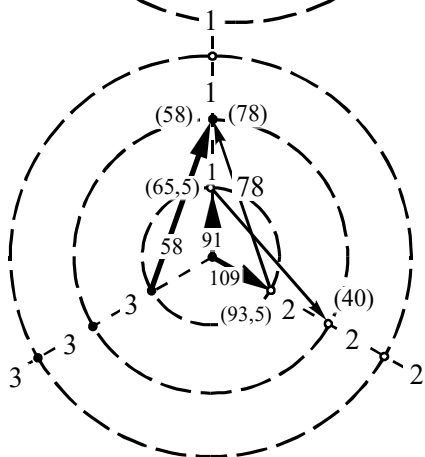


1-й этап анализа

Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	<u>91</u>	—	—	<u>91</u>	65,5
	12	—	<u>40</u>	157	<u>40</u>	
	13	—	<u>102</u>	<u>107</u>	104,5	
2	21	<u>78</u>	—	127	<u>78</u>	90,8
	2	—	<u>109</u>	—	<u>109</u>	
	23	<u>86</u>	—	<u>90</u>	<u>88</u>	
3	31	<u>58</u>	108	—	<u>58</u>	38,0
	32	98	<u>72</u>	—	<u>72</u>	
	3	—	—	<u>38</u>	<u>38</u>	

Группа стволов: 3

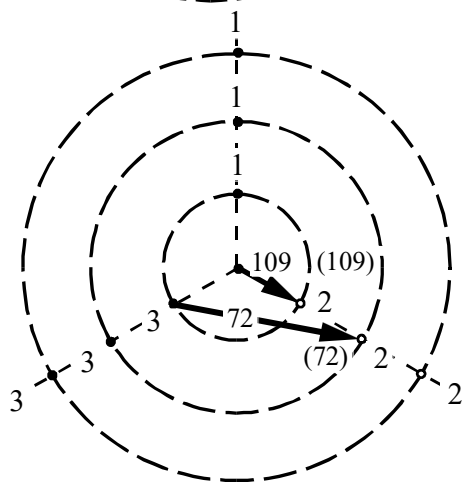
2-й этап анализа



Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	<u>91</u>	—	—	<u>91</u>	65,5
	12	—	<u>40</u>	—	<u>40</u>	
	13	—	<u>102</u>	—	—	
2	21	<u>78</u>	—	—	<u>78</u>	93,5
	2	—	<u>109</u>	—	<u>109</u>	
	23	<u>86</u>	—	—	—	
3	31	<u>58</u>	108	—	<u>58</u>	58,0
	32	98	<u>72</u>	—	<u>72</u>	
	3	—	—	—	—	

Группа стволов: 31

3-й этап анализа



Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	—	—	—	—	—
	12	—	—	—	—	
	13	—	—	—	—	
2	21	—	—	—	<u>78</u>	93,5
	2	—	<u>109</u>	—	<u>109</u>	
	23	—	—	—	—	
3	31	—	—	—	—	72,0
	32	—	<u>72</u>	—	<u>72</u>	
	3	—	—	—	—	

Группа стволов: 32

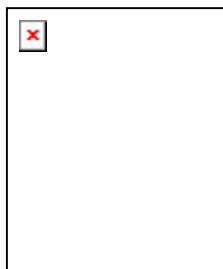


Рис. 1.13. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа при использовании дополнительных стволов 1-го и 2-го уровней

1.6.3. Учет стадийности геологоразведочных работ

Рассмотренные выше методики были ориентированы относительно фиксированного множества проектных точек подсечения n – однозначной по своим характеристикам разведочной сети. В то же время одной из особенностей ведения геологоразведочных работ является их стадийность, когда каждая стадия работ характеризуется своим геолого-техническим заданием, а переход к следующей стадии зависит от полученных результатов [63].

На рис. 1.14 приведена схема учета стадийности выполнения буровых работ, где указаны возможные варианты стратегий. Например, вторая стратегия (см. рис. 1.14, б) заключается в том, что при анализе основных стволов, соответствующих первой стадии работ, учитывая возможность их использования как основы для проходки дополнительных стволов при переходе ко второй стадии. Необходимо подчеркнуть, что объединение двух и более стадий (четвертый вариант стратегии на рис. 1.14, б) осуществляется условно – фактически первоначально проходятся стволы, относящиеся к одной стадии работ, и лишь затем, если это необходимо, проходятся стволы скважин, входящие в последующую стадию.

Последовательность действий с учетом стадийности выполнения буровых работ (при изолированном анализе стадий работ и при совместном анализе стадий) полностью соответствуют методам, описанным выше. Примеры соответствующих расчетов приведены на рис. 1.15 и 1.16.

Как показывают экспериментальные расчеты, при использовании стратегий, ориентированных на изолированное рассмотрение стадий. Происходит некоторое снижение затрат по начальным стадиям с одновременным их увеличением при переходе к последующим стадиям работ. Соответственно наблюдается противоположная картина при использовании стратегий, ориентированных на одновременный учет нескольких стадий.

Оценка k -го варианта стратегии может быть сделана согласно выражению:

$$A_k = \sum_i^n p_i \cdot A_{ik} , \quad (1.93)$$

где p_i – вероятность перехода к i -й стадии (определяется в основном экспертным путем); A_{ik} – затраты на подсечение точек, относящихся в i -й стадии по k -й стратегии.

Использование выражения (1.93) затруднительно в силу неоднозначности оценок p_i (см. рис. 1.14, б), каждое из которых представлено интервалом возможных значений Δp . Поэтому на практике для формализации исходных данных целесообразно применять известные критерии оценки [47].

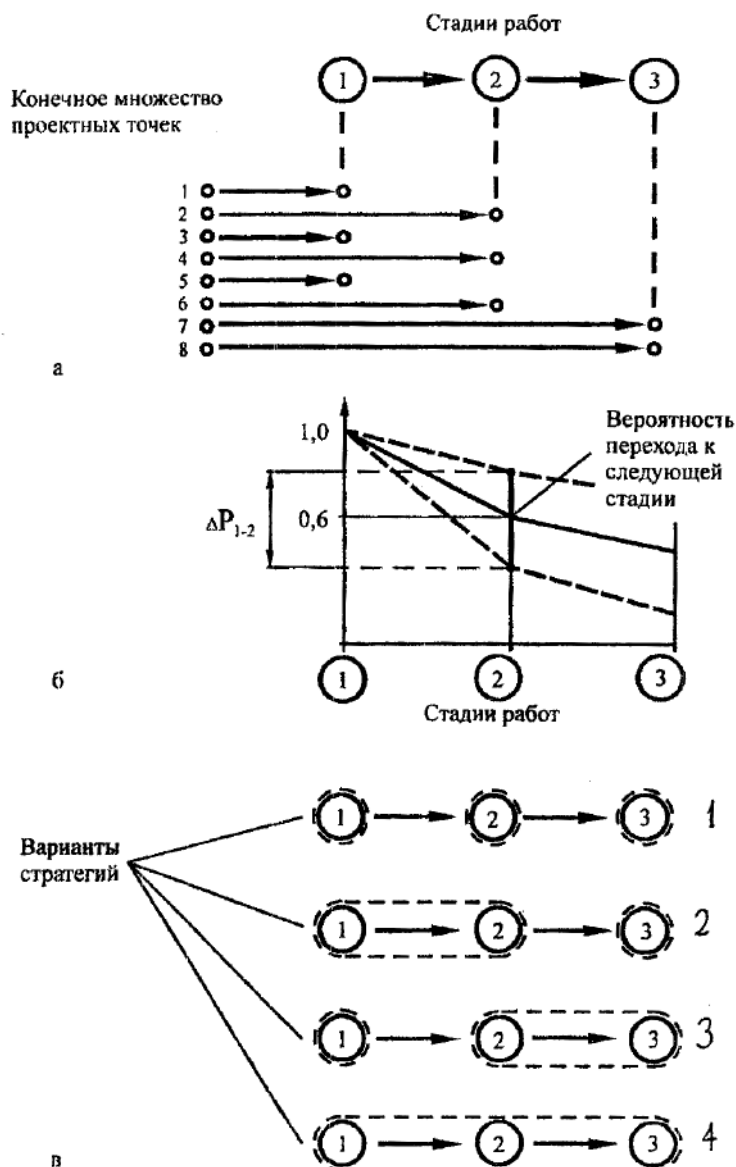


Рис. 1.14. Схема учета стадийности выполнения буровых работ: а – распределение проектных точек подсечения по стадиям работ; б – графическая интерпретация вероятностей перехода от одной стадии работ к следующей; в – варианты стратегий анализа: 1 – стадии работ рассматриваются изолированно; 2 – при анализе первой стадии учитывается возможность перехода ко второй; 3 – при анализе второй стадии учитывается возможность перехода к третьей; 4 – при анализе первой стадии учитывается возможность перехода ко второй и третьей стадиям

- а Затраты времени на бурение
БУ между скважинами, ст/см.

Осн. ств. скв.	Проектные точки подсечения					
	1	2	3	4	5	6
1	91	40	107	33	73	39
2	78	108	90	79	106	60
3	58	72	38	59	68	27
4	123	97	110	111	42	88
5	32	109	66	69	92	120
6	121	41	122	25	119	53

1-я стадия работ (точки №№ 1, 3, 5)

- б 1. С учетом перевозки БУ с базы

№	1	3	5	Средние затраты
1	92	107	73	82,5
3	58	42	68	42,0
5	32	66	95	63,5

Группа стволов: 3

2. С учетом перевозки БУ

от 3-й скважины

№	1	3	5	Средние затраты
1	92	—	73	84,3
3	58	—	68	58,0
5	32	—	93	63,5

Группа стволов: 31

3. С учетом перевозки БУ

от 1-й скважины

№	1	3	5	Средние затраты
1	—	—	—	—
3	—	—	68	68,0
5	—	—	93	93,0

Группа стволов: 35

Рис. 1.15. Пример расчетов при изолированном анализе стадий работ:

а – исходные матрицы затрат на бурение стволов скважин и переноску буровых установок;

б – изменение исходной матрицы затрат времени по этапам анализа с учетом
изолированности стадий работ

Затраты времени на перевозку БУ
к стволам скважин, ст/см.

№	0	1	2	3	4	5	6
0	—	1	5	4	2	3	2
1	1	—	1	1	6	3	2
2	5	1	—	6	6	2	5
3	4	1	6	—	2	1	3
4	2	6	2	2	—	3	1
5	3	3	2	1	3	—	4
6	2	2	5	3	1	4	—

2-я стадия работ (точки №№ 2, 4, 6)

4. С учетом перевозки БУ
с 3-й скважины

№	2	4	6	Средние затраты
1	114	79	60	84,3
3	97	113	88	99,3
5	41	25	56	40,7

Группа стволов: 6, 64

5. С учетом перевозки БУ
от 6-й скважины

№	2	4	6	Средние затраты
1	113	—	—	113,0
3	—	—	—	—
5	41	—	—	41,0

Группа стволов: 62

1-я стадия работ (точки №№ 1, 3, 5)

1. С учетом перевозки БУ с базы

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	92	107	73	40	33	39	53,0
3	58	42	68	72	59	27	35,5
5	32	66	95	109	69	120	65,5

Группа стволов: 3, (36)

2. С учетом перевозки БУ от 3-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	92	—	73	40	33	—	57,0
3	58	—	68	72	59	—	59,0
5	32	—	95	109	69	—	64,5

Группа стволов: 1, (12), (14)

3. С учетом перевозки БУ от 1-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	—	—	73	—	—	—	73,0
3	—	—	68	—	—	—	68,0
5	—	—	95	—	—	—	95,0

Группа стволов: 35

2-я стадия работ (точки №№ 2, 4, 6)

4. С учетом перевозки БУ от 1-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты
1	—	—	—	40	—	—	40,0
3	—	—	—	—	59	28	28,0
5	—	—	—	—	—	—	—
2	—	—	—	—	—	—	—
4	—	—	—	—	—	—	—
6	—	—	—	—	—	—	—

Рис. 1.16. Пример расчетов при совместном анализе стадий работ

1.6.4. Формирование рациональной структуры стволов при кустовом бурении

В качестве исходного положения принимаем то, что на дневной поверхности задано некоторое множество $\{A, \dots, K, \dots, C\}$ кустовых площадок, относительно которых рассчитаны затраты на проходку основных и дополнительных стволов к n проектным точкам, а также затраты на перемещение буровых установок.

Объектом анализа в данном случае является система подматриц, каждая из которых описывает исходные данные по основным и дополнительным стволам, относящимся к конкретной кустовой площадке. При этом метод решения поставленной задачи практически полностью соответствует подходу, рассмотренному при анализе дополнительных стволов второго уровня. Единственным смысловым отличием является то, что 1-й основной ствол заменен понятием « k -я кустовая площадка».

В качестве примера на рис. 1.17 и 1.18 приведена исходная матрица затрат и показана последовательность расчетов, результатом которой является вывод о целесообразности бурения с площадки A скважины к первой точке, а с площадки B – основного ствола к третьей точке и из него – дополнительного ствола ко второй проектной точке подсечения.

а Затраты на бурение основных и дополнительных стволов

Вариант заложения устья	Основные стволы	Проектные точки подсечения			Средние затраты
		1	2	3	
А	1	<u>36</u>	71	58	36,0
	2	67	<u>53</u>	61	53,0
	3	70	52	<u>51</u>	51,0
В	1	<u>58</u>	76	59	58,0
	2	74	<u>44</u>	48	44,0
	3	82	44	<u>38</u>	38,0

Затраты на перемещение БУ между скважинами

	О	А	В
О	—	10	12
А	10	—	8
В	12	8	—

Затраты по основным и дополнительным стволам с учетом перемещения БУ с базы

Вариант заложения устья	Основные стволы	Проектные точки подсечения			Средние затраты
		1	2	3	
А	1	<u>46</u>	71	58	<u>46,0</u>
	2	67	<u>63</u>	<u>61</u>	62,0
	3	70	<u>52</u>	<u>61</u>	56,5
В	1	58	76	59	64,5
	2	74	44	48	52,0
	3	82	44	38	47,0

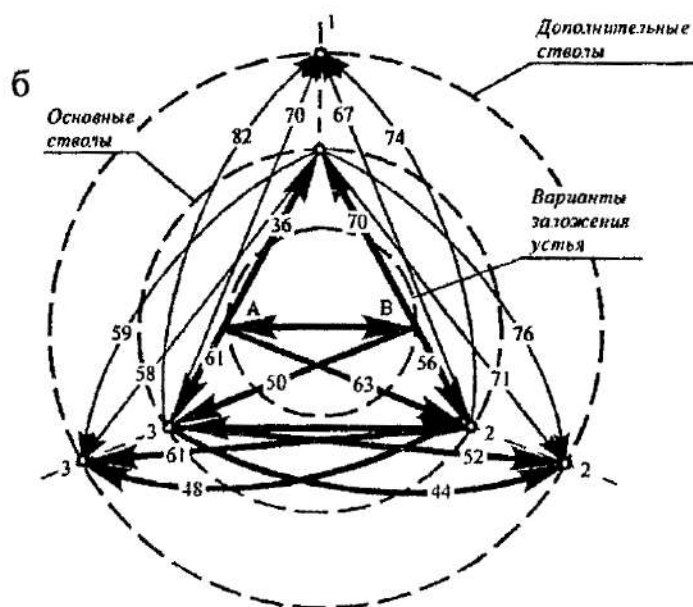
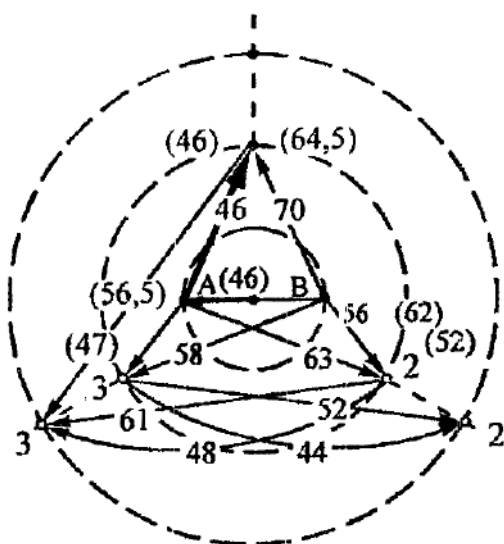


Рис. 1.17. Исходные данные для формирования рациональной структуры стволов при кустовом бурении: а – матрицы затрат на бурение основных и дополнительных стволов и на перевозку буровой установки; б – граф, описывающий анализируемое множество стволов с учетом кустовых площадок А и В.

1-й этап анализа

Затраты с учетом перемещения БУ с базы

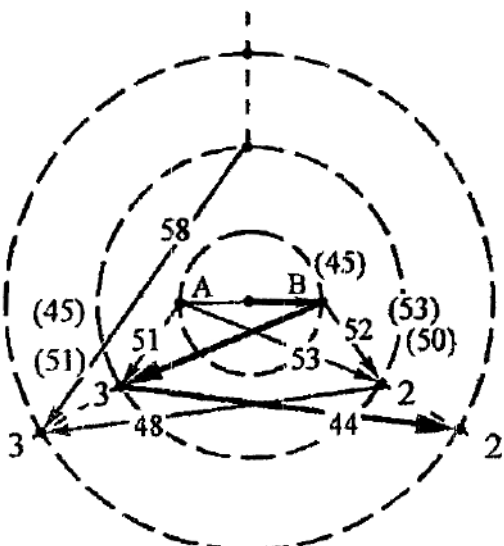


Устье	Ствол	1	2	3	Средние затраты
A	1	<u>46</u>	71	58	<u>46,0</u>
	2	67	<u>63</u>	<u>61</u>	62,0
	3	70	<u>52</u>	<u>61</u>	56,5
B	1	<u>70</u>	76	<u>59</u>	64,5
	2	74	<u>56</u>	<u>48</u>	52,0
	3	82	<u>44</u>	<u>50</u>	47,0

Группа стволов: A: 1

2-й этап анализа

Затраты с учетом перемещения БУ от устья A



Устье	Ствол	1	2	3	Средние затраты
A	1	—	71	<u>58</u>	58,0
	2	—	<u>53</u>	61	53,0
	3	—	52	<u>51</u>	51,0
B	1	—	—	—	—
	2	—	<u>52</u>	<u>48</u>	50,0
	3	—	<u>44</u>	<u>46</u>	45,0

Группа стволов: B: 3; 32

Итоговый граф

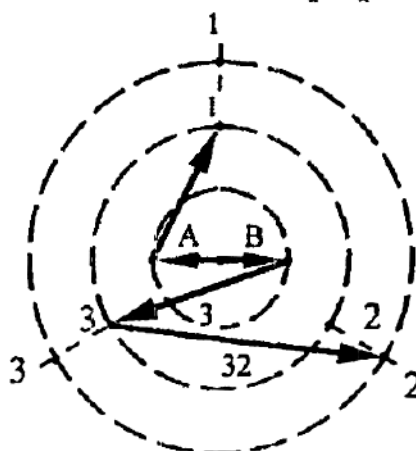


Рис. 1.18. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа при кустовом бурении

Примеры решения задач

Пример 1.1. Произвести расчеты, связанные с выводением скважины в проектную точку разведочной сети с помощью искусственных отклонителей. Скважина бурилась до глубины 840 м по «типовому профилю», далее была установлена необходимость применения снаряда СБС-59 для окончательного вывода скважины на проектную точку разведочной сети. Координаты точки скважины на глубине 840 м: $x_A = 71,7$ м; $y_A = -91,9$ м; $z_A = 822,4$ м; зенитный угол в данной точке $\theta_A = 17,5^\circ$; азимут скважины $\alpha_A = 360^\circ$. Координаты проектной точки подсечения рудного тела: $x_B = 120$ м; $y_B = -20$ м; $z_B = 1100$ м. Отклоняющий снаряд СБС-59 обеспечивает оптимальную интенсивность искривления на цикле его постановки $i_0 = 1,5^\circ/\text{м}$ при оптимальной длине рейса $l_p = 3$ м. Длина интервала проработки перегиба после установки отклоняющего снаряда СБС-59 $l_{\text{пр}} = 5$ м.

Решение. По формуле (1.37) рассчитываем отход скважины в горизонтальной плоскости:

$$g = (-20 + 91,90) \cdot \cos 360^\circ - (120 - 71,7) \cdot \sin 360^\circ = 71,9 \text{ м};$$

положительное значение g указывает на то, что поворот по азимуту должен осуществляться вправо.

По формуле (1.38) рассчитываем отход скважины в вертикальной плоскости:

$$h = [(-20 + 91,9) \cdot \sin 360^\circ + (120 - 71,7) \cdot \cos 360^\circ] \cdot \cos 17,5^\circ - (1100 - 822,4) \cdot \sin 17,5^\circ = -37,4 \text{ м};$$

отрицательная величина h указывает на необходимость производить выкручивание скважины, т.е. уменьшение зенитного угла.

По формуле (1.39) определяем расстояние между проектной точкой забоя и той, на которую скважина может выйти без применения искусственного искривления:

$$d = \sqrt{\frac{71,9^2 + (-37,4)^2}{(\cos 17,5^\circ)^2}} = 81,9 \text{ м}.$$

По формулам (1.40) – (1.43) рассчитываем необходимый набор кривизны для вывода скважины на проектную точку разведочной сети:

$$R = \frac{57,3}{1,5} = 38,2;$$

$$l = \frac{1100 - 822,4}{17,5^\circ} + (-37,4) \cdot \operatorname{tg} 17,5^\circ = 279,3 \text{ м};$$

$$H = \sqrt{91,9^2 + (-37,4)^2} = 81,0 \text{ м};$$

$$\psi = 2 \operatorname{arctg} \frac{81}{279,3 + \sqrt{279,3^2 - 2 \cdot 81 \cdot 38,2 + 81^2}} = 16,5^\circ.$$

Данный набор кривизны одним рейсом отклоняющего снаряда СБС-59 не выполнить, поэтому расчет следует повторить при интенсивности искривления, полученной из расчета по формуле (1.44):

$$i_y = \frac{1,5 \cdot 3}{3 + 5} = 0,56 \text{ градус/м};$$

$$R_y = \frac{57,3}{0,56} = 102 \text{ м}.$$

Тогда необходимый набор кривизны составит:

$$\psi_1 = 2 \operatorname{arctg} \frac{81}{279,3 + \sqrt{279,3^2 - 2 \cdot 102 \cdot 81 + 81^2}} = 17,1^\circ.$$

Определим необходимое количество рейсов отклоняющего снаряда СБС-59 для набора требуемой кривизны, если общая длина рейса составляет 8 м ($l_p + l_{пр}$):

$$n = \frac{17,1^\circ}{0,56 \cdot 8} = 3,8 \approx 4 \text{ рейса}.$$

Определим угол установки отклонителя при первой его постановке, так как в нашем случае $g > 0$, $h < 0$, то согласно выражению (1.46) и соответствующим ограничениям имеем второй случай (см. стр. 36):

$$\Phi = 180^\circ - \operatorname{arctg} \frac{71,9}{37,4} = 117,5^\circ.$$

По формуле (1.48) рассчитаем конечный зенитный угол, который должна иметь скважина после проведения работ по ее искривлению:

$$\theta_\kappa = \arccos(\cos 17,5^\circ \cdot \cos 17,1^\circ - \sin 17,5^\circ \cdot \sin 17,1^\circ \cdot \cos 117,5^\circ) = 17,7^\circ.$$

По формуле (1.49) рассчитываем приращение азимута скважины после проведения работ по ее искривлению:

$$\Delta\alpha = \arctg \frac{117,5^\circ}{\operatorname{ctg} 17,1^\circ \cdot \sin 17,5^\circ + \cos 117,5^\circ \cdot \cos 17,5^\circ} = 58,7^\circ.$$

Таким образом, для выведения скважины на проектную точку разведочной сети потребуется 3 или 4 постановки отклоняющего снаряда СБС-59. Необходимое количество постановок должно уточняться в процессе работы путем проведения контрольных замеров зенитных углов и азимута и соответствующих расчетов.

Пример 1.2. Для анализа пространственного положения бурящейся скважины и выработки управляющих решений имеются следующие исходные данные. Координаты проектной точки: $x_B = 40$ м; $y_B = -60$ м; $z_B = 650$ м; азимут линии падения пласта рудного тела $\alpha_{л.п} = 0^\circ$; угол падения плоскости рудного тела $\gamma = 30^\circ$; средние значения интенсивности зенитного угла $I_\theta = 1,5^\circ/100$ м и азимутального $I_\alpha = 3,5^\circ/100$ м искривления скважины, характерные для данных геолого-технических условий; допустимое линейное отклонение проектной и фактической точек подсечения рудного тела $r = 45$ м. Приняв координаты точки заложения скважины: $x_A = y_A = z_A = 0$ м; зенитный угол в данной точке $\theta_A = 0$ и азимут скважины $\alpha_A = 0$, определить фактическое отклонение скважины от проекта $\bar{d}$ и сравнить его с допустимым r . Если окажется, что $\bar{d} > r$, то необходимо осуществить регулирование пространственного положения трассы скважины для следующих случаев: 1) изменяя координаты точки заложения скважины x_A и y_A ; 2) изменяя зенитный θ_A и азимутальный α_A углы в точке заложения скважины; 3) используя искусственные отклонители (необходимые для расчета технические характеристики отклонителя взять из примера 1.1).

Решение. В соответствии с методиками, изложенными в разделах 1.2, 1.3 и 1.5, была составлена компьютерная программа для выработки и принятия управляющих решений, функционирующая в диалоговом режиме. После ввода исходных данных и проведения расчетов на экран дисплея выдаются результаты решения, включающие следующую информацию: расчетные координаты при подсечении рудного тела: $x_C = 55,4$ м; $y_C = 13,1$ м; $z_C = 658,8$ м; расчетные азимут и зенит при подсечении рудного тела: $\theta_C = 9,9^\circ$; $\alpha_C = 23,2^\circ$; отклонение точки подсечения от проектной

$d = 75,2$ м; выводится графическая интерпретация полученных результатов, т. е. изображаются профиль и план скважины (рис. 1.19).

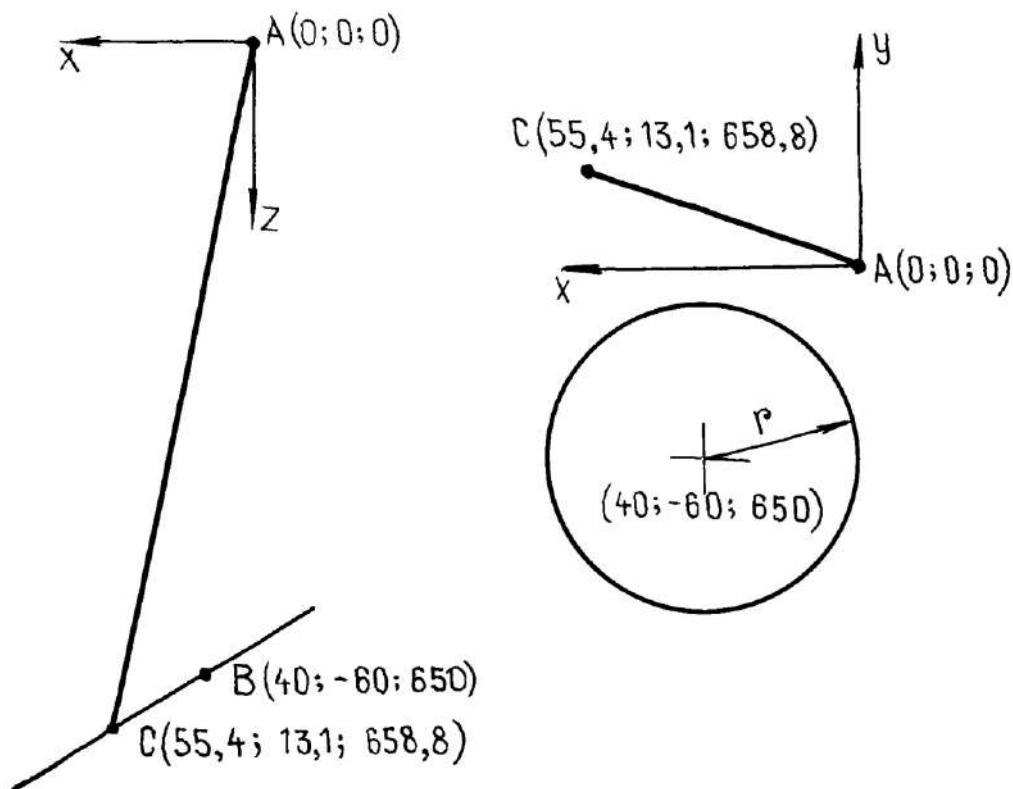


Рис. 1.19. Профиль и план скважины

В результате анализа имеющейся информации для решения поставленных задач необходимо принять следующие управляющие решения: 1) координаты точки заложения скважины: $x_A = -15,0$ м; $y_A = -70,0$ м; $z_A = 0$ м; 2) угол в точке заложения скважины $A (0; 0; 0)$: зенит $\theta_A = 1^\circ$; азимут $\alpha_A = 290^\circ$; 3) установить один отклонитель с углом $\Phi = 260^\circ$ на глубине 150 м (параметры установки отклонителя определяются расчетным путем, см. решение примера 1.1). Результаты решения задачи приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Результаты решения задачи по выработке и принятию управляющих решений

Номер задачи	Координаты точки заложения скважины, м			Углы в точке заложения скважины, град		Координаты расчетной точки подсечения рудного тела, м			Углы скважины в расчетной точке подсечения рудного тела, град		Фактические отклонения трассы скважины от проекта d , м	Параметры установки и технические характеристики отклонителя
	x_A	y_A	z_A	θ_A	α_A	x_C	y_C	z_C	θ_C	α_C		
1	-15,0	-70,0	0	0	0	38,9	-60,5	649,3	9,8	22,8	1,4	—
2	0	0	0	1	290	35,9	-55,9	647,6	10,8	312,8	6,2	—
3	0	0	0	0	0	47,8	-67,1	651,6	12,2	311,0	3,8	$n = 1$; $\Phi = 260^\circ$; $l_{от} = 150$ м; $l_p = 3,0$ м; $i_0 = 1,5^\circ/\text{м}$; $l_{пр} = 5,0$ м.

Пример 1.3. Реализация математической модели при обосновании рационального технологического обеспечения для разведки Западной зоны Гумешевского месторождения меди.

Решение. Согласно существующей группировке месторождений по природным факторам, определяющим расположение и плотность сети разведочных выработок для отнесения запасов к различным категориям, рудные тела Гумешевского месторождения относятся к третьей группе по классификации ГКЗ. Для данной группы месторождений рекомендуется применять следующую разведочную сеть: расстояние между скважинами по простиранию – 50 м; по падению – $50 \div 70$ м. Предельные отклонения от проектной точки подсечения рудных тел составляют: по падению – 15 м; по простиранию – 20 м. Проектируется бурение пятнадцати скважин глубиной от 410 до 780 м. Углы заложения скважин составляют около 75 градусов, что в сочетании с интенсивным естественным искривлением позволяет пересекать крутопадающие линзы под достаточно большим углом.

Расчеты по обоснованию рационального технологического обеспечения выполнялись в три этапа в соответствии с методикой, изложенной в разделе 1.6.

На первом этапе проводился поиск рациональных технико-технологических решений (ТТР) при бурении основных стволов скважин с поверхности. Рассчитывались следующие параметры: координаты заложения основного ствола; углы скважины при забурировании; глубина и угол установки отклонителя по каждому из интервалов искусственного искривления; длина интервала. Рациональным ТТР принималось такое сочетание указанных выше параметров, при котором обеспечивалось выполнение геологического задания по выведению трассы скважины в заданную область и нормативному углу встречи с рудным телом.

На втором этапе осуществлялся расчет рациональных ТТР при бурении дополнительных стволов. В результате этой операции определялись следующие характеристики: начальная глубина отбурирования; угол установки отклонителя при отбурировании дополнительного ствола; длина интервала отбурирования.

Определение рациональных технико-технологических решений производилось в соответствии с методиками, изложенными в работах [58, 59, 63]. В качестве исходных данных использовались результаты статистической обработки

материалов фактического бурения скважин в аналогичных геолого-технических условиях, нормативные и справочные данные [25, 26, 49, 52]. Для получения экономических оценок были приняты материалы соответствующих служб и отделов Дегтярского ГРП (для Гумешевского участка), результаты имеющихся и проделанных собственноручно хрометражных наблюдений. Результаты расчетов приведены в табл. 1.3 и 1.4. Следует отметить, что часть ячеек исходной матрицы (см. табл. 1.4) оказались незаполненными. Это связано с тем, что в некоторых случаях при моделировании бурения дополнительных стволов скважин не удалось обеспечить выполнение геологического задания по выведению трассы скважины в заданную область и нормативному углу встречи с пластом, что обусловлено крутым падением пласта, небольшой глубиной основного ствола скважины и ограничениями по допустимой кривизне стволов.

На третьем этапе осуществлялся поиск рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин в соответствии с рассмотренной математической моделью в пункте 1.6.2 раздела 1.6. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа приведено в табл. 1.5÷1.12. Некоторая условность полученных результатов объясняется отсутствием при проведении расчетов данных о контрольном времени выполнения полного объема поисково-оценочных работ и фактическом числе задействованных буровых установок. Как следствие, в расчетах не учитывались затраты на перевозку буровых установок и их монтаж – демонтаж.

Таблица 1.3

Технологическое обеспечение проектной сети при разведке
Западной зоны Гумешевского месторождения меди

Номера стволов	Параметры заложения ствола							Интервалы искусственного искривления			
	координаты, м			азимутальный и зенитный углы, град.		глубина отбурки, м	угол установки отклонителя, град	номер интервала	начальная глубина, м	начальный угол установки отклонителя, град	длина интервала, м
	x	y	z	α	θ						
С-2	100	100	0	350	8	—	—	1	210	30	10
								2	380	35	10
С-2-3	-0,1	89,5	-360	357	21,2	374	170	1	30	130	40
								2	80	45	30
С-2-5	-38,4	92	-252	355	17,8	259	220	1	40	250	40
								2	100	280	40
								3	160	330	50
С-4	0	0	0	0	10	—	—	1	130	35	20
С-4-1	27,5	1,1	-120	3,7	15	124	120	1	60	65	40
С-4-6	40,5	2,1	-168	5,2	17,1	170	230	1	180	280	45
С-4-7	31,5	1,3	-140	4,4	15,8	145	210	1	170	190	50
С-8	-325	-150	0	355	9	—	—	1	230	30	10
								2	410	30	10

Номера стволов	Параметры заложения ствола							Интервалы искусственного искривления			
	координаты, м			азимутальный и зенитный углы, град.		глубина отбурки, м	угол установки отклонителя, град	номер интервала	начальная глубина, м	начальный угол установки отклонителя, град	длина интервала, м
	x	y	z	α	θ						
С-8-10	-193	-151	-460	4,5	23,3	475	310	1	80	330	40
								2	170	340	40
С-11	125	-500	0	355	8,5	—	—	—	—	—	—
С-12	0	-500	0	350	9	—	—	1	110	20	10
С-13	-140	-500	0	355	10	—	—	1	120	20	10
								2	180	30	20
С-13-9	-90	-502	-190	359	16	196	45	1	45	30	40
								2	110	30	40
								3	200	170	30
С-13-15	-66,6	-503	-268	0,9	18,8	295	285	1	50	290	40
								2	110	270	30
								3	160	80	40
								4	200	65	30
С-14	50	-675	0	350	10	—	—	—	—	—	—

Таблица 1.4

Исходная матрица затрат времени на бурение основных и дополнительных стволов скважин, станко-смены
(Первый этап анализа)

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	37,5	—	—	26,5	78,3	52,9	64,7	94,3	77,1	96,7	—	—	—	—	—	32,0	С-11
С-2	29,7	61	27	33	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37,7	
С-3	41	26,3	80,2	87,9	35,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	45,8	
С-4	22,3	46,5	55	36,4	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	29,4	
С-5	51,3	35	37,3	47,8	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
С-6	51,6	—	—	39,3	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	43,4	
С-7	53,1	56,6	—	45,9	—	40,2	78,9	—	48,2	—	74,4	70	—	—	—	53,3	
С-8	70,7	63,9	58,2	65,7	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	84,8	77	—	—	—	55,9	
С-9	74,5	—	—	60,4	—	43,1	—	—	52,7	—	96,6	38,5	—	—	—	44,8	
С-10	—	—	—	74,8	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	54,8	49	—	69,7	—	56,8	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	10,6	—	—	—	—	10,6	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	20,6	38,6	—	36,6	—	29,6	
С-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	40,4	33,8	68,2	51,2	44	46,1	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37	—	—	27	—	27,0	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	47,4	40,1	—	38,8	66,7	48,3	

Таблица 1.5

Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа, станко-смены
(Второй этап анализа)

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	37,5	—	—	26,5	78,3	52,9	64,7	94,3	77,1	96,7	—	—	—	—	—	32,0	C-4-1
C-2	29,7	61	27	33	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37,7	
C-3	41	26,3	80,2	87,9	35,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	45,8	
C-4	22,3	46,5	55	36,4	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	29,4	
C-5	51,3	35	37,3	47,8	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
C-6	51,6	—	—	39,3	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	43,4	
C-7	53,1	56,6	—	45,9	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	53,3	
C-8	70,7	63,9	58,2	65,7	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
C-9	74,5	—	—	60,4	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
C-10	—	—	—	74,8	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	37,6	
C-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	44	47,5	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	27,0	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	66,7	48,6	

Таблица 1.6

Третий этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-14
C-2	—	61	27	—	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
C-3	—	26,3	80,2	—	36,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
C-4	—	46,5	55	—	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	37,9	
C-5	—	35	37,3	—	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
C-6	—	—	—	—	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	45,5	
C-7	—	56,6	—	—	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	55,8	
C-8	—	63,9	58,2	—	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
C-9	—	—	—	—	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
C-10	—	—	—	—	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	37,6	
C-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	44	47,5	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	27,0	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	66,7	48,6	

Таблица 1.7

Четвертый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-4-6
C-2	—	61	27	—	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
C-3	—	26,3	80,2	—	36,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
C-4	—	46,5	55	—	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	37,9	
C-5	—	35	37,3	—	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
C-6	—	—	—	—	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	45,5	
C-7	—	56,6	—	—	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	55,8	
C-8	—	63,9	58,2	—	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
C-9	—	—	—	—	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
C-10	—	—	—	—	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	38,6	
C-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	—	47,5	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	—	53,4	

Таблица 1.8

Пятый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-12
C-2	—	61	27	—	41,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
C-3	—	26,3	80,2	—	36,5	—	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
C-4	—	46,5	55	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	46,5	
C-5	—	35	37,3	—	82,6	—	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	46,3	
C-6	—	—	—	—	—	—	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	—	
C-7	—	56,6	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	61,2	
C-8	—	63,9	58,2	—	41,8	—	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	56,7	
C-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	45,6	
C-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	—	—	57,3	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	—	—	38,6	
C-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	—	44	47,6	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	—	66,7	53,4	

Таблица 1.9

Шестой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-2-3 C-2-5
C-2	—	61	27	—	41,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
C-3	—	26,3	80,2	—	36,5	—	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
C-4	—	46,5	55	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	46,5	
C-5	—	35	37,3	—	82,6	—	34,2	42,5	65	65,6	—	—	91	—	—	46,3	
C-6	—	—	—	—	—	—	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	—	
C-7	—	56,6	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	—	—	—	—	61,2	
C-8	—	63,9	58,2	—	41,8	—	33,5	104	58,6	47,4	—	—	—	—	—	56,7	
C-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	—	—	—	—	52,7	
C-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	—	68,2	—	44	52,1	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	—	—	—	66,7	66,7	

Таблица 1.10

Седьмой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-13-9 C-13-15
C-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-4	—	—	—	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	58,8	
C-5	—	—	—	—	—	—	34,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-7	—	—	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	—	—	—	—	63,6	
C-8	—	—	—	—	—	—	33,5	104	58,6	47,4	—	—	—	—	—	60,8	
C-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	—	—	—	—	52,7	
C-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	—	68,2	—	44	52,1	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	—	—	—	66,7	66,7	

Таблица 1.11

Восьмой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-4-7
C-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-4	—	—	—	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	58,8	
C-5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-7	—	—	—	—	—	—	78,9	—	—	—	—	—	—	—	—	78,9	
C-8	—	—	—	—	—	—	33,5	104	—	47,4	—	—	—	—	—	61,6	
C-9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	—	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

Таблица 1.12

Девятый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
C-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	C-8-10
C-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-4	—	—	—	—	—	—	—	85	—	—	—	—	—	—	—	85,0	
C-5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-8	—	—	—	—	—	—	—	104	—	47,4	—	—	—	—	—	75,0	
C-9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	82,2	—	—	—	—	—	82,2	
C-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
C-15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

Контрольные вопросы

1. Что понимается под проектированием трассы направленной скважины?
2. Что позволяет выполнять классификация основных методов проектирования трасс направленных скважин?
3. Основные принципы расчета проектной трассы по методу снизу – вверх.
4. Как рассчитываются угловые параметры проектной трассы скважины?
5. Уравнение плоскости рудного тела.
6. Как определяются координаты точек оси проектной трассы скважины?
7. Критерий проверки попадания проектной трассы в заданную зону допуска.
8. Критерии оптимизации процесса направленного бурения.
9. Формулы для расчета отклонений скважины в горизонтальной (g) и вертикальной (h) плоскостях. Что определяют знаки величин g и h ?
10. Как определяется угол установки отклонителя Φ ?
11. Как рассчитывается необходимый набор кривизны ψ и в каком случае производится его коррекция?
12. Критерии выработки управляющих решений при оперативном контроле процесса направленного бурения.
13. Что понимается под структурой стволов направленных скважин?
14. Основные понятия теории графов применительно к специфике бурения скважин.
15. Основные преимущества модели расчета рациональной структуры стволов скважин, изложенной в разделе 1.6.

Глава 2

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

2.1. Основы теории подобия

Процессы тепломассопереноса описываются системой дифференциальных уравнений и условиями однозначности с большим количеством переменных. Попытки аналитического решения полной системы уравнений наталкиваются на серьезные трудности. Поэтому большое значение приобретает экспериментальный путь исследования. С помощью эксперимента для определенных значений аргументов можно получить числовые значения искомых переменных и затем подобрать уравнения, описывающие результаты опытов. Однако при изучении столь сложного процесса, как тепломассоперенос, не всегда легко проводить и опытное исследование.

Для исследования влияния на процесс какой-либо одной величины остальные нужно сохранять неизменными, что не всегда возможно или затруднительно из-за большого количества переменных. Кроме того, при этом нужно быть уверенным, что результаты, получаемые с помощью какой-либо конкретной установки (модели), можно перенести и на другие аналогичные процессы (образец). Эти трудности помогает разрешить теория подобия. С помощью теории подобия размерные физические величины можно объединить в безразмерные комплексы, причем так, что число комплексов будет меньше числа величин, из которых составлены эти комплексы. Полученные безразмерные комплексы можно рассматривать как новые переменные.

При введении в уравнение безразмерных комплексов число величин под знаком искомой функции формально сокращается, что упрощает исследование физических процессов. Кроме того, новые безразмерные переменные отражают влияние не только отдельных факторов, но и их совокупности, что позволяет легче определить физические связи в исследуемом процессе.

Теория подобия устанавливает также условия, при которых результаты лабораторных исследований можно распространить на другие явления, подобные

рассматриваемому. Ввиду этого теория подобия, прежде всего, является теоретической базой эксперимента, но не только. Теория подобия является важным подспорьем теоретических исследований. Хотя методами теории подобия вид искомой функции не может быть определен, эта теория облегчает в ряде случаев анализ процесса и описание полученных результатов.

Общие условия подобия физических процессов можно сформулировать в виде трех правил [2, 14, 23]:

1. Подобные процессы должны быть качественно одинаковыми, т. е. они должны иметь одинаковую физическую природу и описываться одинаковыми по форме записи дифференциальными уравнениями.

2. Условия однозначности подобных процессов должны быть одинаковыми во всем, кроме числовых значений размерных постоянных, содержащихся в этих условиях.

3. Одноименные определяющие безразмерные переменные подобных процессов должны иметь одинаковое числовое значение.

Для практического использования выводов теории подобия необходимо уметь приводить к безразмерному виду математические описания изучаемых процессов.

Имеется несколько методов выполнения этой операции. Рассмотрим один из них – метод анализа размерностей.

В общем случае коэффициент теплопередачи α зависит от геометрического размера l (длина, диаметр и т. д.), скорости потока $W_{\text{ж}}$ и теплофизических параметров жидкости [53]:

$$\alpha = f_1(l, w_{\text{ж}}, \lambda, c, \rho, \nu). \quad (2.1)$$

$$\frac{Вт}{м^2 \cdot К} \quad м \quad \frac{м}{с} \quad \frac{Вт}{м \cdot К} \quad \frac{Дж}{кг \cdot К} \quad \frac{кг}{м^3} \quad \frac{м^2}{с}$$

Если проводить эксперименты, изменяя m раз каждый из шести параметров, влияющих на тепломассоперенос, то суммарное число экспериментов будет $N = m^6$, т. е. порядка 10^6 .

Теория показывает, что число параметров зависит от выбора единиц измерения. Наименьшее число параметров получится, если единицы измерения

будут связаны с самой решаемой задачей. Так, в качестве единицы длины можно принять не метр, а длину пластины l . Для перевода всех параметров в «новую» систему единиц измерения поделим x на l в той же степени, в которой длина входит в их размерность:

$$\alpha \cdot l^2 = f_2(l/l, w_{жс}/l, \lambda \cdot l, c, \rho \cdot l^3, \nu/l^2) \quad (2.2)$$

$$\frac{Bm}{K} \quad \text{—} \quad \frac{1}{c} \quad \frac{Bm}{K} \quad \frac{Bm}{K_2 \cdot K} \quad K_2 \quad \frac{1}{c}$$

Число параметров в правой части уравнения уменьшилось, так как $l/l \equiv 1$, т. е. мы избавились от того параметра, который приняли за единицу измерения. Если теперь ввести еще три «новые» единицы измерения: для времени l^2/ν , для массы ρl^3 и, наконец, для отношения тепловой мощности к перепаду температур λl (в рассматриваемой системе величин единицы Bm и K отдельно не встречаются, а входят лишь в комбинации Bm/K), то в правой части рассматриваемой зависимости останется всего два безразмерных параметра:

$$\alpha \cdot l / \lambda = f_3(w_{жс} \cdot l / \nu, c \cdot \rho \cdot \nu / \lambda). \quad (2.3)$$

Согласно основной теореме метода анализа размерностей (π -теореме) зависимость между N размерными величинами, определяющими данный процесс, может быть представлена в виде зависимости между составленными из них $N - K$ безразмерными величинами, где K – число первичных переменных с независимыми размерностями, которые не могут быть получены друг из друга. В уравнении (2.1) общее число переменных (включая и α) равно 7, из них четыре первичных (их мы принимали за единицы измерения) соответственно безразмерных чисел в уравнении (2.3) будет $N - K = 7 - 4 = 3$.

Каждый из безразмерных параметров имеет определенный физический смысл. Их принято обозначать первыми буквами фамилий ученых, внесших существенный вклад в изучение процессов теплопереноса и гидродинамики, и называть в честь этих ученых.

Число Нуссельта:

$$Nu = \alpha \cdot l / \lambda \quad (2.4)$$

представляет собой безразмерный коэффициент теплоотдачи.

Число Рейнольдса:

$$Re = w_{ж} \cdot l / \nu \quad (2.5)$$

выражает отношение сил инерции (скоростного напора) $F_u = \rho \cdot w_{ж}^2 / 2$ к силам вязкого трения: $F_{\mu} \approx \mu \cdot w_{ж} / l$.

При малых числах Re преобладают силы вязкости и режим течения жидкости ламинарный (отдельные струи потока не перемешиваются, двигаясь параллельно друг другу, и всякие случайные завихрения быстро затухают под действием сил вязкости). При турбулентном течении в потоке преобладают силы инерции, поэтому завихрения интенсивно развиваются.

Число Прандтля:

$$Pr = c \cdot \rho \cdot \nu / \lambda \quad (2.6)$$

состоит из величин, характеризующих теплофизические свойства вещества, и по существу само является теплофизической константой вещества. Значение числа Pr приводится в справочниках.

В случае естественной конвекции скорость жидкости $w_{ж} = 0$ и соответственно $Re = 0$, но на теплоотдачу будет влиять подъемная сила $F_{п}$. Это приведет к появлению другого безразмерного параметра – числа Грасгофа:

$$Gr = g \cdot \beta(t_0 - t_{жс}) \cdot l^3 / \nu^2, \quad (2.7)$$

которое характеризует отношение подъемной силы, возникающей вследствие теплового расширения жидкости к силам вязкости.

Рассмотрим пример использования π -теоремы для моделирования процесса алмазного бурения [4, 60]. В этом примере использованы три первичные (имеющие независимую размерность) величины системы единиц измерения СИ: длина L , масса M , время T ($k = 3$). Технологические режимы бурения характеризуются осевой нагрузкой P [$LM T^{-2}$], частотой вращения ω [T^{-1}], количеством промывочной жидкости Q [$L^3 T^{-1}$], крутящим моментом $M_{кр}$ [$L^2 M T^{-2}$], мощностью на разрушение породы коронкой N [$L^2 M T^{-3}$], временем бурения t [T] и ускорением свободного падения g [$L T^{-2}$]. Свойства пород определяются твердостью по штампу $P_{шт}$ [$L^{-1} M T^{-2}$], динамическим коэффициентом крепости, определяемым методом толчения (по Н. И.

Любимову) $F_{\text{дин}}$, коэффициентом абразивности K_A и динамическим модулем упругости $E_{\text{дин}}$ [$L^{-1}MT^{-2}$].

Площади торца матрицы коронки S [L^2] и диаметр коронки d [L] характеризуют свойства коронки. Коэффициенты абразивности и динамической крепости – безразмерные величины, представляющие собой критерии подобия, поэтому они исключаются из числа определяющих параметров ($n = 11$).

Исходная матрица из показателей степеней размерностей определяющих параметров имеет следующий вид:

1. $[P] = LMT^{-2}$	$A = \begin{vmatrix} 1 & 0 & -2 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \\ 1 & 0 & 0 \\ 2 & 0 & 0 \\ 2 & 1 & -3 \\ 2 & 1 & -2 \\ -1 & 1 & -2 \\ -1 & 1 & -2 \\ 0 & 0 & 1 \\ 1 & 0 & -2 \end{vmatrix}$
2. $[\omega] = L^0M^0T^{-1}$	
3. $[Q] = L^3M^0T^{-1}$	
4. $[d] = LM^0T^0$	
5. $[S] = L^2M^0T^0$	
6. $[N] = L^2MT^{-3}$ $[M_{\text{кр}}] = L^2MT^{-2}$	
7. $[M_{\text{кр}}] = L^2MT^{-2}$	
8. $[P_{\text{шт}}] = L^{-1}MT^{-2}$	
9. $[E_{\text{дин}}] = L^{-1}MT^{-2}$	
10. $[t] = L^0M^0T$	
11. $[g] = LM^0T^{-2}$	

Из выделенных параметров можно составить $n - k = 11 - 3 = 8$ критериев подобия. Число формы записи критериев подобия равно количеству определителей k ($k = 3$) порядка, составленных из строк полной матрицы размерностей A . Форма записи заключается в нахождении значений показателей степени $x_L, x_2, \dots, x_m, y_1, y_2, \dots, y_m, z_1, z_2, \dots, z_m$, которые являются отношениями типа D_{im} / Δ , где Δ – определитель k -го порядка, составленный из размерностей независимых параметров. D_{im} – определитель, получаемый из Δ путем замены i -й строки на строку из размерностей 1, 2, 3..., m -го параметра.

Найденные значения $x_1, \dots, x_m, y_1, \dots, y_m, z_1, \dots, z_m$ записываются в виде отношений каждого параметра к произведениям независимых один от другого параметров в соответствующих степенях. Для осевой нагрузки, частоты вращения и количества промывочной жидкости:

$$\Delta = \begin{vmatrix} 1 & 1 & -2 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \end{vmatrix} \neq 0 = -3.$$

Размерности всех остальных параметров выражаются через независимые $[P]$, $[\omega]$ и $[Q]$ в соответствии с положениями теории размерностей:

$$\begin{aligned} [d] &= [P]^{x_1} [\omega]^{y_1} [Q]^{z_1}, \\ [S] &= [P]^{x_2} [\omega]^{y_2} [Q]^{z_2}, \\ [N] &= [P]^{x_3} [\omega]^{y_3} [Q]^{z_3} \text{ и т.д.} \end{aligned}$$

Показатели степени определяются следующим способом. Для x_1 в определителе Δ первая строка, составленная из размерностей $[P]$, заменяется на строку, составленную из размерностей параметра $[d] = |1 \ 0 \ 0|$, т. е. имеем определитель:

$$D_1 = \begin{vmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \end{vmatrix} = 0.$$

Следовательно, показатель степени $x_1 = \frac{D_1}{\Delta} = \frac{0}{-3} = 0$. Таким же образом находим показатели степеней y_1 при $[\omega]^{-3}$ и z_1 при $[Q]$, которые соответственно равны $-1/3$ и $1/3$. Тогда критерий подобия будет иметь вид $d \cdot \omega^{1/3} / Q^{1/3}$.

В рассматриваемом примере получено (с помощью программы на ЭВМ) 110 форм записи восьми критериев подобия. Из возможного числа форм записи выбираются наиболее простые. Некоторые критерии подобия объединяются.

Для рассмотренного примера критерии подобия записываются в форме:

$$\frac{Q}{\omega \cdot S \cdot d}; \frac{N}{P \cdot \omega \cdot d}; \frac{P_{um}}{E_{дин}}; \frac{P}{P_{um} \cdot d^2}; \frac{M}{N \cdot t}; \frac{t}{\omega^{-1}}; \frac{g}{\omega^2 \cdot d}.$$

Принимаем, что процессы в модели и натуре подобны, тогда можно записать:

$$\frac{Q_M}{\omega_M \cdot S_M \cdot d_M} = \frac{Q}{\omega_H \cdot S_H \cdot d_H}; \frac{N_M}{P_M \cdot \omega_M \cdot d_M} = \frac{N_H}{P_H \cdot \omega_H \cdot d_H} \text{ и т. д.,}$$

где индексом « M » и « H » соответственно обозначают модель и натуру.

Из равенства критериев следует:

$$\frac{K_Q}{K_\omega K_S K_d} = 1,$$

где $K_Q = \frac{Q_M}{Q_H}$; $K_\omega = \frac{\omega_M}{\omega_H}$; $K_S = \frac{S_M}{S_H}$; $K_d = \frac{d_M}{d_H}$ – соответствующие константы подобия (или масштабные коэффициенты).

В некоторых случаях осуществить полное подобие в образце и модели практически невозможно. Тогда применяют приближенное моделирование, основанное на автомодельности процесса. Сущность явления автомодельности состоит в том, что изменение какого-либо критерия в определенных пределах не оказывает влияния на протекание процесса, и поэтому отпадает необходимость соблюдать равенство этого критерия для модели и образца.

2.2. Математическая модель определения температурных режимов бурящейся скважины

Увеличивающиеся глубины колонковых скважин, всевозрастающие объемы бурения по многолетнемерзлым породам требуют рассмотрения вопросов температурного режима бурящейся скважины с целью совершенствования технологии бурения, повышения качества и процента выхода керна и в целом повышения технического уровня и производительности буровых работ.

Температурный режим бурящейся скважины – это изменение температуры циркулирующего промывочного агента в различных точках его нисходящего и восходящего потоков.

Изменение температуры промывочного агента в нисходящем потоке (внутри бурильных труб) происходит в результате непрерывного теплообмена с восходящим (по кольцевому пространству) потоком, температура которого изменяется во времени и с глубиной за счет теплообмена с окружающими породами. Изменение температуры циркулирующего промывочного агента связано также с охлаждением работающего на забое породоразрушающего инструмента и генерацией тепла за счет работы трения потока промывочного агента при его движении.

Одним из наиболее полных по учету определяющих факторов и пригодных для практических расчетов является решение задачи о температурном режиме скважины, выполненное Б. Б. Кудряшовым [19, 20, 21].

Температура внутри бурильных труб, т.е. в нисходящем потоке промывочного агента на любой глубине h при конечной глубине бурящейся скважины H , может быть рассчитана по формуле:

$$t_1 = m_1 \cdot e^{r_1 h} + n_1 \cdot e^{r_2 h} - a + b + t_0 + \sigma \cdot h, \quad (2.8)$$

где

$$m_1 = - \frac{(t_{1H} - t_0 + a - b) \cdot r_2 \cdot e^{r_2 H} + \frac{k\pi}{G_0 c} \cdot (a - \Delta t_s)}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}};$$

$$n_1 = - \frac{(t_{1H} - t_0 + a - b) \cdot r_1 \cdot e^{r_1 H} + \frac{k\pi}{G_0 c} \cdot (a - \Delta t_3)}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}}.$$

Температура в кольцевом пространстве скважины, т. е. в восходящем потоке промывочного агента на любой глубине h при конечной глубине бурящейся скважины H , может быть рассчитана по формуле:

$$t_2 = m_2 \cdot e^{r_1 h} + n_2 \cdot e^{r_2 h} + b + t_0 + \sigma \cdot h, \quad (2.9)$$

где

$$m_2 = \frac{(t_{1H} - t_0 + a - b) \cdot r_1 \cdot e^{r_2 H} + \frac{k\pi}{G_0 c} \cdot (a - \Delta t_3) \cdot \frac{r_1}{r_2}}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}};$$

$$n_2 = - \frac{(t_{1H} - t_0 + a - b) \cdot r_2 \cdot e^{r_1 H} + \frac{k\pi}{G_0 c} \cdot (a - \Delta t_3) \cdot \frac{r_2}{r_1}}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}}.$$

В формулах (2.8) и (2.9):

$$r_1, r_2 = \frac{\pi}{G_0 c} \cdot \left(\frac{k_{azp} \cdot k_\tau \cdot D}{2} \pm \left(\frac{k_{azp}^2 \cdot k_\tau^2 \cdot D^2}{4} + k_{azp} \cdot k_\tau \cdot D \cdot k \right)^{0,5} \right);$$

$$a = \frac{G_0 \cdot c}{k \cdot \pi} \cdot \left(\sigma - \frac{i_1}{c} \right); \quad b = \frac{G_0 \cdot (i_1 + i_2)}{k_{azp} \cdot k_\tau \cdot \pi \cdot D},$$

где t – температура промывочного агента, °С; индексы «1» и «2» относятся соответственно к внутреннему каналу бурильных труб и кольцевому пространству; индекс «н» означает величину начальной температуры; t_0 – условная температура пород у поверхности, °С; h – глубина (текущая координата), м; H – конечная глубина, м; G_0 – массовый расход промывочного агента, кг/с; c – удельная массовая теплоемкость промывочного агента (для газа при постоянном давлении – c_p), Дж/(кг °С); D – диаметр скважины, м; σ – геотермический градиент, °С/м (для различных районов Земли $\sigma = 0,05 \div 0,25$ °С/м, а в среднем значение геотермического градиента может быть принято $\sigma = 0,03$ °С/м; для геокриозоны $\sigma = 0,023$ °С/м); k – коэффициент теплопередачи через стенку бурильной трубы, отнесенный к 1 м длины трубы, Вт/м °С (обычно размерность этого коэффициента Вт/м·°С), но так

как его величина отнесена к 1 м длины, получаем размерность Вт/м²·°С), k_{aep} – безразмерный коэффициент интенсификации теплообмена при изменении агрегатного состояния пород; k_{τ} – коэффициент нестационарного (зависящего от времени) теплообмена между промывочным агентом и массивом горных пород, Вт/м²·°С; i_1 , i_2 – соответственно гидравлический уклон в бурильных трубах и кольцевом пространстве.

Для выполнения расчетов по формулам (2.8) и (2.9) необходимо определить входящие в них величины.

Гидравлический уклон в бурильных трубах рассчитывается по формуле:

$$i_1 = \frac{p_1}{\gamma \cdot H}, \quad (2.10)$$

где p_1 – гидравлические потери давления при движении потока в бурильных трубах, Па; гидравлические потери давления рассчитываются по формуле (1.4); γ – удельный вес промывочного агента, Н/м³; H – глубина, м.

$$p_1 = \lambda_1 \cdot \frac{v_1^2 \cdot \rho}{2d_1} \cdot (l + l_s), \quad (2.11)$$

где v_1 – средняя по сечению канала потока скорость движения жидкости, м/с; ρ – плотность жидкости, кг/м³; d_1 – внутренний диаметр бурильных труб, м; l – длина бурильных труб, м; l_s – эквивалентная длина бурильных труб, потери давления на которой приравниваются к потерям давления в УБТ, ведущей трубе, сальнике и т.д., м; λ_1 – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления в бурильных трубах.

Значение коэффициента λ_1 зависит от характера движения потока, свойств жидкости, сечения канала потока и шероховатости его стенок.

При промывке скважины водой или другими маловязкими жидкостями (ньютоновскими) значение коэффициента λ_1 определяется по универсальной приближенной формуле А. Д. Альтшуля:

$$\lambda_1 = 0,1 \cdot \left(\frac{1,46 \cdot K_{ш}}{D_s} + \frac{100}{\text{Re}} \right)^{0,25}, \quad (2.12)$$

где $K_{ш}$ – гидравлическая или эквивалентная шероховатость, м (для новых стальных труб $K_{ш} = (0,02 \div 0,07) \cdot 10^{-3}$ м, для стальных труб с незначительной коррозией

$K_{и} = (0,2 \div 0,5) \cdot 10^{-3}$ м и для старых труб, сильно корродированных $K_{и} = 1,0 \cdot 10^{-3}$ м); D_3 – эквивалентный диаметр канала потока, м (для внутреннего канала бурильных труб $D_3 = d_1$); Re – параметр Рейнольдса, рассчитываемый по формуле:

$$Re = v \cdot D_3 / \nu . \quad (2.13)$$

Гидравлический уклон в кольцевом пространстве:

$$i_2 = p_3 / \gamma^* \cdot H , \quad (2.14)$$

где p_3 – гидравлические потери давления в кольцевом пространстве, Па, γ^* – удельный вес промывочного агента, несущего шлам, Н/м³; $\gamma^* > \gamma$ на $200 \div 150$ Н/м³.

Гидравлические потери давления в кольцевом пространстве:

$$p_3 = \lambda_{к.п} \cdot \frac{v^2 \cdot \rho'}{2D_3} \cdot l , \quad (2.15)$$

где v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с; ρ' – средняя плотность жидкости, обогащенной шламом, кг/м³; для осуществления качественной очистки забоя плотность жидкости в восходящем потоке не должна быть выше плотности в нисходящем потоке более чем на 3%; D_3 – эквивалентный диаметр канала потока, м; $D_3 = D - d$; l – длина скважины, м; $\lambda_{к.п}$ – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления в кольцевом пространстве.

При промывке скважины водой и другими маловязкими жидкостями коэффициент $\lambda_{к.п}$ может быть рассчитан по формуле Блазиуса:

$$\lambda_{к.п} = 0,3164 / (Re'_{к.п})^{0,25} , \quad (2.16)$$

где $Re'_{к.п} = v \cdot D_3 / \nu$, D_3 – эквивалентный диаметр канала потока, в этом случае равный $D - d$, м; d – наружный диаметр бурильных труб, м.

Прирост температуры промывочного агента за счет местного нагрева на забое при работе породоразрушающего инструмента может быть рассчитан для любого промывочного агента при бурении в породах с положительными температурами по формуле:

$$\Delta t_3 = N / G_0 \cdot c , \quad (2.17)$$

где N – мощность, затрачиваемая на забое, Вт; G_0 – расход промывочной жидкости, кг/с; c – теплоемкость (массовая) жидкости, Дж/кг·°С.

При бурении твердосплавными коронками [54]:

$$N_3 = 5,3 \cdot 10^{-4} \cdot P \cdot n \cdot D_{cp} \cdot (0,137 + \mu), \quad (2.18)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН; n – частота вращения коронки, об/мин; D_{cp} – средний диаметр коронки, м; $D_{cp} = (D_n + D_{вн})/2$ (D_n и $D_{вн}$ – наружный и внутренний диаметры коронки по резцам, м); μ – коэффициент трения резцов коронки о породу забоя.

Расчет коэффициента теплопередачи через стенку бурильной трубы [21]:

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1 \cdot d_1} + \frac{1}{2\lambda_T} \cdot \ln \frac{d}{d_1} + \frac{1}{\alpha \cdot d}}, \quad (2.19)$$

где d , d_1 – наружный и внутренний диаметры бурильной трубы, м; α , α_1 – коэффициенты теплоотдачи соответственно в кольцевом пространстве скважины и во внутреннем канале бурильных труб, Вт/м²·°С; λ_T – коэффициент теплопроводности материала труб, Вт/м·°С.

Значения коэффициента теплоотдачи α и α_1 при бурении с промывкой водой или солевыми растворами могут быть вычислены по формуле:

$$\alpha, \alpha_1 = 0,021 \cdot \text{Re}^{0,8} \cdot \text{Pr}^{0,43} \cdot \frac{\lambda}{D_3}, \quad (2.20)$$

где λ – коэффициент теплопроводности промывочного агента при средней температуре в скважине, Вт/м·°С; D_3 – эквивалентный диаметр канала потока (при движении внутри бурильных труб $D_3 = d_1$ и при движении в кольцевом пространстве $D_3 = D - d$), Pr – безразмерный параметр Прандтля, определяемый из выражения $\text{Pr} = \nu/a$, где ν – кинематическая вязкость промывочного агента, м²/с, a – коэффициент температуропроводности промывочного агента, м²/с. Параметр Рейнольдса может быть рассчитан по формуле (1.6).

При бурении скважины с продувкой коэффициент теплоотдачи может быть рассчитан по следующим формулам [20, 21]: для кольцевого пространства:

$$\alpha = 0,163 \cdot \frac{V_0^{0,8}}{(D + d)^{0,8} \cdot (D - d)}; \quad (2.21)$$

для пространства внутри бурильных труб:

$$\alpha_1 = 0,163 \cdot \frac{V_0^{0,8}}{d_1^{0,8}}. \quad (2.22)$$

При бурении с промывкой скважины глинистыми растворами коэффициент теплоотдачи рассчитывается по формуле Л. С. Лейбензона:

$$\alpha, \alpha_1 = 0,12 \cdot \text{Re}^{0,75} \cdot \frac{\lambda}{D_9}. \quad (2.23)$$

Обобщенный параметр Рейнольдса для движения потока глинистого раствора рассчитывается по формуле:

$$\text{Re}' = \nu \cdot D_9 \cdot \rho / \eta', \quad (2.24)$$

где η' – эффективная вязкость глинистого раствора, определяемая по формуле:

$$\eta' = \eta + 0,17 \cdot \frac{\tau_0 \cdot D_9}{\nu}, \quad (2.25)$$

где η – коэффициент структурной вязкости, Па·с; τ_0 – динамическое напряжение сдвига, Па. При практических расчетах значение η для нормальных глинистых растворов может быть принято в пределах $5 \cdot 10^{-3} \div 2 \cdot 10^{-2}$ Па·с и τ_0 – $2 \div 10$ Па.

Необходимые для расчетов значения параметров, характеризующих физические свойства некоторых применяемых промывочных агентов, приведены в приложениях 11, 12 [20, 21].

Коэффициент нестационарного теплообмена, учитывающий изменение интенсивности теплообмена между циркулирующей по скважине средой и окружающими породами, рассчитывается по формуле [21]:

$$k_\tau = \frac{\alpha}{1 + \text{Bi} \cdot (\text{Fo})^{0,25}}, \quad (2.26)$$

где Bi – критерий граничных условий Био; $\text{Bi} = \alpha R_0 / \lambda_n$; Fo – безразмерное время (критерий Фурье), $\text{Fo} = a_n \tau / R_0^2$, где $a_n = \lambda_n / c_n \rho_n$; λ_n – коэффициент теплопроводности породы, Вт/м·°С; c_n – удельная массовая теплоемкость породы, Дж/кг·°С; ρ_n – плотность породы, кг/м³; R_0 – радиус скважины, м; τ – продолжительность циркуляции, с.

Для жидкостной промывки коэффициент нестационарного теплообмена может быть рассчитан по формуле [21]:

$$k_{\tau} = \frac{\lambda_n^{3/4}}{R_o^{1/2}} \cdot \left(\frac{c_n \cdot \rho_n}{\tau} \right)^{0,25}. \quad (2.27)$$

Необходимые для расчета k_{τ} данные о теплофизических свойствах мерзлых и немерзлых горных пород приведены в приложениях 14, 15, 16 [21].

В случае зацементированных обсадных колонн при расчетах k_{τ} достаточно использовать внешний радиус обсадной колонны, поскольку цементный камень и породы близки по теплофизическим свойствам. Все остальные расчеты ведутся по внутреннему диаметру обсадных труб.

Коэффициент интенсификации теплообмена $k_{агр}$, учитывающий влияние изменения агрегатного состояния мерзлых пород на их теплообмен с промывочным агентом, введен Ю. Д. Дядькиным:

$$k_{агр} = 1 + \frac{2 \cdot q \cdot W_n}{100 \cdot c_n \cdot K_R \cdot [t]}, \quad (2.28)$$

где q – скрытая теплота плавления льда, равная $335 \cdot 10^3$ Дж/кг; $[t]$ – абсолютное значение температуры промывочного агента в кольцевом пространстве скважины, осредненное по протяженности рассматриваемого участка и длительности циркуляции, °C; K_R – безразмерный коэффициент, зависящий от характера поля температур вокруг цилиндрической выработки. Для условий бурения скважины $K_R = 4,8$ [21]; W_n – активная массовая влажность породы (отношение массы льда или свободной воды к общей массе единицы объема породы соответственно мерзлой или с положительной температурой), %.

Подставив в формулу (2.28) значения q и K_R , можно получить более простую для расчетов $k_{агр}$ формулу:

$$k_{агр} = 1 + \frac{1,4 \cdot W_n}{c_n \cdot [t]}. \quad (2.29)$$

2.3. Методика расчета температурных напряжений в буровых алмазах

При разрушении горных пород в процессе бурения алмазы испытывают следующие напряжения: механически, сжимающие от действия осевой нагрузки; механически, изгибающие от действия тангенциального усилия; температурные,

возникающие из-за перепада температур при нагреве работающих алмазов и очистного агента.

Если первые два вида напряжений зависят только от нормальной и тангенциальной нагрузок и размеров алмазов, то на величину температурных напряжений, кроме того, оказывают свое влияние и величина забойной мощности, от которой зависит уровень контактной температуры, а также физико-механические свойства самих алмазов (модуль упругости, коэффициенты Пуассона и линейного расширения).

Забойная мощность определяет величину перепада между температурами на поверхности работающего алмаза и омывающего его очистного агента [12]:

$$\Delta t = t_a - t_o = 1 \cdot 10^{-3} \cdot k_o \cdot k_n \cdot N, \quad (2.30)$$

где t_a – температура режущей грани алмаза, °С; t_o – температура очистного агента, °С; k_n – коэффициент нагрева коронки, для средних условий $k_n = 0,9$ [32]; k_o – показатель интенсивности теплообмена коронки с очистным агентом, Вт/°С; N – забойная мощность, кВт.

Показатель k_o зависит от конструкции коронки и расхода очистного агента.

Сжимающие напряжения от нормальной нагрузки в МПа:

$$\sigma_c = 1 \cdot 10^{-6} \cdot C_N \cdot f_{a1}^{-1}, \quad (2.31)$$

где C_N – нормальная нагрузка на единичное зерно алмаза, Н; f_{a1} – площадь контакта единичного зерна с забоем скважины, м².

Изгибающие напряжения в МПа:

$$\sigma_u = \frac{2}{3} \cdot 10^{-6} \cdot C_\tau \cdot h_a \cdot d_m^{-3}, \quad (2.32)$$

где C_τ – тангенциальное усилие на единичное зерно, Н; h_a – высота обнажения алмаза из матрицы, м; d_m – диаметр сечения выступающего алмазного зерна на уровне матрицы, м.

Нормальную нагрузку на единичное зерно можно определить как отношение общей осевой нагрузки на коронку к числу контактирующих с забоем алмазов:

$$C_N = C \cdot z_K^{-1}, \quad (2.33)$$

где C – нагрузка на коронку, Н; z_K – число контактирующих с забоем зерен.

Тангенциальное усилие:

$$C = 0,39 \cdot C_N. \quad (2.34)$$

Расчет напряжений показал, что для коронок диаметром 59 мм, наиболее широко применяемых при бурении пород высших категорий по буримости, сжимающие напряжения изменяются в пределах 55,2÷248,2 МПа, а изгибающие – 2,2÷10,0 МПа (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Расчет сжимающих и изгибающих напряжений в объемных алмазах коронок
диаметром 59 мм

Категория пород по буримости	Тип коронок	Зернистость объемных алмазов, шт/кар	Масса объемных алмазов, кар	Число контактов	Осевая нагрузка, Н	C_N , Н	C_τ , Н	σ_c , МПа	$\sigma_{из}$, МПа
VII–VIII	05A3	20–30	6,0	100	6000	60	23	55,2	2,2
VIII–IX	01A3	30–40	5,3	124	8000	65	25	74,7	3,1
VIII–IX	01A3	40–60	3,9	130	7000	54	21	78,7	3,2
IX–X	01M3	60–90	7,2	120	9000	75	29	107,0	5,8
X–XII	02И3	120–150	8,8	163	11000	67	26	189,9	7,5
X–XII	02И3	150–400	8,8	222	12000	54	21	248,2	10,0

Наибольшие температурные напряжения в алмазах имеют место на их поверхностях, в зоне соприкосновения с очистным агентом в МПа:

$$\sigma_T = E \cdot \beta \cdot (t_a - t_o) \cdot (1 - \mu)^{-1} \cdot (\Theta_{cp} - \Theta_n), \quad (2.35)$$

где E – модуль упругости первого рода (модуль Юнга), для алмазов $E = 9 \cdot 10^5$ МПа [5];

μ – коэффициент Пуассона (для алмазов $\mu = 0,3$);

Θ_{cp} – средняя по объему алмаза «безразмерная» температура (средний температурный критерий);

Θ_n – температурный критерий для поверхности алмаза;

β – температурный коэффициент линейного расширения алмаза:

Температура, °C	0÷100	100÷200	200÷400	400÷800	800÷1000	1000÷1400
$\beta \cdot 10^6, \text{ } ^\circ\text{C}^{-1}$	1,18	2,85	4,50	5,00	5,35	5,70

В общем виде температурный критерий для алмазного зерна:

$$\Theta = (t - t_o) \cdot (t_a - t_o)^{-1}, \quad (2.36)$$

где t – текущая абсолютная температура в объеме алмаза, зависящая от времени прогрева и значения текущего радиуса, °C.

Величины Θ_{cp} и Θ_n (табл. 2.2) определяются в зависимости от критериев Био $B = \alpha \cdot R \cdot \lambda_a^{-1}$ и Фурье $T = \alpha \cdot \tau_u \cdot R^{-2}$, где α – коэффициент теплоотдачи в зоне коронки при конвективном теплообмене с очистным агентом, Вт/(м² · °C); λ_a – теплопроводность алмаза, Вт/(м² · °C); R – средний радиус алмаза, м; a – температуропроводность алмаза ($a = 2,22 \cdot 10^{-4}$ м²/с); τ_u – время теплового импульса, т. е. развития температурной деформации; для условий работы алмаза на забое скважины время теплового импульса можно принять $\tau_u = 1 \cdot 10^{-2}$ с.

Таблица 2.2

Температурные критерии Θ_n и Θ_{cp} для алмазов различной зернистости

Зернистость алмазов, шт/кар	$R \cdot 10^3, \text{ м}$	B		B^2T	Θ_n	Θ_{cp}
20÷30	0,816	0,138	3,39	0,065	0,75	0,60
30÷40	0,730	0,124	4,20	0,065	0,77	0,64
40÷60	0,648	0,110	5,31	0,065	0,80	0,68
60÷90	0,566	0,097	6,94	0,065	0,83	0,72
120÷150	0,466	0,080	10,22	0,065	0,86	0,78
150÷400	0,067	0,063	16,48	0,065	0,92	0,87

Значения для расчета критерия Био в табл. 2.2 определяются следующим образом [11]:

$$\alpha = Nu \cdot \lambda \cdot d_g^{-1}, \quad (2.37)$$

где Nu – критерий теплоотдачи Нуссельта; λ – коэффициент теплопроводности очистного агента, Вт/(м² · °С); $d_э$ – эквивалентный диаметр каналов для движения агента, м.

Эквивалентный диаметр каналов:

$$d_э = 4 \cdot F_K \cdot \Pi_K^{-1}, \quad (2.38)$$

где F_K – площадь поперечного сечения каналов, м², Π_K – «смоченный» периметр каналов, м.

Для кольцевых каналов $d_э$ равен разности внешнего и внутреннего диаметров кольца. В серийных алмазных коронках со стандартной геометрией $d_э = 2,6 \cdot 10^{-3}$ м (для коронок диаметром 59 мм); $d_э = 2,7 \cdot 10^{-3}$ м (для коронок диаметром 76 мм);

Критерий Нуссельта определяется в зависимости от значения вязкостно-инерционного критерия Рейнольдса:

$$Re = w \cdot d_э \cdot \nu^{-1}, \quad (2.39)$$

где w – скорость движения очистного агента в каналах коронки, м/с; ν – кинематическая вязкость очистного агента, м²/с.

Значение ν , а также другие физические параметры (тепло- и температуропроводность, динамическая и кинетическая вязкость, критерий Прандтля) некоторых очистных агентов (воды и сжатого воздуха) приведены в табл. 2.3.

При $Re < 7200$:

$$Nu = 1,55 \cdot \left(Pe \frac{d_э}{l_K} \right)^{\frac{1}{3}} \cdot \left(\frac{\eta_c}{\eta_{жс}} \right)^{-\frac{1}{6}}, \quad (2.40)$$

где Pe – критерий конвективного теплообмена Пекле; l_K – длина канала, м; η_c , $\eta_{жс}$ – значения динамического коэффициента вязкости очистного агента соответственно при температурах, равных температуре стенки канала и температуре агента на входе в зону коронки, МПа/с.

Критерий Пекле в формуле (3.10) определяется из выражения:

$$Pe = w \cdot d_э \cdot a^{-1}, \quad (2.41)$$

где a – температуропроводность очистного агента, $\text{м}^2/\text{°C}$.

При $7200 < \text{Re} < 2 \cdot 10^5$:

$$\text{Nu} = 0,021 \cdot \text{Re}^{0,8} \cdot \text{Pr}^{0,43} \cdot \chi, \quad (2.42)$$

где χ – коэффициент, учитывающий изменение вязкости очистного агента; Pr – критерий Прандтля.

Таблица 2.3

Физические параметры воды и сжатого воздуха как очистных агентов

Очистной агент	Температура чистого агента, $^{\circ}\text{C}$	$\lambda \cdot 10^2$, $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot ^{\circ}\text{C})$	$a \cdot 10^5$, $\text{м}^2/\text{с}$	$\eta \cdot 10^6$, $\text{Па} \cdot \text{с}$	$\nu \cdot 10^6$, $\text{м}^2/\text{с}$	Pr
Вода	0	55,2	0,0131	1823	1,79	13,66
	10	57,7	0,0137	1331	1,30	9,53
	20	59,9	0,0143	1024	1,00	7,03
	30	61,8	0,0149	817	0,81	5,40
Сжатый воздух при давлении 0,1 МПа	–20	2,27	1,68	16,47	11,97	0,71
	0	2,44	1,94	17,53	13,57	—
	10	2,51	2,07	18,04	14,66	—
	20	2,58	2,11	18,55	15,61	—
	30	2,65	2,34	19,05	16,58	—
	40	2,72	2,48	19,54	17,57	—

Для сжатого воздуха $\chi = 1$, для жидкостей $\chi = (\text{Pr}_{\text{ж}}/\text{Pr}_{\text{с}})^{0,25}$, что справедливо в диапазоне $0,03 < \eta_{\text{с}}/\eta_{\text{ж}} < 3$.

По рассчитанным таким образом значениям критерия Рейнольдса были определены коэффициенты теплоотдачи при конвективном теплообмене коронки с очистными агентами (табл. 2.4), откуда следует, что в силу низкой теплопроводности сжатого воздуха как очистного агента (более чем в 20 раз по сравнению с водой) коэффициент теплоотдачи α при бурении с продувкой на

один-два порядка ниже, чем при бурении с промывкой водой, хотя значение Re для воздуха выше, чем для воды.

Значения Re и α для сжатого воздуха (см. табл. 2.4) определены для давления в зоне коронки $1 \cdot 10^{-1}$ МПа; при увеличении давления, что действительно имеет место на практике в призабойной зоне, особенно для глубоких скважин, величина α будет расти, так как при этом возрастает теплопроводность сжатого воздуха.

Расчет температурных критериев (см. табл. 2.2) показал, что $|\Theta_n| > |\Theta_{cp}|$, поэтому полученные температурные напряжения на поверхности алмазных зерен имеют отрицательный знак, т.е. температурные напряжения являются сжимающими.

Таблица 2.4

Значение Re и α для серийных коронок стандартной геометрии

Очистной агент	Расход очистного агента	Диаметр коронок, мм			
		59		76	
		Re	α	Re	α
Вода	л/мин				
	20	6600	11700	4400	9850
	40	12600	25000	8800	1810
	60	18800	34800	12800	24300
	80	25200	43800	17400	32000
Сжатый воздух	м ³ /мин				
	1,5	8250	240	7750	230
	3,0	16500	430	15500	400
	4,5	24750	600	23750	560
	6,0	33000	770	31500	700

В соответствии с изложенной методикой были выполнены расчеты температурных напряжений, результаты которых приведены в табл. 2.5 и на рис. 2.1

Температурные напряжения на поверхности буровых алмазов различной зернистости в зависимости от степени их нагрева
(температура очистного агента $t_0=10^\circ\text{C}$)

Зернистость алмазов, шт/кар	$\sigma_{вс}$, МПа	$[\sigma]_c$, МПа	Температурное напряжение (МПа) при температурах нагрева алмазов ($^\circ\text{C}$)						
			200	300	400	600	800	1000	1200
20÷30	900	225	84	190	339	541	762	1022	1308
			216	211	205	187	160	135	49
30÷40	1400	350	73	165	294	469	660	886	1134
			336	328	319	291	249	210	76
40÷60	2200	500	67	152	271	433	610	818	1046
			480	468	456	426	356	300	108
60÷90	2700	675	62	139	249	397	559	749	959
			648	632	616	562	481	405	146
120÷150	3100	775	45	107	181	288	406	545	698
			744	725	707	645	552	465	167
150÷400	3500	875	28	67	113	180	254	341	436
			840	819	798	728	625	525	189

Примечания. Числитель – абсолютное значение температурного напряжения; знаменатель – предел прочности на сжатие при данной температуре. Выше отмеченной границы – разрушающие напряжения; ниже – неразрушающие.

Из табл. 2.5 следует, что для крупных алмазов зернистостью 20÷90 шт/кар разрушающие напряжения возникают при нагреве от 300 до 600 $^\circ\text{C}$ соответственно, тогда как более мелкие алмазы (120÷400 шт/кар) выдерживают нагрев до 700÷1000 $^\circ\text{C}$ без нарушения целостности. Однако при таком нагреве прочность алмаза снижается, что становится причиной появления зашлифованных (пластических деформаций) рабочих граней.

Пределы прочности для алмазов в табл. 2.5 определялись по условию $[\sigma_c] \geq \sigma_{вс} \cdot m_3^{-1}$, где $\sigma_{вс}$ – временное сопротивление алмаза на сжатие, МПа; m_3 –

коэффициент запаса. Для условий работы буровых алмазов – переменные по величине и во времени статическая и динамическая нагрузки, импульсивный нагрев – коэффициент запаса m_3 при определении допустимого напряжения на сжатие, исходя из принятых норм, равен 4 [13].

Изменение временного сопротивления алмаза на сжатие в зависимости от температуры нагрева (см. табл. 2.5) определено в соответствии с законом изменения микротвердости алмазов при росте температуры [24]. В связи с этим представляется целесообразным определить уровни температур нагрева и температурных напряжений в объемных алмазах серийных коронок при бурении в различных группах пород на режимных параметрах, рекомендуемых ВИТРОм [18], в частности на примере коронок, приведенных в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Расчет температур нагрева и температурных напряжений в буровых алмазах
серийных коронок диаметром 59 мм

Категория пород по буримости	Тип коронки	Зернистость алмазов, шт/кар	C , даН	n , мин ⁻¹	N , кВт	$t_a - t_0$, °С	σ_t , МПа
VII-VIII	05A3	20÷30	600	400	2,42	161	71
VIII-IX	01A3	30÷40	800	600	4,85	307	190
VIII-IX	01A3	40÷60	700	500	3,54	262	141
IX-X	01M3	60÷90	900	600	5,45	416	265
X-XII	02ИЗ	120÷150	1100	800	8,98	870	456
X-XII	02ИЗ	150÷400	1200	900	10,90	907	321

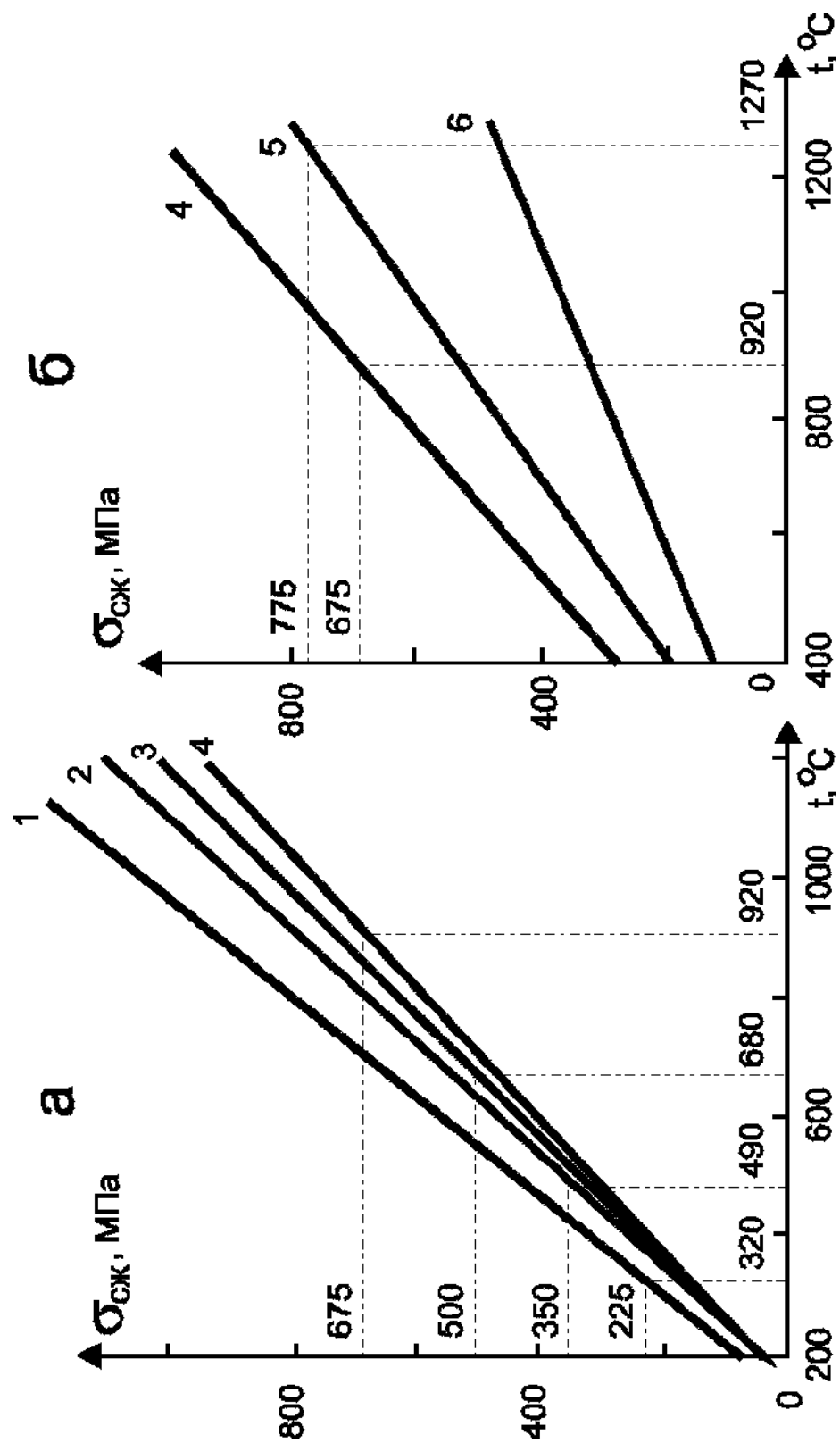


Рис. 2.1. Влияние температуры нагрева t на сжимающие напряжения $\sigma_{сж}$ на поверхности алмазов при бурении

пород VII-X (a) и X-XII (б) категорий по буримости:

1-6 – зернистость алмазов, штг/кар (1 – 30-20, 2 – 40-30, 3 – 60-40, 4 – 90-60, 5 – 150-120, 6 – 400-150)

Как следует из табл. 2.6, при бурении относительно слабых пород (VII–VIII категорий по буримости) температурные напряжения значительно превышают напряжения сжатия и особенно изгиба. В случае использования алмазов зернистостью 30÷40 и 40÷60 шт/кар при бурении пород VIII–IX категорий по буримости температурные напряжения составляют $1/3 \div 1/2$ значений предела прочности.

Для объемных алмазов зернистостью в пределах 60÷400 шт/кар температурные напряжения практически могут достигать предела допускаемых напряжений или приближаться к нему. Очевидно, что в указанных пределах находится и вероятность достижения разрушающих напряжений. В породах VII–VIII категорий по буримости эта вероятность не превышает одной трети, следовательно, такова и доля объёма алмазного бурения, где необходимо учитывать действие температурного фактора. При бурении в породах VIII–IX категорий по буримости эта доля колеблется в пределах $1/3 \div 1/2$, а в породах высших категорий приближается к 1.

2.4. Методика определения гидравлических сопротивлений при промывке скважины вязкопластичными жидкостями

Промывка скважин должна обеспечивать своевременное удаление разбуренных частиц породы с забоя и вынос их по кольцевому пространству на поверхность. Несоблюдение этого условия может привести к вторичному дроблению крупных частиц шлама на забое, зашламованию скважины, повышению плотности восходящего потока, снижению скорости бурения и износу породоразрушающего инструмента [8].

Для полной очистки забоя большое значение имеет количество промывочного агента, подаваемого в скважину, или подача насоса. Последняя должна обеспечивать такую скорость восходящего потока v_g , в м/с, которая превышает скорость падения частиц при отсутствии движения жидкости под влиянием силы тяжести u на величину желаемой скорости выноса C , т. е.

$$v_{\text{с}} = k_{\text{н}} \cdot (u + c), \quad (2.43)$$

где $k_{\text{н}} = 1,1 \div 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность скорости движения восходящего потока по сечению скважины.

Скорость падения частиц (в м/с) определяется по формуле Риттингера:

$$u = k_{\phi} \sqrt{d_{\text{ч}} (\rho_{\text{ц}} - \rho) / \rho}, \quad (2.44)$$

где k_{ϕ} – коэффициент, зависящий от формы частиц, для частиц шарообразной формы $k_{\phi} = 5,11$, для частиц неправильной или плоской формы $k_{\phi} = 2,5 \div 4,0$; $d_{\text{ч}}$ – критический диаметр частиц шлама, м; $\rho_{\text{ц}}$ и ρ – плотность соответственно частиц породы и промывочной жидкости, кг/м³.

Критический диаметр частиц (в м), не падающих в растворе:

$$d_{\text{ч}} = 6 \cdot k_{1\phi} \cdot \theta / (\gamma_{\text{н}} - \gamma_{\text{р}}), \quad (2.45)$$

где $k_{1\phi} = 2 \div 3$ – коэффициент формы, величина которого определяется опытным путем (для колонкового разведочного бурения $k_{1\phi} = 2,75$); θ – СНС промывочного агента; $\gamma_{\text{н}}$ и $\gamma_{\text{р}}$ – удельный вес соответственно частиц породы и промывочной жидкости, Н/м³.

В прикладных расчетах можно принять скорость выноса частиц $c = (0,1 \div 0,3) \cdot u$. Верхний предел принимают при бурении глубоких скважин, высоких механических скоростях бурения, промывке водой или маловязкими суспензиями.

Определив скорость восходящего потока $v_{\text{с}}$ по формуле (2.43), можно найти требуемый расход промывочного агента (при прямой циркуляции), обеспечивающий вынос частиц разбуренной породы (в м³/с):

$$Q = m \cdot F_{\text{кп}} \cdot v_{\text{с}} = m \cdot \frac{\pi}{4} \cdot (D^2 - d_{\text{н}}^2) \cdot v_{\text{с}}, \quad (2.46)$$

где $m = 1,2 \div 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность скорости движения потока по скважине при наличии разработанных участков и каверн; $F_{\text{к.п.}}$

– площадь сечения кольцевого пространства между стенками скважины и бурильными трубами, м^2 ; D – диаметр скважины, м; d_n – наружный диаметр бурильных труб, м.

Рекомендуются следующие рациональные пределы скоростей восходящего потока (в м/с) при промывке водой в зависимости от вида породоразрушающего инструмента:

Алмазные коронки.....	0,5-0,8
Твердосплавные коронки.....	0,25-0,6
Шарошечные долота.....	0,6-0,8
Лопастные долота, пикобуры.....	0,6-1,0

При использовании глинистых растворов и других структурированных промывочных жидкостей принимают значения v_g на 15-20 % меньше приведенных.

При бурении горизонтальных скважин скорость движения потока в кольцевом пространстве можно принять равной 0,5 м/с.

Для обеспечения циркуляции промывочного агента в заданном количестве насос должен развивать давление, достаточное для преодоления гидравлических сопротивлений, встречающихся во всех звеньях циркуляционной системы. Давление, которое должен создать буровой насос p_Σ при прокачке промывочного агента, складывается из суммы потерь давления (в Па):

$$p_\Sigma = k \cdot (p_1 + p_2 + p_3 + p_4 + p_5 + p_6), \quad (2.47)$$

где $k = 1,3 \div 1,5$ – коэффициент, учитывающий необходимость запаса на преодоление дополнительных сопротивлений при зашламовании скважины, образовании сальников и др.; p_1 – потери давления в бурильных, утяжеленных и ведущих трубах; p_2 – потери давления в кольцевом пространстве скважины; p_3 – потери давления в соединениях бурильных труб (в ниппелях и замках); p_4 – потери давления в колонковой трубе или долоте; p_5 – дополнительные потери

давления при заклинивании керна; p_6 – потери давления в шланге и вертлюгосальнике.

Потери давления в бурильных трубах (в МПа):

$$p_1 = 8,12 \cdot 10^{-7} \cdot \lambda_1 \cdot \rho \cdot Q^2 \cdot L / d_g^5, \quad (2.48)$$

где λ_1 – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления; ρ – плотность промывочного агента, кг/м³; Q – расход промывочного агента (подача насоса), м³/с; L – длина бурильных труб или УБТ, м; d_g – внутренний диаметр труб, м.

При вычислении потерь давления надо различать два режима течения промывочных агентов – ламинарный и турбулентный.

Для определения режимов движения ньютоновской жидкости (вода, рассолы) используется безразмерный параметр Рейнольдса:

$$Re = v_1 \cdot d_g \cdot \rho / \mu_a, \quad (2.49)$$

где v_1 – средняя скорость течения промывочного агента в трубах, м/с:

$$v_1 = 4 \cdot Q / \pi \cdot d_g^2; \quad (2.50)$$

μ_a – коэффициент динамической вязкости, Па·с.

При ламинарном режиме течения ($Re < 2320$):

$$\lambda_1 = 64 / Re. \quad (2.51)$$

Величина $Re = 2320$ соответствует переходу режима от ламинарного к турбулентному. При $Re > 2320$ режим турбулентный. При турбулентном режиме течения λ_1 с достаточной для практических расчетов точностью можно найти по приближенной формуле А.Д. Альтшуля:

$$\lambda_1 = 0,1 \cdot \left(1,46 \cdot \frac{\Delta_g}{d_g} + \frac{100}{Re} \right)^{0,25}, \quad (2.52)$$

где Δ_s – эквивалентная шероховатость стенок труб, м, для новых стальных труб $\Delta_s = (2 \div 7) \cdot 10^{-3}$ см; для труб, бывших в употреблении, $\Delta_s = (2 \div 5) \cdot 10^{-2}$ см; для сильнокорродированных труб $\Delta_s = 1 \cdot 10^{-1}$ см.

Режим движения неньютоновских, вязкопластичных жидкостей (глинистые растворы, многокомпонентные тиксотропные промывочные агенты, а также тампонажные растворы) характеризуется приближенно с помощью обобщенного параметра Рейнольдса:

$$\text{Re}^* = \frac{v_1 \cdot d_s \cdot \rho}{\eta + \tau_0 \cdot d_s / 6 \cdot v_1}, \quad (2.53)$$

где η – структурная (пластическая) вязкость, Па·с; τ_0 – предельное динамическое напряжение сдвига, Па.

Численные значения η и τ_0 для растворов с различными реологическими свойствами следующие: для неутяжеленных растворов с вязкостью $T > 50$ с, $\eta = 5 \cdot 10^{-3} \div 1 \cdot 10^{-2}$ Па·с, $\tau_0 = 10$ Па; для утяжеленных плотностью $\rho = 1400 \div 1750$ кг/м³, $\eta = 1 \cdot 10^{-2} \div 15 \cdot 10^{-3}$ Па·с, $\tau_0 = 10 \div 20$ Па.

Для определения коэффициента сопротивления при течении вязкопластичной жидкости предварительно вычисляют значение критической скорости $v_{кр}$ (в м/с), при которой происходит переход от ламинарного режима к турбулентному. Для приближенных расчетов можно пользоваться упрощенной эмпирической формулой:

$$v_{кр} = 25 \cdot \sqrt{\tau_0 / \rho}. \quad (2.54)$$

Сравнивая $v_{кр}$ с фактической скоростью течения в трубах v_1 , определяем режим потока в трубах; при $v_1 < v_{кр}$ режим ламинарный, при $v_1 > v_{кр}$ – турбулентный.

При ламинарном режиме λ_1 можно определить по формуле (2.51), а турбулентном – по формуле (2.52) через обобщенный параметр Re^* .

Для труб из сплава Д16Т коэффициент сопротивления:

$$\lambda_{1a} = (0,85 \div 0,9) \cdot \lambda_a. \quad (2.55)$$

В приближенных расчетах для стальных бурильных и утяжеленных труб всех размеров можно принять $\lambda_1 \approx 0,02$.

Потери давления в УБТ можно вычислить по формуле (2.48); при этом длину бурильных труб увеличивают на фиктивную длину некоторого участка $l_{3,y}$, потери давления на котором равны потерям в соединениях. Эту длину определяют по формуле:

$$l_{3,y} = l_y \cdot d_g^5 / d_{gy}^5, \quad (2.56)$$

где l_y – длина УБТ; d_{gy} – внутренний диаметр УБТ.

Потери давления (в МПа) в кольцевом пространстве при допущении, что оно образовано соосными цилиндрами:

$$p_2 = 8,12 \cdot 10^{-7} \cdot \lambda_2 \cdot \rho \cdot \frac{Q^2 \cdot L}{(D - d_H)^3 \cdot (D + d_H)^2}. \quad (2.57)$$

Коэффициент сопротивления λ_2 при ламинарном течении ньютоновской жидкости можно вычислить по формуле (2.51), приняв параметр Рейнольдса для кольцевого пространства:

$$Re_{\kappa,n}^* = v_2 \cdot (D - d_H) \cdot \rho / \mu_a, \quad (2.58)$$

где v_2 – средняя скорость течения промывочного агента в кольцевом пространстве, м/с:

$$v_2 = 4 \cdot Q / \pi \cdot (D^2 - d_H^2). \quad (2.59)$$

При ламинарном режиме течения вязкопластичной жидкости для расчета λ_2 можно также воспользоваться формулой (2.51), если принять:

$$Re_{\kappa,n}^* = \frac{v_2 \cdot (D - d_H) \cdot \rho}{\eta + \tau_0 \cdot \frac{D - d_H}{6 \cdot v_2}}. \quad (2.60)$$

При турбулентном режиме течения ньютоновских и вязкопластичных жидкостей коэффициент λ_2 можно приближенно найти по формуле (2.52), если в

первом случае Re^* вычислить по формуле (2.58), а во втором – по формуле (2.60) и вместо d_e принять разность между наружным и внутренним диаметрами кольцевого пространства, т. е. $d_e = D - d_H$.

Критическая скорость течения определяется из выражения (2.54).

Потери давления (в МПа) в соединениях бурильной колонны:

$$p_3 = 8,1 \cdot 10^{-7} \cdot \xi \cdot \rho \cdot \frac{Q^2}{d_d^4} \cdot n_c, \quad (2.61)$$

где ξ – коэффициент местного сопротивления; n_c – число соединений в колонне;

$$\xi = a_k \cdot \left[\left(d_e / d_0 \right)^2 - 1 \right]^2, \quad (2.62)$$

где a_k – опытный коэффициент, учитывающий особенности конфигурации проходного отверстия, для муфтово-замковых соединений $a_k \approx 2$, для ниппельных $a_k \approx 1,5$; d_0 – диаметр наименьшего проходного сечения в соединении, м.

Потери давления в колонковой трубе при отсутствии более точных данных для их определения на основании практических рекомендаций можно принять в пределах: $p_4 = 0,05 \div 0,12$ МПа.

Потери давления в долотах (в МПа):

$$p_4 = 10^{-6} \cdot \frac{\rho \cdot Q^2}{2 \cdot \mu_d^2 \cdot f^2}, \quad (2.63)$$

где μ_d – коэффициент расхода промывочных отверстий, для обычных долот режущего и дробящего типов $\mu_d = 0,64 \div 0,70$, а для гидромониторных долот $\mu_d = 0,9 \div 0,95$; f – площадь промывочных каналов.

Для приближенных расчетов (при бурении с обычными долотами) принимают $p_d \leq 0,5$ МПа.

Дополнительные потери давления при заклинивании керна на основе опытных данных $p_5 = 0,5$ МПа.

Потери давления в шланге и вертлюго-сальнике также определяются опытным путем: $p_g = 0,15 \div 0,19$ МПа.

После расчета потерь давления во всех элементах циркуляционной системы их суммируют. Сопоставляют p_{Σ} и Q с допустимым давлением p_H и подачей Q_H насоса и выбирают соответствующий тип насоса, пригодный для бурения в данных условиях.

Примеры решения задач

Пример 2.1. Рассчитать температурный режим скважины, т.е. определить распределение температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при бурении скважины. Бурение скважин производится в многолетнемерзлых породах на глубину 250 м диаметром 76 мм, бурильные трубы диаметром 50 мм муфтово-замкового соединения. Температура породы у поверхности составляет -9°C , градиент изменения температуры $\sigma = 0,023^\circ\text{C/м}$. Промывка скважины осуществляется раствором NaCl , плотностью $\rho = 1060$ кг/м³. Для расчета принять: время циркуляции 3 ч, начальную температуру раствора -1°C , -5°C и 5°C .

Решение. Для расчетов примем следующие исходные данные, пользуясь табл. 11, 12, 13, 14 и 15 [30], а также учитывая, что бурение осуществляется установкой УКБ-4П при осевой нагрузке на коронку $P = 800$ даН и частоте вращения 297 об/мин, расход промывочной жидкости будет $1,4 \cdot 10^{-3}$ м³/с, $t_0 = -9^\circ\text{C}$; $G_0 = 1,4 \cdot 10^{-3} \cdot 1060 = 1,484$ кг/с; $c = 3800$ Дж/кг $\cdot^\circ\text{C}$; $\lambda = 0,5466$ Вт/м $\cdot^\circ\text{C}$; $a = 0,0131 \cdot 10^{-5}$ м²/с; $\text{Pr} = 2,17 \cdot 10^{-6} / 0,0131 \cdot 10^{-5} = 16,56$; $\lambda_n = 4$ Вт/м $\cdot^\circ\text{C}$; $c_n = 1 \cdot 10^3$ Дж/кг $\cdot^\circ\text{C}$; $\rho_n = 2100$ кг/м³ (породы песчаные мерзлые); $\sigma = 0,023^\circ\text{C/м}$; $H = 250$ м; $h = 0, 50, 100, 150, 200$ и 250 м; $\nu = 2,17 \cdot 10^{-6}$ м²/с; $\lambda_T = 45,5$ Вт/м² $\cdot^\circ\text{C}$; $Wn = 15\%$.

Температура промывочного агента внутри бурильных труб, т.е. в нисходящем потоке, и температура в кольцевом пространстве, т.е. в восходящем потоке, могут быть рассчитаны по формулам (2.8) и (2.9). Для окончательного расчета распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве следует провести расчеты входящих в формулу величин.

1. По формулам (2.10), (2.11), (2.12) и (2.13) рассчитаем гидравлический уклон в бурильных трубах:

$$v_1 = \frac{1,4 \cdot 10^{-3}}{0,785 \cdot 0,039^2} = 1,17 \text{ м/с};$$

$$\text{Re} = \frac{1,17 \cdot 0,039}{2,17 \cdot 10^{-8}} = 21027 ;$$

$$\lambda_1 = 0,1 \cdot \left(\frac{1,46 \cdot 0,2 \cdot 10^{-3}}{0,039} + \frac{100}{21027} \right)^{0,25} = 0,033;$$

$$p_1 = 0,033 \cdot \frac{1,17^2 \cdot 1060}{2 \cdot 0,039} \cdot (250 + 50) = 184169,7 \text{ Па};$$

$$i_1 = \frac{184169,7}{10398 \cdot 250} = 0,071.$$

2. По формулам (2.13), (2.14), (2.15) и (2.16) рассчитаем гидравлический уклон в кольцевом пространстве:

$$v = \frac{1,4 \cdot 10^{-3}}{0,785 \cdot (0,076^2 - 0,05^2)} = 0,5 \text{ м/с};$$

$$\text{Re}_{\kappa.n} = \frac{0,5 \cdot 0,026}{2,17 \cdot 10^{-6}} = 5990 ;$$

$$\lambda_{\kappa.n} = \frac{0,3164}{\sqrt[4]{5990}} = 0,036 ;$$

$$p_3 = 0,036 \cdot \frac{0,5^2 \cdot 10540 \cdot 250}{9,8 \cdot 2 \cdot 0,026} = 46536,5 \text{ Па};$$

$$i_2 = 46536,5 / 10540 \cdot 250 = 0,0176 .$$

3. По формулам (2.17) и (2.18) находим прирост температуры промывочного агента за счет местного нагрева на забое при работе породоразрушающего инструмента:

$$N_3 = 5,3 \cdot 10^{-4} \cdot 800 \cdot 297 \cdot 0,067 \cdot (0,137 + 0,3) = 3,46 \text{ кВт}$$

$$\Delta t_3 = 3460 / 1,5 \cdot 3800 = 0,6 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

4. Расчет коэффициента теплопередачи через стенку бурильной трубы производим по формулам (2.19) и (2.20):

$$\alpha = 0,021 \cdot 5990^{0,8} \cdot 16,56^{0,43} \cdot \frac{0,5466}{0,026} = 1551 \quad \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot ^\circ\text{C}};$$

$$\alpha_1 = 0,021 \cdot 21027^{0,8} \cdot 16,56^{0,43} \cdot \frac{0,5466}{0,039} = 2823,5 \frac{Bm}{m^2 \cdot ^\circ C};$$

$$k = \frac{1}{\frac{1}{2823 \cdot 0,039} + \frac{1}{2 \cdot 45,5} \cdot \ln \frac{0,05}{0,039} + \frac{1}{1551 \cdot 0,05}} = 40,5 \frac{Bm}{m \cdot ^\circ C}.$$

5. Коэффициент нестационарного теплообмена рассчитываем по формуле (2.27):

$$k_\tau = \frac{4^{0,75}}{0,038^{0,5}} \cdot \left(\frac{1 \cdot 10^3 \cdot 2100}{10800} \right)^{0,25} = 54,2 \frac{Bm}{m^2 \cdot ^\circ C}.$$

6. Коэффициент интенсификации теплообмена рассчитывается по формуле (2.29):

$$k_{aep} = 1 + \frac{1,4 \cdot 1,5}{1 \cdot 10^3 \cdot 0,5} = 1,042.$$

7. Рассчитываем значения сокращающих величин, входящих в формулы (2.8) и (2.9):

$$a = \frac{1,5 \cdot 3800}{40,5 \cdot 3,14} \cdot \left(0,023 - \frac{0,071}{3800} \right) = 1,04;$$

$$b = \frac{1,5 \cdot (0,071 + 0,0176)}{1,042 \cdot 54,2 \cdot 3,14 \cdot 0,076} = 9,86 \cdot 10^{-3};$$

1-й случай	$t_{1H} = -1^\circ C;$	$m_1 = 2,8 \cdot 10^{-2};$	$n_1 = 9,00;$
		$m_2 = 9,29 \cdot 10^{-2};$	$n_2 = 6,52;$
2-й случай	$t_{1H} = -5^\circ C;$	$m_1 = -4,2 \cdot 10^{-2};$	$n_1 = 5,07;$
		$m_2 = -5,26 \cdot 10^{-2};$	$n_2 = 3,67;$
3-й случай	$t_{1H} = 5^\circ C;$	$m_1 = 1,4 \cdot 10^{-1};$	$n_1 = 14,89;$
		$m_2 = 1,98 \cdot 10^{-1};$	$n_2 = 10,78.$

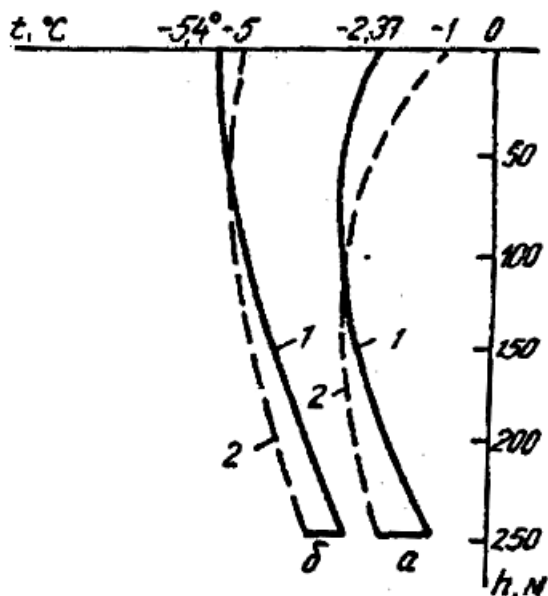


Рис. 2.2. График распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при отрицательной начальной температуре промывочного агента:

а – начальная температура раствора -1°C ; б – начальная температура раствора -5°C ; 1 – температура в кольцевом пространстве (восходящий поток); 2 – температура в бурильных трубах (нисходящий поток)

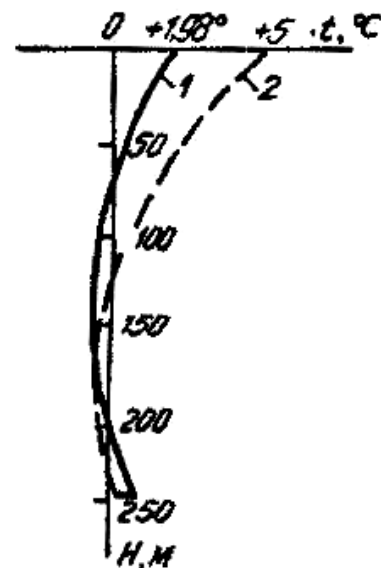


Рис. 2.3. График распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при циркуляции промывочного агента, имеющего положительную температуру:

1 – температура в кольцевом пространстве; 2 – температура внутри бурильных труб

Результаты расчетов температуры промывочного агента внутри бурильных труб в нисходящем потоке и температуры промывочного агента в кольцевом пространстве в восходящем потоке, выполненные по формулам (2.8) и (2.9), представлены в виде графиков на рис. 2.2 и 2.3.

Из графиков распределения температуры видно, что при бурении многомерзлых пород можно использовать раствор с начальной температурой -1°C , большее охлаждение раствора не требуется. Применение раствора с положительной температурой приведет к растеплению пород.

Пример 2.2. Скважину диаметром $D=93$ мм, глубиной $L=650$ м бурят трубами диаметром $d_H=50$ мм с муфтово-замковым соединением при длине свечи $l_c=15$ м с промывкой глинистым раствором. Параметры раствора: плотность $\rho=1240$ кг/м³; структурная вязкость $\eta=9\cdot 10^{-3}$ Па·с; динамическое напряжение

сдвига $\tau_0 = 10$ Па. Определить гидравлические потери давления при промывке скважины, если расход промывочного агента $Q = 110$ л/мин.

Решение. Определим критическую скорость $v_{кр}$ по формуле (2.54):

$$v_{кр} = 25 \cdot \sqrt{10/1240} = 2,2 \text{ м/с.}$$

Для вычисления фактической скорости течения находим:

$$Q = \frac{110}{60} \cdot 10^{-3} = 18 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с};$$

$$d_g = 0,039 \text{ м (см. табл. XIX [8]).}$$

Тогда по формуле (2.50):

$$v_1 = \frac{4 \cdot 18 \cdot 10^{-4}}{3,14 \cdot 0,039^2} = 1,55 \text{ м/с.}$$

Так как $v_1 < v_{кр}$, режим течения ламинарный.

Обобщенный параметр Рейнольдса находим по формуле (2.53):

$$Re^* = \frac{1,55 \cdot 0,039 \cdot 1240}{0,009 + \frac{10 \cdot 0,039}{6 \cdot 1,55}} = 1500.$$

Коэффициент сопротивления вычисляем по формуле (2.51):

$$\lambda_1 = 64 / 1500 = 42 \cdot 10^{-3}.$$

Тогда потери давления в трубах определяем по уравнению (2.48):

$$p_1 = 8,12 \cdot 10^{-7} \cdot 42 \cdot 10^{-3} \cdot 1240 \cdot \frac{0,0018^2 \cdot 650}{0,039^5} = 0,9 \text{ МПа.}$$

Для определения потерь давления в кольцевом пространстве находим фактическую скорость течения по формуле (2.59):

$$v_2 = \frac{4 \cdot 18 \cdot 10^{-4}}{3,14 \cdot (0,092^2 - 0,05^2)} = 0,36 \text{ м/с.}$$

Так как $v_2 < v_{кр}$, в кольцевом пространстве режим течения ламинарный. Обобщенный параметр Рейнольдса для кольцевого пространства вычислим по уравнению (2.60):

$$Re_{к.п}^* = \frac{0,36 \cdot (0,093 - 0,05) \cdot 1240}{0,009 + 10 \cdot \frac{0,093 - 0,05}{6 \cdot 0,36}} \approx 90.$$

Коэффициент сопротивления $\lambda_2 = 64/90 = 0,7$.

Тогда потери давления в кольцевом пространстве находим из выражения (2.57):

$$p_2 = 8,12 \cdot 10^{-7} \cdot 0,7 \cdot 1240 \cdot \frac{0,0018^2 \cdot 650}{(0,093 - 0,05)^3 \cdot (0,093 + 0,05)^2} = 1 \text{ МПа.}$$

Определим потери давления в соединениях бурильной колонны.

Коэффициент местного сопротивления по формуле (2.62):

$$\xi = 2 \cdot \left[\left(\frac{0,039}{0,028} \right)^2 - 1 \right]^2 = 0,32,$$

где $a_k = 2$; $d_0 = 0.028$ м (табл. XIX [8]).

Число соединений в колонне:

$$n_c = L / l_c = 650 / 15 \approx 43.$$

Потери давления в замковых соединения находим по формуле (2.61):

$$p_3 = 8,1 \cdot 10^{-7} \cdot 0,32 \cdot 1240 \cdot \frac{0,0018^2}{0,039^4} \cdot 43 = 0,014 \text{ МПа.}$$

Если на основе практических рекомендаций принять потери давления в колонковой трубе и коронке $p_4 = 0,05$ МПа, дополнительные потери давления при заклинивании керна $p_5 = 0,5$ МПа и потери давления в нагнетательном шланге и вертлюге-сальнике $p = 0,15$ МПа, то суммарные потери давления с учетом коэффициента запаса $k = 1,3$ составят:

$$p_{\Sigma} = 1,3 \cdot (0,9 + 1,0 + 0,0014 + 0,05 + 0,5 + 0,15) = 3,4 \text{ МПа.}$$

Пример 2.3. Определить расход глинистого раствора для выноса частиц выбуренной породы неправильной формы при следующих условиях: плотность породы: $\rho = 2700$ кг/м³; плотность глинистого раствора $\rho = 1100$ кг/м³; величина СНС $\theta = 4$ Па; диаметр скважины $D = 135$ мм; наружный диаметр буровых труб $d = 63,5$ мм.

Решение. Принимаем $k_{\Phi} = 4$; $k_{\Phi 1} = 2,75$. Тогда диаметр частицы по формуле (2.45):

$$d_{\text{ч}} = \frac{6 \cdot 2,75 \cdot 4}{(27 - 11) \cdot 10^3} = 4 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Скорость погружения частиц породы находим из уравнения (2.44):

$$u = 4 \cdot \sqrt{\frac{4 \cdot 10^{-3} \cdot (2700 - 1100)}{1100}} = 0,306 \text{ м/с.}$$

Принимая $c = 0,2 \cdot u$ и $k_H = 1,2$, определяем:

$$c = 0,2 \cdot 0,306 = 0,06 \text{ м/с;}$$

$$v_{\text{в}} = 1,2 \cdot (0,306 + 0,06) = 0,44 \text{ м/с.}$$

Приняв $m = 1,2$ по формуле (2.46) находим требуемый расход промывочного агента:

$$Q = 1,2 \cdot 0,785 \cdot (0,135^2 - 0,063^2) \cdot 0,44 = 5,9 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с, или } 354 \text{ л/мин.}$$

Пример 2.4. Определить гидравлические сопротивления при промывке скважины вязкопластичными жидкостями в зависимости от диаметра бурильных труб и реологических свойств раствора для условий, приведенных в табл. 2.7. Построить графики. Сделать выводы.

Решение. В соответствии с методикой, изложенной в разделе 2.4, была составлена компьютерная программа для расчета гидравлических сопротивлений при промывке скважины вязкопластичными жидкостями. Результаты решения приведены в табл. 2.8; графическая интерпретация полученных результатов представлена на рис. 2.4. и 2.5.

Таблица 2.7

Исходные данные

Наименование данных	Условные обозначения	Единицы измерения	Численное значение
Диаметр скважины	D	м	0,093
Глубина скважины	L	м	300,0
Наружный диаметр бурильных труб	d_H	м	0,05
Внутренний диаметр бурильных труб	$d_{\text{в}}$	м	0,039
Диаметр наименьшего проходного сечения в соединении	d_0	м	0,028
Коэффициент, учитывающий особенности конфигурации проходного сечения	$a_{\text{к}}$	—	2,0
Длина бурильных труб	$l_{\text{с}}$	м	9,0
Эквивалентная шероховатость стенок труб	$\Delta_{\text{э}}$	м	0,0004
Коэффициент, учитывающий запас давления на преодоление дополнительного сопротивления	k	—	1,3
Расход промывочной жидкости	Q	л/мин	50,0
Плотность	ρ_0	кг/м ³	1240,0
Структурная вязкость	η	Па·с	0,009
Динамическое напряжение сдвига	τ_0	Па	10,0

Результаты расчетов

Q, л/мин	p_{Σ} , МПа			p_{Σ} , МПа $\left(\frac{d_H}{d_{\epsilon}} = \frac{50}{39}\right)$	
	$\frac{d_H}{d_{\epsilon}} = \frac{42}{32}$ (d, мм)	$\frac{d_H}{d_{\epsilon}} = \frac{50}{39}$	$\frac{d_H}{d_{\epsilon}} = \frac{73}{59}$	$\rho = 1240 \text{ кг/м}^3$ $\eta = 9 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$ $\tau_0 = 10 \text{ Па}$	$\rho = 1700 \text{ кг/м}^3$ $\eta = 15 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$ $\tau_0 = 20 \text{ Па}$
50	2,22	2,00	2,48	2,00	3,11
100	2,76	2,15	2,60	2,16	3,31
150	5,84	2,33	2,73	2,33	3,57
200	9,03	3,97	2,86	3,97	5,59
250	13,10	5,21	3,00	5,21	7,34
300	18,02	6,71	3,14	6,71	9,43

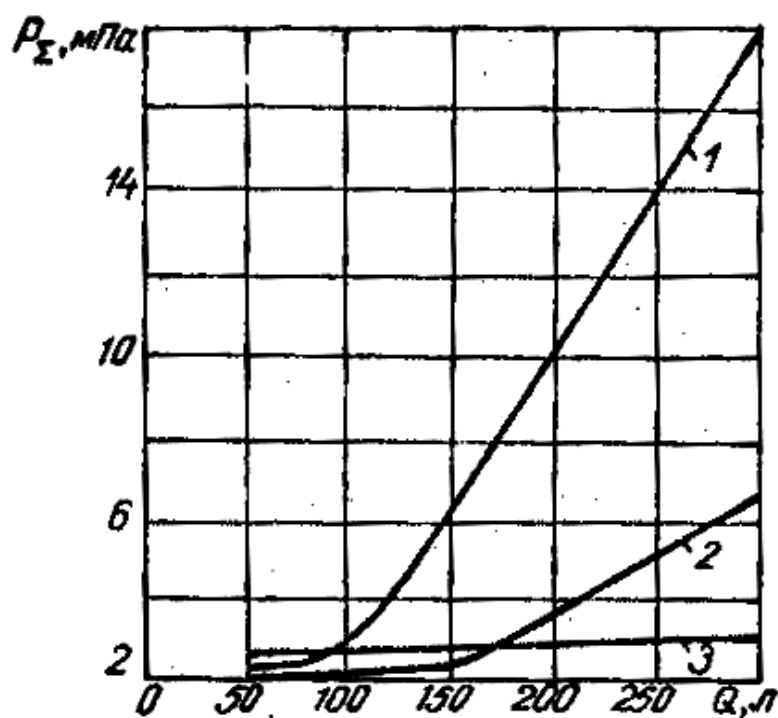


Рис. 2.4. Зависимость $p_{\Sigma} = f(Q)$ для различных соотношений $\varphi = \frac{d_H}{d_{\epsilon}}$:

$$1 - \varphi = \frac{42}{32}; 2 - \varphi = \frac{50}{39}; 3 - \varphi = \frac{73}{59} \quad (d_H \text{ и } d_{\epsilon} \text{ в мм})$$

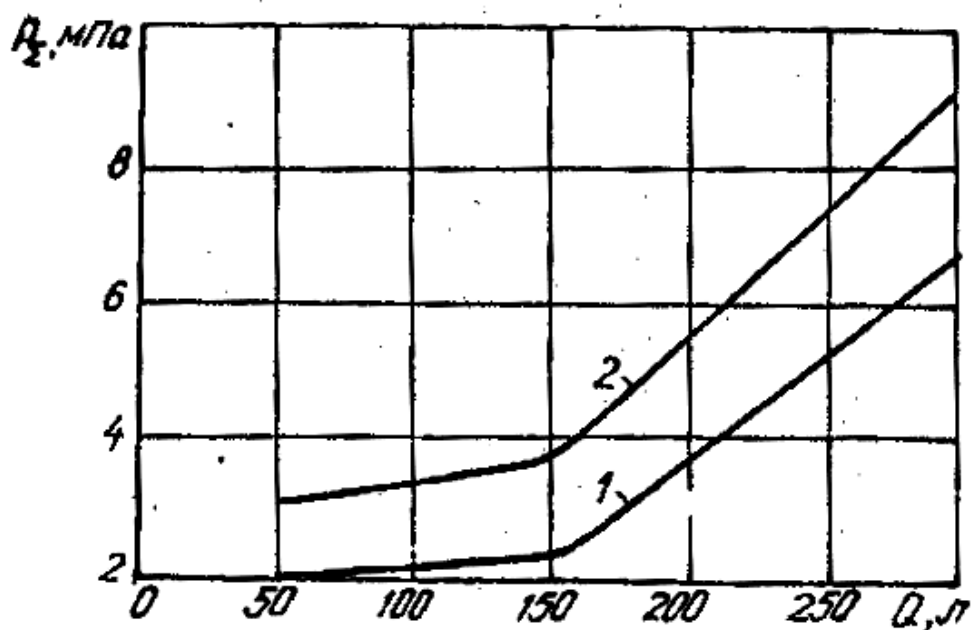


Рис. 2.5. Зависимость $p_{\Sigma} = f(Q)$ для жидкостей с различными реологическими свойствами:

1 – неутяжеленный раствор: $\rho = 1240 \text{ кг/м}^3$; $\eta = 9 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$; $\tau_0 = 10 \text{ Па}$;

2 – утяжеленный раствор: $\rho = 1700 \text{ кг/м}^3$; $\eta = 15 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$; $\tau_0 = 20 \text{ Па}$

На основании анализа полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. С увеличением внутреннего диаметра буровых труб характер зависимости $p_{\Sigma} = f(Q)$ меняется от криволинейной ($d_g = 32 \text{ мм}$) до строго линейной ($d_g = 59 \text{ мм}$).

2. Для промежуточного внутреннего диаметра ($d_g = 39 \text{ мм}$) зависимость носит линейный характер и характеризуется тем, что при $Q = 150 \text{ л/мин}$ происходит изменение угла наклона прямой.

3. Зависимость $p_{\Sigma} = f(Q)$ для жидкостей с различными реологическими свойствами носит линейный характер: при $Q = 150 \text{ л/мин}$ наблюдается изменение угла наклона прямой в сторону его увеличения.

Контрольные вопросы

1. Правила подобия физических процессов.
2. Метод анализа размерностей π -теорема.
3. Физический смысл чисел подобия.
4. Чему равно количество критериев подобия при моделировании процесса алмазного бурения? Ответ обоснуйте.
5. Что понимается под формой записи критериев подобия?
6. Как рассчитывается гидравлический уклон в бурильных трубах и в кольцевом пространстве?
7. Коэффициент теплопередачи через стенку бурильной трубы.
8. Коэффициент теплоотдачи при бурении скважины с промывкой водой.
9. Как определяется эффективная вязкость глинистого раствора?
10. Коэффициент нестационарного теплообмена.
11. Формулы для расчета сжимающих и изгибающих напряжений в буровых алмазах.
12. Температурные напряжения в буровых алмазах.
13. Что определяют критерии Био и Фурье?
14. Докажите, что температурные напряжения на поверхности алмазных зерен являются сжимающими.
15. Как определяется предел прочности для алмазов?
16. Как рассчитывается скорость падения частиц при промывке?
17. Расход промывочного агента при прямой циркуляции.
18. Что определяет критическая скорость?
19. Как рассчитывается параметр Рейнольдса для ньютоновских и вязкопластичных жидкостей?
20. Из чего складываются потери давления в циркуляционной системе при промывке скважины?

МОДЕЛИ ПРИНЯТИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ

3.1. Марковость как свойство геологических объектов

Многие природные процессы, которые рассматриваются как случайные, характеризуются тем, что в них наблюдается некоторое влияние предшествующих событий на последующие. Эти процессы называются марковскими по имени русского математика Маркова, в работах которого они впервые были описаны (в начале нынешнего столетия). Мы определим марковский процесс как процесс, для которого вероятность находиться в данном состоянии в заданный момент времени можно вывести из сведений о непосредственно предшествующем состоянии. Одна из форм марковского процесса называется цепью Маркова; ее можно рассматривать как последовательность, или цепь, дискретных состояний во времени или в пространстве, для которых вероятность перехода из одного состояния в заданное за последующий шаг зависит от предшествующего состояния.

В общей форме марковскую цепь можно определить как серию переходов между различными состояниями, когда вероятность каждого перехода зависит только от непосредственно предшествующего и не зависит от всех остальных предшествующих состояний. Кроме того, цепи Маркова характеризуются конечным числом состояний, а вероятности, соответствующие переходам из одного состояния в другое, являются *стационарными*, т. е. неизменными во времени. Если мы примем это определение, то из него следует, что цепи Маркова в своей общей форме имеют очень короткую «память», распространяющуюся только на один шаг во времени и прекращающуюся с удалением от этого шага. Такую цепь называют марковской цепью *первого порядка*. Однако если мы расширим определение марковской цепи таким образом, что вероятности каждого перехода будут зависеть от более ранних событий, чем непосредственно предшествующие переходу, то получим цепь Маркова более высокого порядка, имеющую более длинную память. Кроме того, цепи можно определить так, что вероятности каждого перехода вообще будут

зависеть от более чем одного предшествующего события, или же, иными словами, цепь будет проявлять множественные зависимости.

Весьма важным свойством цепей Маркова является так называемое *марковское свойство*, или *марковость*, которое представляет собой зависимость вероятности каждого перехода от непосредственно предшествующего состояния (или от нескольких состояний, если мы расширим определение до цепи более высокого порядка). Марковское свойство проявляется во многих геологических процессах. Следовательно, марковские цепи можно использовать при построении вероятностных динамических моделей, если потребуется отразить марковское свойство геологического процесса. Математические модели, используемые в цепях Маркова, занимают промежуточное положение среди множества динамических моделей, которые объединяют набор, начиная от чисто детерминированной и кончая чисто случайными, в которых все события полностью независимы. Так, например, если некоторый процесс, действующий во времени или пространстве, представим чисто детерминированной моделью, тогда его любое состояние во времени или пространстве можно предсказать еще при построении модели. В другом крайнем случае, т. е. в условиях чисто случайной модели, состояние системы в любой точке времени или пространства полностью не зависит от предшествующих событий. Модель марковской цепи является промежуточной в том смысле, что она содержит одну или более случайных компонент, но, тем не менее, все последующие состояния системы зависят от предшествующих одного или нескольких событий [68].

Марковские свойства можно показать на примере множества повседневных явлений. Допустим, что некоторый человек живет недалеко от реки, уровень воды в которой меняется в широких пределах. Каждое воскресенье он измеряет уровень воды в реке и делает одно из трех заключений: низкий, нормальный, высокий. После нескольких лет подобных наблюдений он приходит к выводу, что все три состояния уровня реки не являются независимыми. Если уровень реки за одну неделю нормальный, то он обычно нормален и в следующую неделю. Если одну неделю уровень пониженный, то, вероятнее всего, он не будет повышенным по сравнению с нормальным в следующую неделю. По имеющимся 148 измерениям можно подсчитать частоты перехода из одного состояния в другое, взяв за основу

идеальный интервал во времени. В результате получим данные, приведенные в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Частоты перехода для трех состояний уровня реки

От состояния	К состоянию			Сумма по строке
	низкий	нормальный	высокий	
Низкий	12	6	0	18
Нормальный	5	80	15	100
Высокий	0	14	16	30

Нетрудно видеть, что данные, приведенные в табл. 3.1, можно представить в виде вероятностей путем деления каждого числа на сумму по соответствующей строке. Иными словами, устойчивый низкий уровень в течение двух недель соблюдался 12 раз. На основе этих наблюдений можно оценить вероятность того, что, имея неделю низкий уровень, река сохранит этот уровень и вторую неделю. Оценка этой вероятности будет $12/18 = 0,67$. Необходимо отметить, что это не точное истинное значение вероятности, а ее статистическая оценка. В табл. 3.2 приведены все оценки вероятностей перехода, вычисленных по данным табл. 3.1. Эти вероятности называются *марковскими переходными вероятностями* и образуют *матрицу вероятностей перехода*, в которой число строк равно числу столбцов (т. е. матрица квадратная) и соответствует числу возможных состояний. Сумма вероятностей по строке равна единице, что свидетельствует о том, что переход из какого-либо состояния к одному из множества всех возможных состояний есть событие достоверное. Так, например, для уровня реки существуют три возможных состояния (низкий, нормальный, высокий), и, следовательно, мы можем представить варианты поведения реки при помощи матрицы переходов порядка 3×3 . Таким образом, в нашем примере эта матрица является прекрасным обобщением марковского свойства, так как позволяет предсказывать уровень реки на основании наблюдений с недельным интервалом.

Рассмотренный нами гипотетический пример марковского процесса соответствует ситуации, когда возможные состояния дискретны (три уровня реки) и

время тоже дискретно (недели). Однако можно привести примеры марковских процессов, в которых как состояния, так и время непрерывны. Все марковские процессы удобно классифицировать следующим образом:

<i>Дискретное время</i>		<i>Непрерывное время</i>	
Дискретные	Непрерывные	Дискретные	Непрерывные
состояния	состояния	состояния	состояния

Таблица 3.2

Оценки вероятностей перехода, вычисленные по данным табл. 3.1.

От состояния	К состоянию			Сумма по строке
	низкий	нормальный	высокий	
Низкий	0,67	0,33	0,00	1,00
Нормальный	0,05	0,80	0,15	1,00
Высокий	0,00	0,47	0,53	1,00

Матрицы вероятностей перехода

Как уже было показано, матрицы вероятностей перехода являются средством сжатого описания поведения марковской цепи. Каждый элемент этой матрицы представляет собой вероятность перехода из заданного состояния (этому состоянию в матрице соответствует строка) в следующее состояние (которому соответствует столбец). Таким образом, относительно данного множества состояний все возможные переходы предусмотрены.

Матрицу переходных вероятностей, соответствующую трем состояниям, можно записать следующим образом:

$$P = \begin{matrix} & \begin{matrix} s_1 & s_2 & s_3 \end{matrix} \\ \begin{matrix} s_1 \\ s_2 \\ s_3 \end{matrix} & \left| \begin{matrix} p_{11} & p_{12} & p_{13} \\ p_{21} & p_{22} & p_{23} \\ p_{31} & p_{32} & p_{33} \end{matrix} \right| \end{matrix}, \quad (3.1)$$

где p_{ij} – вероятность перехода из состояний s_1, s_2, s_3 , соответствующих строкам матрицы, в состояния s_1, s_2, s_3 , соответствующие столбцам. Таким образом, вероятности перехода из состояний s_1 в состояния s_1, s_2, s_3 , записаны в матрице P в верхней строке, из состояния s_2 – в средней и т. д.

Марковское свойство, связанное с наличием памяти, проявляется в цепях Маркова в *условной вероятности*. Это означает, что вероятность появления некоторого события является условной по отношению к другому событию. Сначала рассмотрим вероятностную независимость по отношению к другим событиям. То, что вероятность некоторого события p не зависит от других событий, можно записать как $P_r[p]$. Допустим, что поступила дополнительная информация в виде события q , которая изменяет вероятность появления p . Вероятность появления p в зависимости от появления q называется условной. Ее можно записать $P_r[p/q]$, что читается как вероятность появления p при условии, что появилось q (или при данном q). Цепи Маркова и являются случаем, когда вероятности появления событий в их последовательности являются условными.

Теперь рассмотрим матрицу переходных вероятностей применительно к гипотетической стратиграфической последовательности. Допустим, что мы рассматриваем переходы в пространстве в том смысле, что наблюдаем переходы от слоя к слою, постепенно продвигаясь снизу вверх в последовательности. Если допустить существование только трех литологических типов пород (состояния), то можно описать поведение последовательности снизу вверх с помощью матрицы переходных вероятностей. Если обозначить через s_1 песчаники, s_2 – сланцы и s_3 – известняки, то значения, образующие первую строку матрицы переходных вероятностей, будут характеризовать правдоподобие перехода от песчаника к песчанику, от песчаника к сланцу и от песчаника к известняку. Рассмотрим следующую гипотетическую матрицу переходных вероятностей:

$$\begin{array}{lcl}
 \text{Песчаник} & s_1 & \left| \begin{array}{ccc} s_1 & s_2 & s_3 \\ 0 & 1 & 0 \end{array} \right| \\
 \text{Сланец} & s_2 & \left| \begin{array}{ccc} 0 & \frac{1}{3} & \frac{2}{3} \\ \frac{1}{2} & 0 & \frac{1}{2} \end{array} \right| \\
 \text{Известняк} & s_3 & \left| \begin{array}{ccc} \frac{1}{2} & 0 & \frac{1}{2} \end{array} \right|
 \end{array} \quad (3.2)$$

Эта матрица свидетельствует о том, что от песчаника возможен только переход в сланец ($p_{12}=1$). Кроме того, можно быть абсолютно уверенным в том, что песчаник не перейдет в песчаник и в известняк, так как $p_{11}=0$ и $p_{13}=0$. Для сланца (s_2) существует нулевая вероятность перехода в песчаник, тогда как вероятность

перехода в сланец равна $1/3$, а в известняк – $2/3$. Сумма вероятностей в каждой строке равна 1, что свидетельствует о том, что все возможные варианты переходов

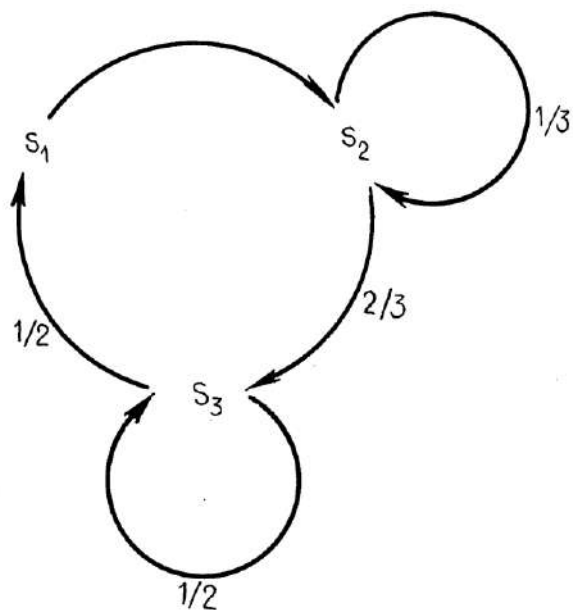


Рис. 3.1. Диаграмма марковских переходов, соответствующая матрице переходных вероятностей (3.2)

от одного литологического типа к другому учтены. В реальных стратиграфических примерах значения вероятностей можно оценить по результатам наблюдения соответствующих частот, как это было сделано в примере с уровнями реки.

Существует еще один способ представления вероятностей перехода – так называемая диаграмма переходов, которая показана на рис. 3.1. На этой диаграмме стрелками показаны возможные переходы из одного состояния в другое; здесь же приведены соответствующие значения переходных вероятностей.

Марковские стратиграфические последовательности

В предыдущих гипотетических примерах мы ничем не обосновывали значения вероятностей перехода. Однако можно показать, что некоторые реальные стратиграфические последовательности обладают марковским свойством. Так, например, в угленосных толщах вероятность появления угольного пласта в данном горизонте может в значительной степени зависеть от наличия подстилающего пласта глины. Марковские цепи впервые были применены советским геологом Вистелиусом [6] еще в 1949 г. В работе рассматривается матрица переходных вероятностей для трех литологических типов пород, вычисленная на основе результатов реальных наблюдений:

		s_1	s_2	s_3	
<i>Песчаник</i>	s_1	0,1	0,8	0,1	$\left. \begin{array}{l} \\ \\ \end{array} \right\} \quad (3.3)$
<i>Сланец</i>	s_2	0,4	0,2	0,4	
<i>Известняк</i>	s_3	0,1	0,8	0,1	

Из этой матрицы видно, что если система находится в состоянии s_1 (песчаник), то наиболее вероятным следующим состоянием будет сланец (s_2). С другой стороны, если система находится в состоянии s_2 (сланец), то ее переход либо к песчанику, либо к известняку является равновероятным.

Эта матрица ясно показывает, что в данной последовательности литологических типов пород сильно проявлено марковское свойство. Так, например, сланцы характеризуются тенденцией к «запоминанию» того, что они должны следовать за песчаниками.

Матрица переходных вероятностей сама по себе является весьма полезным аналитическим средством. Как уже было отмечено, она дает возможность вероятностного описания последовательности событий во времени или пространстве. Однако она может быть использована как регулирующий механизм при динамическом вероятностном моделировании на ЭВМ, например для получения искусственных стратиграфических последовательностей. При этом необходимо учитывать изменение мощностей различных стратиграфических единиц, а также порядок их расположения в последовательности и иметь распределение мощностей для каждого состояния. Используя эту информацию, можно моделировать искусственные последовательности, руководствуясь следующим порядком операций:

1. Выбор наудачу состояния, принимаемого за исходное. Допустим, это песчаник. После этого наудачу выбирается значение мощности песчаника из совокупности с соответствующим распределением.

2. Из первой строки матрицы переходных вероятностей наудачу выбирается литологический тип. Допустим, что это оказался известняк. Тогда соответствующее значение мощности выбирается наудачу из совокупности значений с распределением, характерным для мощности известняков.

3. Возвращаемся к матрице переходных вероятностей и выбираем наудачу следующий литологический тип из третьей строки. Если это будет сланец, то выбираем соответствующее значение мощности из совокупности, охарактеризованной распределением мощности сланцев.

4. Продолжаем процедуру до тех пор, пока получится искусственный разрез с заданным числом переходов.

Таким образом, при моделировании разреза используются матрица переходных вероятностей для выбора типа породы или состояния, а также распределения мощностей для выбора соответствующих значений для каждого состояния. На рис. 3.2 приведен пример искусственного разреза, построенного на основе матрицы (3.3). Необходимо отметить, что в этом разрезе несколько меньше последовательностей, состоящих из одного и того же литологического типа, что контролировалось вероятностями, расположенными на диагонали переходной матрицы.

Вычисление вероятностей перехода

Вычисление переходных вероятностей основано на распределении частот переходов. Эти распределения можно представить в виде таблиц числа переходов для всех возможных пар состояний. Примером может служить таблица 3.1, содержащая такие частоты для гипотетического процесса изменения уровня реки. Из этих частот легко получить оценки вероятностей путем деления на сумму элементов соответствующей строки.

Оценки переходных вероятностей в стратиграфических последовательностях можно вычислить двумя основными способами: подсчитывая только переходы между стратиграфическими единицами или же между интервалами заданной мощности. На рис. 3.3 приведена искусственная стратиграфическая последовательность, которая иллюстрирует оба способа. Результаты подсчета числа переходов на чисто литологической основе приведены в виде матрицы с отметками в правой верхней части рис. 3.3. Эти отметки делались по мере наблюдений соответствующих переходов при просмотре стратиграфической последовательности снизу вверх. Так, например, переходу от *A* к *B* соответствует отметка, расположенная на пересечении строки *A* и столбца *B*. Следующий наблюдаемый переход от *B* к *C* фиксируется отметкой на пересечении строки *B* и столбца *C*. Если переход выражен в появлении стратиграфической единицы того же литологического состава, как, например, от *B* к *B* (в 30 метрах выше основания разреза), то отметка

ставится на пересечении строки *B* и столбца *B*. После получения достаточного числа наблюдений подсчитываются числа отметок в каждой клетке и полученные результаты делятся на сумму их значений в строке для получения оценок вероятностей перехода. Эти вероятности в строке в сумме составляют 1,0.

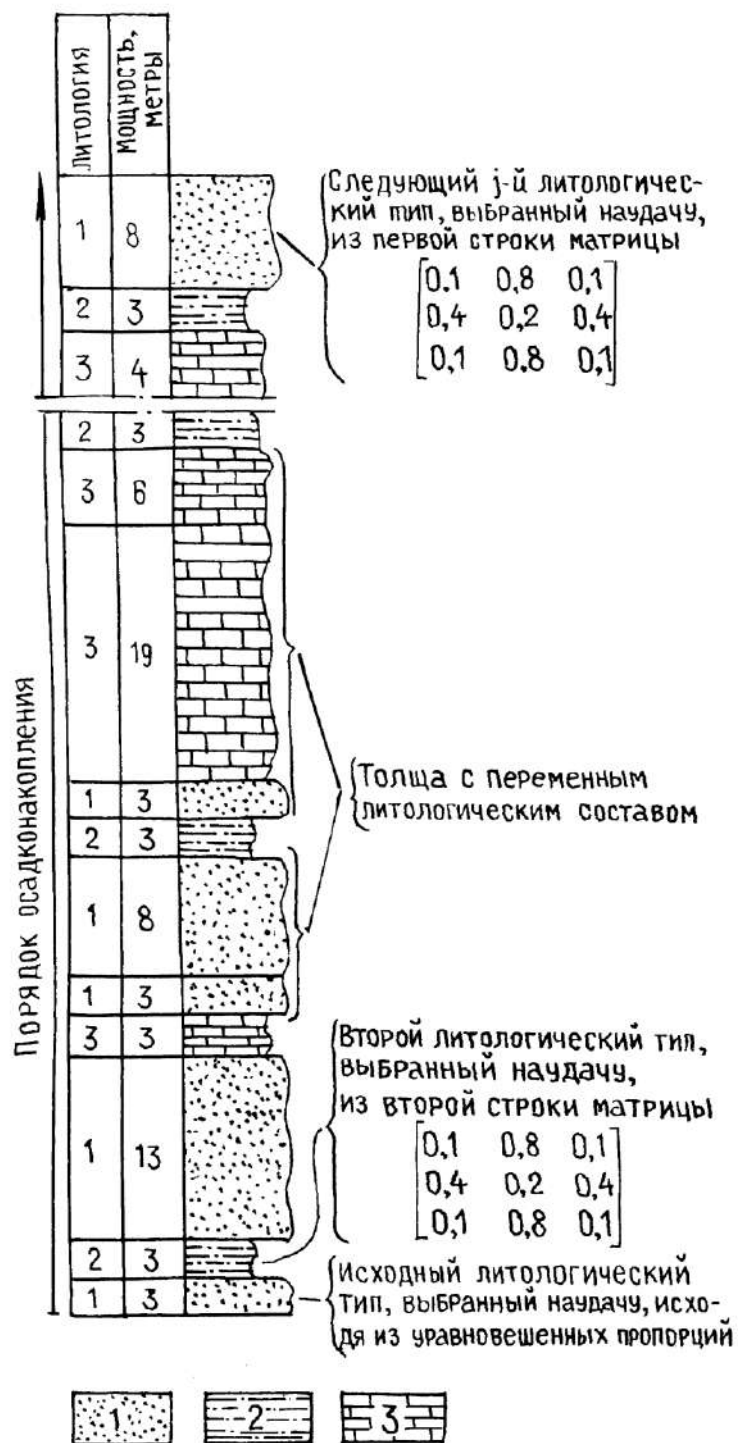


Рис. 3.2. Искусственная стратиграфическая последовательность, полученная на основе матрицы переходных вероятностей (3.3): 1-песчанники; 2-сланцы; 3-известняки

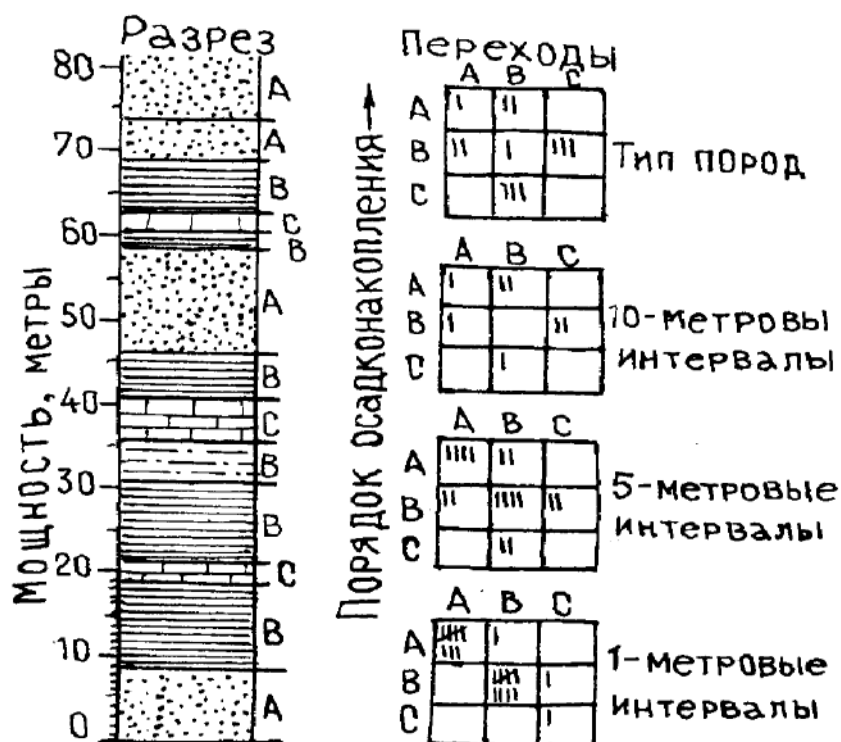


Рис. 3.3. Искусственный стратиграфический разрез, иллюстрирующий методику опробования с целью получения оценки вероятностей переходов: матрицы фактических данных, приведенных справа, содержат результаты подсчетов числа переходов от одного типа пород к другому при разных значениях длины интервала опробования

Другой способ подсчета вероятностей перехода заключается в разделении разреза на одинаковые интервалы и наблюдении переходов на границе этих интервалов. При этом составляется матрица отметки, аналогичная предыдущей, что показано на рис. 3.3. Нетрудно видеть, что в данном случае получаемые результаты весьма чувствительны к изменениям длины интервала. Узкий интервал (например такой, как интервал длиной в 1 м в гипотетическом примере) обладает тенденцией к увеличению доли переходов без изменения литологического состава, тогда как при увеличении длины интервала возникают пропуски переходов, связанных с маломощными стратиграфическими единицами. Так, например, можно пропустить слой известняка мощностью 5 м, если использовать интервал длиной 10 м.

Как уже отмечалось выше, вероятности переходов, полученные в результате наблюдений, можно использовать для построения искусственной стратиграфической последовательности, которую затем можно сравнить с исходным разрезом. Примером могут служить данные анализа переходов между 309

стратиграфическими единицами равной длины, по которым были вычислены элементы матриц переходных вероятностей, приведенные в табл. 3.3. С помощью этих оценок была построена искусственная стратиграфическая последовательность, по которой подсчитаны частоты переходов (табл. 3.4). Сравнение вероятностей перехода искусственной и реальной последовательностей показало их близость.

Таблица 3.3

Матрица частот и матрица переходных вероятностей

Матрица частот						Матрица переходных вероятностей					
		A	B	C	Сумма			A	B	C	
Песок	A	58	18	2	78	Песок	A	0,74	0,23	0,03	
Сланец	B	15	86	39	140	Сланец	B	0,11	0,61	0,28	
Известняк	C	5	35	51	91	Известняк	C	0,06	0,38	0,56	
Сумма		78	139	92	309						

Таблица 3.4

Числовые результаты моделирования последовательности с использованием данных таблицы 3.3

Тип породы	Число наблюдений	Мощность, м	Мощность в процентах от общей мощности	Средняя мощность слоя, м	Процент от суммы слоев
Песчаник	28	283,2	23,5	10,11	16,5
Сланец	75	520,8	43,4	6,93	44,1
Известняк	67	398,4	33,1	5,94	39,4
Сумма	170	1202,4	100,0		100,0

Оценки вероятностей переходов получены в результате моделирования последовательности в 500 переходов:

	A	B	C
A	0,77	0,18	0,05
B	0,08	0,65	0,27
C	0,07	0,32	0,61

Алгоритм моделирования стратиграфических последовательностей

Матрица вероятностей перепада, которая может достигать порядка 10×10 , задается заранее. Она представляется в кумулятивной форме, что означает, что значения вероятностей по каждой строке последовательно суммируются, достигая 1,0. Например, если использовать матрицу вероятностей перехода, приведенную в табл. 3.3, то получим:

$$\begin{vmatrix} 0,74 & 0,97 & 1,00 \\ 0,11 & 0,72 & 1,00 \\ 0,06 & 0,44 & 1,00 \end{vmatrix}. \quad (3.4)$$

Превращение матрицы вероятностей переходов в кумулятивную форму осуществляется весьма просто, путем накопления суммы вероятностей последовательно по каждой строке матрицы слева на право.

Схема работы алгоритма моделирования стратиграфических последовательностей приведена на рис. 3.4. Например, первое случайно выбранное

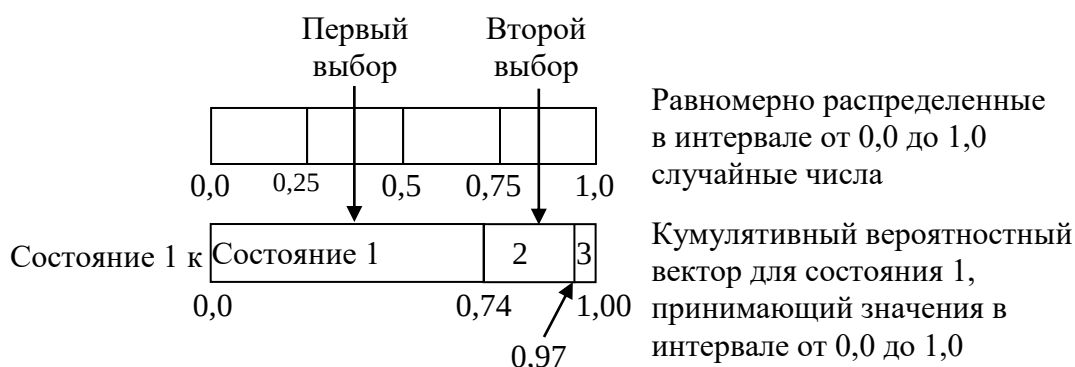


Рис. 3.4. Применение равномерно распределенных случайных чисел для построения искусственной выборки на основе кумулятивного распределения

число равно 0,35, что меньше, чем 0,74, и приводит к выбору состояния 1 после состояния 1. Второе случайно выбранное число равно 0,88, что меньше, чем 0,97, и больше, чем 0,74, в результате чего выбирается состояние 2, следующие за состоянием 1, и т. д. Необходимо отметить, что исходное состояние (в данном примере состояние 1) выбирается наудачу при условии, что все состояния равновероятны.

Степень марковских переходных матриц

До сих пор мы рассматривали только марковские цепи с переходами в один шаг. В условиях этих цепей значения вероятностей соответствуют переходам от одного состояния к другому, следующему непосредственно за ним. Такой переход называется одношаговым. Допустим, что нас интересуют вероятностные переходы более чем в один шаг. Известно, что значения вероятностей многошаговых переходов можно подсчитать путем возведения в степень матрицы переходов.

Пусть наша система находится в состоянии с номером i . Спрашивается, какова вероятность, что после n шагов система окажется в состоянии с номером j ? Обозначим эту вероятность через $p_{ij}^{(n)}$. Данное обозначение не является n -й степенью элемента p_{ij} , а означает вероятность перехода из состояния i в состояние j за n шагов. Значения этих вероятностей можно представить в виде матрицы. Ниже приведена такая матрица для случая трех состояний и n переходов:

$$p^{(n)} = \begin{vmatrix} p_{11}^{(n)} & p_{12}^{(n)} & p_{13}^{(n)} \\ p_{21}^{(n)} & p_{22}^{(n)} & p_{23}^{(n)} \\ p_{31}^{(n)} & p_{32}^{(n)} & p_{33}^{(n)} \end{vmatrix}. \quad (3.5)$$

Для иллюстрации этой матрицы построим «дерево» (рис. 3.5), изображающее все возможные последовательности состояний, начиная с s_1 , которые можно получить за трехшаговый переход, используя одношаговую матрицу (3.2). Состояние s_1 может смениться только состоянием s_2 , так как вероятность этого перехода равна 1. Однако как только система попадает в состояние s_2 , вероятность остаться в нем становится равной $1/3$, а вероятность перехода в состояние s_3 — равной $2/3$. Состояния s_3 можно достигнуть двумя путями. Таким образом, вероятность $p_{13}^{(3)}$ достигнуть состояния s_3 , начиная с состояния s_1 , за три шага равна

$$(1) \cdot \left(\frac{1}{3}\right) \cdot \left(\frac{2}{3}\right) + (1) \cdot \left(\frac{2}{3}\right) \cdot \left(\frac{1}{3}\right) = \frac{5}{9}.$$

Аналогично вероятность достигнуть состояния s_2 будет равна $p_{12}^{(3)} = (1) \cdot \left(\frac{1}{3}\right) \cdot \left(\frac{1}{3}\right) = \frac{1}{9}$, а вероятность после трех шагов снова оказаться в

состоянии s_1 определится как $p_{11}^{(3)} = (1) \cdot \left(\frac{2}{3}\right) \cdot \left(\frac{1}{2}\right) = \frac{3}{9}$. Значения других вероятностей

возможных трехшаговых переходов вычисляются сходным образом и дают следующую матрицу:

$$P^{(3)} = \begin{matrix} & \begin{matrix} s_1 & s_2 & s_3 \end{matrix} \\ \begin{matrix} s_1 \\ s_2 \\ s_3 \end{matrix} & \begin{vmatrix} 3/9 & 1/9 & 5/9 \\ 3/9 & 1/9 & 5/9 \\ 1/4 & 2/4 & 1/4 \end{vmatrix} \end{matrix}. \quad (3.6)$$

Как и в случае матрицы, соответствующей одному шагу, сумма элементов каждой строки равна 1.

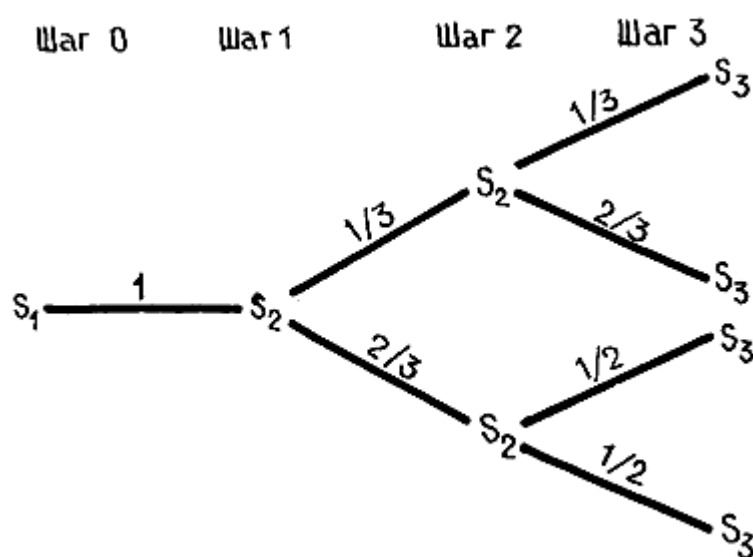


Рис. 3.5. «Дерево», иллюстрирующее переходы из состояния в последующие состояния на основе матрицы (3.2)

Для того, чтобы вычислить значения вероятностей, соответствующие заданному числу шагов, нужно проделать вычисления, аналогичные приведенным выше. Однако это весьма утомительно, и существует иной путь проведения этих вычислений, заключающийся в применении методов матричной алгебры. Давайте сначала напомним отдельные зависимости с помощью обычных алгебраических действий для случая двух состояний и двух шагов:

$$\begin{aligned} p_{11}^{(2)} &= p_{11} \cdot p_{11} + p_{12} \cdot p_{21}, \\ p_{12}^{(2)} &= p_{11} \cdot p_{12} + p_{12} \cdot p_{22}, \\ p_{21}^{(2)} &= p_{21} \cdot p_{11} + p_{22} \cdot p_{21}, \\ p_{22}^{(2)} &= p_{21} \cdot p_{12} + p_{22} \cdot p_{22}. \end{aligned} \quad (3.7)$$

В матричной алгебре набору этих уравнений равносильно однократное умножение матрицы переходных вероятностей саму на себя:

$$\begin{vmatrix} p_{11}^{(1)} & p_{12}^{(2)} \\ p_{21}^{(2)} & p_{22}^{(2)} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix}. \quad (3.8)$$

В более сжатой форме можно записать:

$$P^{(2)} = P \cdot P. \quad (3.9)$$

Трехшаговый переход можно представить следующей записью:

$$\begin{vmatrix} p_{11}^{(3)} & p_{12}^{(3)} \\ p_{21}^{(3)} & p_{22}^{(3)} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} p_{11}^{(2)} & p_{12}^{(2)} \\ p_{21}^{(2)} & p_{22}^{(2)} \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix}, \quad (3.10)$$

или

$$P^{(3)} = P^{(2)} \cdot P. \quad (3.11)$$

Для случая четырех переходов можем записать:

$$P^{(4)} = P^{(3)} \cdot P, \quad (3.12)$$

а в общем случае для n шагов:

$$P^{(n)} = P^{(n-1)} \cdot P. \quad (3.13)$$

Если в результате такого последовательного умножения матрицы переходных вероятностей все векторы-строки окажутся равными, то такую матрицу следует называть регулярной переходной матрицей. В качестве примера рассмотрим матрицу с двумя состояниями:

$$P = \begin{vmatrix} 0,67 & 0,33 \\ 0,50 & 0,50 \end{vmatrix}. \quad (3.14)$$

Возведя ее во вторую степень, получим:

$$P^{(2)} = P \cdot P = \begin{vmatrix} 0,67 & 0,33 \\ 0,50 & 0,50 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} 0,67 & 0,33 \\ 0,50 & 0,50 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0,61 & 0,39 \\ 0,58 & 0,42 \end{vmatrix}. \quad (3.15)$$

Результат умножим на P , чтобы получить третью степень, т. е.:

$$P^{(3)} = P^{(2)} \cdot P = \begin{vmatrix} 0,61 & 0,39 \\ 0,58 & 0,42 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} 0,67 & 0,33 \\ 0,50 & 0,50 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0,60 & 0,40 \\ 0,60 & 0,40 \end{vmatrix}. \quad (3.16)$$

Таким образом, после трех шагов и округления до двух десятичных знаков была получена матрица, состоящая из двух одинаковых векторов-строк. Последующее возведение в степень не изменит такую матрицу. Это можно проверить с помощью диаграммы, изображенной на рис. 3.6. Предельную матрицу, получаемую в результате последовательного возведения в степень матрицы P , иногда называют T -матрицей, т. е.:

$$T = \begin{matrix} & \begin{matrix} S_1 & S_2 \end{matrix} \\ \begin{matrix} S_1 \\ S_2 \end{matrix} & \begin{vmatrix} 0,60 & 0,40 \\ 0,60 & 0,40 \end{vmatrix} \end{matrix}. \quad (3.17)$$

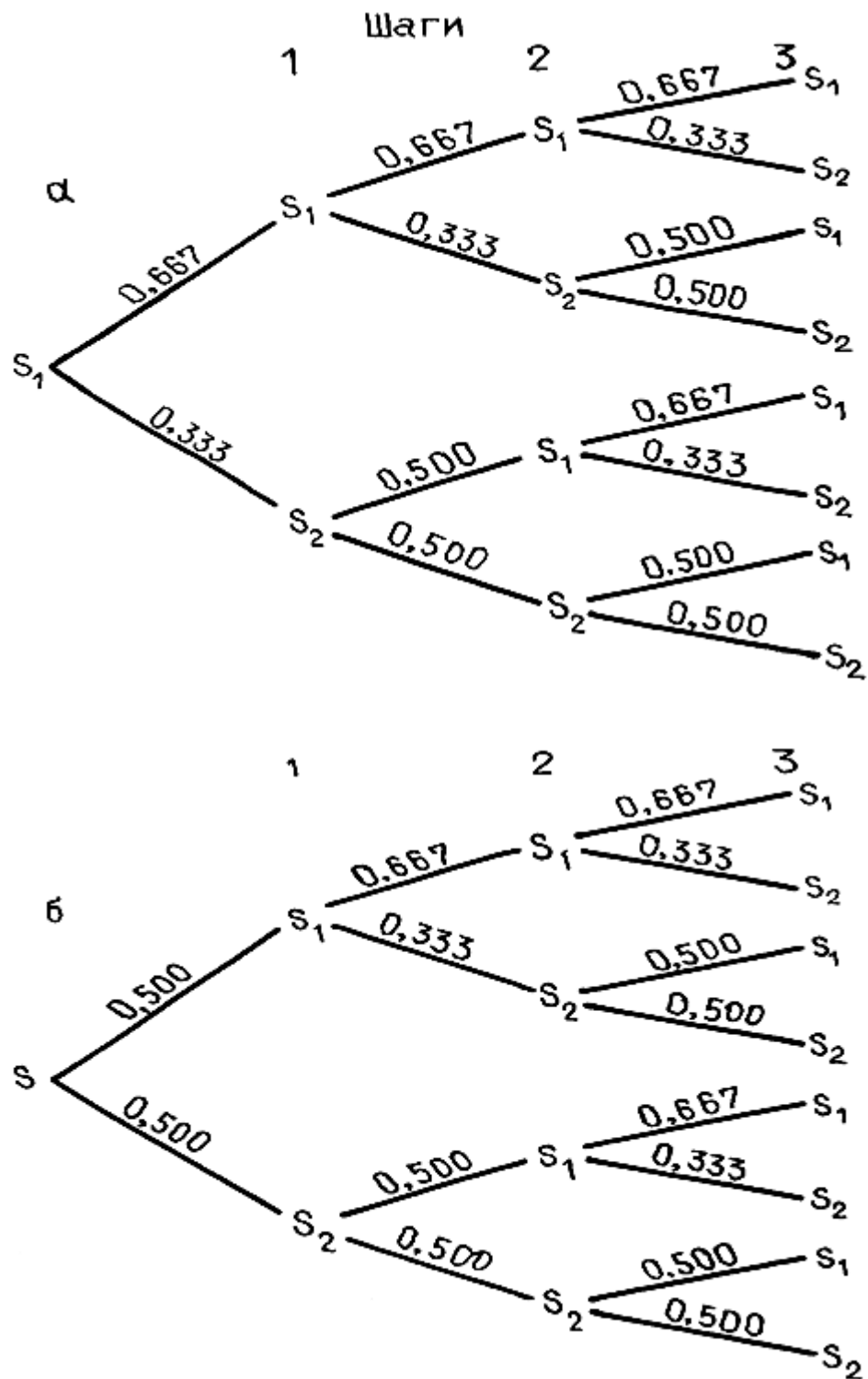


Рис. 3.6. Дендрограмма марковской цепи с двумя состояниями, иллюстрирующая последовательные значения вероятностей достижения состояний S_1 и S_2 за три шага:
а - исходное состояние S_1 ; б - исходное состояние S_2 .

Эффект действия этой матрицы заключается в том, что, как только она получена, вероятности перехода как в состояние s_1 , так и в состояние s_2 становятся независимыми от исходного состояния, поскольку обе строки матрицы одинаковы. Такой результат согласуется с практикой. Так, например, ежедневные состояния погоды в значительной степени зависят от состояний за предыдущий день. Так, если сегодня дождь, то завтра опять, скорее всего, будет дождливый день, а не солнечный. Однако может быть и наоборот. Ясно, что на вероятность появления дождливого дня через 30 дней очень мало влияет сегодняшняя погода. Если соответствующую матрицу переходных вероятностей возвести в тридцатую степень, то получим матрицу, в которой вектор-строки будут практически одинаковыми, что свидетельствует об отсутствии влияния начального состояния на состояние через 30 шагов. Предельная матрица T обладает следующим свойством: если мы умножим любой вектор-строку t матрицы T на матрицу вероятностей перехода за один шаг P , то снова получим t . Например, если:

$$P = \begin{vmatrix} 0,667 & 0,333 \\ 0,500 & 0,500 \end{vmatrix} \quad (3.18)$$

и

$$t = | 0,6 \quad 0,4 |, \quad (3.19)$$

то

$$t \cdot P = t, \quad (3.20)$$

т. е.

$$| 0,6 \quad 0,4 | \times \begin{vmatrix} 0,667 & 0,333 \\ 0,500 & 0,500 \end{vmatrix} = | 0,6 \quad 0,4 | = t. \quad (3.21)$$

Необходимо отметить, что фиксированный вероятностный вектор t характеризует равновесные доли различных состояний. Так, например, последовательность осадочных пород, представленных песком и сланцем (два состояния), с матрицей переходных вероятностей:

$$\begin{array}{cc} & \begin{array}{cc} \text{Песок} & \text{Сланец} \end{array} \\ \begin{array}{c} \text{Песок} \\ \text{Сланец} \end{array} & \begin{vmatrix} 0,67 & 0,33 \\ 0,50 & 0,50 \end{vmatrix}, \end{array} \quad (3.22)$$

характеризуется фиксированным вероятностным вектором:

$$\begin{array}{cc} \text{Песок} & \text{Сланец} \\ | 0,60 & 0,40 | \end{array} \quad (3.23)$$

Это значит, что если в последовательности имеется достаточное число шагов, то вероятность перехода в состояние «песок» равна 0,60, а в состояние «сланец» – 0,40. Кроме того, этот вектор показывает, что вероятности наблюдения песка и сланца в исходной последовательности равны 0,60 и 0,40 соответственно.

Проверка марковского свойства

Переходы из одного состояния в другое в любой серии наблюдений при изучении явлений с дискретными состояниями или временем можно описать с помощью матрицы переходных вероятностей (при условии, что число состояний системы конечно). В качестве примера рассмотрим урну, содержащую три красных шара, два белых и один зеленый шар. Если мы будем вынимать из урны шар наудачу, отмечать его цвет и затем возвращать обратно в урну, то, повторив эту процедуру много раз, получим информацию, на основе которой можно оценить матрицу переходных вероятностей. Эта матрица будет содержать вероятности таких событий, как, например, появление белого шара непосредственно после красного и т. д.:

$$\begin{array}{cc} & \text{Красный} & \text{Белый} & \text{Зеленый} \\ \text{Красный} & | 1/2 & 1/3 & 1/6 | \\ \text{Белый} & | 1/2 & 1/3 & 1/6 | \\ \text{Зеленый} & | 1/2 & 1/3 & 1/6 | \end{array} \quad (3.24)$$

В этой матрице все строки одинаковые. Из этого следует, что вероятность появления шара того или иного цвета не зависит от того, какого цвета шар был выбран перед этим. Иными словами, в данном случае отсутствует свойство марковости, или эффект памяти.

Статистический критерий для проверки наличия марковского свойства весьма важен в моделировании. При этом проверяемая, или нулевая, гипотеза заключается в том, что события, образующие последовательность, независимы, а альтернатива в том, что они зависимы. Если верна альтернатива, то последовательность событий может быть марковской цепью первого порядка.

Для проверки нулевой гипотезы нужно вычислить величину λ :

$$\lambda = \prod_{i,j} \left(\frac{p_j}{p_{ij}} \right)^{n_{ij}}. \quad (3.25)$$

Если проверяемая гипотеза верна, то величина $-2 \ln \lambda$ будет распределена асимптотически как χ^2 с $(m-1)^2$ степенями свободы [38]. Это выражение эквивалентно более удобной для вычислений формуле:

$$-2 \ln \lambda = 2 \sum_{i,j} n_{ij} \ln \left(\frac{p_{ij}}{p_j} \right), \quad (3.26)$$

где p_{ij} – вероятность, соответствующая строке с номером i и столбцу с номером j матрицы переходных вероятностей; $p_j = \sum_{i=1}^m n_{ij} / \sum_{i,j} n_{ij}$ – безусловная вероятность, соответствующая j -му столбцу; n_{ij} – частота переходов для i -й строки и j -го столбца; m – общее число состояний.

Рассмотрим процедуру вычисления критерия, определяемого выражением (3.26), на примере данных, приведенных в таблице 3.3. Значения p_j подсчитываются путем деления суммы частот n_{ij} в i м столбце на общую сумму. Для первого столбца $p_1 = 78 / 309 = 0,25$, для второго $p_2 = 140 / 309 = 0,45$ и $p_3 = 91 / 309 = 0,29$. Тогда:

$$\begin{aligned} -2 \ln \lambda = 2 \cdot & \left[58 \cdot \ln \frac{0,74}{0,25} + 18 \cdot \ln \frac{0,23}{0,45} + 2 \cdot \ln \frac{0,03}{0,29} + 15 \cdot \ln \frac{0,11}{0,25} + 86 \cdot \ln \frac{0,61}{0,45} + 39 \cdot \ln \frac{0,28}{0,29} + 51 \cdot \ln \frac{0,06}{0,25} + \right. \\ & \left. + 35 \cdot \ln \frac{0,38}{0,45} + 51 \cdot \ln \frac{0,56}{0,29} \right] = 2 \cdot (62,941 - 12,081 + 4,537 - 12,315 + 26,162 - 1,369 - \\ & - 7,136 - 5918 + 33,561) = 158,6. \end{aligned}$$

Число степеней свободы в данном случае $(m-1)^2 = (3-1)^2 = 4$. Если принять, что уровень значимости $\alpha = 0,05$, то соответствующее 4 степеням свободы критическое значение χ^2 , определяемое по специальным таблицам [9, 67], будет равно 9,49. Вычисленное нами значение $-2 \ln \lambda = 158,6$ сильно превышает 9,49. Следовательно, нулевую гипотезу, заключающуюся в том, что последовательность переходов соответствует последовательности независимых случайных событий, можно уверенно отклонить и принять альтернативу, согласно которой переходы обладают марковским свойством.

Марковость, присущая объектам разведки, обуславливает марковость технологического процесса, когда вероятность того или иного технологического события (выполаживания или выкручивания ствола скважины, перехода на меньший диаметр бурения, осыпания стенок скважины, развития других осложнений и т. д.) в той или иной степени зависит от характера предшествующих технологических событий: наклона скважины, соответствующего определенному углу встречи с пластом, использования обсадных труб, промывки водой при проходке неустойчивого интервала и т. д. [40, 41].

3.2. Теорема Байеса. Интерпретация формулы Байеса применительно к технологическому анализу процесса разведочного бурения

Из правил сложения и умножения вероятностей выводится одна из основных в элементарной теории вероятностей и весьма существенная в свете принятия рациональных технико-технологических решений при управлении процессом бурения скважин теорема (формула) Байеса.

Пусть $A_1, A_2, \dots, A_n$ – какие-то попарно несовместимые события, из которых хотя бы одно обязательно наступает, и B – некоторое событие. Тогда условная вероятность наступления A_j при условии, что наступило событие B , может быть определена по формуле [46, 67]:

$$P(A_j|B) = \frac{P(B|A_j) \cdot P(A_j)}{\sum_{j=1}^n P(B|A_j) \cdot P(A_j)}. \quad (3.27)$$

В практических приложениях события A_j обычно называют гипотезами, вероятности $P(A_j)$ – априорными вероятностями гипотез, а вероятности $P(A_j|B)$ – апостериорными вероятностями гипотез при условии, что фактически наблюдаем событие B [46].

При использовании формулы Байеса для инженерно-геологического прогнозирования в качестве гипотез A_j выступают события, вероятность наступления которых должна быть предсказана для конкретного объекта с учетом относящихся к нему данных о естественных и антропогенных (техногенных)

факторах интересующих нас процессов и явлений. Таким событием может быть, например, реализация обстановки, способствующей интенсивному обрушению кровли подземных выработок, т. е. реализация неустойчивой кровли на определенном участке шахтного поля. Априорной вероятностью $P(A_j)$ события A_j служит вероятность его наступления, тем или иным способом установленная для того же месторождения (участка) или аналогичных ему объектов. Так, например, при вероятностном прогнозировании устойчивости кровли угольных пластов Донецкого бассейна с учетом фактических данных о поведении углевмещающих пород вероятность неустойчивости кровли $P(A_1^3)$ принимается равной 0,469 [46].

Событиями B , фактическое наступление которых учитывается при прогнозировании и подсчете апостериорной вероятности $P(A_j|B)$, в рассматриваемых нами приложениях формулы Байеса служат фактически зафиксированные признаки, относящиеся к существенным факторам прогнозируемых процессов и явлений. Так, для реализации неустойчивой непосредственной кровли весьма существенным геологическим признаком является низкая (менее 20 МПа) прочность пород при сжатии. Значения $P(B|A_j)$, входящие в формулу Байеса, представляют собой вероятности реализации учитываемого признака B при наблюдении конкретных, подлежащих прогнозированию процессов, явлений или параметров на том же или аналогичных ему объектах. При прогнозировании устойчивости кровли подземных выработок в Донецком бассейне вероятность реализации признака (прочность пород при сжатии менее 20 МПа) для неустойчивых кровель принята равной 0,050 [46].

Приведенный выше вариант формулы Байеса (3.27) позволяет подсчитывать вероятности наступления любого числа несовместимых событий, в нашем случае – гипотез о реализации одного из процессов, различающихся по характеру, интенсивности и заранее выделяемых в соответствии с практически значимыми критериями. Однако в данном случае при прогнозировании можно учитывать лишь один какой-нибудь признак B . Но этого совершенно недостаточно, так как практика показывает, что для использования информации обо всех существенных факторах, подлежащих прогнозированию инженерно-геологических процессов и явлений, необходимо учитывать десятки различных признаков. Так, при прогнозировании

явлений пучения почвы подземных выработок на шахтах Донецкого бассейна необходимо учитывать не менее семи литогенетических, четырех геохимических, пяти тектонических и еще более десятка других различных признаков.

Рассмотрим вопрос о возможности многофакторного прогнозирования на основе формулы Байеса и ее производных. В случае если условная апостериорная вероятность одной из двух несовместимых гипотез A_j и $\bar{A}_j$ рассчитывается с учетом вероятностей реализации двух взаимно зависимых признаков B_1 и B_2 , формула Байеса приобретает следующий вид [36]:

$$P(A_j | B_1, B_2) = \frac{P(B_2 | A_j, B_1) \cdot P(B_1 | A_j) \cdot P(A_j)}{P(B_2 | A_j, B_1) \cdot P(B_1 | A_j) \cdot P(A_j) + P(B_2 | \bar{A}_j, B_1) \cdot P(B_1 | \bar{A}_j) \cdot P(\bar{A}_j)}. \quad (3.28)$$

Как видим, формула Байеса при этом значительно усложняется. При большем числе гипотез и учитываемых взаимно зависимых признаков вычисления становятся еще более громоздкими и их трудно выполнить даже при помощи ЭВМ.

При взаимной независимости признаков B_1 и B_2 :

$$P(B_2 | A_j, B_1) = P(B_2 | A_j), \quad (3.29)$$

$$P(B_2 | \bar{A}_j, B_1) = P(B_2 | \bar{A}_j). \quad (3.30)$$

Вариант формулы Байеса (3.28) принимает вид:

$$P(A_j | B_1, B_2) = \frac{P(B_2 | A_j) \cdot P(B_1 | A_j) \cdot P(A_j)}{P(B_2 | A_j) \cdot P(B_1 | A_j) \cdot P(A_j) + P(B_2 | \bar{A}_j) \cdot P(B_1 | \bar{A}_j) \cdot P(\bar{A}_j)}. \quad (3.31)$$

В общем случае при независимости признаков $B_1, B_2, \dots, B_m$ апостериорная вероятность любой из n гипотез A_j :

$$P(A_j | B_i) = \frac{P(A_j) \cdot \prod_{i=1}^m P(B_i | A_j)}{\sum_{j=1}^n P(A_j) \cdot \prod_{i=1}^m P(B_i | A_j)}. \quad (3.32)$$

В практических приложениях формулы Байеса зачастую оказывается невозможным определить или хотя бы приближенно оценить значения априорных вероятностей гипотез $P(A_j)$. Затруднения такого рода иногда можно преодолеть без существенного снижения точности получаемых решений, приняв априорную

равновероятность прогнозируемых событий. При этом формула Байеса еще более упрощается и приобретает следующий вид:

$$P(A_j | B_i) = \frac{\prod_{i=1}^m P(B_i | A_j)}{\sum_{j=1}^n \prod_{i=1}^m P(B_i | A_j)}. \quad (3.33)$$

Для оценки вероятности реализации одного из двух несовместимых событий A_j и $\bar{A}_j$ удобно пользоваться статистическим показателем L , который называется отношением правдоподобия и численно равен отношению вероятности учитываемого признака B при реализации событий $\bar{A}_j$ к его вероятности при реализации A_j :

$$L = \frac{P(B | \bar{A}_j)}{P(B | A_j)}. \quad (3.34)$$

Статистический смысл отношения правдоподобия для рассматриваемого случая заключается в том, что при фактически наблюдаемых событиях B гипотеза $\bar{A}_j$ в L раз более (при $L > 1$) или в $\frac{1}{L}$ раз менее (при $L < 1$) правдоподобна, чем гипотеза A_j [46].

Сказанное можно проиллюстрировать следующим примером. Допустим, что в нашем распоряжении имеются данные, позволяющие утверждать, что вероятность залегания песчаника (признак B_3^1) над опасными по внезапным выбросам угольными пластами (событие A_3^1) составляет 0,639, тогда как вероятность залегания песчаника над пластами, не опасными по выбросам (событие A_3^2), равна 0,361. В этом случае отношение правдоподобия при кровле, сложенной песчаником,

$$L = \frac{P(A_3^1 | B_3^1)}{P(A_3^2 | B_3^1)} = \frac{0,639}{0,361} = 1,77. \quad (3.35)$$

Аналогичным образом можно вычислять отношения правдоподобия для любых других признаков, например для случаев, когда над углем залегает алевролит, аргиллит и т. п. Для оценки отношения правдоподобия тех же гипотез с учетом любого числа признаков необходимо перемножить отношения

правдоподобия отдельных признаков [46]. С использованием отношения правдоподобия L вероятность истинности гипотезы A_j при фактически зафиксированном признаке B может быть записана следующим образом [36]:

$$P(A_j | B) = \frac{P(A_j)}{P(A_j) + L \cdot P(\bar{A}_j)} . \quad (3.36)$$

Рассмотрим примеры практического использования формулы Байеса для решения задач, не относящихся к области геологоразведочных работ [67].

В магазин от двух поставщиков поступают транзисторы, причем 75 % транзисторов поступает от поставщика 1, а остальные 25 % – от поставщика 2. Кроме того, 99 % приборов, поступающих от поставщика 1, и 90 % приборов, поступающих от поставщика 2, имеют удовлетворительные характеристики. Если случайным образом выбирается один транзистор, то какова вероятность того, что будет выбран неисправный элемент, изготовленный поставщиком 1?

Пусть

A_1 – событие «транзистор от поставщика 1»,

A_2 – событие «транзистор от поставщика 2»,

B_1 – событие «исправный транзистор»,

B_2 – событие «неисправный транзистор»,

$B_1 | A_1$ – событие «транзистор от поставщика 1 исправен» и т.д.

Тогда:

$$\begin{aligned} P(A_1) &= 0,75, & P(A_2) &= 0,25, \\ P(B_1 | A_1) &= 0,99, & P(B_2 | A_1) &= 0,01, \\ P(B_1 | A_2) &= 0,90, & P(B_2 | A_2) &= 0,10. \end{aligned}$$

По формуле (3.27) находим исходную вероятность того, что выбранный транзистор изготовлен поставщиком 1, после того как оказалось, что он неисправен:

$$P(A_1 | B_2) = P(A_1) \cdot \frac{P(B_2 | A_1)}{P(B_2 | A_1) \cdot P(A_1) + P(B_2 | A_2) \cdot P(A_2)} = 0,75 \cdot \frac{0,01}{0,01 \cdot 0,75 + 0,10 \cdot 0,25} = 0,23.$$

Таким образом, после того как стало известно, что выбранный транзистор неисправен, априорная вероятность того, что транзистор изготовлен поставщиком 1, равная 0,75, превращается в апостериорную вероятность, равную 0,23.

Рассмотрим еще один пример. Пропускная способность канала связи зависит от вероятности появления ошибки внутри канала. Рассмотрим канал с двумя возможными входными сигналами X_1 и X_2 и двумя возможными выходными сигналами Y_1 и Y_2 . Допустим, что сначала 40 % времени канал принимает сигнал X_1 , а затем 60 % времени – сигнал X_2 . Вероятность безошибочной передачи входного сигнала X_1 как Y_1 равна 0,75. Вероятность того, что входной сигнал X_1 будет ошибочно передан как Y_2 , равна 0,25. Аналогично вероятность того, что сигнал, первоначально принятый как X_2 , будет передан как Y_2 и Y_1 , равна соответственно 0,90 и 0,10. Схематически условие этой задачи показано на рис. 3.7.

При заданных условиях получен выходной сигнал Y_1 . Какова вероятность того, что исходным был сигнал X_1 ?

Априорные вероятности равны:

$$P(X_1) = 0,4, \quad P(X_2) = 0,6,$$

кроме того,

$$P(Y_1 | X_1) = 0,75 \quad \text{и} \quad P(Y_1 | X_2) = 0,10.$$

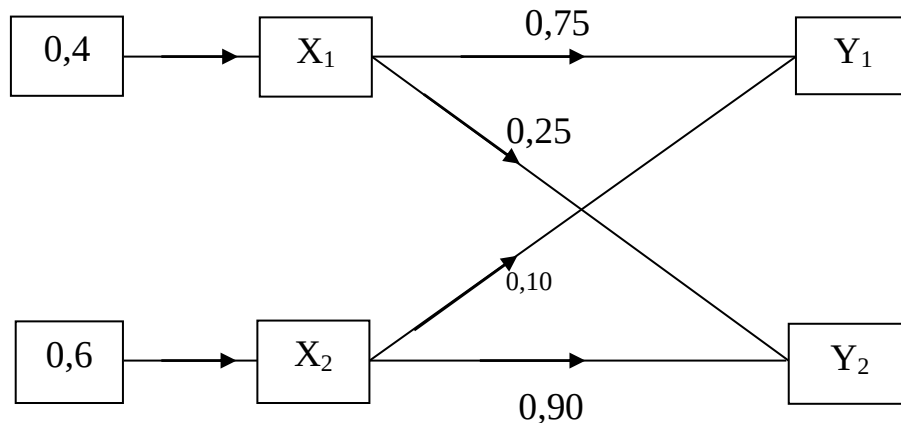


Рис. 3.7. Канал связи с двумя возможными входными сигналами, двумя возможными выходными сигналами и известными вероятностями передачи

Тогда из формулы (2.16) следует:

$$P(X_1 | Y_1) = P(X_1) \cdot \frac{P(Y_1 | X_1)}{P(Y_1 | X_1) \cdot P(X_1) + P(Y_1 | X_2) \cdot P(X_2)} = 0,4 \cdot \frac{0,75}{0,75 \cdot 0,4 + 0,10 \cdot 0,6} = 0,833.$$

Таким образом, наличие информации о том, что выходным сигналом является Y_1 , меняет вероятность того, что входным сигналом является X_1 , с 0,4 на 0,833.

Остановимся подробнее на использовании теоремы Байеса применительно к вопросам технологического анализа процесса разведочного бурения. Возможности бурения как экологически безопасной технологии могут быть реализованы лишь при обеспечении достаточно высокого уровня технологической культуры производства и прежде всего высокого качества управления производственным процессом, позволяющего прогнозировать и предупреждать катастрофы, аварии, осложнения и неблагоприятные аномальные последствия проходки скважин, такие, как загрязнения подземных вод поверхностными водами через стволы скважин [38].

Большое количество геологических и технико-технологических факторов, определяющих как ход процесса бурения, так и его экологические последствия; сложность взаимосвязей в буровой технологической системе, когда различные сочетания факторов вызывают непредсказуемый традиционными методами эффект, требуют корректировки некоторых устоявшихся представлений о процессе бурения и методах управления им.

Вызывает серьезные сомнения прямолинейное толкование неоднозначности условий и результатов бурения как случайное, позволяющее описывать протекание и исход процесса бурения на основе (или с использованием) теории вероятности или математической статистики.

Действительно, мощность неустойчивой толщи пород или зоны дробления, частота появления и размеры валунов в рыхлых отложениях, угол падения и мощность твердых пропластов, параметры других характеристик разреза, параметры состояния и характера работы бурового снаряда на забое, определение протекания и результативность процесса бурения заранее технологу не известны и могут колебаться в широких пределах. У технолога при этом могут быть более или менее обоснованные предположения о значениях этих параметров.

При направленном бурении, при решении задач оптимизации, при выполнении экономических расчетов эти предположения облекаются в количественную форму и выражаются характеристиками вероятности с последующим распространением на них правил и процедур математической статистики: от оценки центральной тенденции и рассеивания до выполнения

сложных расчетов по выявлению стохастических зависимостей, оценки корреляций, построения математических или математико-экономических моделей.

Вероятность – объективная характеристика случайного события: тот или иной исход случайного события, его доля в общей совокупности исходов никак не зависит от воли, осведомленности или опыта технолога (оператора, наблюдателя). Именно то, что вероятность какого-либо случайного события – его объективная, не зависящая от взгляда наблюдателя характеристика делает теорию вероятности инструментом познания, а математическую статистику наделяет прогностическими возможностями, приводит при решении практических задач прогноза и управления процессом разведочного бурения к ошибочным или ложным результатам.

Буровик-технолог, как правило, имеет дело с явлениями совершенно иной природы: сходство со случайными явлениями здесь чисто внешнее, так как предмет его заботы – зачастую уже свершившиеся или однозначно predetermined факты (другие варианты исходов в действительности уже невозможны), и лишь в голове у технолога, не обладающего достаточно полной и точной информацией, различные варианты исходов возможны с той или иной «вероятностью».

Принципиальная особенность предмета технологического анализа при бурении скважин состоит в том, что «субъективная вероятность» неслучайного события зависит от степени осведомленности, опыта и интуиции технолога, изменяется в ходе развития технологического процесса при получении прямой или косвенной дополнительной информации, приближаясь к 0 для неистинных вариантов исходов, и к 1 – для истинных. При использовании дезинформации (неверной идентификации фактов, интерпретации событий) увеличивается субъективная вероятность реализации ошибочных предположений и уменьшается вероятность реализации истинных событий.

В теории принятия решений явления данного класса в отличие от случайных именуются неопределенными и описываются средствами так называемой байесовской статистики, в основе которой лежит известная формула Байеса для вычисления апостериорных вероятностей [36, 44, 56, 69].

Введенные в теорию оптимизации процесса бурения общеизвестными работами Е. А. Козловского и учеными его школы В. М. Питерским и М. А. Комаровым [17] методы технологического анализа, основанные на байесовском подходе, не были должным образом оценены специалистами. Предложенный Е.А. Козловским аппарат технологического анализа до сих пор воспринимается как специальная методика, в то время как общенаучный потенциал остается невостребованным прежде всего потому, что отсутствует ясное понимание ограниченности традиционных методов и практической роли байесовского подхода.

Простая на вид формула Байеса, тем не менее, дает возможность самых разнообразных интерпретаций, из которых наиболее распространены оценка апостериорной вероятности в динамично изменяющейся системе (для оценки взаимовлияния случайных событий) и субъективной вероятности неопределенных событий.

Для того чтобы в полной мере использовать познавательные и прогностические возможности байесовского подхода в технологическом анализе процесса бурения, необходима более тщательная и всесторонняя интерпретация формулы Байеса применительно к буровой проблематике.

Запишем формулу Байеса для двух взаимосвязанных событий:

$$P(A|B) = \frac{P(B|A) \cdot P(A)}{P(B)}. \quad (3.37)$$

Рассмотрим величины, входящие в выражение (3.37) с точки зрения «технологической» проблематики:

$P(A|B)$ – условная (апостериорная, субъективная) вероятность события A (сверхнормативного отклонения трассы скважины, некондиционного выхода керна, поглощения промывочной жидкости и т. п.) при условии возможности реализации события B (встреча крутопадающих пропластков горных пород, зон дробления, карстовых полостей и др.) в реальных условиях, которое может произойти, а может и не произойти;

$P(B|A)$ – объективная (установленная) вероятность того, что событие B непременно произойдет, если случится событие A (например, произойдет сверхнормативное отклонение трассы скважины от заданного направления при

встрече с крутопадающими твердыми пропластками или потеря 50 % керна в одинарном колонковом наборе при проходке зоны дробления);

$P(A)$ – безусловная (объективная) вероятность события A безотносительно к условиям бурения (частота встречаемости технологического события: сверхнормативного отклонения трассы скважины, утраты керна, потери промывочной жидкости или каких-либо других технологических явлений вообще в практике бурения без учета причин и условий, их вызывающих);

$P(B)$ – безусловная (объективная) вероятность события B (в нашем примере это частота встречаемости в технологической практике крутопадающих твердых пропластков в некрепких породах, зон дробления, проницаемых горизонтов, зон поглощения и т. п.).

Таковы основные элементы двухкомпонентного анализа на основе формулы Байеса, в которых более или менее достоверные данные о вероятностях случайных событий позволяют корректно оценить субъективную вероятность (наиболее достоверное представление) о неопределенном событии.

Если рассмотреть отдельные блоки формулы (3.37), то можно увидеть, что они также имеют определенный смысл.

Так, выражение $P(B|A) \cdot P(A)$ является характеристикой степени опасности события, если A представляет собой негативное явление.

Если явление A встречается редко, а $P(A) \rightarrow \min$, то угроза аварии или осложнения даже при $P(B|A) \rightarrow \max$ остается невысокой. То же, если $P(B|A) \rightarrow \min$.

Одним словом, $P(B|A) \cdot P(A)$ – степень реальности угрозы аварии и осложнения при известных, например из опыта, исходных данных.

Выражение $P(B|A)/P(A)$ имеет смысл характеристики правдоподобия, достоверности предположений о возможности аварии, осложнения в случае совершения события B (появления определенных геолого-технических или технико-технологических условий). Его можно трактовать так: если событие B , необходимое для совершения аварии, развития осложнения, встречается крайне редко, и если оно случится, то аварии или осложнения не миновать (вероятность велика). Если же явление B встречается постоянно, то его связь с событием A не очень много значит, т.е. наличие явления B еще не означает реальной угрозы аварии (вероятность мала).

Выражение $P(A)/P(B)$, которое также можно выделить в формуле (3.37), характеризует в общем случае степень влияния события B на событие A , степень их взаимосвязанности. В этих примерах приведены частные, упрощенные технологические интерпретации формулы Байеса. Создание на ее основе экспертно-аналитических компьютерных систем позволит в будущем на более высоком уровне решать задачи обеспечения качества буровых работ.

3.3. Закон композиции технологической системы.

Методика ситуационного анализа процесса разведочного бурения

Технологию разведочного бурения составляют совокупность средств (устройств, материалов, приемов, действий), целесообразно организованных для решения задач разведки: получения проб, сетей разведочных пересечений и других материальных форм, позволяющих выполнять замеры, анализы и наблюдения, необходимые для геолого-промышленной разведки объекта.

Технология не произвольна: конкретные задачи разведки в определенных условиях могут решаться определенными (не любыми) средствами. Иначе говоря, независимо от характера технологической организации (стихийная или рациональная) в условиях результативного применения средства бурения соответствуют объектам разведки. Ни один из элементов технологии бурения нельзя выделять как целесообразное явление само по себе, вне взаимодействия с другими элементами и объектом разведки, в процессе которого реализуется его способность к производству материальных носителей геологической информации. При этом материальный носитель (проба того или иного вида, ствол, обнажение, зона вскрытия водоносного коллектора) может рассматриваться как результат только при наличии потребности в информации, но не сам по себе. Например, цель разведочного бурения при разведке гидроресурсов – обеспечение возможности оценки состава и гидродинамического режима подземных вод (качество бурения в этом случае зависит от искажения естественной проницаемости пород, загрязнения водоносных горизонтов, нарушения межпластового равновесия), при инженерных изысканиях – точность воспроизведения естественных свойств грунтов, а при разведке месторождений – воспроизведение характеристик запасов сырья по

номенклатуре разведочных кондиций, включая инженерно-геологические параметры объекта, с необходимой степенью точности и полноты.

Методика системного анализа и рациональной системной организации технологии как основа управления процессом разведочного бурения предполагает, в первую очередь, установление закона композиции системы – условий, препятствующих «технологическому произволу», возможности использовать любые средства для решения любых задач в любых ситуациях. Закон композиции в технологическом анализе связывает в единое целое объект, технологический результат и средства бурения в конкретных технологически значимых особенностях. Такой закон в технологии несомненно существует и действует объективно, но он не раскрывается в явном виде при традиционно-эмпирической (рецептурной) организации средств бурения [40, 43].

Для создания методики ситуационного анализа и разработки математической модели управления технологическим процессом разведочного бурения необходимо выделить структуру взаимосвязей между различными факторами технологического процесса.

Процесс бурения представляет собой последовательную смену технологических ситуаций, условием реализации каждой из которых является целостная совокупность геологических и технико-технологических факторов. Под технологической ситуацией понимается тот факт характерного протекания процесса бурения: плавное или резкое выполаживание, выкручивание или сохранение прямолинейности трассы скважины, самозаклинивание керна, его истирание в колонковой трубе, прижог или заполирование коронки и т. д. [57].

С точки зрения системного подхода результативный технологический процесс можно представить в виде канонической системы, закон композиции которой приведен на рис. 3.8.

В качестве системообразующего элемента рассматривается технологическая ситуация ${}_{\tau}TC_{jk}^i$, соответствующая текущему моменту времени τ , на формирование которой оказывают влияние:

а). $\{X\}_{j\tau}$ – сочетание конкретных значений геолого-технических факторов, формируемое из общего множества возможных значений характеристик объекта $\{X_f^a\}$;

б). $\{t\}_{k\tau}$ – конкретное сочетание технико-технологических факторов, формируемое из общего множества благоприятных $\{t^b\}$ и неблагоприятных $\{t^{nb}\}$ факторов;

в). TC_{jk}^i – рассматриваемая технологическая ситуация в предшествующий момент времени τ_0 ($\tau_0 < \tau$), переход которой в анализируемую ситуацию возможен с вероятностью, определяемой формулой Байеса:

$$P(TC_{jk}^i | \{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau}) = \frac{P(TC_{jk}^i) \cdot \prod_{j,k} P(\{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau} | TC_{jk}^i)}{\sum_{i=1}^n P(TC_{jk}^i) \cdot \prod_{j,k} P(\{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau} | TC_{jk}^i)}, \quad (3.38)$$

где $P(TC_{jk}^i | \{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau})$ – условная вероятность наступления i -й геологической ситуации при условии, что реализовалось j -е сочетание геолого-технических факторов и использовалось k -е технико-технологическое решение.

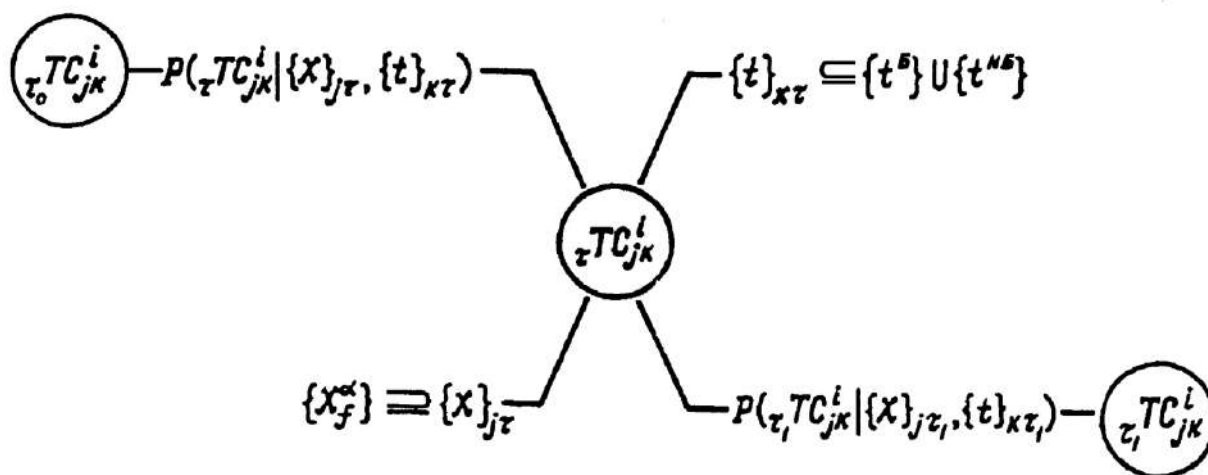


Рис. 3.8. Закон композиции технологической системы

Систематизированные таким образом характеристики свойств элементов системы «объект – средства разведки – результат» могут быть предоставлены в виде матрицы:

$$P(TC) = \left\{ \begin{matrix} \{X\}_1 \\ \dots \\ \{X\}_j \\ \dots \\ \{X\}_n \end{matrix} \middle| \begin{matrix} \{t\}_1, \dots, \{t\}_k, \dots, \{t\}_m \\ P_{1k} \dots P_{1k} \dots P_{1m} \\ \dots \dots \dots \dots \dots \\ P_{j1} \dots P_{jk} \dots P_{jm} \\ \dots \dots \dots \dots \dots \\ P_{n1} \dots P_{nk} \dots P_{nm} \end{matrix} \right\}, \quad (3.39)$$

где P_{ik} – вероятность i -й технологической ситуации, возникающей при реализации j -й геолого-технической ситуации и использовании k -го технико-технологического решения.

На рис. 3.9 приведен упрощенный пример анализа технологической ситуации (TC) в соответствии с законом позиции технологической системы. В этом примере рассматривается TC – выполаживание скважины, которая фактически имеет место при бурении интервала 400÷450 м. При бурении интервала 400÷450 м данная TC может иметь три варианта развития: 1) скважина будет выполаживаться; 2) скважина будет выкручиваться; 3) скважина будет сохранять прямолинейное направление. Каждый из этих вариантов развития TC характеризуется определенной вероятностью реализации, которая зависит от сочетания факторов, а именно от угла встречи с пластом (геолого-технический фактор) и схемы компоновки снаряда (технико-технологический фактор); так как одна из TC обязательно наступит, то сумма вероятностей реализации (определяется по формуле Байеса) по каждому из столбцов равна 1.

Закон композиции технологической системы позволяет отразить динамику развития технологического процесса, учитывая зависимость вероятности каждого перехода технологической ситуации от непосредственно предшествующего состояния технологической системы (марковское свойство), а также дает возможность получения сведений о достоверности технологических ситуаций до того, как прогнозируемые ситуации сбудутся или не сбудутся. Получение такой информации называется верификацией гипотез (технологических ситуаций) [46]. Информация данного вида особенно важна при решении задач управления технологическим процессом разведочного бурения в условиях неопределенности, что соответствует протеканию процесса бурения в действительности.

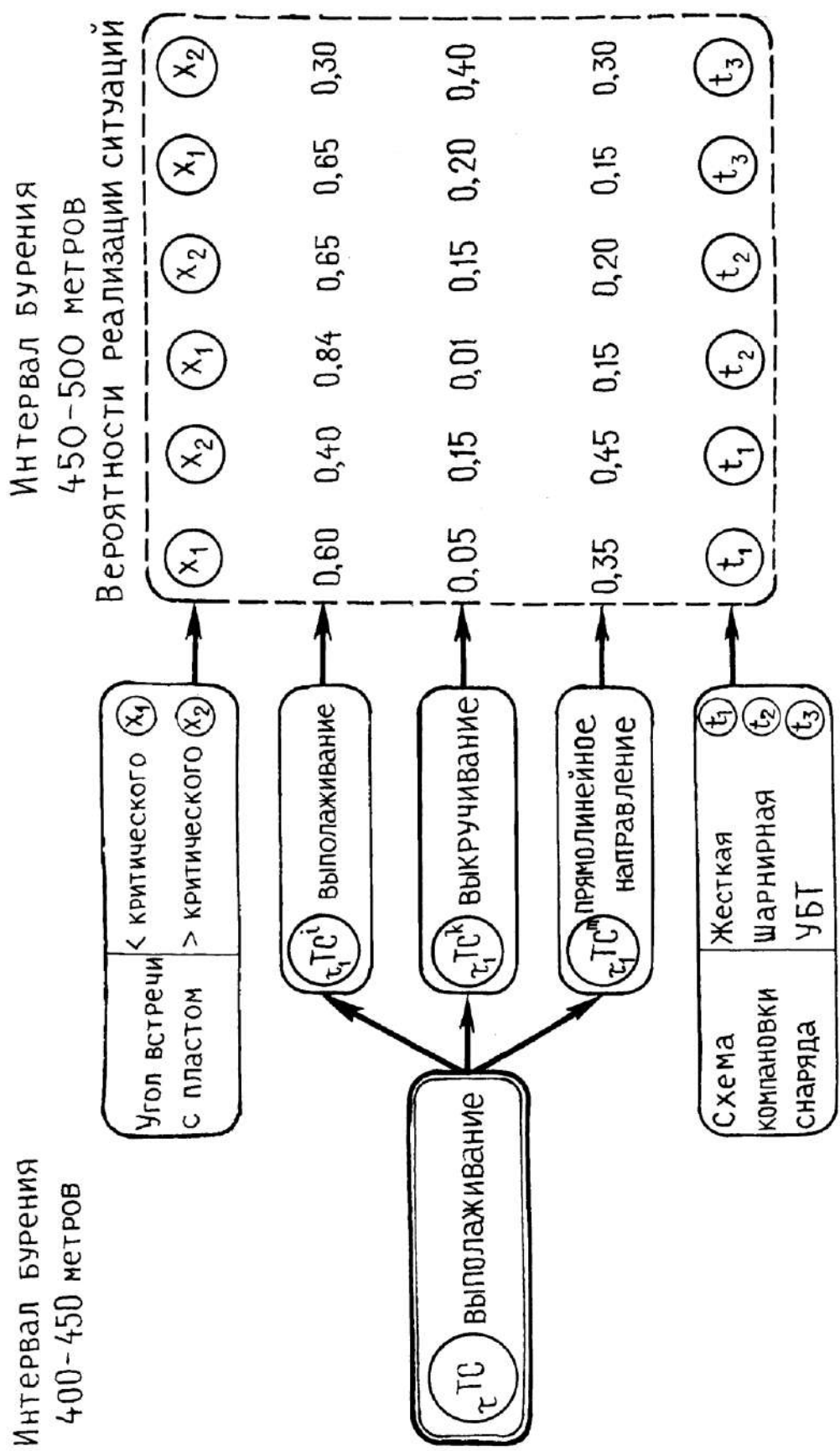


Рис. 3.9. Пример анализа технологической ситуации на основе закона композиции технологической системы

Общую постановку задачи управления технологическим процессом можно сформулировать следующим образом: если имеется какой-либо технологический опыт (эмпирические, теоретические или экспертные данные), то необходимо выявить механизм рационального использования этого опыта в условиях не строго закономерного строения геологического объекта.

Неопределенность строения – одно из атрибутивных свойств объектов геологоразведочных работ, принципиально отличающее их от объектов промышленного производства: объект разведки существует как таковой до тех пор, пока сохраняет неопределенность строения, затрудняющую его геолого-промышленную оценку и возможность промышленной эксплуатации. Неопределенность объекта, в свою очередь, влияет на характер технологии разведочного бурения, лишая ее однозначной детерминированности. Например, в металлообработке непостоянство и неопределенность свойств обрабатываемой детали являются побочными негативными факторами, устраняемыми специальными мерами – технология при этом жестко детерминирована в отношении определенных свойств материала. В разведочном бурении традиционно в основе технологии лежат те же общепромышленные принципы детерминированности, хотя в последние годы в ряде работ [17, 39] убедительно доказывается непригодность общепромышленного подхода в технологии разведочного бурения.

Первая сущностная особенность неопределенности, влияющая на технологию бурения, – множественность (многовариантность) возможных реализаций содержания объекта, его отдельных характеристик, обуславливающая необходимость средств бурения разного уровня организации (установка, отдельные блоки, инструменты и детали), диапазон возможностей которых соответствовал бы реализациям действительного состояния объекта. Неопределенность объекта, таким образом, однозначно определяет необходимую технологическую гибкость средств бурения. Вторая особенность неопределенности заключается в ее непостоянстве – постепенном снятии в процессе работ. Неопределенность объекта выражается многовариантностью возможных технологических ситуаций, воспроизведение которых на ЭВМ осуществляется с учетом экспертных, эмпирических или

теоретических данных о вероятности реализации того или иного отдельного фактора.

Включение в анализ ЭВМ позволяет моделировать множество возможных вариантов развития технологического процесса, учесть взаимовлияние отдельных элементов средств бурения и возможные последствия технико-технологических решений с учетом их вероятности, соответствующей экспертным данным о вероятности отдельных факторов. Параллельно осуществляется анализ возможных последствий в отношении выхода керна, открытости и доступности ствола скважины для геофизических исследований, степени его кольматации, размеров вещественных проб и т. д., в соответствии с целостной системой требований к результатам бурения. Этим достигается непротиворечивость технологических решений в отношении конечных целей буровых работ.

На рис. 3.10 представлена схема методики ситуационного анализа. Поясним ее. Признаки строения объекта, характеристики условий бурения (X_1, X_f, X_c) в системе технологического опыта могут быть охарактеризованы в каждом конкретном случае некоторой вероятностью возможной реализации $P(X_1^m), P(X_f^\alpha), P(X_c^\varphi)$.

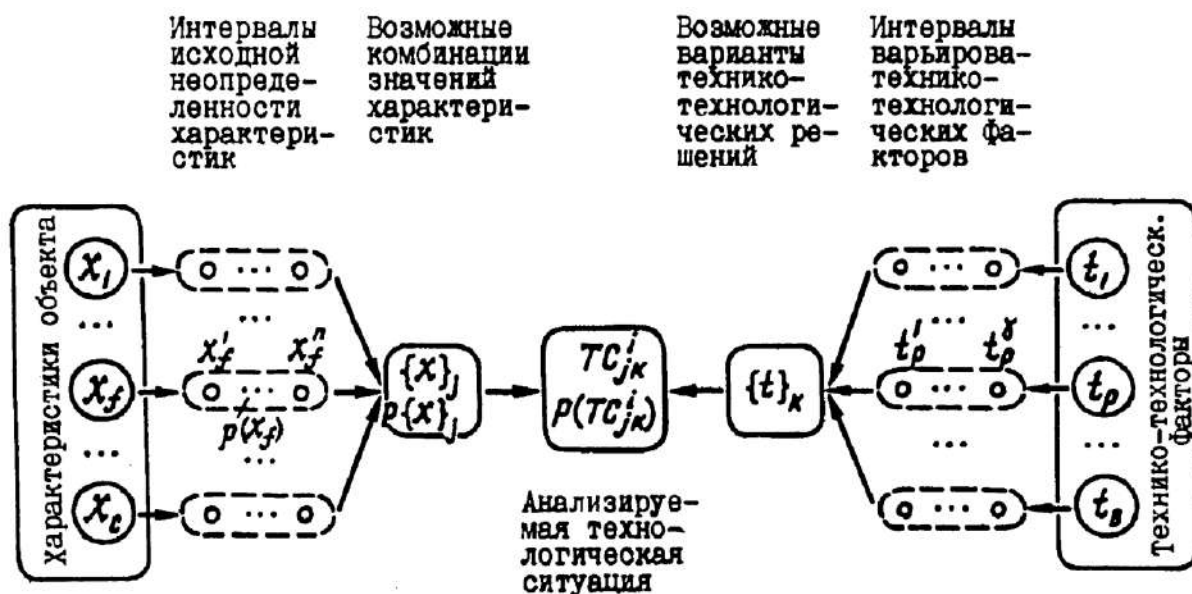


Рис. 3.10. Схема методики ситуационного анализа процесса разведочного бурения

Рассматривая массив исходных данных о вероятности отдельных признаков строения объектов (трещиноватость, буримость, крутизна залегания пород на

различных глубинах и т. д.), ЭВМ оценивает вероятность их сочетаний на основе формулы Байеса и дает количественные характеристики приоритетности тех или иных значимо различающихся в технологическом отношении геологических ситуаций:

$$\{X\}_1 - P\{X\}_1, \dots, \{X\}_j - P\{X\}_j, \dots, \{X\}_N - P\{X\}_N.$$

Далее каждой геологической ситуации по опыту ставится в соответствие вероятность возникновения той или иной технологической ситуации (плавное или резкое выполаживание, выкручивание скважины, самозаклинивание керна, его истирание в колонковой трубе и т. д.):

$$TC_{jk}^1 - P(TC_{jk}^1), \dots, TC_{jk}^i - P(TC_{jk}^i), \dots, TC_{jk}^y - P(TC_{jk}^y),$$

возникающей при использовании конкретного технико-технологического решения $\{t\}$, $\{t\}_n$, $\{t\}_m$.

Методика ситуационного анализа позволяет создавать математические модели принятия рациональных технико-технологических решений (ТТР) при разработке нетрадиционных объектов разведки с учетом динамики развития технологического процесса и использовании различных средств бурения. Принципиальной основой математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности являются следующие положения:

1. Учет затрат на реализацию технико-технологических решений, а также последствий от появления технологического брака (например, перебуривание скважины при сверхнормативном отклонении трассы от проекта).

2. Расчет возможности появления технологического брака ведется по детерминированным схемам для разнoverоятностных вариантов технологических ситуаций, общее множество которых составляют исходную неопределенность объекта разведки и средств бурения. Например, если известны текущие координаты скважины, мощности пород, слагающих разрез, интенсивности естественного искривления скважин и набор технических средств бурения, то однозначно может быть определена точка подсечения рудного тела и, соответственно, степень решения геолого-технической задачи.

3. Расчет вероятностей реализации конкретных вариантов технологических ситуаций производится по формуле Байеса (3.27), позволяющей связать вероятности разноуровневных характеристик объекта бурения и тем самым допускающей формализованное использование получаемой в процессе разведки информации. Например, для конкретного месторождения установлены условные вероятности, связывающие наличие в разрезе определенного типа пород (признак B) с конкретными значениями интенсивности естественного искривления скважин [параметр $A_j - P(B/A_j)$]. В этом случае по формуле (3.27) можно определить вероятность значения интенсивности искривления, если предыдущими работами установлены породы, слагающие разрез [40, 41].

4. Выбор рациональных ТТР осуществляется по критерию минимума обобщенных средневероятных затрат на реализацию вариантов бурения объекта разведки с его исходной неопределенностью. Средневероятные затраты рассчитываются по формуле [44]:

$$CZ_{ij} = (q_{ij} + Q) \cdot P(TC_j), \quad (3.40)$$

где q_{ij} – прямые затраты на реализацию i -го технико-технологического решения в условиях j -й технологической ситуации, руб; Q – дополнительные затраты, возникающие при несоответствии параметров материальных форм кондиционным требованиям к результатам бурения, руб; $P(TC_j)$ – вероятность реализации j -й технологической ситуации.

Расчет обобщенных средневероятных затрат производится в соответствии с выражением:

$$OCZ_{ij} = \sum_{j=1}^N CZ_{ij}, \quad (3.41)$$

где N – количество анализируемых технологических ситуаций.

На рис. 3.11 приведены результаты расчета обобщенных средневероятных затрат при бурении с укороченной длиной рейса. Ординаты точек пересечения графиков $OCZ_1(H)$ и $OCZ_2(H)$ представляют собой границы предпочтительности того или иного технологического варианта. Сравнение истинного положения рудной зоны и графиков $OCZ(H)$ на рис. 3.11 позволяет сделать вывод о том, что

предпочтительность варианта бурения с укороченной длиной рейса возрастает по мере приближения к рудной зоне и уменьшается по мере ее окончания. Это соответствует интуитивным предположениям, однако разработанная методика позволяет точно определить момент замены одного технологического варианта другим.

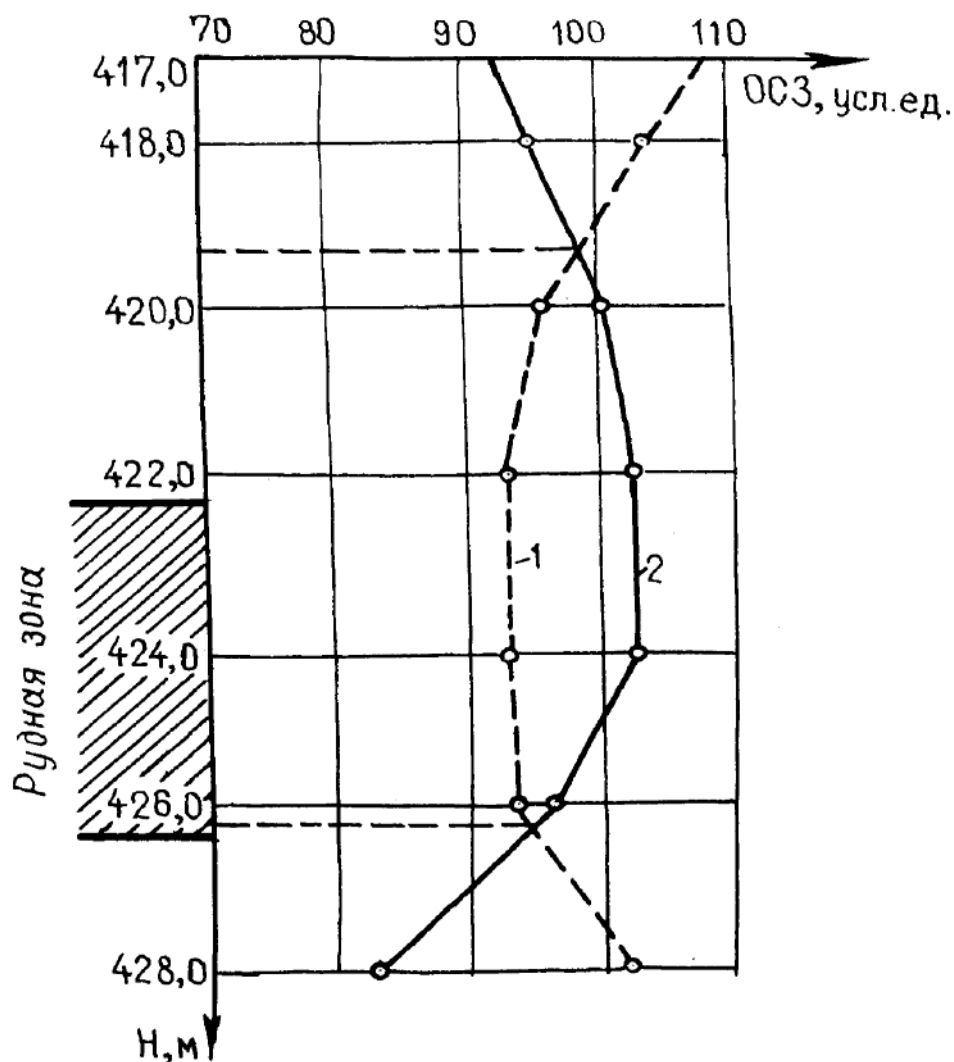


Рис. 3.11. Обобщенные средневзвешенные затраты, рассчитанные по глубине скважины:

1 – укороченная длина рейса; 2 – нормальная длина рейса

Общий алгоритм для разработки математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности приведен на рис. 3.12. Созданные на основе данного алгоритма модели [58, 64] позволяют оценить зависимость неопределенности отдельных характеристик геолого-технических условий, а также целесообразность проведения мероприятий, снижающих данную неопределенность.

На практике это дает возможность, например, определить рациональную частоту проведения инклинометрии и ряда других геофизических исследований.

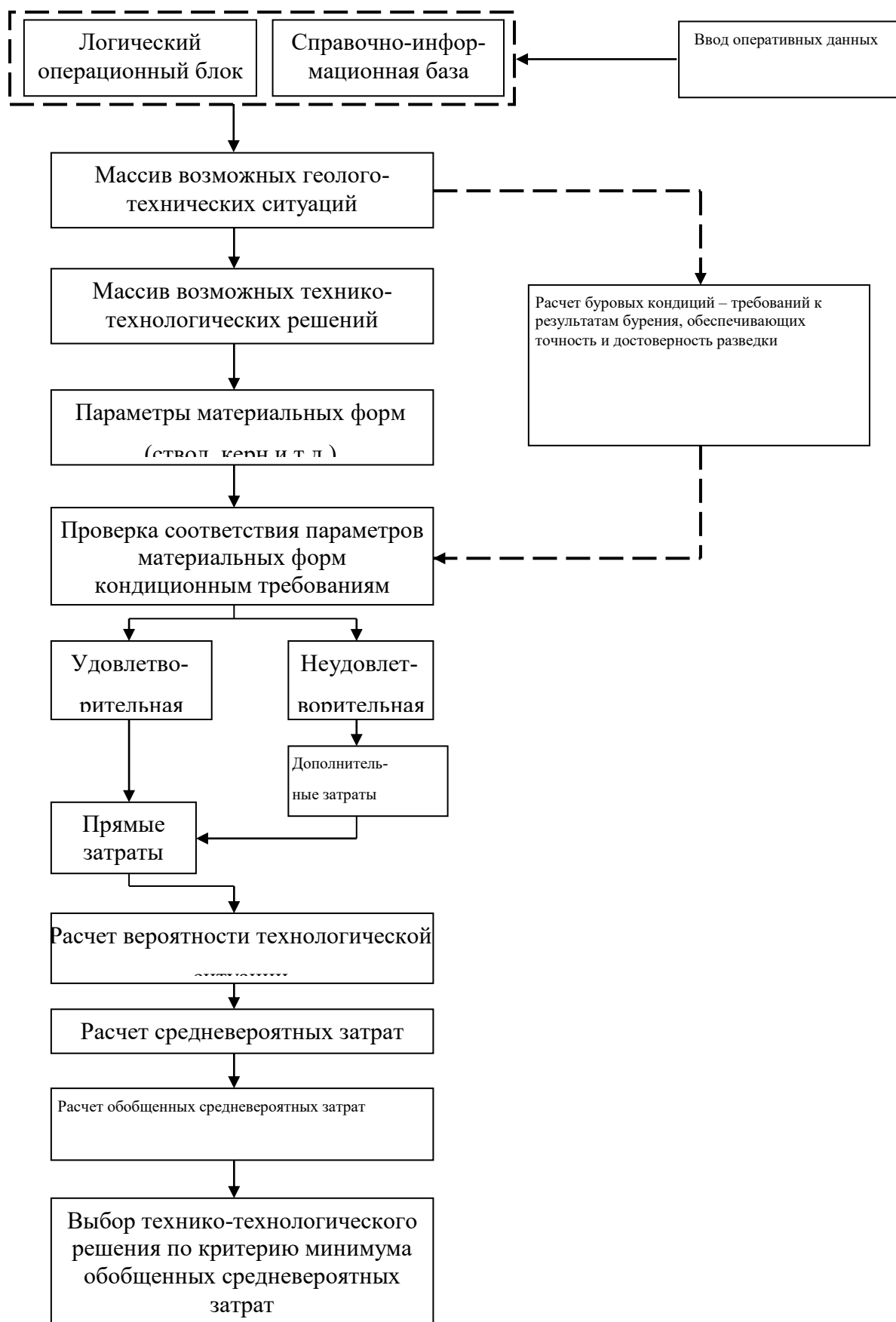


Рис. 3.12. Общий алгоритм разработки математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности

Данный класс математических моделей не ставит своей целью копирование деятельности технологической службы геологоразведочной организации, но позволяет объективно оценивать последствия от выбора технико-технологических решений, оптимизировать диапазон технологического варьирования и т. д., т. е. рационально организовывать технологическую структуру бурения в соответствии с целями и условиями разведки конкретного объекта.

3.4. Метод имитационного моделирования. Математическая модель обоснования рациональных углов скважины при подсечении рудного тела

В настоящее время азимутальный и зенитный углы скважины в точке подсечения ею рудного тела принимаются исходя из условия обеспечения предельного значения угла φ – угла между осью скважины и нормалью к пласту. Существующие требования определяются стремлением к минимизации погрешности истинной мощности m .

Как видно из рис. 3.13, увеличение угла φ приводит к увеличению видимой мощности l , а следовательно, к искажению такого подсчетного параметра, как мощность рудного тела (залежи), если последняя принимается непосредственно по замеру керна.

Введение коррекции:

$$m = l \cdot \cos \varphi, \quad (3.42)$$

где l – стволовая (видимая) мощность, невозможно при нарушении структуры керна, отсутствии следов напластования и т.д.

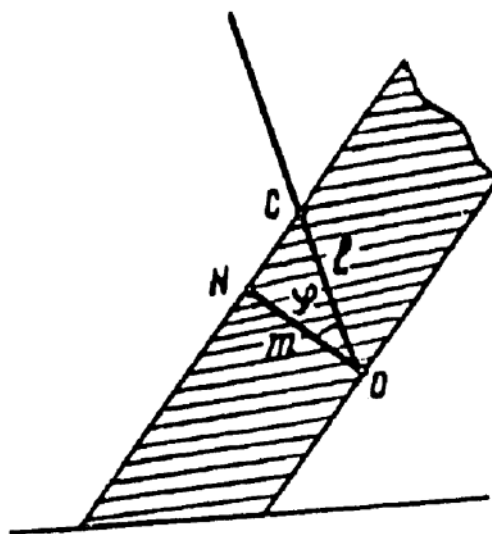


Рис. 3.13. Зависимость между нормальной и стволовой (видимой) мощностями пласта

Как известно, в общем случае относительная погрешность той или иной величины рассчитывается по формуле (в %) [7]:

$$\Delta x = \frac{x - x_0}{x_0} \cdot 100, \quad (3.43)$$

где x – наблюдаемое значение характеристики, x_0 – истинное значение характеристики. При определении погрешности подсчетного параметра на стадии проектирования разведочных работ непосредственно применение формулы (3.43) невозможно в силу следующих причин:

- неопределенность объекта разведки не позволяет однозначно говорить о распределении полезного компонента в пространстве недр, а следовательно, и об истинном значении подсчетного параметра запасов (в нашем случае – мощности рудного тела), в противном случае мы имели бы дело с объектом эксплуатации;

- неопределенность характеристик технологической ситуации (в нашем случае – пространственное положение осей скважины) не позволяет однозначно оценить значение подсчетного параметра, даже если на стадии проектирования однозначно известно распределение полезного компонента.

Преодолеть указанные противоречия можно на основе следующего допущения [29]. Исходная неопределенность объекта разведки заменяется конечным множеством предельно конкретных вариантов его реализации: $ОБ_1, \dots, ОБ_N$ (рис. 3.14). Так как каждый из этих вариантов предельно однозначен, то для него может быть определено «истинное» значение подсчетного параметра, например $ПП_1$. С другой стороны, исходная неопределенность технологической ситуации при фиксированном значении характеристики результата заменяется конечным множеством: $ТС_1, \dots, ТС_K$. Конкретная пара, например $ОБ_1$ и $ТС_K$, позволяет определить значение подсчетного параметра $ПП_{1K}$ – значение параметра, которое будет наблюдаться на практике, если реализуется 1-й вариант объекта и K -й вариант технологической ситуации. Отсюда нетрудно определить относительную погрешность $\Delta ПП_{1K}$. Последовательный перебор всех возможных сочетаний $ОБ_N$ и $ТС_K$ позволяет найти величину предельных погрешностей завышения и занижения подсчетного параметра $\Delta ПП_{\max}$ при фиксированном значении характеристики

результата, а следовательно, определить значение технологического результата, при котором погрешность не превысит допустимое значение.

Изложенный выше алгоритм по существу реализует известный в теории принятия решений так называемый «метод имитационного моделирования», заключающийся в моделировании поведения исследуемого объекта путем имитации процесса его функционирования [15, 36, 42, 44, 56].

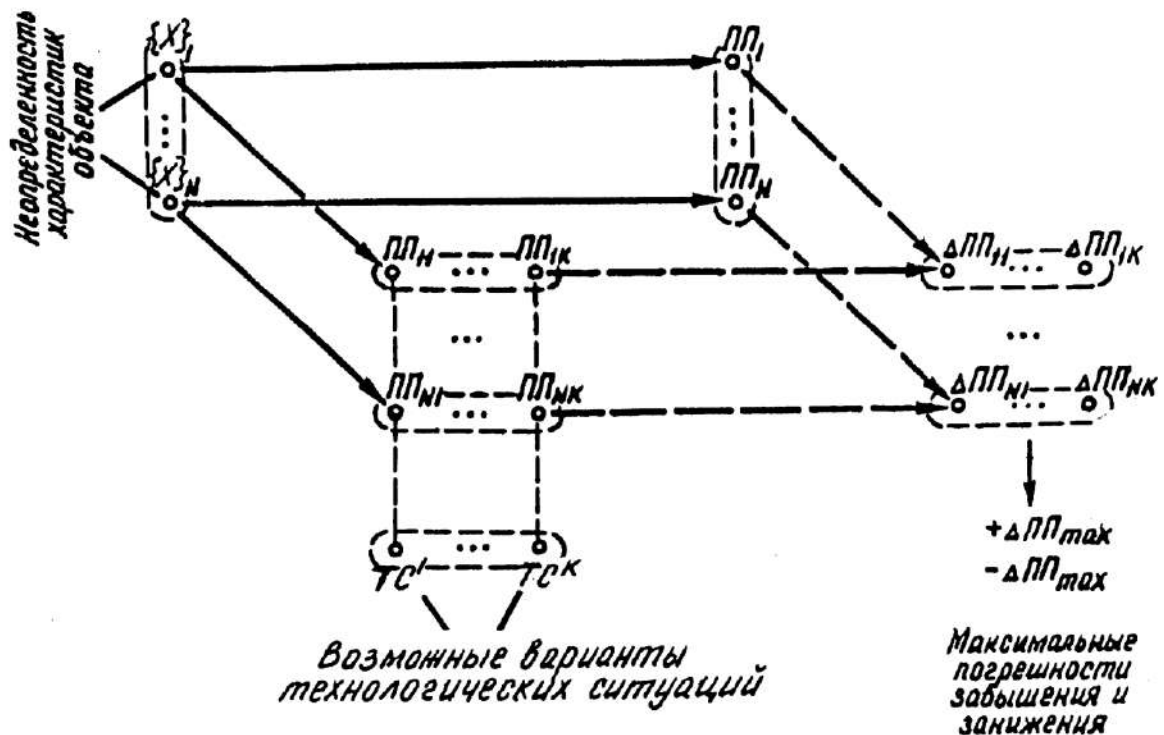


Рис. 3.14. Схема определения максимальных погрешностей подсчетных параметров запасов:

$ОБ_1, \dots, ОБ_N$ – массив возможных вариантов реализации объекта; $ТС_1, \dots, ТС_K$ – массив возможных вариантов технологических ситуаций; $ПП_i$ – истинное значение подсчетного параметра запасов для i -го варианта объекта; $ПП_{ij}$ – фиксируемое значение подсчетного параметра запасов при реализации i -го варианта объекта и j -го варианта технологической ситуации; $\Delta ПП_{ij}$ – погрешность значения подсчетного параметра запасов при реализации j -го варианта технологической ситуации, определяемая относительно истинного значения для i -го варианта объекта

Предлагаемая математическая модель, основанная на определении предельно возможных значений относительных погрешностей истинной мощности рудного тела m , возникающих при конкретных величинах азимута и зенита скважины, заключается в следующем [29]:

1. Выбирается конкретная пара азимута α_i и зенита θ_i скважины при подсечении рудного тела.

2. На основе погрешности инклинометра, определяемой по паспортным данным или на основе экспертной оценки, фиксируются пределы значений азимута и зенита в точке подсечения рудного тела:

$$\alpha_K = \alpha_i \pm \Delta\alpha, \quad (3.44)$$

$$\theta_K = \theta_i \pm \Delta\theta. \quad (3.45)$$

Каждое значение, принадлежащее данным диапазонам, может быть истинным. Исходя из этого, формируется массив возможных реализаций положения скважины вариантов реализации технологической ситуации $ТС_K$.

3. На основе экспертной оценки определяются диапазоны значений элементов залегания пласта:

$$\alpha_N = \alpha_0 \pm \Delta\alpha, \quad (3.46)$$

$$\gamma_N = \gamma_0 \pm \Delta\gamma, \quad (3.47)$$

$$m_N = m_0 \pm \Delta m, \quad (3.48)$$

где α_0 , γ_0 , m_0 – соответственно азимут линии падения, угол падения и мощность пласта.

Конкретное сочетание значений из указанных пределов определяет вариант реализации объекта – $ОБ_N$.

4. Конкретное сочетание вариантов объекта ($ОБ_N$) и вариантов положения скважины ($ТС_K$) позволяет рассчитать видимую мощность, которая будет наблюдаться на практике [22]:

$$l_{NK} = \frac{m_N}{\cos\theta_K \cdot \cos\gamma_N \pm \sin\theta_K \cdot \sin\gamma_N \cdot \cos(\alpha_K - \alpha_N)}. \quad (3.49)$$

5. Однако к расчету истинной мощности будут приняты центральные значения перечисленных выше угловых величин:

$$m_{iNK} = l_{NK} [\cos\theta_i \cdot \cos\gamma_0 \pm \sin\theta_i \cdot \sin\gamma_0 \cdot \cos(\alpha_i - \alpha_0)]. \quad (3.50)$$

Знак «+» в формулах (3.49) и (3.50) берется в случае, когда скважина и пласт на разрезе падают в одну сторону, знак «–» – в противоположном случае.

6. Производится расчет относительной погрешности определения истинной мощности (в %):

$$\Delta m_{iNK} = \frac{m_{iNK} - m_N}{m_N} \cdot 100. \quad (3.51)$$

Расчет последовательно повторяется для всех вариантов залегания пласта и всех вариантов положения скважины. Результатом являются максимально возможные погрешности завышения $^+_{\Delta} m_{\max}$ и занижения $^-_{\Delta} m_{\max}$ мощности рудного тела при анализируемой паре углов скважины α_i , θ_i . Указанные погрешности являются критерием при выборе рациональных параметров скважины при подсечении пласта.

Использование описанной модели в комплексе с расчетом трассы «снизу – вверх» (см. раздел 1.2) и затратами на бурение по данному варианту трассы дает возможность осуществлять выбор рациональных углов скважины в точке подсечения пласта при том или ином отклонении трассы скважины от проекта на основе обеспечения допустимого уровня погрешности в определении подсчетного параметра (мощности рудного тела, площади сечения рудного тела и т. д.) и минимума соответствующих затрат.

Отклонение трасс скважин от проектного положения приводит к искажению параметров разведочной сети, обусловленных частной характеристикой поля исследуемых параметров (мощность рудных тел и содержание полезных компонентов), и возникновению ошибки в подсчетных параметрах запасов руды, определяемых по совокупности скважин. Так как данный показатель качества бурения определяет выдержанность разведочной сети и, следовательно, относится к более высокому уровню технологической организации, то при оценке его влияния на точность и достоверность геологических материалов следует рассматривать другие (находящиеся на следующем уровне иерархии) виды подсчетных параметров запасов. Такими параметрами, например, для ряда месторождений, где в качестве метода подсчета запасов используется метод вертикальных параллельных сечений, являются среднее содержание по сечению рудного тела и его площадь.

В самом общем виде форма сечения рудного тела определяется при помощи линейной интерполяции между опорными точками наблюдений, в которых известна (или предполагается) мощность. При этом количество вариантов формы сечения соответствует количеству допускаемых вариантов значения мощности в предполагаемой точке подсечения, так как каждый вариант мощности определяет отдельный вариант формы (площади) сечения. При помощи несложных вычислений на каждом варианте формы сечения можно промоделировать отклонение трассы скважины (точки подсечения) от проекта с любым фиксированным шагом (1, 2, 3 м и т. д.), определяя на каждом шаге «видимую» мощность и площадь сечения, а сравнивая последнюю с площадью, рассчитанной при нулевом отклонении («истинное» значение), получить величину погрешности подсчетного параметра. Аналогичные операции производятся для всех возможных вариантов реализации рудного тела (морфологии). Из рассчитанных на каждом шаге моделируемых отклонений трассы скважины значений погрешности подсчетного параметра выбираются наибольшие, которые в целом определяют зависимость предельно возможных погрешностей в занижении и завышении от величины отклонения трассы. На рис. 3.15 приведена схема расчета погрешностей при определении площади сечения рудного тела в зависимости от величины отклонения трассы скважины от проекта l .

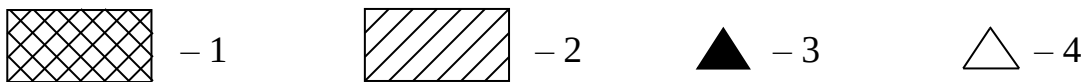


Рис. 3.15. Схема расчета предельно возможных погрешностей площади сечения рудного тела:

1 – площадь сечения рудного тела при реализации в проектной точке мощности $m_{\min}$; 2 – площадь сечения рудного тела, фиксируемая при отклонении трассы скважины от проекта на расстояние l ;

3 – пробуренные скважины; 4 – проектная скважина

Разумеется, использование линейной интерполяции представляет собой лишь частный, наиболее простой случай. Однако и при более сложной морфологии рудного тела принцип моделирования остается без изменений – необходимо формализовать исходную неопределенность в возможных вариантах интерполяции.

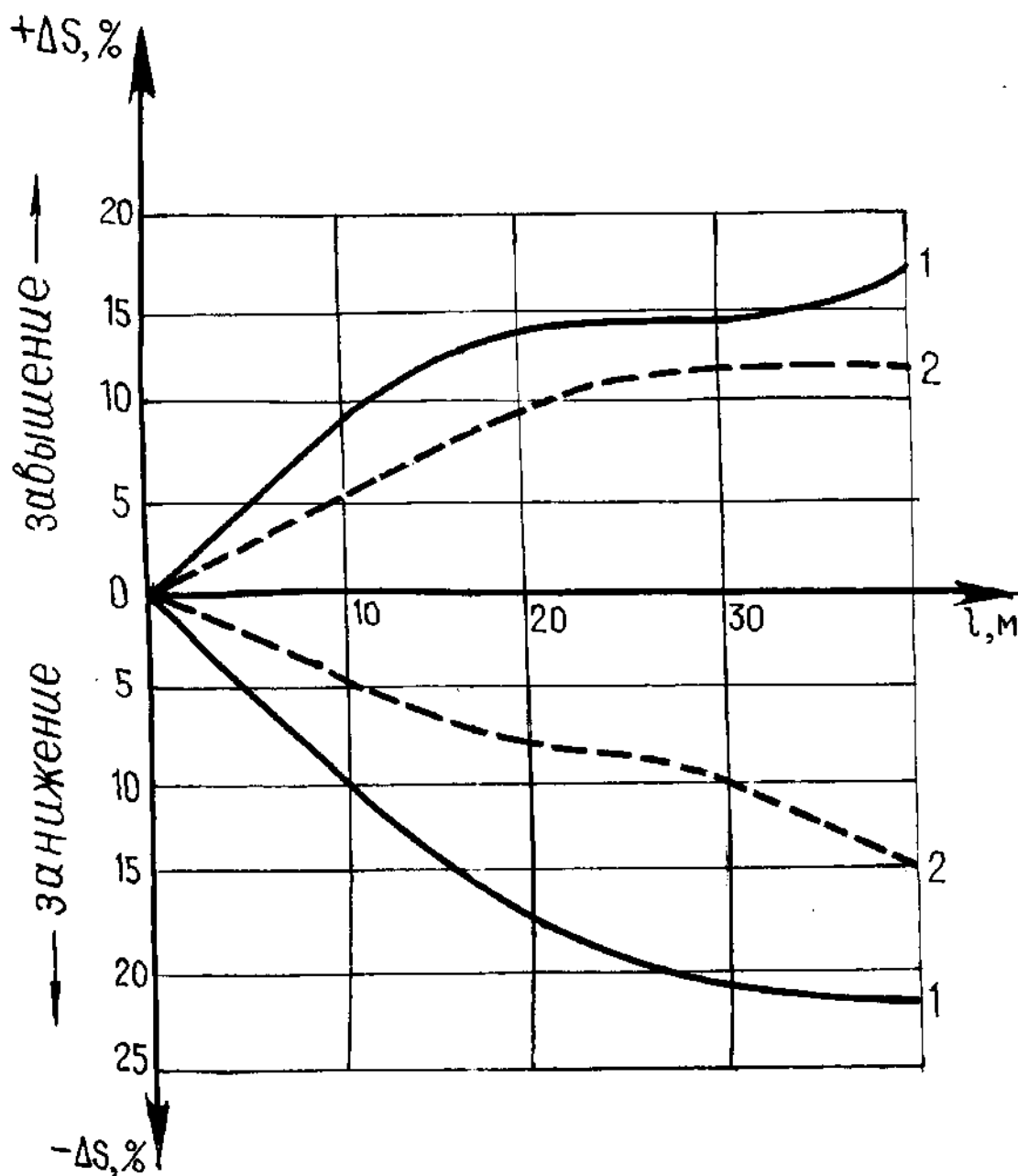


Рис. 3.16. Графики зависимости предельно возможных погрешностей площади сечения рудного тела от величины отклонения трассы скважины от проекта:

1 – $m_{\min} = 1,5$ м, $m_{\max} = 60$ м; 2 – $m_{\min} = 2,0$ м, $m_{\max} = 5,0$ м

Графики на рис. 3.16 представляют собой результаты расчетов, выполненных по описанной выше модели для двух рудных тел, имеющих различную изменчивость характеристик «мощность» (см. рис. 3.15). При этом следует учитывать то обстоятельство, что сама по себе *изменчивость геолого-технических характеристик* (высокая, низкая или ее отсутствие) не определяет величину возможных погрешностей подсчетных параметров. Действительно, если для объекта

разведки достоверно известно изменение характеристик его морфологии, показателей качества руды в пространстве, то отсутствует многовариантность объекта и бессмысленно говорить о том, что может произойти при том или ином отклонении трассы или том или ином выходе керна. Детерминированность объекта свидетельствует об отсутствии самого предмета разведки.

Другое дело, если для объекта достоверно не известны параметры изменчивости его характеристик. В этом случае степень изменчивости определяет в значительной мере величину тех или иных характеристик. Так, например, если при разведке рудного тела n скважин показали мощность рудной зоны от 0,5 до 3,5 м и для данного рудного тела не выявлены закономерности пространственного изменения мощности, то правомерно предположить, что при бурении $(n + 1)$ -й скважины может быть подсечена мощность от 0,5 до 3,5 м. В то же время любая дополнительная информация о пространственном изменении геологических характеристик сужает диапазон исходной неопределенности, интервал возможных погрешностей при различных значениях результатов бурения и, как следствие, требования к ним. Данную логическую взаимосвязь можно выразить следующим образом: чем больше данных мы имеем, тем меньше информации нам требуется.

Контрольные вопросы

1. Что называют марковской цепью первого порядка?
2. Марковское свойство.

3. Матрицы вероятностей перехода.
4. Как можно моделировать марковские (искусственные) стратиграфические последовательности?
5. Кумулятивная форма записи матрицы вероятностей перехода.
6. Степень марковских переходных матриц.
7. Как осуществляется проверка наличия марковского свойства?
8. Теорема Байеса.
9. Априорные и апостериорные вероятности.
10. Отношение правдоподобия.
11. Интерпретация формулы Байеса с точки зрения «технологической» проблематики.
12. Закон композиции технологической системы.
13. Схема методики ситуационного анализа процесса разведочного бурения.
14. Как рассчитываются средневероятные затраты на реализацию вариантов бурения объекта разведки?
15. Алгоритм разработки математических моделей принятия рациональных технико-технологических решений в условиях неопределенности.
16. Зависимость между нормальной и стволовой (видимой) мощностью пласта.
17. Схема определения максимальных погрешностей подсчетных параметров запасов.
18. Метод имитационного моделирования.
19. Математическая модель определения предельно возможных значений относительных погрешностей истинной мощности рудного тела.
20. Схема расчета погрешностей при определении площади сечения рудного тела.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Афанасьев И. С. и др.* Вопросы оперативного управления процессом направленного бурения // Техника и технология геол.-развед. работ, 1978, вып. 13.
2. *Афанасьев А. И., Потапов В. Я.* Математическая обработка результатов эксперимента: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2004. – 148 с.
3. *Ахо А., Хопкрофт Дж., Ульман Дж.* Построение и анализ вычислительных алгоритмов. – М.: Мир, 1979. – 536 с.
4. *Баишкатов Д. Н.* Планирование эксперимента в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985.
5. *Васильев Л. А., Белых З. П.* Алмазы, их свойства и применение. – М.: Недра, 1983.
6. *Вистелиус А. Б.* К вопросу о механизме слоеобразования // ДАН СССР, 65, вып. 2, 1949. – с. 141-144.
7. *Гальянов А. В.* Математическая обработка результатов измерений: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2012. 316 с.
8. *Ганджумян Р. А.* Практические расчеты в разведочном бурении. – М.: Недра, 1986.
9. *Гмурман В. Е.* Руководства к решению задач по теории вероятностей и математической статистике. – М.: Высш. школа, 1975. – 333 с.
10. *Гордеев Э. Н.* Задачи выбора и их решения // Компьютер и задачи выбора. Серия «Кибернетика – неограниченные возможности и возможности ограничений». – М.: Наука, 1985. – 132 с.
11. *Горшков Л. К.* Определение коэффициента теплоотдачи при конвективном теплообмене алмазной коронки с очистным агентом // Разработка и совершенствование алмазного породоразрушающего инструмента. – Л.: ВИТР, 1982. – с. 53-55.
12. *Горшков Л. К.* Температурные напряжения в буровых алмазах // Изв. вузов. Горный журнал. – 1989. – № 11. – с. 49-53.
13. *Горшков Л. К., Гореликов В. Г.* Температурные режимы алмазного бурения. – М.: Недра, 1992.
14. *Исаченко В. П. и др.* Теплопередача. – М.: Энергия, 1975.

15. *Кини Р., Райфа Х.* Принятие решений при многих критериях предпочтения и замещения. – М.: Радио и связь, 1981. – 560 с.
16. *Козин В. З., Пелевин А. Е.* Теория инженерного эксперимента: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2013. – 166 с.
17. *Козловский Е. А., Комаров М. А., Питерский В. М.* Кибернетические системы в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985. – 285 с.
18. *Крагельский И. В., Михин Н. М.* Узлы трения машин. – М.: Машиностроение, 1989.
19. *Кудряшов Б. Б., Чистяков В. К., Литовченко В. С.* Бурение скважин в условиях измерения агрегатного состояния горных пород. – Л.: Недра, 1991.
20. *Кудряшов Б. Б., Яковлев А. М.* Бурение скважин в мерзлых породах. – М.: Недра, 1983.
21. *Кудряшов Б. Б., Яковлев А. М.* Новая технология бурения скважин в мерзлых породах. – Л.: Недра, 1973.
22. *Кудряшов П. И., Кузьмин В. И.* Геометризация и учет запасов месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – 276 с.
23. *Латышев О. Г., Казак О. О.* Математические методы в горном деле. Учебник для вузов. – Екатеринбург: УГГУ, 2013. – 146 с.
24. *Лыков А. В.* Теплообмен. – М.: Энергия, 1978.
25. *Мельничук И. П.* Бурение направленных и многоствольных скважин. М.: Недра, 1991. – 221 с.
26. *Мельничук И. П.* Проектирование многоствольных скважин по критерию минимальных затрат времени на бурение // Экспресс-информация. Серия «Техника и технология геологоразведочных работ. Организация производства». М.: ВИЭМС, Вып. 7, 1986. – с. 8-23.
27. Методические рекомендации по проектированию трасс скважин и управлению процессом направленного бурения с использованием ЭВМ / Ю. Т. Морозов и др. – Л.: ВИТР, 1985.
28. *Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Методика поиска рационального сочетания основных и дополнительных стволов при разбуривании площадки // Бурение

скважин в осложненных условиях: Тезисы докладов Международного симпозиума. С.-Петербург: Горный институт, 1993. – с. 44.

29. *Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Обоснование рациональных углов скважины при подсечении рудного тела // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГИ, 1992.

30. *Михайлова Н. Д.* Техническое проектирование колонкового бурения. – М., 1985.

31. *Михалкевич Ю. Л.* Анализ пространственного положения скважин в процессе бурения // Методика и техника разведки. – 1980. – № 135.

32. *Михеев М. А., Михеев И. М.* Основы теплопередачи. – М.: Высш. шк. 1977.

33. *Морозов Ю. Т.* Бурение направленных и многоствольных скважин малого диаметра. – Л.: Недра, 1976.

34. *Морозов Ю. Т.* Методика и техника направленного бурения скважин на твердые полезные ископаемые. – Л.: Недра, 1987. – 221 с.

35. *Морозов Ю. Т.* Об исследовании и разработке комплекса принципиально новых технических средств для направленного бурения геологоразведочных скважин. Классификация основных способов направленного бурения геологоразведочных скважин // Исследование, разработка и внедрение высокопроизводительных технических средств алмазного бурения. – Л., 1982.

36. *Моррис У. Т.* Наука об управлении. Байесовский подход. – М.: Мир, 1971. – 304 с.

37. *Оре О.* Теория графов. – М.: Наука, 1980. – 336 с.

38. *Ошкордин О. В.* О применимости классической и байесовской статистики в технологическом анализе при бурении скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1995. – с. 92-96.

39. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А.* Методика принятия технико-технологических решений в разведочном бурении в неопределенной ситуации //

Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Свердловск: СГИ, 1989.

40. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Качество разведочного бурения: Учеб. пос. – Свердловск: СГИ, 1990. – 85 с.

41. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Марковость как свойство геологических объектов и ее влияние на выбор технико-технологических решений, обеспечивающих качество буровых работ // Техника и технология бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Свердловск: СГИ, 1991. – с. 15-22.

42. *Ошкордин О. В., Фролов С. Г.* Технологический опыт как ресурс бурового производства: Научное издание. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2003. – 156 с.

43. *Ошкордин О. В., Фролов С. Г., Пурвинский Н. Г.* Методы системного анализа в технологии разведочного бурения (Матем. методы и автоматиз. системы в геологии: Обзор/ МПГ «Геоинформмарк»). – М., 1993. – с. 36.

44. *Райфа Х.* Анализ решений: введение в проблему выбора в условиях неопределенности. – М.: Недра, 1977. – 407 с.

45. *Растрюгин Л. А.* По воле случая. – М.: Молодая гвардия, 1986. – 208 с.

46. *Смирнов Б. В.* Вероятностные методы прогнозирования в инженерной геологии. – М.: Недра, 1983. – 134 с.

47. *Смирнов Н. В. и др.* Курс теории вероятностной и математической статистики для технических приложений. М.: Недра, 1965. – 512 с.

48. *Сулакишин С. С.* Закономерности искривления и направленное бурение геологоразведочных скважин. – М.: Недра, 1966.

49. *Сулакишин С. С.* Направленное бурение. М.: Недра, 1987. – 220 с.

50. *Сулакишин С. С., Калигин А. Г., Спиридонов Б. И.* Техника и технология направленного бурения скважин. – М.: Недра, 1967.

51. *Сулакишин С. С., Кривошеев В. В., Рязанов В. И.* Методическое руководство по направленному бурению геологоразведочных скважин. – М.: Геолторфразведка, 1978. – 167 с.

52. Сулакишин С. С., Кривошеев В. В., Рязанов В. И. Решение геолого-технических задач при направленном бурении скважин: Справочное пособие. М.: Недра, 1989. – 167 с.
53. Теплотехника / А. П. Баскаков и др. – М.: Энергоатомиздат, 1991.
54. Технология и техника разведочного бурения: Учеб. для вузов / Ф.А. Шамшев и др. – М.: Недра, 1983.
55. Технология направленного бурения с применением бесклиновых скользящих отклонителей / Ю. Т. Морозов, Ю. Л. Михалкевич, С. А. Морозов, В. В. Павлов. – М.: ВИЭМ, 1984.
56. Трухачев Р. И. Модели принятия решений в условиях неопределенности. – М.: Радио и связь, 1981. – 257 с.
57. Фролов С. Г. Закон композиции технологической системы как основа ситуационного анализа процесса разведочного бурения // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГИ, 1993. – с. 10-15.
58. Фролов С. Г. Математический аппарат решения задачи по выработке технико-технологических решений // Совершенствование техники и технологии бурения на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1994. – с. 28-36.
59. Фролов С. Г. Математическое моделирование технологического процесса разведочного бурения скважин: Учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1999. – 174 с.
60. Фролов С. Г. Моделирование типовых технологических ситуаций в бурении: Учеб. пос. – Екатеринбург: УГГГА, 1997.
61. Фролов С. Г., Лефтон О. Л. Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при бурении сети направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1998. – с. 67-74.
62. Фролов С. Г., Тарасов Б. Н. Математический метод определения рациональной структуры стволов при направленном бурении // Совершенствование

техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1997. – с. 56-60.

63. *Фролов С. Г., Тарасов Б. Н.* Учет стадийности геологоразведочных работ при бурении направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. Екатеринбург: УГГГА, 2000. – с. 132-135.

64. *Фролов С. Г., Твердохлеб А. П.* Комплексная методика принятия рациональных решений при бурении направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1996. – с. 129-135.

65. *Фролов С. Г., Юферов В. Г.* Методика компьютерного моделирования рационального сочетания основных и дополнительных стволов при бурении направленных скважин // Проблемы научно-технического прогресса в бурении геологоразведочных скважин: Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции. Томск: ТГУ, 1994. – с. 60-61.

66. *Фролов С. Г., Юферов В. Г., Косицын О. А.* Анализ вычислительной сложности алгоритмов, минимизирующих стоимостные затраты на бурение многоствольных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1995. – с. 75-78.

67. *Хан Г., Шапиро С.* Статистические модели в инженерных задачах. – М.: Мир, 1996. – 395 с.

68. *Харбух Дж., Бонем – Картер Г.* Моделирование на ЭВМ в геологии. – М.: Мир, 1974, 320 с.

69. *Хей Дж.* Введение в методы байесовского статистического вывода. – М.: Финансы и статистика, 1987 – 335 с.



Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение
высшего образования

«Уральский государственный горный университет»

И. В. Назаров, Е. В. Шипилова

Методические указания к геодезической практике для студентов всех специальностей и направлений

Екатеринбург – 2020

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение
высшего образования

«Уральский государственный горный университет»

И. В. Назаров, Е. В. Шипилова

**Методические указания
к геодезической практике
для студентов всех
специальностей и направлений**

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	5
1. ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ ПРИБОРЫ И ИХ РАБОЧИЕ ПОВЕРКИ.....	6
1.1. Рабочие поверки теодолита Т-30 (2Т-30)	6
1.2. Рабочие поверки нивелира Н-3	10
2. ПЛАНОВО-ВЫСОТНОЕ СЪЁМОЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ. ПОЛЕВЫЕ РАБОТЫ.....	13
2.1. Рекогносцировка местности и закрепление пунктов съёмочного обоснования.....	13
2.2. Измерение горизонтальных и вертикальных углов в тахеометрическом ходе	14
2.3. Измерение длин сторон тахеометрического хода	17
2.4. Привязка хода к пунктам опорной геодезической сети.....	18
3. ПЛАНОВО-ВЫСОТНОЕ СЪЁМОЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ. КАМЕРАЛЬНЫЕ РАБОТЫ.....	20
3.1. Вычисление привязки	20
3.2. Вычисление горизонтальных проложений длин линий	22
3.3. Вычисление отметок пунктов съёмочного обоснования методом тригонометрического нивелирования.....	23
3.4. Вычисление координат пунктов съёмочного обоснования.....	26
3.4.1. Вычисление угловой невязки хода.....	26
3.4.2. Вычисление дирекционных углов сторон хода	28
3.4.3. Вычисление приращений координат, их невязок и координат пунктов съёмочного обоснования	29
4. ТАХЕОМЕТРИЧЕСКАЯ СЪЕМКА	31
4.1. Работа на станции.....	31
4.2. Ведение журнала тахеометрической съёмки	32
4.3. Составление абриса.....	34
5. СОСТАВЛЕНИЕ ТОПОГРАФИЧЕСКОГО ПЛАНА	36
5.1. Вычерчивание координатной сетки.....	36
5.1.1. Построение пунктов съёмочного обоснования по координатам.....	36
5.2. Нанесение ситуации и рельефа местности на план.....	37

5.3. Оформление топографического плана	37
6. ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ НИВЕЛИРОВАНИЕ ПО ОСИ ТРАССЫ	39
6.1. Рекогносцировка трассы.....	39
6.2. Разбивка пикетажа по трассе и поперечных профилей	39
6.3. Нивелирование по оси трассы и по поперечным профилям	40
6.4. Работа на станции при нивелировании	41
6.5. Камеральная обработка результатов нивелирования.....	45
6.5.1. Обработка нивелирного журнала	45
6.5.2. Построение профиля трассы	47
6.5.3. Проектирование по профилю.....	49
7. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ	52
7.1. Элементы геодезических разбивочных работ.....	52
7.1.1. Вынос в натуру проектного горизонтального угла	52
7.1.2. Вынос в натуру проектного расстояния	53
7.2. Вынос в натуру точки с заданными координатами (полярным способом).....	53
7.3. Вынос в натуру точки с заданной отметкой	56
7.4. Вынос в натуру линии с проектным уклоном.....	57
8. ОФОРМЛЕНИЕ ОТЧЕТА ПО ПРАКТИКЕ.....	59
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	60
ПРИЛОЖЕНИЯ	62
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. Стандартный шрифт	62
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Вычислительный шрифт	63

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Задачей учебной геодезической практики является закрепление теоретических знаний студентов и приобретение ими практических навыков при решении различных инженерно-геодезических задач.

Все виды работ, предусмотренные программой, выполняются студентами самостоятельно бригадами в составе 6 человек, Продолжительность учебной геодезической практики – 2 недели.

Студенты допускаются к производству геодезических работ на практике лишь после изучения правил по охране труда и технике безопасности.

В период прохождения геодезической практики студенты обязаны выполнять установленный распорядок дня, бережно относиться к полученным приборам и инструментам и поддерживать дисциплину и порядок на полигоне и территории базы.

Руководитель практики систематически контролирует в течение всего периода практики все виды полевых и камеральных работ и принимает законченные работы.

Зачет по практике преподаватель принимает по пятибалльной системе от каждого студента в присутствии всех членов бригады.

Студенты, пропускающие дни практики, опаздывающие или уходящие с работы раньше срока по неуважительной причине, к зачету по практике не допускаются.

1. ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ ПРИБОРЫ И ИХ РАБОЧИЕ ПОВЕРКИ

Для измерения углов на учебно-геодезической практике используются теодолиты Т-30, 2Т-30.

Основные части теодолита (2Т-30) показаны на рис. 1.1, отсчетные устройства приборов – на рис. 1.2, сетка нитей – на рис. 1.3.

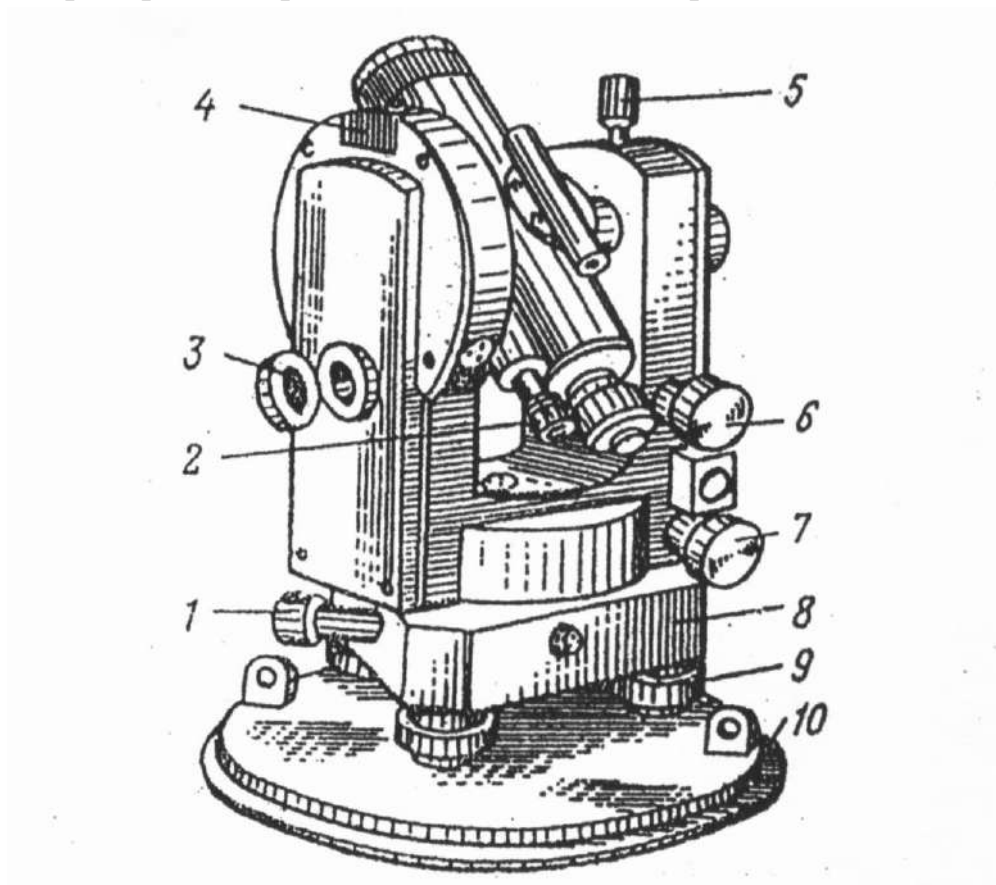


Рис. 1.1. Устройство теодолита 2Т30:

- 1 – наводящий винт лимба; 2 – микроскоп; 3 – зеркало для освещения шкал микроскопа;
4 – гнездо для крепления буссоли; 5 – закрепительный винт трубы;
6 – наводящий винт трубы; 7 – наводящий винт алидады;
8 – подставка; 9 – подъемные винты; 10 – основание

1.1. Рабочие поверки теодолита Т-30 (2Т-30)

Поверка 1. Ось цилиндрического уровня при алидаде горизонтального круга должна быть перпендикулярна вертикальной оси вращения прибора.

Уровень горизонтального круга устанавливают по направлению двух подъемных винтов, приводят или пузырек на середину, Затем поворачивают, алидаду на 180° . При отклонении пузырька от середины более чем на 2 деления производят юстировку – на половину дуги отклонения пузырька уровня перемещают юстировочными винтами уровня. Затем поверку повторяют.

Поверка 2. Визирная ось зрительной трубы должна быть перпендикулярна к горизонтальной оси вращения трубы.

Выбирают на местности удаленную точку. Наводят теодолит на удаленную точку и берут отсчёты по горизонтальному кругу при двух положениях вертикального круга КЛ₁ и КП₁. Открепив станovým винтом штатива подставку теодолита, поворачивают прибор примерно на 180° и повторяют то же самое, получая отчеты при КЛ₂ и КП₂. Получают значение коллимационной ошибки C по формуле:

$$C = \frac{(КЛ_1 - КП_1 \pm 180^\circ) + (КЛ_2 - КП_2 \pm 180^\circ)}{4}.$$

Если величина C превышает 2', то вычисляют исправленный отсчет КП – C и устанавливают его на горизонтальном круге микрометрическим винтом алидады. При этом центр сетки нитей сместится с точки наведения. Для исправления данного положения вращают горизонтальные исправленные винты сетки нитей до совмещения ее центра с точкой наведения.

Пример: отсчеты по горизонтальному кругу

	КЛ	КП
Наведение 1	40°22'	220°20'
Наведение 2	200°10'	20°10'

$$C = \frac{(40^\circ 22' - 220^\circ 20' + 180^\circ 00') + (200^\circ 10' - 20^\circ 10' - 180^\circ 00')}{4};$$

$$C = \frac{4'}{4} = 1'.$$

В штриховом микроскопе теодолита ТЗ0 в середине поля зрения виден штрих, относительно которого осуществляется отсчет по лимбу (рис. 1.2, а). Перед отсчетом по лимбу необходимо определить цену деления лимба. В теодолите ТЗ0 цена деления лимба составляет 10 угловых минут, т. к. градус разделен на шесть частей. Число минут оценивается на глаз в десятых долях цены деления лимба. Точность отсчета составляет 1'.

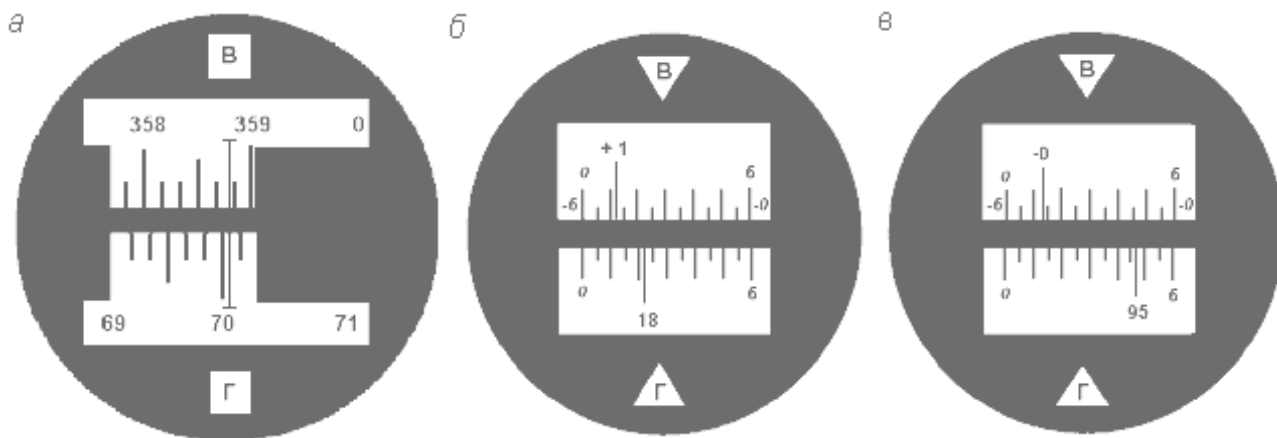


Рис. 1.2. Поле зрения отсчетных устройств: штрихового микроскопа с отсчетами по вертикальному кругу – $358^{\circ} 48'$, по горизонтальному – $70^{\circ} 03'$ (а); шкалового микроскопа с отсчетами: по вертикальному кругу – $1^{\circ} 11'$, по горизонтальному – $18^{\circ} 22'$ (б); по вертикальному кругу – $-0^{\circ} 47'$, по горизонтальному – $95^{\circ} 47'$ (в)

В шкаловом микроскопе теодолита 2Т30 в поле зрения видна шкала, размер которой соответствует цене деления лимба (рис. 1.2, б, в). Для теодолита технической точности размер шкалы и цена деления лимба равны $60'$. Шкала разделена на двенадцать частей, и цена ее деления составляет 5 угловых минут. Если перед числом градусов знака минус нет, отсчет производится по шкале от 0 до 6 в направлении слева направо (рис. 1.2, б). Если перед числом градусов стоит знак минус, в этом случае минуты отсчитываются по шкале вертикального круга, где перед цифрами от 0 до 6 стоит знак минус в направлении справа налево (рис. 1.2, в). Десятые доли цены деления шкалы берутся на глаз с точностью до $30''$.

Поверка 3. Горизонтальная ось вращения зрительной трубы должна быть перпендикулярна оси вращения теодолита.

Устанавливают теодолит недалеко от стены здания. Центр сетки нитей зрительной трубы наводят на высоко расположенную точку и, закрепив алидаду, наклоняют трубу примерно до горизонтального положения. Отмечают карандашом на стене проекцию центра сетки нитей. Переводят трубу через зенит, снова повторяют все действия. Если наблюдаемое в зрительной трубе горизонтальное расстояние между двумя проекциями центра сетки нитей не превышает тройную ширину биссектора сетки, то условие поверки считается выполненным (рис. 1.3). В противном случае прибор подлежит исправлению на заводе.



Рис. 1.3. Сетка нитей

Поверка 4. Определение и исправление места нуля (МО) вертикального круга.

При двух положениях круга наводят центр сетки нитей на хорошо видимый предмет и берут отсчёты по вертикальному кругу КЛ и КП. Значение МО вычисляют по формуле:

Для 2Т-30

$$МО = \frac{КЛ + КП}{2}.$$

Для Т-30

$$МО = \frac{КЛ + КП - 180^\circ}{2}.$$

Пример:

$$\text{Отсчёты} \quad КЛ \quad 7^\circ 20' \quad МО = \frac{7^\circ 20' + 172^\circ 44' - 180^\circ}{2} = 2',$$

$$\text{для Т-30} \quad КП \quad 172^\circ 44'.$$

$$\text{Отсчёты} \quad КЛ \quad 7^\circ 20' \quad МО = \frac{7^\circ 20' - 7^\circ 24'}{2} = -2',$$

$$\text{для 2Т-30} \quad КП \quad -7^\circ 24'.$$

Место нуля определяют дважды. Среднее значение не должно превышать 1-3'.

В противном случае микрометрическим винтом вертикального круга устанавливают на вертикальном круге отсчет, равный КП-МО. При этом центр сетки нитей сместится с наблюдаемой точки. Для исправления МО его совмещают с точкой наведения, вращая вертикальные исправительные винты сетки нитей.

Для контроля поверку повторяют. При выполнении этой поверки следят, чтобы пузырёк уровня горизонтального круга находился в нуль-пункте.

1.2. Рабочие поверки нивелира Н-3

Нивелир Н-3 предназначен для определения превышения между смежными точками местности. Основные части нивелира приведены на рис. 1.4.

Поверка 1. Ось круглого уровня должна быть параллельно оси вращения нивелира.

Вращением подъемных винтов приводят пузырек круглого уровня на середину. Поворачивают нивелир на 180° . Если пузырек не сместится с середины то условие выполнено. В противном случае юстировочными винтами уровня перемещают его к нуль-пункту на половину дуги отклонения. Затем поверку повторяют.

Поверка 2. Визирная ось зрительной трубы, должна быть параллельна оси цилиндрического уровня.

Поверку выполняют двойным нивелированием одной и той же линии длиной 50-75 м (рис. 1.5).

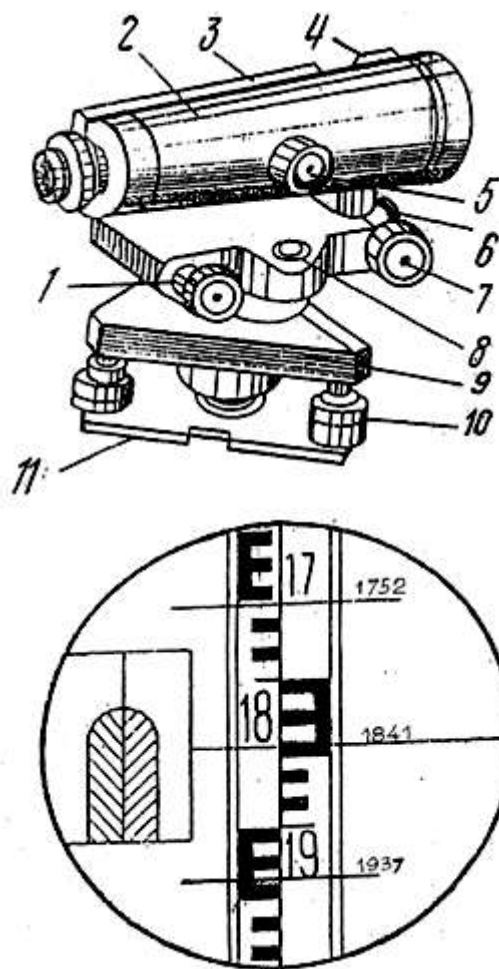


Рис. 1.4. Устройство
нивелира:

- 1 – элевационный винт;
- 2 – зрительная труба;
- 3 – цилиндрический уровень;
- 4 – визир;
- 5 – винт фокусировки;
- 6 – закрепительный винт;
- 7 – наводящий винт;
- 8 – круглый уровень;
- 9 – подставка;
- 10 – подъемные винты;
- 11 – основание.

Отсчёты по рейке:

- 1752 мм - верхняя нить
- 1841 мм - средняя нить
- 1937 мм - нижняя нить

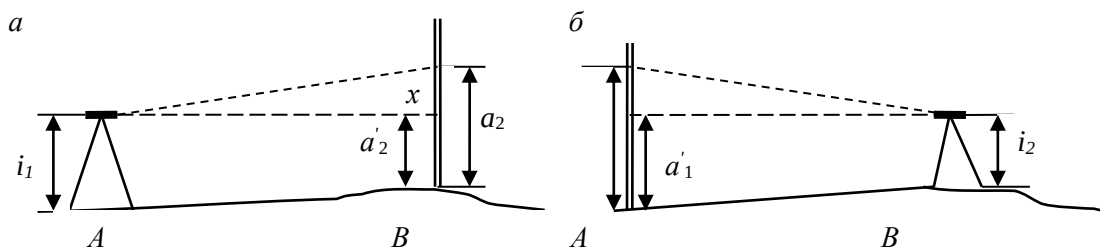


Рис. 1.5. Схема проверки главного геометрического условия

Устанавливают нивелир в точке. А, а рейку в точке В. Измеряют высоту инструмента i_1 , в точке А и берут отсчёт по рейке a_1 в точке В. Затем нивелир и рейку меняют местами и снова измеряют высоту инструмента i_2 и берут отсчёт по рейке a_2 . Если визирная ось не параллельна оси уровня и составляет с ним некоторый угол ν , то отсчёты по рейке будут содержать некоторую погрешность X . Величину этой погрешности определяют по формуле:

$$X = \frac{a_1 + a_2}{2} - \frac{i_1 + i_2}{2}, \text{ мм.}$$

Пример: $i_1 = 1420 \text{ мм}$
 $a_1 = 1180 \text{ мм}$

$i_2 = 1540 \text{ мм}$
 $a_2 = 1786 \text{ мм}$

$$X = \frac{1180 + 1786}{2} - \frac{1420 + 1540}{2} = 3 \text{ мм.}$$

Если величина $X > 4 \text{ мм}$, то не параллельность осей исправляют. Для этого вычисляют исправленный отсчет $a_2 = a_2 - X$ (рис. 1.5) и, действуя элевационным винтом, устанавливают его на рейке по середине нити сетки. Затем, действуя вертикальными юстировочными винтами цилиндрического уровня, совмещают изображение концов пузырька уровня. Для контроля поверку повторяют.

Поверка 3. Сетка нитей должна быть расположена правильно, т. е. вертикальная нить должна быть вертикальна, а горизонтальная – горизонтальна.

На расстояние 15-20 м вывешивают отвес, наводят трубу нивелира на нить отвеса. Если вертикальная нить сетки нитей параллельна нити отвеса, то условие выполнено. В противном случае исправление делают поворотом всей оправы сетки нитей до правильного положения, предварительно ослабив винты оправы.

2. ПЛАНОВО-ВЫСОТНОЕ СЪЁМОЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ. ПОЛЕВЫЕ РАБОТЫ

Для производства топографо-геодезических работ на местности необходимо иметь сеть пунктов съёмочного обоснования.

На практике каждая бригада студентов на своем участке создает планово-высотную съёмочную сеть в виде замкнутого тахеометрического хода с общим числом вершин 6-7, в котором измеряют горизонтальные и вертикальные углы и длины сторон, а также осуществляют привязку тахеометрического хода к пунктам опорной геодезической сети.

2.1. Рекогносцировка местности и закрепление пунктов съёмочного обоснования

Инструменты и принадлежности для выполнения работы: штыри, две вешки, молоток, тетрадь, две ручки.

Бригада студентов вместе с преподавателем обходит участок, выбирает места для точек съёмочного обоснования и закрепляет их. При этом необходимо соблюдать ряд условий:

- Удобство установки теодолита для работы на станции;
- Взаимная видимость на соседние пункты;
- Максимальный обзор местности и полнота съёмки;
- Расстояния между пунктами от 40 до 100 м.

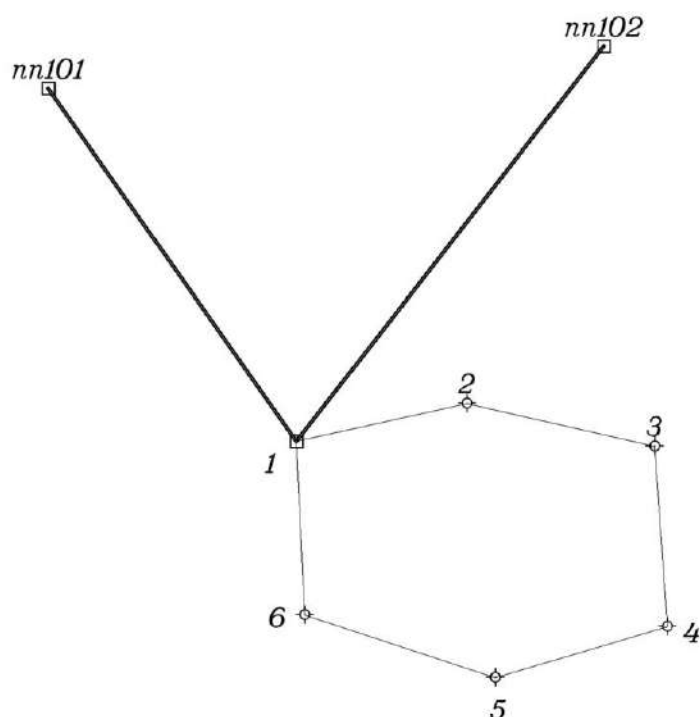


Рис. 2.1. Схема расположения пунктов съёмочного обоснования

Закрепление пунктов съемочного обоснования производят металлическими штырями, которые забивают до уровня земной поверхности, вокруг штыря делают окопку, каждому из них присваивается порядковый номер. При рекогносцировке составляют общую схему расположения точек съемочного обоснования (рис. 2.1).

2.2. Измерение горизонтальных и вертикальных углов в тахеометрическом ходе

Инструменты и принадлежности для выполнения работы: теодолит, две вешки, одна рейка, полевой журнал для измерения углов, карандаш, тетрадь.

На каждом пункте планово-высотного хода измеряют горизонтальный угол, вертикальные углы и наклонные длины линий. Углы измеряют теодолитами Т-30 или 2Т-30 одним полным приемом, длины сторон хода – нитяным дальномером. Результаты измерений записывают в журнал измерения углов и длин линий простым карандашом (таблица 1).

Порядок работы:

1) Теодолит центрируют над пунктом по отвесу с точностью 5 мм и горизонтируют с помощью цилиндрического уровня при горизонтальном круге.

2) На две смежные точки выставляют визирные вехи, на которых отмечают ярким шнурком высоты инструмента на данной точке стояния.

3) Измерение горизонтального угла начинают при положении зрительной трубы КЛ. Открыв закрепительный винт алидады, наводят на низ вехи (во избежание ошибок из-за наклона вехи). Берут отсчет по горизонтальному кругу, записывают его в полевой журнал (1) (таблица 1, действие (1). В скобках показана последовательность действий при измерениях и записи в журнале). Затем открепляют закрепительный винт алидады, пересечение основных штрихов сетки наводят на низ правой вехи, берут отсчет по горизонтальному кругу, записывают в журнал (2). Вычитая из отсчёта (2) отсчёт (1), получают значение угла (3), измеренное одним полуприёмом.

4) Переводят трубу через зенит. Повторяя действия, описанные в пункте 3, измеряют горизонтальный угол вторым полуприёмом при положении зрительной трубы КП. По отсчетам (4) и (5) вычисляют значение угла (6), полученного из второго полуприема.

5) Сравнивают значения углов (3) и (6), полученные из двух полуприемов. Их разность не должна быть больше $2t$, т. е. $1'$, где $t = 30''$ – точность теодолита. Вычисляют среднее значение горизонтального угла (7) по формуле:

$$\frac{(3)-(6)}{2}=(7).$$

Таблица 1

ЖУРНАЛ ИЗМЕНЕНИЯ УГЛОВ И ДЛИН ЛИНИЙ

$$MO = \frac{KL + KP}{2}$$

Дата

Исполнитель

 $v = KL - MO$

Точка стояния	Круг	Точки визирован.	Горизонтальный круг			Точки		Круг	Вертикальный круг			Длины линий измеренные
			Отсчёт ° '	Измеренный угол ° '	Средний угол ° '	Стояния	Визиров.		Отсчёт	Место нуля	Угол наклона	Горизонт. проложение
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	КЛ	2	196°15' (1)	244°24' (3)	244°24,5' (7)	1	2	КЛ	-2°01' (8)	-0°0'30" (12)	-2° 00' 30" (13)	57,1 (14)
		6	80°39' (2)					КП	2°00' (10)			
	КП	2	16°17' (4)	244°25' (6)		1	6	КЛ	8°35' (9)	0°	8°35'	116,5 (15)
		6	260°42' (5)					КП	-8°35' (11)			
2	КЛ	3	146°55'	59°46'	59°46'	2	1	КЛ	-8°36'	0°	-8°36'	116,5 (16)
		1	206°41'					КП	8°36'			
	КП	3	326°59'	59°46'		2	3	КЛ	-2°20'	-0°2'	-2°18'	82,5
		1	26°45'					КП	2°18'			

6) Измерение вертикального угла начинают при положении зрительной трубы КЛ. Зрительную трубу наводят на веку, установленную на смежной точке. Основной (средний) горизонтальный штрих сетки совмещают с отметкой высоты инструмента на веку (шнурок). После чего берут отсчет по вертикальному кругу (8). Затем наводятся на веку, установленную второй точке, и записывают значения по вертикальному кругу (9).

7) Переводят зрительную трубу через зенит, повторяют действия, описанные в пункте 6, при положении зрительной трубы КП. Берут отсчет по вертикальному кругу и записывают в журнал (10), (11).

8) Вычисляют МО вертикального круга (12).

9) Вычисляют угол наклона (13) по формуле:

$$v = \text{КЛ} - \text{МО}.$$

Контроль:

- При измерении вертикальных углов на станции колебание МО для разных вертикальных углов не должно превышать $\pm 2'$.

- Значения углов наклона, измеренных в прямом и обратном направлениях, не должны отличаться более, чем на $\pm 3'$.

Запрещается! В полевом журнале стирать резинкой результаты измерений, писать цифру на цифре, переписывать полевой журнал. Ошибочные измерения зачеркиваются одной чертой, затем записи продолжают дальше. Все записи должны вестись четко и аккуратно с использованием шрифтов (см. прил. 1, 2).

2.3. Измерение длин сторон тахеометрического хода

В процессе проложения тахеометрического хода в поле измеряют длины сторон хода. Для этого на смежные точки ставят нивелирную рейку (нулем вниз), наводят зрительную трубу на рейку, совмещая верхний дальномерный штрих сетки нитей с каким-нибудь целым делением рейки (обычно с отсчетом 1000). Подсчитывают длину отрезка “ l ” в см между верхним и нижним дальномерными штрихами. Доли сантиметровых делений оценивают на глаз.

Длина измеренной стороны определяется по формуле

$$S_{\text{изм}} = K \times l_{\text{см}},$$

где K – коэффициент нитяного дальномера ($K = 100$), l – длина отрезка в см между верхней и нижней дальномерными нитями.

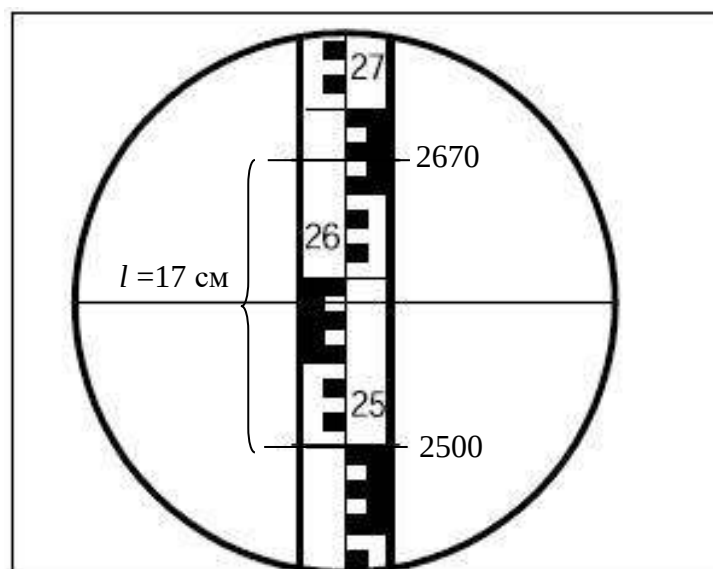


Рис. 2.2. Определение расстояний нитяным дальномером

Пример: на рис. 2.2 отчет по верхней нити 2670, отчет по нижней нити 2500, $l = 2670 - 2500 = 170 \text{ мм} = 17 \text{ см}$, $S_{\text{изм}} = 17 \text{ см} \times 100 = 1700 \text{ см} = 17,0 \text{ м}$.

На станции длину каждой стороны хода измеряют дважды по черной и по красной сторонам рейки, или по одной стороне, но по разным делениям рейки. Разность результатов измерений должна быть не более 0,3 м на 100 метров длины. Среднее значение длины стороны хода записывают в полевой журнал (14) с округлением до 0,1 м.

Длины сторон хода обязательно измеряют в обратном направлении. Разность между результатами измерений "прямо" (15) и "обратно" (16) не должна превышать 1:200-1:400 (0,3-0,5 м на 100 м длины).

2.4. Привязка хода к пунктам опорной геодезической сети

Привязку тахеометрического хода выполняют для определения дирекционного угла начальной стороны хода. Одна из вершин тахеометрического хода является пунктом опорной геодезической сети (рис. 3.1). С него есть видимость на два других геодезических пункта (пп101, пп102). Для привязки хода к опорной геодезической сети производят измерение примычных углов φ_1 и φ_2 . Это угол между твердой стороной и первой стороной тахеометрического хода (рис. 3.1). В полевом журнале вычерчивают схему привязки, показывают примычные углы.

Каждый примычный угол φ_1 и φ_2 измеряют двумя приемами с перестановкой лимба между приемами примерно на 90° . Для контроля измеряют угол между исходными сторонами (δ). Контроль производят по формуле:

$$\delta = \varphi_1 - \varphi_2.$$

Допустимое расхождение $\pm 3'$.

3. ПЛАНОВО-ВЫСОТНОЕ СЪЁМОЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ. КАМЕРАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

После последних измерений производят проверку полевых журналов, правильность записей и вычислений измеренных и средних значений. По значениям измеренных горизонтальных углов и длин линий составляют схему съёмочного обоснования и ее привязки (рис. 3.1). На схему выписывают измеренные значения углов и длин. Затем приступают к вычислениям. Вычисления линейных величин ведут с точностью до 0,1 м, а углов – до 30". Из полевого журнала выписывают измеренные примычные углы φ_1 и φ_2 .

3.1. Вычисление привязки

Дирекционный угол начальной стороны хода (α_{1-2}) (рис. 3.1) вычисляют дважды, исходя из значений дирекционных углов исходных сторон опорной геодезической сети (α_{1-A} , α_{1-B}) и измеренных углов (φ_1 , φ_2) по формулам:

$$\alpha_{1-2} = \alpha_{1-\text{пп}101} + \varphi_1;$$

$$\alpha_{1-2} = \alpha_{1-\text{пп}102} + \varphi_2.$$

Дирекционные углы исходных сторон вычисляют решая обратные геодезические задачи, по формулам:

$$r_{1-\text{пп}101} = \arctg \frac{Y_{\text{пп}101} - Y_1}{X_{\text{пп}101} - X_1}, \quad r_{1-\text{пп}102} = \arctg \frac{Y_{\text{пп}102} - Y_1}{X_{\text{пп}102} - X_1}.$$

Расхождение полученных значений α_{1-2} не должно превышать 2-3'.

После нахождения значения румба необходимо определить координатную четверть, содержащую направление. Координатную четверть определяют по знакам приращений координат (рис. 3.2).

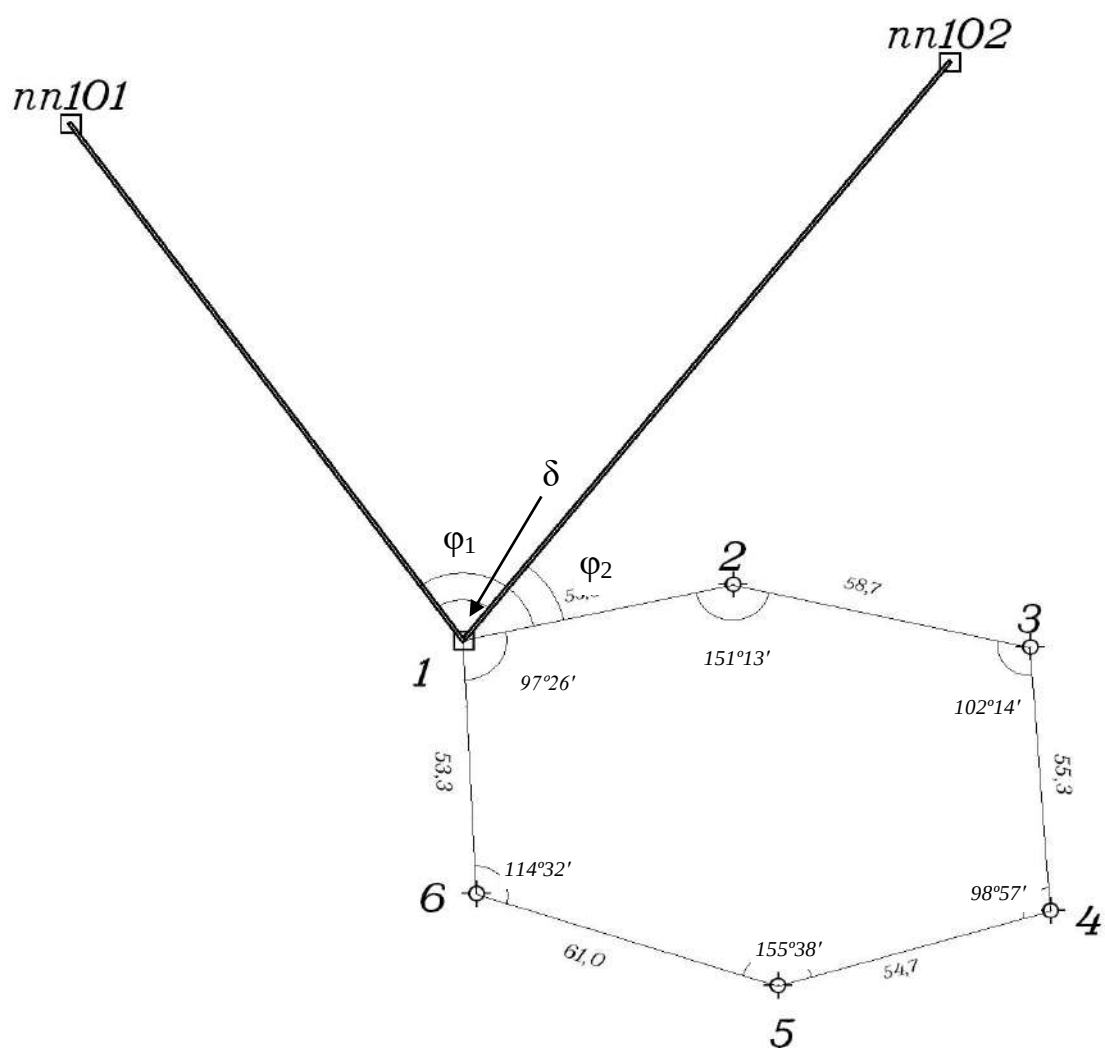


Рис. 3.1. Схема тахеометрического хода и геодезической привязки

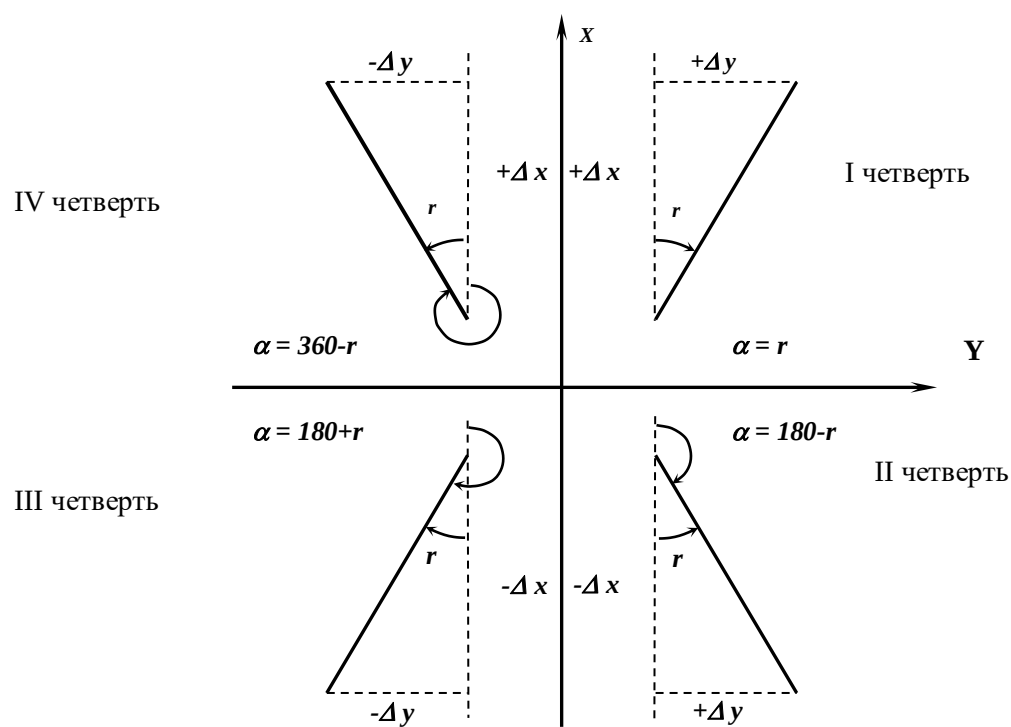


Рис. 3.2. Зависимости между дирекционными углами и румбами

Пример записи и вычислений дирекционных углов приведен ниже.

Таблица 2

Исходные данные

Название пункта	X, м	Y, м	H, м
1	3348,05	2238,25	271,36
пп101	4099,71	1639,28	282,40
пп102	4001,87	2581,51	290,24

$$r_{1-пп101} = \arctg \frac{Y_{пп101} - Y_1}{X_{пп101} - X_1} = \arctg \frac{1639,28 - 2238,25}{4099,71 - 3348,05} = \arctg \frac{-598,97}{751,66} =$$

$$= 38,54993965^\circ = 38^\circ 33' 00'' (\text{IV ч.});$$

$$\alpha_{1-пп101} = 360^\circ - 38^\circ 33' 00'' = 321^\circ 27'.$$

$$r_{1-пп102} = \arctg \frac{Y_{пп102} - Y_1}{X_{пп102} - X_1} = \arctg \frac{2581,51 - 2238,25}{4001,87 - 3348,05} = \arctg \frac{343,26}{653,82} =$$

$$= 27,69992196^\circ = 27^\circ 42' 00'' (\text{I ч.});$$

$$\alpha_{1-пп102} = 27^\circ 42' 00''.$$

$$\varphi_1 = 333^\circ 18' 00'';$$

$$\alpha_{1-2} = 321^\circ 27' 00'' + 333^\circ 18' 00'' = 294^\circ 45' 00''.$$

$$\varphi_2 = 267^\circ 05' 00'';$$

$$\alpha_{1-2} = 27^\circ 42' 00'' + 267^\circ 05' 00'' = 294^\circ 47' 00''.$$

$$\text{Средний } \alpha_{1-2} = 294^\circ 46' 00''.$$

3.2. Вычисление горизонтальных проложений длин линий

Горизонтальные проложения необходимо знать для вычисления координат точек тахеометрического хода.

Вычисление горизонтальных проложений выполняют в ведомости вычисления отметок съемочного обоснования (таблица 3).

Из журнала измерения улов и длин линий выписывают среднее значения длин линий (S), полученные по результатам измерений в прямом и обратном направлениях, в графу 4 табл. 3 и углы наклона (v), измеренные в прямом и обратном направлениях, в графы 2 и 3 табл. 3. По этим данным вычисляют горизонтальные проложения с точностью до 0,01 м по формуле:

$$D = S \times \cos^2 v,$$

где S – среднее значение измеренной длины линии (графа 4), v – угол наклона линии в прямом направлении (графа 2), D – горизонтальное проложение (графа 5).

3.3. Вычисление отметок пунктов съемочного обоснования методом тригонометрического нивелирования

Вычисление отметок производится с точностью до 0,01 м в ведомости вычисления отметок (таблица 3).

По измеренным расстояниям и углам наклона вычисляют превышения между точками хода в прямом и обратном направлениях по формуле:

$$h = D \times \tan v.$$

Значения превышений с соответствующим знаком записывают в графы 6 и 7.

Расхождения в превышениях, полученных в прямом и обратном направлениях, допускаются не более 4 см на 100 м. Если это условие выполнено, то в графе 8 вычисляют средние превышения, сохраняя перед ними знак превышения из прямого хода. Сумму положительных и отрицательных значений превышений записывают в графе 8 внизу. Далее подсчитывают невязку по превышениям. Она равна сумме превышений замкнутого хода:

$$f_h = \sum h_{\text{ср.}}$$

Допустимую высотную невязку вычисляют по формуле:

$$\text{доп. } f_h = \pm 0,2 \text{ м} \sqrt{\sum D(\text{км})},$$

где $\sum D$ сумма горизонтальных проложений хода (периметр в км).

Полученную невязку f_h распределяют между превышениями с обратным знаком пропорционально длинам линий по формуле:

$$\delta_{hi} = -\frac{f_h}{\sum D} \times D_i.$$

Таблица 3

Вычисления отметок точек съемочного обоснования

№№ точек	Вертикальные углы		Длины сторон, м		Превышение, м				Отметки точек, м	№№ точек
	Прямо ° ' "	Обратно ° ' "	Измеренные, S	Горизонтальное проложение, D	Прямо	Обратно	Среднее	Исправленное		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1							-0,02		230,00	1
2	-2°01'	+2°02'	83,0	82,90	-2,92	+2,95	-2,94	-2,96	227,04	2
3	-5°24'	+5°25'	122,0	120,92	-11,43	11,46	-11,45	-11,48	215,56	3
4	+2°15'	-2°16'	98,0	97,85	+3,85	-3,88	+3,87	+3,85	219,41	4
5	+1°56'	-1°57'	120,0	119,86	+4,05	-4,09	+4,07	+4,04	223,45	5
6	+4°30'	-4°29'	100,5	99,88	+7,86	-7,83	+7,85	+7,83	231,28	6
1	-0°56'	+0°58'	76,5	76,48	-1,25	+1,29	-1,27	-1,28	230,00	1
				$\Sigma D = 597,89 \text{ м}$		$\Sigma h_{\text{cp}} (+) = +15,79$ $\Sigma h_{\text{cp}} (-) = -15,66$		$\Sigma = 0$		
							$f_h = +0,13$	Доп. $f_h = \pm 0,2 \text{ м} \cdot \sqrt{\Sigma D(\text{км})}$		
								Доп. $f_h = \pm 0,2 \text{ м} \cdot \sqrt{0,6} = \pm 0,15$		

Вычислил

Орлов

Проверил

Петров

Контроль: $\Sigma \delta = -f_h$

Величины поправок записывают в графе 8 над превышениями. В графу 9 записывают исправленные превышения.

Контроль: если исправленные превышения вычислены правильно, их алгебраическая сумма должна быть равна нулю.

По исправленным превышениям последовательно вычисляют отметки пунктов съёмочного обоснования по формуле:

$$H_{n+1} = H_n + h_n,$$

где H_{n+1} – высота последующего пункта (м), H_n – отметка предыдущего пункта (м), h_n – превышение между смежными пунктами (м).

Контролем вычисления отметок является получение отметки исходной точки в конце вычислений.

3.4. Вычисление координат пунктов съёмочного обоснования

Вычисление координат производится в ведомости вычисления координат (таблица 4). В графу 1 ведомости выписывают номера вершин хода, в графу 2 – номера точек визирования. В графу 3 выписывают против соответствующих вершин средние значения измеренных горизонтальных углов. Значения горизонтальных проложений линий выписывают в графу 6 из таблицы 3.

3.4.1. Вычисление угловой невязки хода

Угловой невязкой f_β замкнутого тахеометрического хода называется разность между суммой измеренных горизонтальных углов $\Sigma \beta_{\text{изм}}$ и теоретической суммой внутренних углов плоского многоугольника $\Sigma \beta_{\text{теор}}$ т. е.

$$f_\beta = \Sigma \beta_{\text{изм}} - \Sigma \beta_{\text{теор}},$$

где $\Sigma \beta_{\text{теор}} = 180^\circ \times (n - 2)$, n – число углов многоугольника.

Вычисленные значения $\Sigma \beta_{\text{изм}}$ и $\Sigma \beta_{\text{теор}}$ подписывают внизу графы 3.

Здесь же вычисляют величину допустимой угловой невязки по формуле:

$$f_{\beta \text{ доп}} = 2 \times t \quad (t = 0^\circ 0' 30'' \text{ – точность инструмента}),$$
$$f_{\beta \text{ доп}} = \pm 1' \sqrt{n}.$$

Таблица 4

Вычисление координат точек съёмочного обоснования

Номера точек		Горизонтальные углы		Дирекционные углы ° '	Горизонтальные проложения, м	Приращения координат, м				Координаты, м	
Стояния	Визиров	Измеренные ° '	Исправленные ° '			Вычисленные		Исправленные		X	Y
						ΔX	ΔY	ΔX	ΔY		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	3			294°46'	82,90	+0,05	+0,08			3348,05	2238,25
2						+34,73	-75,27	+34,78	-75,19		
3	1	110°59'00"	110°59'	3°47'	120,92	+0,07	+0,12			3382,83	2162,06
	4					+120,64	+7,98	+120,71	+8,10		
4	2	123°09'00"	123°09'	60°38'	97,85	+0,06	+0,10			3503,54	2171,16
	5					+48,01	+85,32	+48,07	+85,42		
5	3	105°15'00"	105°15'	135°23'	119,86	+0,07	+0,12			3551,61	2256,58
	6					-85,35	+84,21	-85,28	+84,33		
6	4	117°58'00"	117°58'	197°25'	99,88	+0,06	+0,10			3466,33	2340,91
	1	-0°0'30"				-95,32	-29,90	-95,26	-29,8		
1	5	124°58'30"	124°58'	252°27'	76,48	+0,05	+0,08			3371,07	2311,11
	2	-0°0'30"				-23,07	-72,94	-23,02	-72,86		
	6	137°41'30"	137°41'	(294°46')	$\Sigma D = 597,89$					3348,05	2238,25
			$\Sigma \beta_{исп} = 720^\circ$			$f_x = -0,36$ $f_s = 0,85$	$f_y = -0,6$	0	0		

$$\Sigma \beta_{\text{изм}} = 720^\circ 01' 00''$$

$$\Sigma \beta_{\text{теор}} = 720^\circ 00' 00''$$

$$f_\beta = +1'$$

$$f_{\beta_{\text{доп}}} = \pm 1' \sqrt{n} = \pm 1' \sqrt{6} = \pm 2,4'$$

$$\frac{1}{\Sigma D \div f_s} = \frac{1}{703} < \frac{1}{300}$$

Вычислил Орлов

Проверил Петров

Если значение угловой невязки не превосходит допустимой величины, то ее распределяют поровну с обратным знаком между измеренными углами, с точностью до $30''$, т. е. вычисляют поправки к измеренным горизонтальным углам по формулам:

$$\delta_{\beta} = -\frac{f_{\beta}}{n}.$$

Если полученное значение поправки меньше $30''$, то угловую невязку вводят в наиболее слабое место тахеометрического хода (короткие стороны хода, горизонтальные углы $\leq 20^{\circ}$ или $\geq 150^{\circ}$, точки съёмочного обоснования, наиболее удаленные от исходных пунктов сети).

Контроль: $\Sigma \delta_{\beta} = -f_{\beta}$.

Поправки в измеренные углы подписывают над их значениями. Вычисляют исправленные горизонтальные углы

$$\beta_{\text{исп}} = \beta_{\text{изм}} + \delta_{\beta}.$$

Контроль: $\Sigma \beta_{\text{исп}} = 180^{\circ} \times (n - 2)$.

3.4.2. Вычисление дирекционных углов сторон хода

Вычисление дирекционных углов сторон хода производят по дирекционному углу начальной стороны и исправленным горизонтальным углам. Начальный дирекционный угол стороны 1-2 выписывают из решения привязки (см. раздел 3.1). В нашем примере $\alpha_{1-2} = 294^{\circ}46'$. Его записывают в графу 5 между точками 1 и 2. Дирекционные углы остальных сторон хода вычисляют по формулам:

$$\alpha_{n+1} = \alpha_n + \beta_{\text{лев}} - 180^{\circ} - \text{для левых углов};$$

$$\alpha_{n-1} = \alpha_n - \beta_{\text{прав}} + 180^{\circ} - \text{для правых углов},$$

где α_{n+1} – дирекционный угол последующей стороны хода, α_n – дирекционный угол предыдущей стороны хода.

Контроль: полученный дирекционный угол первой стороны хода в конце вычислений должен быть равен исходному. С этой целью по дирекционному углу последней стороны и горизонтальному углу при вершине 1, которые ранее в вычислениях не участвовал, получают дирекционный угол начальной стороны ($\alpha_{1-2} = 294^{\circ} 46'$).

Вычисленные значения дирекционных углов сторон хода записывают в графу 5.

3.4.3. Вычисление приращений координат, их невязок и координат пунктов съёмочного обоснования

Приращение координат хода вычисляют по следующим формулам:

$$\Delta X_i = D_i \times \cos \alpha_i, \Delta Y_i = D_i \times \sin \alpha_i,$$

где D_i – горизонтальное проложения линий; α_i – дирекционные углы этих линий.

Вычисления производят с точностью до 0,01 м.

Вычисленные приращения координат записывают в графах 7 и 8.

Для замкнутого хода алгебраическая сумма приращений по каждой оси координат должна быть равна нулю:

$$\sum \Delta X = 0, \sum \Delta Y = 0.$$

Внизу графы 7 и 8 находят значения невязок f_x и f_y (по осям абсцисс и ординат), по формулам:

$$f_x = \sum \Delta X, f_y = \sum \Delta Y.$$

Невязки в приращениях координат обусловлены действием погрешностей измерения углов и сторон хода. Совместное влияние невязок приращений по осям координат характеризуется линейной невязкой в периметре:

$$f_s = \sqrt{f_x^2 + f_y^2}.$$

Допустимую линейную невязку вычисляют по формуле относительной ошибки:

$$\frac{1}{\sum D \div f_s} \leq \frac{1}{500},$$

где $\sum D$ – сумма горизонтальных проложений длин сторон хода (периметр).

Периметр ($\sum D$) подсчитывают в графе 6 и выписывают внизу. После проверки допустимости относительной линейной невязки $\frac{1}{\sum D \div f_s}$ распределяют невязки приращений координат f_x и f_y .

Невязки f_x и f_y распределяют с обратным знаком в каждое приращение координат пропорционально длинам сторон, т. е. вычисляют поправки к приращениям координат по формулам:

$$\delta X_i = -\frac{f_x}{\sum D} \times D_i, \quad \delta Y_i = -\frac{f_y}{\sum D} \times D_i,$$

и подписывают их над приращениями в графах 7 и 8.

В графах 9 и 10 записывают исправленные значения приращений координат:

$$\Delta X_{\text{ИСПР}} = \Delta X_i + \delta X_i, \quad \Delta Y_{\text{ИСПР}} = \Delta Y_i + \delta Y_i.$$

Контроль: $\sum \Delta X_{\text{ИСПР}} = 0, \sum \Delta Y_{\text{ИСПР}} = 0$.

Далее, в графах 11 и 12 последовательно вычисляют координаты точек тахеометрического хода от координат начальной точки 1, используя исправленные приращения координат, по формулам:

$$X_{n+1} = X_n + \Delta X_{\text{ИСПР}}, \quad Y_{n+1} = Y_n + \Delta Y_{\text{ИСПР}},$$

где X_n, Y_n – координаты предыдущего пункта, X_{n+1}, Y_{n+1} – координаты последующего пункта.

Контроль: вычисленные координаты начальной точки хода должны быть равны исходным (таблица 4).

4. ТАХЕОМЕТРИЧЕСКАЯ СЪЕМКА

Инструменты и принадлежности для выполнения работ: теодолит, одна вешка, одна рейка, полевой журнал для тахеометрической съемки, абрисы, два карандаша, тахеометрические таблицы.

Тахеометрическую съемку ситуации и рельефа местности выполняют с пунктов съемочного обоснования в масштабе 1:500. На каждой станции измеряют расстояние, горизонтальный и вертикальные углы до съемочных пикетов, т.е. определяют полярные координаты каждой снимаемой точки (съемочных пикетов).

Все записи результатов измерений ведут в журнале тахеометрической съемки (таблица 5). В процессе съемки составляют абрис (рис. 4.1).

Особо важное значение при съемке имеет правильный выбор съемочных пикетов. При съемке ситуации рейку устанавливают на характерных точках контуров (углы зданий, изгибы дорог, рек, границы угодий, столбы электролиний и т. д.). При съемке рельефа рейку устанавливают на характерных точках и линиях рельефа местности (вершина холма, дно котловины, водораздел, тальвег, перегибы скатов, урезы воды).

Съемочные пикеты должны равномерно покрывать всю территорию съемки. Расстояние от точек съемочного обоснования до съемочных пикетов должно быть не более 80 м.

4.1. Работа на станции

Работу на станции выполняют в следующем порядке:

- теодолит центрируют над точкой с точностью до 1 см с помощью отвеса и горизонтируют с помощью цилиндрического уровня горизонтального круга;
- определяют МО вертикального круга на каждой станции, значение МО записывают в журнал тахеометрической съемки (таблица 5) для данной станции. Устанавливают визирную вежу на следующую по ходу точку съемочного обоснования. Направление на эту точку принимают за начальное (например: станция 1, направление на точку 2), ориентируют лимб по начальному направлению. Для этого, вращая алидадой, устанавливают отсчет на горизонтальном круге $0^{\circ}00'$. Затем алидаду закрепляют, открепляют лимб, наводят теодолит на выставленную вежу (на пункте 2). Далее лимб закрепляют до конца съемки на этой станции, а алидаду открепляют. Съемка ведется только при положении зрительной трубы круг «лево» (КЛ);

- рейкой измеряют высоту инструмента до 0,01 м, записывают ее значение в журнал и отмечают на рейке ярким шнурком ($i = 1,30$ м);
- рейку устанавливают на съемочный пикет;
- наводят теодолит на рейку, измеряют нитяным дальномером расстояние до рейки и записывают в журнал (1);
- наводят центр сетки нитей на высоту инструмента (шнурок), берут отсчеты по горизонтальному и вертикальному кругам теодолита и записывают в журнал (2), (3). Если на рейке отметки высоты инструмента не видно, то наводят центр сетки нитей на верх рейки и записывают на этом пикете высоту визирования ($v = 3$ м) в графу 8 таблицы 5.

4.2. Ведение журнала тахеометрической съемки

В журнале указывают номер станции, начальное направление, МО, высоту инструмента i в метрах, отметку точки H_0 съемочного обоснования в метрах. В соответствующие графы журнала записывают результаты полевых измерений (расстояний, отсчетов по горизонтальному и вертикальному кругам). Затем вычисляют углы наклона на съемочные пикеты по формуле:

$$v = KЛ - МО.$$

Находят горизонтальное проложение D и превышение h' между точкой съемочного обоснования и съемочным пикетом по углу наклона и расстоянию из тахеометрических таблиц или по формулам, которые приведены в тахеометрических таблицах:

$$D = S \times \cos^2 v;$$

$$h' = D \times \tan v;$$

$$h = h' + i - v,$$

где D – горизонтальное проложение, S – измеренное нитяным дальномером расстояние, v – угол наклона, i – высота инструмента, v – высота визирования.

Знак превышения соответствует знаку угла наклона.

Отметку съемочного пикета вычисляют по формуле:

$$H = H_0 + h,$$

и записывают в графу 11 (таблица 5).

ЖУРНАЛ ТАХЕОМЕТРИЧЕСКОЙ СЪЕМКИ

Точка стояния 1

 $H_0 = 230,0 \quad i = 1,30$

Начальное направление 2

№№ пикетов	Расстояния по дальномеру, м	Отсчеты по кругам /КЛ/		Углы наклона ° '	Горизонтальн. проложения, м
		Горизонтальн. ° '	Вертикальн. ° '		
1	2	3	4	5	6
		0°00			
1	38,0	23°00'	352°59'	-7°00'	37,44
2	35,0	53°30'	355°06'	-4°53'	34,75
3	56,0	81°00'	356°06'	-3°53'	55,74
4	86,1	100°00'	356°36'	-3°23'	85,80
5	52,3	112°41'	358°47'	-1°12'	52,28
6	72,0	116°02'	354°23'	-5°36'	71,31
7	25,0	137°30'	352°34'	-7°25'	24,58
8	46,5	141°00'	355°17'	-4°42'	46,19
9	25,8	180°10'	349°39'	-10°20'	24,97

Таблица 5

$$MO = \frac{КЛ + КП - 180^\circ}{2} \quad (Т-30)$$

КЛ = 354°35'

КП = 185°23'

МО = - 0°1'

Дата 13.07.17.

Исполнитель Петров

 $v = КЛ-МО$

h' , м	Высота визиров v , м	$i-v$	Превышение $h = h' + i-v$	Отметки пикетов $H = H_0 + h$	Примечание
7	8	9	10	11	12
-4,60	1,30	0	-4,60	225,40	рельеф, дорога
-2,97	1,30	0	-2,97	227,03	рельеф, дорога
-3,78	1,30	0	-3,78	226,22	дорога
-5,07	1,30	0	-5,07	224,93	дорога
-1,10	1,30	0	-1,10	228,90	рельеф, луг
-6,99	3,00	-1,70	-8,69	221,31	рельеф, луг
-3,20	1,30	0	-3,20	226,80	обрыв, 2м
-3,80	1,30	0	-3,80	226,20	обрыв, 2м
-4,55	1,30	0	-4,55	225,45	обрыв, 2м

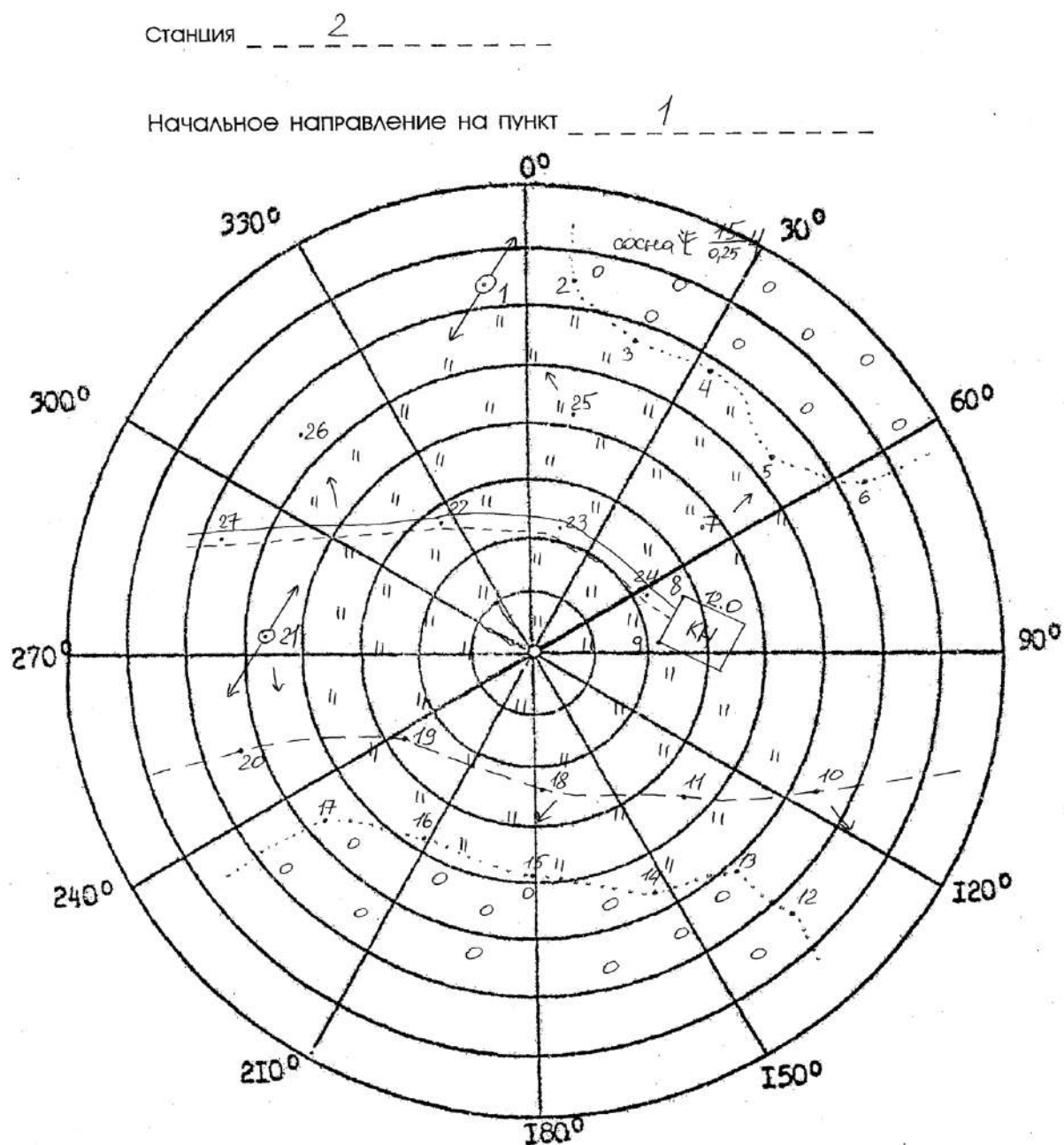
Вычислил

Проверил

4.3. Составление абриса

Абрис – это схематический чертеж участка местности, снимаемого с данной станции. Абрис составляют на каждой станции одновременно с заполнением журнала тахеометрической съемки (рис. 4.1).

При заполнении абриса центр окружности принимают за станцию, с которой выполняют съемку, один из радиусов за начальное направление (0°), расстояния между окружностями принимают равными 10 м. Каждый съемочный пикет намечают на абрисе точкой, рядом надписывают его порядковый номер.



АБРИС СОСТАВИЛ Назаров И.В.

Рис. 4.1. Абрис тахеометрической съемки на п. 1

При съемке следят за тем, чтобы нумерация съемочных пикетов на абрисе соответствовала нумерации этих же пикетов в журнале тахеометрической съемки. На абрис наносят все снятые контуры ситуации, сопровождая их пояснительными надписями и условными знаками. На абрисе стрелками показывают направление скатов.

Составление абрисов является ответственной частью тахеометрической съемки, т.к. он в дальнейшем используется для создания топографического плана. Его надо вести аккуратно, все записи делают четко, отточенным карандашом, прямолинейные контуры вычерчивать по линейке. Четкое ведение абриса способствует качественному составлению топографического плана. Абрис сдается вместе с журналом тахеометрической съемки.

Закончив съемку на станции, по абрису проверяют, все ли элементы ситуации и рельефы засняты, нет ли пропусков, достаточно взято ли съемочных пикетов. Съемочные пикеты должны быть расположены не реже, чем через 3 см в масштабе плана, т. е. через 15 м на местности (в масштабе 1:500), их количество зависит от сложности ситуации и сложности рельефа. Кроме того, проверяют, не сбилась ли во время съемки ориентировка теодолита. Для этого в конце съемки снова визируют зрительную трубу по начальному направлению и проверяют неизменность отсчета по лимбу. Допустимое отклонение должно быть не более 3'. Сделав такой контроль, переходят на следующую станцию.

5. СОСТАВЛЕНИЕ ТОПОГРАФИЧЕСКОГО ПЛАНА

При тахеометрической съемке топографический план создается камеральным путем. Размер рамки для планов масштаба 1:500 принят 50×50 см. План составляют в масштабе 1:500 и оформляют в соответствии с «Условными знаками для топографических планов масштабов 1:5000, 1:2000, 1:1000 и 1:500».

Составление плана выполняют в следующем порядке:

- вычерчивание координатной сетки;
- построение точек по координатам;
- нанесение ситуации и местности на план;
- оформление топографического плана.

5.1. Вычерчивание координатной сетки

Координатную сетку строят на листе чертежной бумаги А1, стороны сетки принимают равными 10×10 см. Координатную сетку получают путем ее переноса со стандартных сеток, изготовленных на картографической пленке, через световой стол.

Правильность построения координатной сетки контролируют путем измерения циркулем-измерителем диагоналей всех квадратов сетки. Ошибки в длинах диагоналей не должны превышать 0,2 – 0,3 мм.

5.1.1. Построение пунктов съемочного обоснования по координатам

Для построения пунктов съемочного обоснования по координатам в масштабе 1:500 сетку координат оцифровывают через 50 м. За начало координат принимают юго-западный угол рамки. От него к северу надписывают абсциссы X , к востоку – ординаты Y . Координаты юго-западного угла плана выбирают так, чтобы тахеометрический ход разместился примерно в середине листа. Построение каждой точки съемочного обоснования производят с помощью циркуля-измерителя и масштабной линейки. Вначале определяют, в каком квадрате сетки располагается данная точка. Затем значение абсциссы откладывают по обеим сторонам квадрата и соединяют тонкой прямой линией. На этой линии откладывают значение ординаты Y . Полученную точку обводят условным знаком (кружочком), рядом надписывают номер пункта планово-высотного хода и его отметку до 0,01 м (справа от пункта).

Построение пунктов съемочного обоснования обязательно контролируют. Для этого значение горизонтального проложения между двумя точками циркулем-измерителем откладывают на масштабной линейке и сравнивают с

расстоянием между соответствующими точками на плане. Допустимое расхождение этих величин не должно быть более $\pm 0,5$ мм.

5.2. Нанесение ситуации и рельефа местности на план

Ситуацию наносят на план по данным журнала тахеометрической съемки и абрисов. Съемочные пикеты наносят на план по горизонтальному углу и горизонтальному проложению. Горизонтальные углы откладывают при помощи кругового транспортира от начального направления, а горизонтальные проложения – циркулем-измерителем по линейке. Справа от полученной точки подписывают отметку съемочного пикета до 0,1 м, слева – ее номер. Руководствуясь абрисом и подписями, сделанными в примечаниях тахеометрического журнала, рисуют условными знаками элементы ситуации. Виды угодий пока обозначают надписями. По отметкам точек проводят горизонталь с сечением рельефа через 1 м. Интерполирование горизонталей выполняют по тем направлениям, которые указаны в абрисе.

Окончив составление ситуации и рельефа на станции, приступают к нанесению съемочных пикетов следующей станции.

Составленный план представляют на просмотр преподавателю. После просмотра и проверки по указанию преподавателя план оформляют.

5.3. Оформление топографического плана

Порядок оформления следующий:

- 1) Пункты опорной геодезической сети, пункты съемочной сети, характерные высотные точки, ориентиры и местные предметы.
- 2) Гидрографическая сеть, урезы воды, подписи, относящиеся к гидрографии.
- 3) Населенные пункты.
- 4) Элементы линейной протяженности (границы контуров, дорожная сеть, электролинии, телефонные линии и др.).
- 5) Рельеф. При этом выделяют утолщенные горизонталь, расставляют бергштрихи, размещают надписи горизонталей, кратные 5 м, вычерчивают формы рельефа, не выражающиеся горизонталями (обрывы, ямы, скалы и др.).
- 6) Почвенно-растительный покров (виды угодий, которые ранее подписывались, теперь вычерчивают условными знаками).
- 7) Рамка и зарамочное оформление.

Во избежание пропусков после оформления план тщательно корректируют. Без разрешения преподавателя не следует стирать с плана

съемочные пикеты. Все оформление выполняется в соответствии с «Условными знаками для топографических планов масштабов 1:5000, 1:2000, 1:1000, 1:500».

Перечень сдаваемых материалов: журнал тахеометрической съемки, абрисы для каждой станции, топографический план.

6. ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ НИВЕЛИРОВАНИЕ ПО ОСИ ТРАССЫ

Назначение нивелирования по оси трассы – определение отметок точек местности и построение профиля оси будущего инженерного сооружения.

Работы по нивелированию трассы состоят из следующих этапов:

- рекогносцировка трассы;
- разбивка пикетажа и поперечных профилей;
- нивелирование по оси трассы и по поперечным профилям;
- камеральная обработка результатов нивелирования;
- построение профиля;
- проектирование по профилю.

Инструменты и принадлежности для выполнения работы: нивелир Н-3 со штативом, две рейки, мерная лента, шпильки, колья или штыри для закрепления пикетов, молоток, нивелирный журнал, пикетажный журнал, карандаши.

6.1. Рекогносцировка трассы

Трассу выбирают с учетом следующих условий: число поворотов трассы должно быть минимальным, стороны трассы должны проходить на местности по возможности с малыми углами наклона.

В процессе рекогносцировки закрепляют вершины углов поворота (ВУ).

6.2. Разбивка пикетажа по трассе и поперечных профилей

Стороны трассы измеряют стальной лентой (шпагатом), отмечая на трассе штырями или колышками пикеты – точки, отстоящие одна от другой на 100 м. Для трасс, проходящих по участкам со сложным рельефом, пикеты могут разбиваться через 50 м.

Количество пикетов на бригаду – 12, количество поперечников – 2.

Если угол наклона местности больше 2° , то расстояние между пикетами увеличивают на величину поправки за наклон. Около каждого пикета забивают сторожок – кол или штырь с табличкой, на котором пишут номер пикета и номер бригады.

Расстояние до плюсовых точек, намечаемых на перегибах местности и пересечении трассы с дорогами и ЛЭП, измеряют от младшего пикета и отмечают сторожками, например ПК 5 + 65.0 (рис. 6.1).

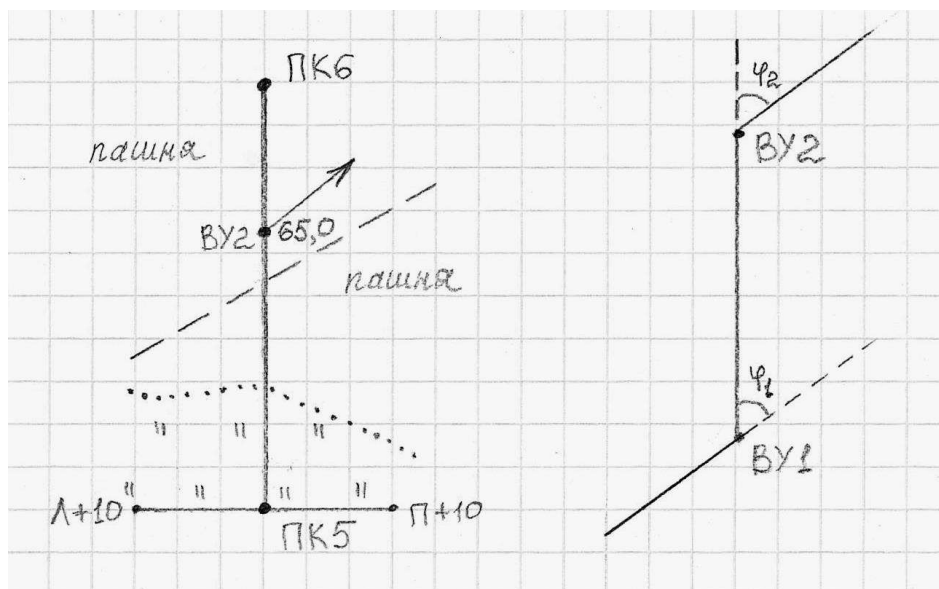


Рис. 6.1. Пикетажный журнал

Разбивают поперечные профили. Для этого перпендикулярно к оси трассы измеряют расстояние от оси трассы влево и вправо до точек перегиба местности. Концы поперечного профиля и точки перегиба отмечают сторожками, на которых надписывают расстояния от оси трассы с добавлением буквы Л (влево) или П (вправо) от оси трассы, например, Л + 10,0 или П + 5,0. Началом поперечного профиля может быть пикет или плюсовая точка. Его длину принимают по указанию преподавателя (10-20 м).

В процессе разбивки пикетажа ведут пикетажный журнал (рис. 6.1), в котором в масштабе 1:1000 показывают ось трассы, пикеты, плюсовые точки, поперечные профили, углы поворота, направление поворота трассы (стрелкой), на глаз зарисовывают контуры местности в полосе шириной по 20 м в обе стороны от оси трассы.

6.3. Нивелирование по оси трассы и по поперечным профилям

После выполнения проверок нивелира, результаты которых записывают на первой странице журнала, приступают к нивелированию по пикетажу. Нивелирование выполняют способом «из середины». Нивелирный ход привязывают к ближайшему реперу. На каждой станции хода две нивелирные точки являются связующими, с их помощью передают высоты по ходу. Остальные точки называются промежуточными. Как правило, связующими точками являются пикеты. Если превышение между пикетами больше длины рейки, то для передачи высот используют дополнительные связующие точки, называемые Х точками. Х точки закрепляют колышками или штырями. Между смежными пикетами может быть несколько точек Х, в зависимости от рельефа.

В качестве X точек можно использовать плюсовые точки. Примеры выбора станции и связующих точек показаны на рис. 6.2.

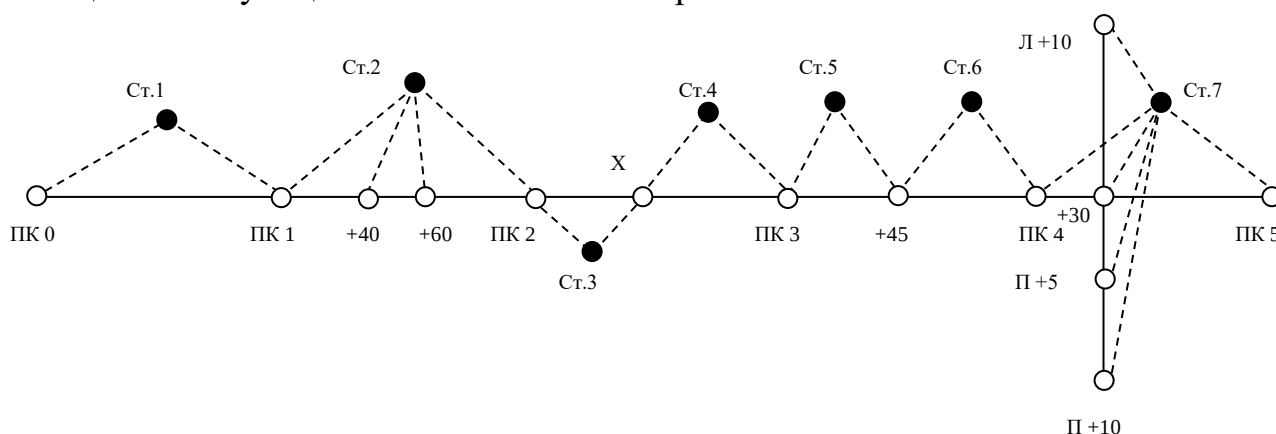


Рис. 6.2. Выбор станций при нивелировании трассы

6.4. Работа на станции при нивелировании

Все записи при нивелировании ведут в полевом журнале карандашом. Работу на станции производят в следующем порядке. Нивелир устанавливают примерно на равном расстоянии от связующих точек. Равенство расстояний определяют на глаз. На связующих точках на колышках устанавливают рейки.

Нивелир горизонтируют с помощью круглого уровня. Наводят трубу нивелира на заднюю рейку, совмещают элевационным винтом концы пузырька цилиндрического уровня и берут отсчет по черной стороне рейки (1). Порядок записей и вычислений показан в таблице 6. Поворачивают рейку, проверяют точность совмещения концов пузырька цилиндрического уровня и берут отсчет по красной стороне (2). Затем нивелир наводят на переднюю рейку, обязательно совмещают элевационным винтом концы пузырька цилиндрического уровня и снова берут отсчеты по черной и по красной сторонам рейки (3), (4).

При нивелировании все отсчеты и превышения записывают в миллиметрах.

Если отсчет по рейке больше 1 м, то рейку необходимо слегка покачивать вперед и назад. При этом в нивелир наблюдают и берут наименьший отсчет. Тут же на станции вычисляют превышения h по черной (5) и красной (6) сторонам реек по формуле:

$$h = 3 - П,$$

где 3 – отчет по задней рейке; П – отчет по передней рейке.

Эти превышения не должны отличаться более чем на 5 мм. При большем расхождении нивелирование связующих точек повторяют, несколько изменив высоту инструмента.

Если разность превышений, вычисленных на станции, не превосходит допуск, то вычисляют среднее превышение (7) до целых мм и записывают в графе 8 или 9.

ЖУРНАЛ НИВЕЛИРОВАНИЯ

Прямой ход

№№ станции	Номер пикетов и промежут. точек	Отсчет по рейке			Превышения	
		задний	передний	промежут.	+	-
1	2	3	4	5	6	7
1	0-1	1861(1)	1363(3)		498(5)	
		6646(2)	6146(4)		500(6)	
2	1-2	0430(1)	0656(3)			226(5)
		5218(2)	5440(4)			222(6)
	1+40,0			2530(8)		
	1+60,0			2340(9)		
3	2-x	2830	420		2410	
		7615	5202		2413	
4	x-3	2131	720		1411	
		6915	5509		1406	
5	3-3+45,0	2752	151		2601	
		7535	4942		2593	
Σ		43933	30549		13832	448
		+13384			+13384	
					+6692	

Дата 27.07.02

Исполнитель *Орлов*

Среднее превышение		Горизонт инструмента	Отметки точек	Номера пикетов и пром. точек	Примечания
+	-				
8	9	10	11	12	13
+2 499(7)			127,115	0	
		128,046	127,616	1	
	+2 224(7)				
			125,516	1+40,0	
			125,706	1+60,0	
			127,394	2	
+2 2412					
+2 1408					
			131,218	3	
+1 2597			133,816	3+45,0	
6916	224				
+6692					

Вычислил *Петров*

Проверил *Иванов*

Одновременно с нивелированием связующих точек нивелируют плюсовые точки и точки поперечного профиля. Для этого после вычисления среднего превышения на станции рейку с задней связующей точками и точки поперечного профиля, устанавливают ее на землю у сторожков нулем вниз, берут по одному отсчету только по черной стороне рейки и записывают отсчет в графу 5 (8), (9).

После этого задний реечник переходит на следующую связующую точку, а передний остается на предыдущей связующей точке, наблюдатель переходит и выбирает следующую станцию. Если в районе трассы есть только один репер, к которому будет привязываться трасса, то для контроля нивелирования студенты на практике прокладывают обратный нивелирный ход, начиная нивелирование с последнего пикета. В обратном ходе нивелируют только связующие точки. Если есть возможность привязать последний пикет к реперу, то обратный ход не прокладывают.

Все записи в журнале должны быть выполнены аккуратно, без подчисток и исправлений. Неправильные записи зачеркивают, а в примечаниях пишут причину зачеркивания.

В полевом журнале дают схему привязки (рис. 6.3) и делают полевую привязку. Для этого выполняют нивелирование от репера до ПКО в прямом и обратном направлениях, вычисляют среднее превышение $h_{ср}$.

Решают привязку, т. е. вычисляют отметку ПКО ($H_{пко}$) по формуле:

$$H_{пко} = H_{Rp} + h_{ср}$$

$$h_{ср} = \frac{h_{пр} + h_{обр}}{2},$$

если привязка сделана по схеме (а).

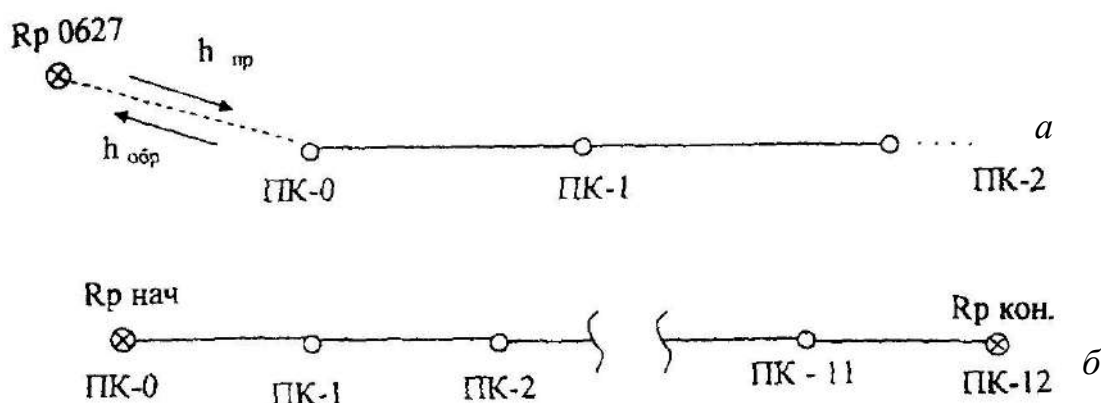


Рис. 6.3. Схемы привязки нивелирного хода:

а – висячий ход, б – разомкнутый ход

6.5. Камеральная обработка результатов нивелирования

Камеральную обработку производят в таком порядке:

- обработка нивелирного журнала;
- построение профиля;
- проектирование по профилю.

6.5.1. Обработка нивелирного журнала

Для проверки правильности записей и вычислений в журнале производят постраничный контроль по формуле:

$$\sum Z - \sum \Pi = \sum h.$$

Для этого на каждой странице журнала находят: суммы отсчетов $\sum Z$, $\sum 4$ по графам 3, 4; суммы превышений $\sum 6$, $\sum 7$, $\sum 8$, $\sum 9$ по графам 6, 7, 8, 9 (таблица 6). Вычисляют величины:

$$\sum Z - \sum 4; \quad \sum 6 + \sum 7; \quad \sum 8 + \sum 9.$$

Соблюдение равенств:

$$\sum Z - \sum 4 = \sum 6 + \sum 7; \quad \frac{\sum 6 + \sum 7}{2} = \sum 8 + \sum 9,$$

показывает, что вычисления на данной странице сделаны верно. Аналогично производят контроль и на следующих страницах журнала. Суммируя величины $(\sum 8 + \sum 9)$ отдельно по прямому и обратным ходам, получают суммарное превышения $\sum h_{\text{прям}}$ – прямого и $\sum h_{\text{обр}}$ обратного ходов. Сумма величин $\sum h$ прямого и обратных ходов дает невязку f_h :

$$f_h = \sum h_{\text{прям}} + \sum h_{\text{обр}}.$$

Если ход пройден точками с известными отметками $H_{\text{нач}}$ и $H_{\text{кон}}$ (рис. 6.3, б), невязку вычисляют по формуле:

$$f_h = \sum h_{\text{ср}} - (H_{\text{кон}} - H_{\text{нач}}).$$

Допустимое значение невязки вычисляют по формуле:

$$f_{h\text{доп}} = \pm \sqrt{L(\text{км})}, \text{ мм},$$

где L – длина хода (в километрах) от начального до конечного пикета. Вычисляют невязку в полевом журнале, на чистой странице.

Если полученная невязка больше допустимой, то нивелирный ход переделывают. Если полученная невязка допустима, то в случае (а) половину ее распределяют с обратным знаком поровну в превышения прямого хода, округляя при этом поправки до целых километров. Во втором случае (б), вся невязка распределяется поровну с обратным знаком на превышения между связующими точками. Поправки в превышениях δ_h вычисляют по формуле:

$$\delta_h = -\frac{f_h}{n},$$

где n – число превышений.

Записывают поправки над средними превышениями в полевом журнале. Исправленные превышения определяют по формуле:

$$h_1 = h_{\text{ср}} + \delta_{h1}.$$

Из привязки хода к реперу вычисляют отметку нулевого пикета $H_{\text{ПКО}}$ (в нашем примере $H_{\text{ПКО}} = 127,115$ м). Записывают ее в графе (II) напротив нулевого пикета (0).

Зная эту отметку и исправленные превышения, последовательно вычисляют отметки связующих точек по всему ходу:

$$H_1 = H_0 + h_1, \quad H_2 = H_1 + h_2 \dots$$

Получив отметку последнего пикета H_K , проверяют правильность вычислений по формуле:

$$H_{\text{кон}} - H_{\text{нач}} = \sum h - \frac{f_h}{2} \quad (a) \text{ или } H_{\text{кон}} - H_{\text{нач}} = \sum h - f_h \quad (б).$$

Вычисления в журнале заканчивают нахождением отметок промежуточных точек. Их вычисляют через горизонт инструмента ГИ. Горизонтом инструмента называют отметку визирного луча нивелира на данной станции. ГИ вычисляют по формуле:

$$\text{ГИ} = H + a,$$

где H – отметка связующей точки на данной станции; a – отсчет по черной стороне рейки на этой точке.

Пример: Для станции 2 в таблице 6:

$$\text{ГИ} = H_1 + a_1,$$

$H_{\text{ПК1}} = 127,616$ м, $a_1 = 0430$ мм – отсчет на ПК1,

ГИ = 128,046 м (записывают в графу 10 напротив станции 2).

Отметки промежуточных точек $H_{\text{ПРОМ}}$ находят вычитанием промежуточных отсчетов по рейке «с» из горизонта инструмента:

$$H_{\text{ПРОМ}} = \text{ГИ} - c.$$

На этой же станции находим:

$$H_{\text{ПК1}+40.0} = 128,046 - 2,530 = 125,516 \text{ м},$$

$$H_{\text{ПК1}+60.0} = 128,046 - 2,340 = 125,706 \text{ м}.$$

6.5.2. Построение профиля трассы

По вычисленным отметкам пикетов, плюсовых точек и точек поперечного профиля на координатной бумаге строят продольный и поперечный профили местности по трассе. Масштабы построения:

- для продольного профиля: горизонтальный 1: 2000, вертикальный 1:200;
- для поперечного профиля: горизонтальный 1: 200, вертикальный 1:200.

Последовательность построения профиля приведена ниже.

Первоначально вычерчивают сетку профиля. Название граф и размеры в миллиметрах показаны на рис. 6.4.

В графе «Расстояния» отмечают положения пикетов и плюсовых точек, выписывают расстояния между плюсовыми точками и пикетами. X точки не строят. Ниже этой графы выписывают номера пикетов.

Пользуясь пикетажным журналом, заполняют графу «План трассы», в которой показывают:

- а) ось в виде прямой линии красного цвета;
- б) ситуацию (по результатам съемки полосы местности) соответствующими условными знаками.

В графу «Фактические отметки» выписывают из журнала нивелирования отметки всех пикетов и плюсовых точек с округлением до 0,01 м.

Выбирают и надписывают отметку условного горизонта, которая должна быть на 5-8 метров меньше самой низкой отметки по трассе.

В системе прямоугольных координат, где линия условного горизонта – ось расстояний, а вертикальная линия, проходящая через нулевой пикет – ось отметок, строят положение всех пикетов и плюсовых точек.

Полученные точки соединяют прямыми линиями и получают продольный профиль местности по оси трассы. Все построения выполняют карандашом.

Над точками продольного профиля, которые служили началом поперечных профилей, строят сетки поперечных профилей (рис. 6.4).

Заполняют графы «Расстояния» и «Фактические отметки» так же, как это делалось при построении продольного профиля. Под сеткой надписывают пикетажные обозначения точек поперечного профиля.

Выбрав условный горизонт, строят положение точек поперечного профиля. Соединив полученные точки, получают поперечный профиль местности.

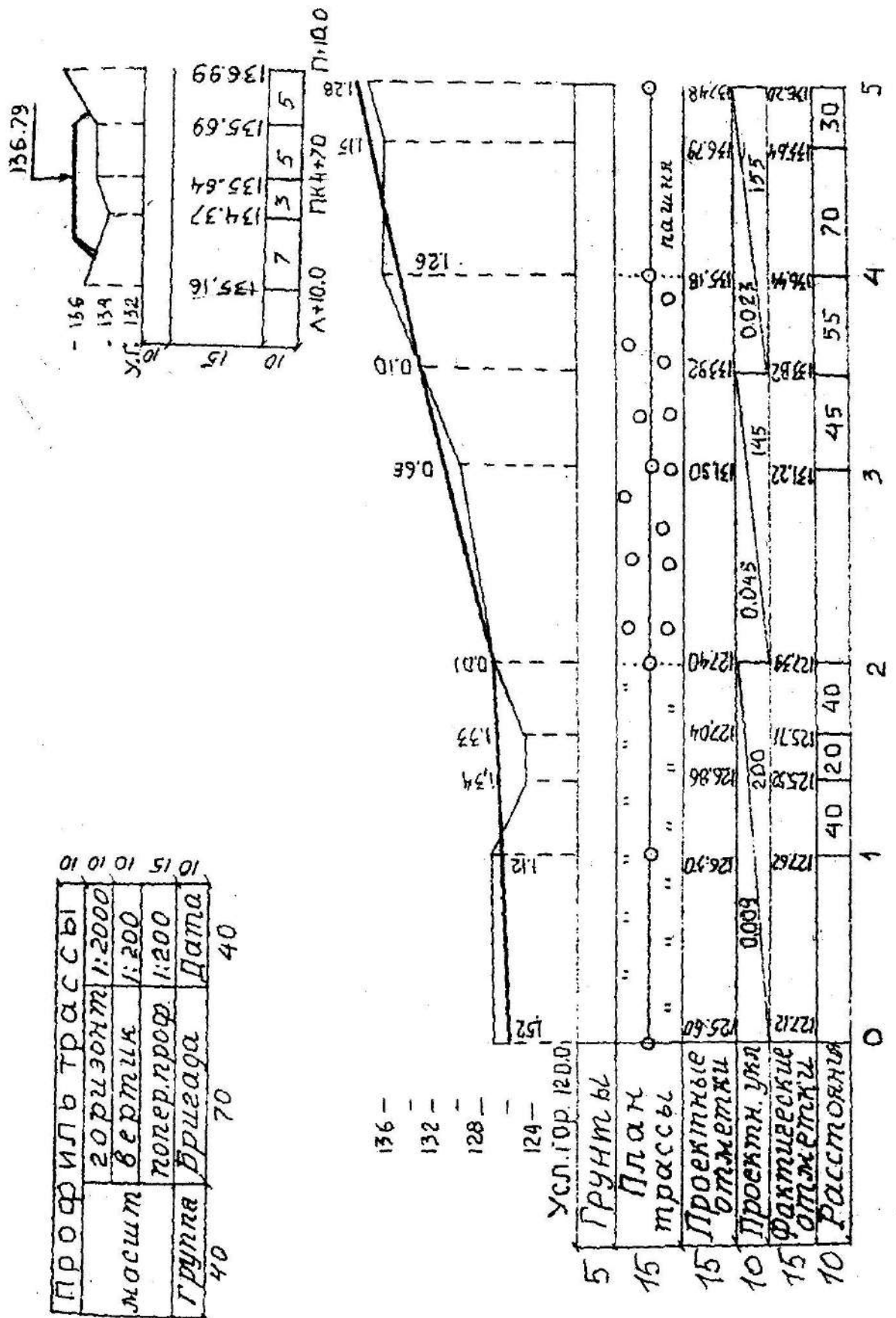


Рис. 6.4. Профиль трассы

Профиль местности – графический документ, позволяющий решать ряд инженерных задач.

6.5.3. Проектирование по профилю

На практике по продольному профилю студенты проводят проектную линию, которая будет являться профилем оси будущего инженерного сооружения (дороги, канала и т. д.). Проектную линию намечают графически с учетом следующих требований:

- уклоны участков проектной линии не должны превышать допустимых значений (предельный уклон задается преподавателем);
- объем земляных работ должны быть минимальным;
- объемы насыпей и выемок должны быть примерно одинаковы, т. е. на профиле должно соблюдаться примерное равенство площадей насыпей и выемок;
- шаг проектирования принимают от 100 до 600 м;
- измерение уклона проектной линии можно производить на пикетах или плюсовых точках.

Проектная отметка ПК0 задается преподавателям или принимается равной фактической отметке этого пикета.

На рис. 6.4 проектная отметка ПК0 $H_0 = 125,60$ м участков проектной линии с разными уклонами намечено три: длиной 200, 145 и 155 м; измерение уклона проектной линии предусмотрено в двух точках: на ПК2 и на плюсовой точке ПК3+45,0 расчет и вычерчивание проектной линии производится в следующем порядке:

По профилю определяют приблизительно (с точностью 0,1 мм в вертикальном масштабе профиля) проектные отметки точек перелома и конца проектной линии:

$$H_2 = 127,4\text{м}; \quad H_{3+45.0} = 133,8\text{ м}; \quad H_5 = 137,4\text{ м}.$$

Вычисляют превышения по участкам проектной линии:

$$h_1 = H_2 - H_0 = +1,8\text{ м};$$

$$h_2 = H_{3+45.0} - H_2 = +6,4\text{ м};$$

$$h_3 = H_5 - H_{3+45.0} = +3,6\text{ м}.$$

вычисляют уклоны i – отношения превышений h к горизонтальным проложениям участков проектной линии d :

$$i = \frac{h}{d}.$$

$$i_1 = \frac{1,8}{200} = +0,009;$$

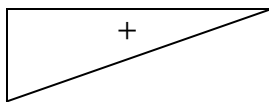
$$i_2 = \frac{6,4}{145} = +0,045;$$

$$i_3 = \frac{3,6}{155} = +0,023.$$

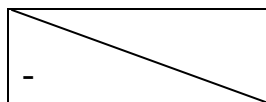
Полученные уклоны округляют до 0,001 и выписывают в графу «Проектные уклоны» продольного профиля.

Все данные проектирования наносят на профиль красным цветом.

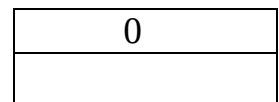
Под выписанными уклонами проводят линии (с подъемом (а), спуском (б) или горизонтальные (с) – в зависимости от знака уклона). Под линиями выписывают длины участков проектной линии.



(а)



(б)



(с)

По значениям округленных уклонов вычисляют и выписывают в соответствующую графу продольного профиля проектные отметки концов участков проектной линии по формуле:

$$H_{n-1} = H_n + i \times d.$$

Для нашего примера:

$$H_2 = 125,60 + 0,009 \times 200 = 125,60 + 1,80 = 127,40 \text{ м};$$

$$H_{3-45} = 127,40 + 0,45 \times 145 = 127,40 + 6,52 = 133,92 \text{ м};$$

$$H_5 = 133,92 + 0,023 \times 155 = 133,92 + 3,56 = 137,46 \text{ м}.$$

На профиле уточняют по вычисленным отметкам положение точек перелома и конца проектной линии, соединяют полученные отрезки линиями и получают проектный профиль оси будущего инженерного сооружения.

Вычисляют и выписывают проектные отметки всех остальных пикетов и плюсовых точек трассы по той же формуле (здесь «*d*» – это расстояние между пикетами, или расстояние от пикета до плюсовой точки). $H_1 = H_0 + i \times 100 = 126,50$ м, $H_{1-40} = H_1 + i \times 40 = 126,86$ м. Контролем вычислений служат выписанные проектные отметки конца участков проектной линии.

Вычисляют рабочие отметки как разности проектных и фактических отметок соответствующих точек профиля. Рабочие отметки выписывают около проектной линии: положительные (высота насыпи) – выше, а отрицательные (глубина выемки) – ниже проектной линии.

В заключении по вычисленной отметке точки оси поперечного профиля наносят положение проектной линии на поперечном профиле. Над проектной линией выписывают ее отметку. Проектную линию наносят горизонтально, по 10м влево и вправо от оси трассы. Показывают кюветы (если линия идет в выемке) и откосы (если линия идет по насыпи). Уклон откосов и бортов канав

45°, ширина дна кювета – 0,6 м. Над продольным профилем вычерчивают штамп.

Перечень сдаваемых материалов: отчет по нивелированию (раздел в общем отчете по практике), пикетажный журнал, журнал нивелирования, профиль местности по оси трассы.

7. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ

На геодезической практике студенты выполняют следующие инженерно-геодезические задачи:

- вынос в натуру точки с заданными координатами;
- вынос на местность точки с заданной отметкой;
- вынос в натуру линии с заданным уклоном.

Проектные данные для выполнения этих задач (отметки, длины линий, уклон, координаты) задает преподаватель.

Подготовительные работы для решения инженерно-геодезических задач выполняются по топографическому плану масштаба 1:500, составленному студентами по результатам тахеометрической съемки.

Вынос проекта в натуру (геодезические разбивочные работы) осуществляются от имеющихся на участке пунктов геодезической сети с использованием следующих геодезических приборов: теодолита Т-30, нивелира Н-3 или Н-10, мерной ленты, рулетки.

7.1. Элементы геодезических разбивочных работ

Разбивочные работы можно представить как совокупность отдельных простых операций. Рассмотрим основные из них.

7.1.1. Вынос в натуру проектного горизонтального угла

Над вершиной угла O устанавливают теодолит и ориентируют его лимб вдоль заданного направления OA . Вращением алидады откладывают проектный угол β и по направлению визирной оси трубы забивают колышек C_1 . Для исключения влияния коллимационной ошибки проводят трубу через зенит и откладывают величину угла β при другом положении вертикального круга, забивают колышек в точке C_2 . Расстояние C_1C_2 делят пополам, полученный угол AOC и будет проектным углом. После построения проектного угла производят контрольные измерения этого угла (см. рис. 7.1).

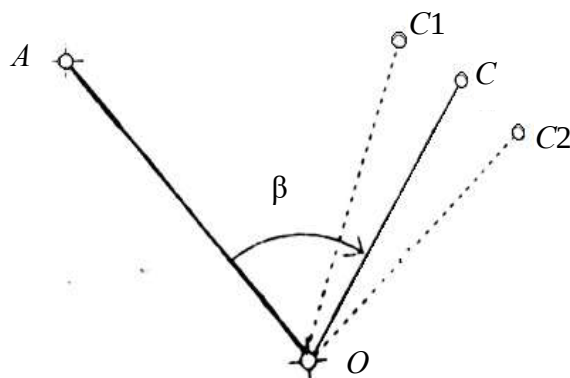


Рис. 7.1. Построение на местности проектного горизонтального угла

7.1.2. Вынос в натуру проектного расстояния

Для выноса проектного расстояния по заданному направлению мерной лентой откладывают наклонную длину, конец линии закрепляют кольшком. Для контроля длину линии измеряют второй раз – обратно. Наклонное проектное расстояние находят по формуле:

$$L = \sqrt{D^2 + h^2} ,$$

где D – горизонтальное проложение линии, м; h – превышение между точками концами линии, м.

D и h определяют по топографическому плану.

7.2. Вынос в натуру точки с заданными координатами (полярным способом)

На топографическом плане запроектирована буровая скважина (C), которую необходимо вынести в натуру от ближайших пунктов геодезической сети (в примере пункты 1 и 2 на рис. 7.2).

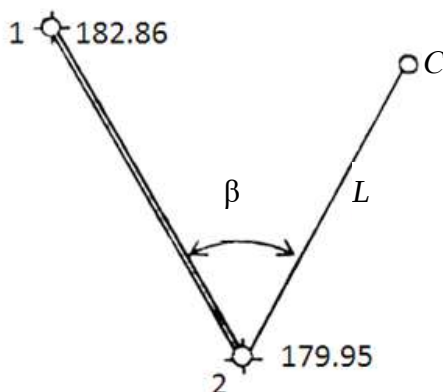


Рис. 7.2. Схема выноса в натуру запроектированной точки

Прямоугольные координаты и отметки пунктов геодезической сети 1 и 2 выписывают из ведомостей вычисления координат и высот точек съемочного обоснования, а координаты и отметку точки C студенты определяют графически с топографического плана (таблица 7).

Таблица 7

Исходные данные

	X	Y	H
1	3833,62	2950,42	182,86
2	3771,20	2838,80	179,95
C	3764,42	2858,20	184,50

Для переноса запроектированной точки в натуру применим способ полярных координат.

Вначале выполняют геодезическую подготовку проекта. Для этого необходимо вычислить разбивочные элементы, т. е. полярный угол β и полярное расстояние L по формулам:

$$\beta = \alpha_{2-C} - \alpha_{2-1},$$

$$r(\alpha_{2-C}) = \arctg \frac{Y_C - Y_2}{X_C - X_2},$$

$$r(\alpha_{2-1}) = \arctg \frac{Y_1 - Y_2}{X_1 - X_2},$$

$$L = \sqrt{D^2 + h^2}, \quad D_{2-C} = \sqrt{\Delta X^2 + \Delta Y^2}, \quad h = H_C - H_2,$$

где X_1, X_2, Y_1, Y_2 – прямоугольные координаты исходных пунктов; X_C, Y_C – прямоугольные координаты запроектированной точки C ; H_2, H_C – отметки точек 2 и C ; D_{2-C} – горизонтальное проложение линии 2 – C ; L – наклонное проектное

расстояние от пункта 2 до точки C; α_{2-C} , α_{2-1} – дирекционные углы линий 2-C и 2-1.

В нашем примере:

$$r(\alpha_{2-1}) = \operatorname{arctg} \frac{2950,42 - 2838,80}{3833,62 - 3771,20} = \operatorname{arctg} \frac{+111,62}{+62,42} = 1,78821 \text{ (1-я четверть)},$$

$$r(\alpha_{2-1}) = \alpha_{2-1} = 60^\circ 47' 07''.$$

$$r(\alpha_{2-C}) = \operatorname{arctg} \frac{2858,20 - 2838,80}{3764,42 - 3771,20} = \operatorname{arctg} \frac{+19,40}{-6,78} = 2,86136 \text{ (2-я четверть)},$$

$$r_{2-C} = 70^\circ 44' 10''.$$

$$\alpha_{2-C} = 180^\circ - 70^\circ 44' 10'' = 109^\circ 15' 50'',$$

$$\beta = 109^\circ 15' 50'' - 60^\circ 47' 07'' = 48^\circ 28' 43'',$$

$$D_{2-C} = \sqrt{19,40^2 + 6,78^2} = 20,55, \text{ м},$$

$$h = 184,50 \text{ м} - 179,95 \text{ м} = 4,55 \text{ м},$$

$$L = \sqrt{20,55^2 + 4,55^2} = 21,05, \text{ м}.$$

Затем составляют разбивочный чертеж в масштабе топографического плана, на котором запроектирован объект (рис. 7.3).

На разбивочный чертеж наносят: пункты геодезической сети (1, 2); величины углов и линий, которые необходимо отложить на местности от исходных пунктов до проектированной точки.

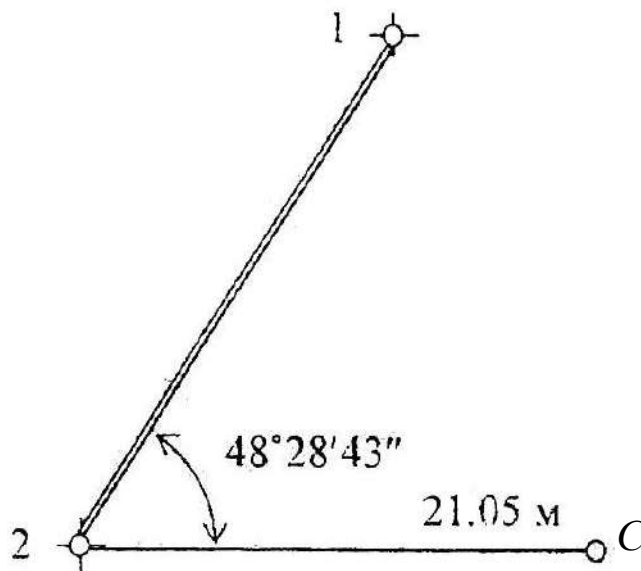


Рис. 7.3. Разбивочный чертеж

На местности в точке 2 устанавливают теодолит и способами изложенными выше (7.1.1, 7.1.2), отмеряют величины, указанные на разбивочном чертеже. Для контроля можно вычислить полярные координаты точки C от пункта 1.

7.3. Вынос в натуру точки с заданной отметкой

От пункта геодезической сети A с отметкой $H_0 = 49,347$ м необходимо вынести на местность точку B с проектной отметкой $H_{пр} = 48,000$ м. Сначала точку B выносят и закрепляют на местности в соответствии с ее плановым положением.

Для выноса проектной отметки в точке B между исходной точкой A и проектной точкой B устанавливают нивелир (рис. 7.4).

Установив рейку на т. A , берут по ней отсчет a (пусть $a = 0,572$ м).

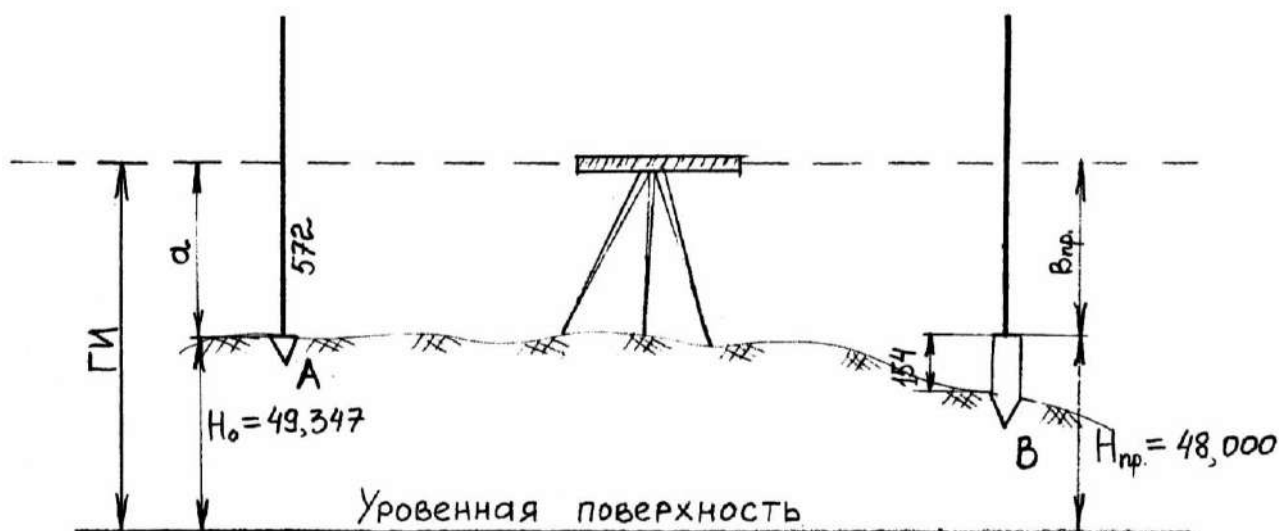


Рис. 7.4. Вынос в натуру точки с проектной отметкой

Определяют горизонт инструмента (ГИ) по формуле:

$$\text{ГИ} = H_0 + a = 49,347 + 0,572 = 49,946 \text{ м.}$$

Вычисляют проектный отсчет по рейке $v_{\text{пр}}$, соответствующий проектной отметке точки В.

$$v_{\text{пр}} = \text{ГИ} - H_{\text{пр}} = 49,946 \text{ м} - 48,000 \text{ м} = 1946 \text{ мм.}$$

Затем, наблюдая в трубу нивелира по рейке установленной в точке В, забивают колышек на такую глубину, чтобы отсчет по рейке, установленной пятой на колышке, был равен вычисленному значению $v_{\text{пр}} = 1946 \text{ мм}$.

Допустим, отсчет по рейке в т. В равен 2100 мм, тогда $2100 - 1946 = 154 \text{ мм}$, это величина, на которую надо приподнять колышек, чтобы получить проектную отметку, соответствующую верху колышка.

7.4. Вынос в натуру линии с проектным уклоном

От пункта геодезической сети А с отметкой $H_0 = 50,20 \text{ м}$ (рис. 7.5, а) требуется разбить линию длиной $D = 30 \text{ м}$ с уклоном $i = 0,040$.

Проектное направление линии выносят на местность, закрепляют точками, расположенными через 10 м (1, 2, В).

Вычисляют проектные отметки точек 1, 2, В по формуле:

$$H_{\text{np}} = H_0 + i \times d,$$

где $H_{\text{пр}}$ – проектная отметка точки, закрепленной на линии АВ; i – проектный уклон; d – расстояние от исходной точки А до определенной точки.

$$H_{\text{ггп1}} = 50,20 + 0,040 \times 10 = 50,20 + 0,04 = 50,24 \text{ м};$$

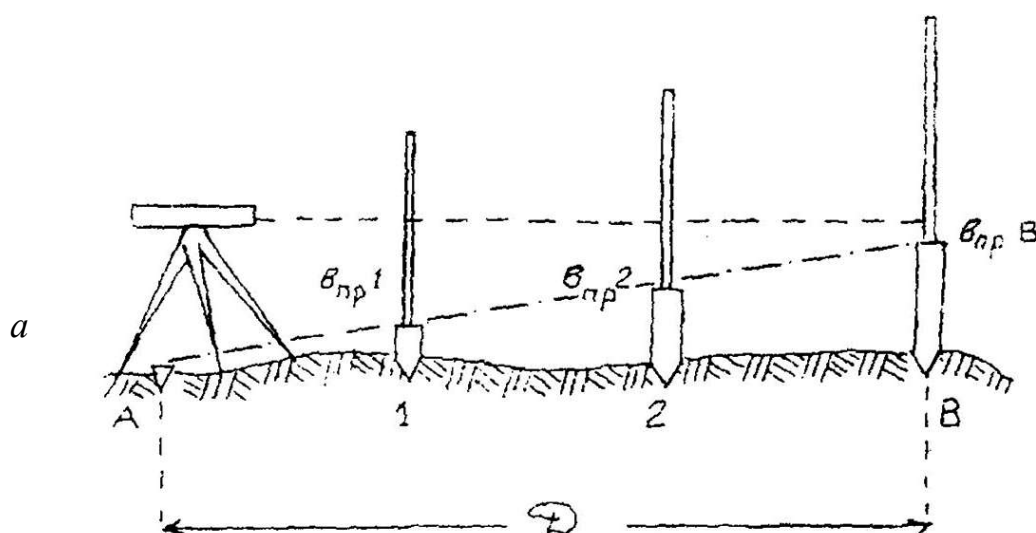
$$H_{\text{np2}} = 50,20 + 0,040 \times 20 = 50,20 + 0,08 = 50,28 \text{ м};$$

$$H_{\text{гпБ}} = 50,20 + 0,040 \times 30 = 50,20 + 0,12 = 50,32 \text{ м.}$$

Вычисленные проектные отметки точек 1, 2, В выносят в натуру изложенным выше способом. На рис. 7.5, а $v_{пр1}$, $v_{пр2}$, $v_{пр В}$ – проектные отсчеты по рейке в точках 1, 2, В.

При другом способе разбивки проектного уклона подъемными винтами нивелира наклоняют трубу нивелира до тех пор, пока отсчет по рейке на вынесенной проектной точке В не станет равен высоте инструмента. В результате линия визирования будет параллельна линии заданного уклона. Промежуточные точки линии определяют установкой рейки в точках 1 и 2 и получением на них того же отсчета, что и на точке В (рис. 7.5, б).

Материалы, прилагаемые к отчету в главе «Инженерно-геодезические задачи».



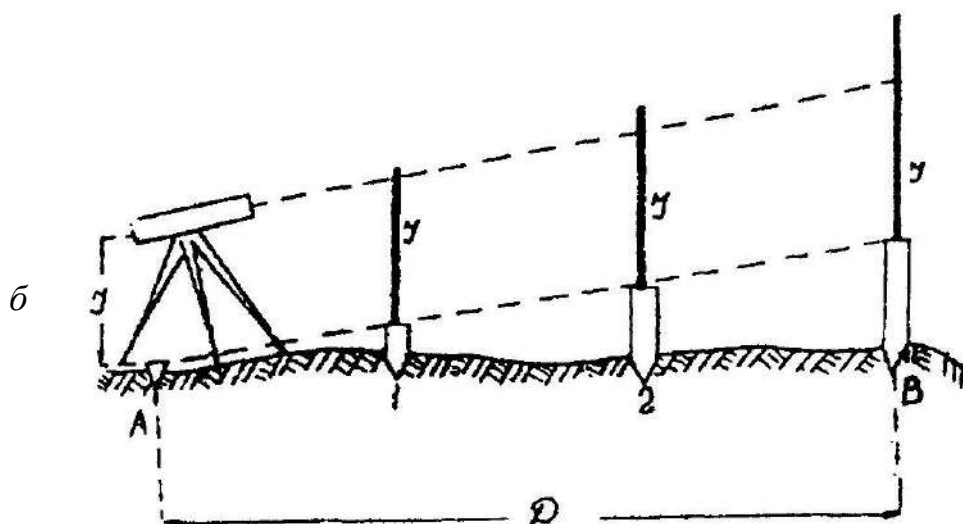


Рис. 7.5. Построение заданного уклона

В отчете по геодезической практике в главе «Инженерно-геодезические задачи» дается описание решения задачи, все вычисления по определению разбивочных элементов и разбивочные чертежи с указанием углов и длин, которые необходимо отложить на местности от исходных пунктов до проектных точек; на топографическом плане бригады указывают проектные точки.

8. ОФОРМЛЕНИЕ ОТЧЕТА ПО ПРАКТИКЕ

По итогам геодезической практики студенты пишут бригадный отчет. Отчет оформляется на листах А-4. В отчете отражаются следующие вопросы:

- описание участка работ: местоположения, рельеф, растительность, гидрография, дорожная сеть, наличие населенных пунктов, промышленных предприятий и т. п.;
- виды геодезических работ, поверки приборов, камеральная обработка результатов полевых измерений, результаты и допуски;

- виды работ, выполненные отдельными студентами.

Содержание отчета:

1. Общие сведения.
2. Физико-географическая характеристика района работ.
3. Рекогносцировка местности и закладка центров.
4. Поверки теодолита.
5. Измерение горизонтальных и вертикальных углов и измерение расстояний.
6. Вычисление координат и отметок съемочного обоснования.
7. Тахеометрическая съемка.
8. Поверки нивелира.
9. Геометрическое нивелирование.
10. Инженерно-техническое нивелирование по оси трассы.
11. Решение инженерно-геодезических задач.
12. Вычерчивание топографического плана.

К отчету прилагаются:

1. Схема съемочного обоснования и привязки в произвольном масштабе (на схему выписывают средние значения измеренных углов и длин).
2. Журналы измерения углов и длин сторон.
3. Ведомости вычисления отметок точек съемочного обоснования.
4. Ведомость вычисления координат точек съемочного обоснования.
5. Журнал тахеометрической съемки.
6. Абрисы.
7. Топографический план масштаба 1:500.
8. Пикетажный журнал.
9. Журнал нивелирования.
10. Профиль местности по оси трассы.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

ГОСТ 22268-76. Геодезия. Термины и определения.

ГКИНП-02-033-79. Инструкция по топографической съемке в масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000 и 1:500.

Клепко В. Л., Назаров И. В. Геодезия: курс лекций. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. – 148 с.

СП 47.13330.2012. Инженерные изыскания для строительства. Основные положения.

Условные знаки для топографических планов масштабов 1:5000, 1:2000, 1:1000, 1:500.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Стандартный шрифт

Стандартный шрифт (по ГОСТу 2.304-81 – чертежный шрифт) пишется от руки с наклоном 1:3. Применяется для ведения записей в журнале и оформления документации.

А Б В Г Д Е Ж З И Й К Л М Н О П Р

С Т У Ф Х Ц Ч Ш Щ Ъ Ы Ь Э Ю Я

а б в г д е ж з и й к л м н о п р с т

у ф х ц ч ш щ ъ ы ь э ю я

СХЕМА Профиль План

147°25' 638,9 70,241 139°57'

Студент Преподаватель

Вычислительный шрифт

Вычислительный шрифт имеет прямое начертание. Он применяется при полевых и вычислительных работах. Шрифт легко запоминается и читается, прост в исполнении.



Пирамида. Сигнал. Азимутный пункт. Широта и долгота. Наблюдение горизонтальных углов. Исправленные углы.

4 152	4 3175	9.175 371	3.323 715	4 252.62	3 189.14
2 245	11 657	7 963.57	152 343.5	1.569 145	2 356.16
250° 41'	24° 32'	293° 38' 45"	225° 49'	31° 53' 47"	15° 24'



МИНОБРНАУКИ РФ

**ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»**

Н. Н. Дерябин, С. Г. Эйнгори

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ПРАКТИКА

для специальности 21.05.03

Технология геологической разведки

специализация № 3

Технология и техника разведки МПИ»

Екатеринбург
2018

1. ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ПРАКТИКИ

Основная цель **Производственно-технологической практики** - реализация на производстве и закрепление теоретических знаний, полученных студентами в процессе обучения; - практическая работа по специальности и овладение профессиями квалификационных и рабочих; - изучение и приобретение опыта инженерного руководства структурным подразделением предприятия, на котором непосредственно проходит практика, - проверка деловых качеств студентов в производственных условиях.

Задачами **Производственно-технологической практики** являются:

- приобретение практических навыков самостоятельной работы в должности рабочего;
- приобретение опыта бурения, эксплуатации и ремонта оборудования, используемого в геологоразведочных организациях (предприятиях);
- изучение и освоение технологии, применяемой на предприятии;
- изучение конкретных производственных заданий предприятий и технико-экономических показателей их выполнения;
- изучение организации труда.

2 МЕСТО ПРАКТИКИ В СТРУКТУРЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ

Производственно-технологическая практика студентов УГГУ является составной частью основной профессиональной образовательной программы высшего образования, входит в Блок 2 «Практики», и представляет собой одну из форм организации учебного процесса, заключающуюся в профессионально-практической подготовке обучающихся в университете и на базах практики.

3 ОБЪЕМ ПРАКТИКИ В ЗАЧЕТНЫХ ЕДИНИЦАХ И ЕЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ В НЕДЕЛЯХ ЛИБО В АКАДЕМИЧЕСКИХ ИЛИ АСТРОНОМИЧЕСКИХ ЧАСАХ

Общая трудоемкость производственной практики составляет 24 зачетные единицы, 864 часа.

Общее время прохождения производственной практики студентов 16 недель 112 календарных дней.

4 СОДЕРЖАНИЕ ПРАКТИКИ

№ п/п	№ недели	Разделы (этапы) практики и содержание, место прохождения практики	Трудоемкость (в часах) -учебная работа/ самостоятельная работа		Формы контроля
			учебная	СР	
		<i>Подготовительный (организационный) этап</i>			
1		Организационное собрание, сбор и изучение рекомендуемой литературы, получение необходимых консультаций по организации и методике проведения работ со стороны руководителя практики от кафедры	2		собеседование
	1-12	Производственная практика по получению профессиональных умений и опыта профессиональной деятельности на			
2		Инструктаж по технике безопасности, охране труда, пожарной безопасности, сдача		20	заполнение соответствующего

		техминимума			раздела плана-графика практики, заполнение журнала по ТБ
		<i>Основной этап</i>			
3		Современное состояние и перспективы развития предприятия (лекции и беседы инженерно-технических работников)		6	собеседование, отчет по практике
3.1		Краткая геологическая характеристика района работ. Дается оценка значимости месторождения, на котором проводятся работы. Приводятся общие сведения о районе работ (географическое положение, наличие путей сообщения, дорог, источников энергии, топлива, стройматериалов, рабочей силы, технической и питьевой воды).		20	
3.2		Производственно-технический: приводится характеристика условий бурения и прочностных свойств пород, слагающих геологический разрез; описание технологии бурения скважин и расчетные технологические параметры; комплектация бурового и энергетического оборудования, технологического инструмента и контрольно-измерительной аппаратуры; описание специальных работ, проводимых в скважинах (тампонаж, цементация, бурение дополнительных стволов, гидродинамические исследования, геофизические, откачки и т.п.); особенности износа породоразрушающего инструмента, бурильных труб и оборудования; описание развития геолого-технических осложнений, аварий и различного рода отклонений в технологическом процессе бурения; энерго-водо-материалоснабжения, связь, транспорт и оборудование. В этом же разделе необходимо приложить геолого-технический наряд на бурение скважины, а также чертежи специальных снарядов или их схемы.		776	
3.3		Охрана окружающей среды и безопасности: приводятся характеристики вредных и опасных воздействий на природную среду, средства и способы их нейтрализации; характеристика факторов, опасных для персонала и лиц, взаимодействующих с производством, средства защиты.		30	
3.4		В заключении приводятся итоги прошедшей практики, где студент пытается дать оценку их результатам. Так, например, какие он приобрел практические навыки самостоятельной работы на буровых станках и установках различных типов в зависимости от геолого-технических условий бурения скважин в должности машиниста буровой установки, а также какой он приобрел опыт в освоении технологии бурения скважин с применением современных технических средств.		5	
		<i>Итоговый (заключительный) этап</i>			
		Подготовка отчета о практике, защита отчета		5	Защита отчета по итогам прохождения практики
		Итого		864	Зачет

Примерный план прохождения практики:

Задание	Отчетность
<i>Знакомство с основами будущей профессии</i>	
Организационное собрание, сбор и изучение рекомендуемой литературы, получение необходимых консультаций по организации и методике проведения работ со стороны руководителя практики от кафедры	
1. Ознакомиться с базой практик, пройти инструктаж по технике безопасности	Раздел отчета: Безопасность жизнедеятельности
2. Ознакомиться с подразделением, в котором студент проходит практику, организацией деятельности буровика, должностными инструкциями рабочих мест и инженерно-технического персонала...	Первый раздел отчета - Описание подразделения – название, функции, задачи подразделения, должностные обязанности работников (кратко).
3. Ознакомиться с геологическим строением района	Первый раздел отчета - Геологический (кратко).
<i>Формирование общепрофессиональных и профессиональных компетенций (умений и опыта)</i>	
4. Выполнить задания по поручению и под наблюдением бурового мастера: - буровой инструмент; - буровое оборудование; -	Второй раздел отчета - Составленные студентом документы – и т.д. , описание выполненной деятельности
<i>Итоговый (заключительный) этап</i>	
Подготовка отчета о практике, защита отчета	

Отчёт о практике

Отчётные материалы о практике состоят из следующих частей:

- а) путёвка-направление, документально подтверждающая работу студента на данном предприятии в определённой должности в определённый срок. Путёвка-направление содержит табель учёта рабочего времени и характеристику студента;
- б) заполненные таблицы, описания, географические схемы в соответствии с заданием, сведённые в отчёт и содержащие комментарии студента к каждому материалу;
- в) приложения образцовых горных пород, коронок и соединений и т. п.

Отчёт принимает руководитель и утверждает его после защиты. Материалы практики хранятся на кафедре и используются при выполнении студентами курсовых и дипломных работ.

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ПРАКТИКА НА БУРЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН

1. Содержание практики

Производственную практику на геологоразведочном бурении проходят студенты, обучающиеся по специальности «Технология геологической разведки», избравшие для курсового или дипломного проектирования тематику технико-технологического обеспечения геологоразведочных работ.

На практику в геологоразведочные организации, предприятия (ГРП) направляются студенты, прошедшие учебную технологическую практику и получившие квалификацию машиниста буровой установки колонкового механического бурения не ниже 2-го разряда.

Различия первой производственной и преддипломной практик определяются заданиями на практику: сложностью заданий, объёмом и содержанием решаемых задач в ходе практики и при последующем учебном технологическом проектировании.

2. Структура и форма заданий на первую и преддипломную производственную практики в геологоразведочной партии

Задание на производственную практику включает следующие пункты.

- перечень видов работ, технологий и буровых установок, на которых проводится практика:

структурно-поисковые, разведочные скважины глубиной не менее 250 м, бурение установками колонкового бурения; с отбором керна, с промывкой и продувкой;

картировочные и разведочные скважины глубиной до 100 м в рыхлых породах с отбором специальных проб, с гидротранспортом керна, установками вибрационного и шнекового бурения.

- должности, выполняемые обязанности и требования к приобретаемым практическим навыкам:

Стажёр бурового мастера, стажёр машиниста БУ, помощник бурильщика, сборка колонны бурильных труб, колонкового снаряда, заклинка, извлечение и укладка керна, приготовление, очистка и контроль параметров глинистого раствора, контроль износа коронок и калибровка бурильных труб, выполнение спуско-подъёмных операций, текущее тех. обслуживание бурового оборудования.

- *Сбор материалов:*

А. Геологические материалы:

Разрез по скважине (наиболее сложный и представительный), описание пород и минералов разреза, инженерно-геологических и гидрогеологических целей и задач, решаемых бурением скважины, геофизических, геохимических, гидрогеологических исследований, проводимых на основе результатов бурения;

Б. Техничко-технологические материалы:

Породоразрушающий инструмент, оборудование, оснастка (марки, типоразмеры, схемы расположения и использования), технологические материалы, реагенты, растворы (очистные агенты, тампонажные смеси), описание технологических операций, способов и технологических схем, конструкции скважин, буровые установки, мачты, талевые оснастки.

В. Специальный вопрос (тема углублённого изучения):

Материалы новых нетрадиционных или прогрессивных технологий, выполнявшихся на объекте по теме, определённой руководителем.

Г. Описание буровых аварий и геолого-технических осложнений, схем, методов и средств их предупреждения и устранения.

Задание на преддипломную практику включает дополнительные требования по каждому из пунктов:

- перечень видов работ, технологий и буровых установок:

- глубокие наклонно направленные поисковые и разведочные скважины, а также скважины, буримые с применением новых нетрадиционных или прогрессивных технологий (с буровым снарядами на шлангокабеле, снарядами ССК, горизонтальные скважины, бурение с обратно-всасывающей промывкой и др.);

- кустовое, многоствольное, горизонтальное бурение; опробование рудных тел в сложных условиях с использованием эжекторных, пакерных снарядов, снарядов направленного бурения;

- должности, выполняемые обязанности и требования к приобретаемым навыкам:

стажёр инженера-технолога, начальника участка, гл. инженера ГРП, буровой мастер, машинист буровой установки, помощник машиниста БУ, сборка и регулировка специальных буровых снарядов (направленное бурение), эжекторных снарядов, пакерных, двойных колонковых, герметизированных пробоотборников, кернаориентаторов, подбор рецептур очистных агентов для бурения в сложных условиях, организация рациональной отработки породоразрушающего инструмента и выбор параметров режима бурения; выполнение специальных работ в скважине (установка отклонителя и отбурка дополнительного ствола, отбор ориентированного керна, отбор специальных керношлямовых проб и др.).

- **Сбор материалов**

А. Геологические материалы:

Описание генезиса и строения месторождения, подробная характеристика разведочного комплекса (схем, методов и средств разведки месторождения),

гидрогеологические и инженерно-геологические характеристики залегания полезного ископаемого, особенности полезного ископаемого в количественных и качественных показателях.

Б. Техничко-технологические материалы:

Особенности износа породоразрушающего инструмента, бурильных труб и оборудования, описание развития геолого-технических осложнений, аварий различного рода отклонений в технологическом процессе бурения, энерго-водо-материало-снабжение, связь, транспорт, оборудование и схемы специальных работ в скважинах (оперативный тампонаж, исправление, стабилизация трасс, спец. опробование).

В. Специальный вопрос:

Материалы самостоятельных наблюдений, экспериментов, разработок по программе, утверждённой руководителем, и материалы опытно-методических работ, проводившихся на месторождении, а также разработки предложений по совершенствованию существующих технических средств, способов предупреждения осложнений и аварий, способов контроля технологических процессов, проверки эффективности новых технологических материалов и инструментов, по теме, утверждённой руководителем.

Г. Материалы по экономике и организация:

Характеристики правового статуса предприятия и лицензирования его деятельности, структура управления предприятием и связь с государственными структурами, муниципальными органами, структура и объём налогов, нормативы и объёмы платежей, структура и объёмы затрат на производство работ по статьям расходов, экономические предпосылки разработки месторождения.

Д. Материалы по охране природной среды и безопасности:

Характеристики вредных и опасных воздействий на природную среду, средства и способы их нейтрализации; характеристика факторов, опасных для персонала и лиц, взаимодействующих с производством, средства защиты.

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ПРАКТИКА НА БУРЕНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

1. Структура задания на производственную практику

Первая производственная практика студента на предприятии, которое эксплуатирует месторождение геотехнологическим методом, организуется в соответствии с заданием, содержащим следующие основные разделы.

1.1. Характеристика выполняемых работ и условий их производства, применяемых технологий и технических средств

- Общее знакомство с предприятием и принципиальной технологической схемой эксплуатации месторождения геотехнологическим методом.
- Изучение конкретных геологических и гидрогеологических условий залегания продуктивных горизонтов, эксплуатируемых с помощью геотехнологических скважин.
- Изучение техники и технологии бурения и оборудования геотехнологических скважин на месторождении.
- Знакомство с методикой проектирования сети и конструкции технологических скважин, а также с методиками расчетов их технических, технологических и эксплуатационных параметров.
- Изучение организации труда, защиты окружающей среды при бурении и оборудовании геотехнологических скважин на месторождении.

1.2. Трудовая деятельность студента в период производственной практики

В период практики студент приобретает практические навыки, работая в должности помощника бурильщика при бурении и оборудовании технологических

скважин или оператора по наладке и контролю работы эксплуатационных скважин и технологического оборудования компрессорного и раствороподъемного оборудования. Допускается приобретение практических навыков в качестве стажера.

В результате приобретенных навыков студент должен уметь производить спуско-подъемные операции бурильной и обсадной колонн, управлять процессом бурения, получать кондиционные образцы керна, оборудовать технологические скважины фильтром, обсадкой и водоподъемной колоннами труб, раствороподъемниками, средствами контроля за технологическими эксплуатационными параметрами, осуществлять текущее техническое обслуживание бурового и технологического оборудования.

1.3. Сбор материалов для оформления отчета и подготовки к проектированию

Геологические и гидрогеологические материалы об условиях залегания продуктивного горизонта, а также количественные показатели его строения и фильтрационных свойств должны содержать следующие данные:

- характеристику геологического разреза с указанием вида, мощности, строения, физико-механических свойств, категории буримости и горнотехнических условий залегания горных пород;
- гидрогеологическую характеристику подземных вод с указанием пьезометрического уровня;
- глубины условий залегания продуктивного горизонта с оценкой водопроницаемости его кровли и почвы;
- строение продуктивного горизонта, показатели его трещиноватости и пористости, гранулометрические характеристики;
- коэффициенты фильтрации, проницаемости, анизотропии продуктивного горизонта.

Геологические материалы оформляются в виде геологической карты участка, геологических разрезов по эксплуатационным или разведочным профилям, геологических и гидрогеологических характеристик месторождения, результатов геофизических, геохимических и гидрогеологических исследований, а также в виде технологических схем эксплуатации месторождения геотехнологическим методом.

Технико-технологические материалы по технике и технологии бурения и оборудования геотехнологических скважин должны содержать:

- подробную характеристику конструкции технологических скважин;
- характеристику бурового оборудования, бурового и вспомогательного инструмента, применяемого при бурении геотехнологических скважин;
- технологию бурения скважин и технологию вскрытия и освоения продуктивного горизонта;
- способы геофизических исследований в скважинах;
- технологию оборудования продуктивного интервала в скважинах фильтрами, характеристику конструктивных элементов фильтра;
- конструкцию и технологию установки эксплуатационных колонн, способы цементации затрубного пространства, характеристику технологических цементирующих материалов;
- характеристику и конструкцию средств откачки;
- конструкцию элементов оборудования устья технологических скважин.

Технико-технологические материалы оформляются в виде геолого-технического наряда, технических схем оборудования и конструкции скважины, технологических схем и технических эскизов фильтров, средств откачки, описания технологических процессов и операций.

Материалы по охране окружающей среды должны содержать:

- перечень источников загрязнения окружающей среды и характеристику загрязняющих среду технологических материалов, применяемых при геотехнологическом методе эксплуатации месторождения;

- технические средства и технологические методы предупреждения проникновения из скважины технологических и продуктивных растворов в затрубное пространство, в проницаемые горные породы и за пределы охранной зоны;
- способы рекультивации и нейтрализации загрязненной поверхности на участке работ.

1.4. Работа над специальным заданием

Специальное задание на производственную практику студент получает для самостоятельного углубленного изучения одной из наиболее сложных и важных проблем техники и технологии бурения и сооружения геотехнологических скважин или для разработки предложений по совершенствованию существующих технических средств, способов предупреждения осложнений и аварий, способов контроля технологических процессов, проверки эффективности новых технологических материалов и инструментов.

Отчет о практике

Отчет составляется непосредственно в период прохождения практики на основании личных наблюдений, изучения проектных и отчетных документов предприятия, а также фондовых и производственных материалов.

Отчет о практике должен содержать следующие разделы:

1. Введение.
 - 1.1. Общая характеристика предприятия.
2. Топографическое описание района работ.
3. Геологическое строение участка работ.
 - 3.1. Физико-механические свойства пород.
4. Конструкция геологоразведочных скважин.
5. Технология бурения и сооружения геологоразведочных скважин.
6. Промывочные жидкости и промывочное хозяйство.
7. Характеристика бурового оборудования и инструмента.
8. Выход керна и мероприятия по его повышению.
9. Спуско-подъемные операции.
10. Крепление скважин.
11. Анализ осложнений и аварий.
12. Направленное бурение.
13. Гидрогеологические работы и исследования в скважине.
14. Ликвидационный тампонаж.
15. Монтаж, демонтаж и перевозка буровых установок.
16. Специальный раздел.
17. Охрана окружающей среды и охрана труда.

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ПРАКТИКА НА БУРЕНИИ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ СКВАЖИН

1. Структура задания на первую производственную практику

Производственная практика студента на предприятия, которые разведывают и эксплуатируют газовые и нефтяные месторождения организуется в соответствии с заданием, содержащим следующие основные разделы.

1.1. Характеристика выполняемых работ и условий их производства, применяемых технологий и технических средств:

- Общее знакомство с предприятием и принципиальной технологической схемой разведки и эксплуатации месторождения.
- Изучение конкретных геологических и гидрогеологических условий залегания продуктивных горизонтов. Общие сведения о горных породах, слагающих месторождение.
- Изучение техники и технологии бурения и оборудования скважин на месторождении.

- Знакомство с методикой проектирования сети и конструкции нефтяных и газовых скважин, а также с методиками расчетов их технических, технологических и эксплуатационных параметров.
- Изучение организации труда, защиты окружающей среды при бурении и оборудовании скважин на нефть и газ на месторождении

1.2. Трудовая деятельность студента в период производственной практики

В период практики студент приобретает практические навыки, работая в должности помощника бурильщика при бурении и оборудовании технологических скважин или оператора по наладке и контролю работы эксплуатационных скважин и технологического оборудования компрессорного и раствороподъемного оборудования. Допускается приобретение практических навыков в качестве стажера.

В результате приобретенных навыков студент должен уметь производить спуско-подъемные операции бурильной и обсадной колонн, управлять процессом бурения, получать кондиционные образцы керна, оборудовать разведочные эксплуатационные скважины фильтром, обсадными колоннами труб, средствами контроля за технологическими эксплуатационными параметрами, осуществлять текущее техническое обслуживание бурового и технологического оборудования.

1.3. Сбор материалов для оформления отчета и подготовки к проектированию

Геологические и гидрогеологические материалы должны содержать следующие данные:

- характеристику геологического разреза с указанием вида, мощности, строения, ФМС, категории буримости и других условий залегания горных пород;
- гидрогеологическую характеристику подземных вод с указанием пьезометрического уровня.
- глубины и условий залегания продуктивного пласта.
- строение продуктивного пласта, показатели его пористости, трещиноватости.
- коэффициенты пористости, проницаемости продуктивного пласта.

Геологические материалы оформляются в виде геологической карты участка, стратиграфических и геологических разрезов по эксплуатационным или разведочным профилям, результатов геофизических исследований.

Технико-технологические материалы по технике и технологии бурения и оборудования нефтяных и газовых скважин должны содержать:

- подробную характеристику конструкции скважин;
- характеристику бурового оборудования, бурового и вспомогательного инструмента; применяемого при бурении скважин на нефть и газ;
- характеристику бурового раствора;
- технологию бурения скважин и технологию вскрытия и освоения продуктивного пласта;
- способы геофизических исследований в скважинах;
- конструкцию и технологию установки эксплуатационных колонн, способы цементации затрубного пространства, характеристику тампонажного материала и технических средств цементирования;
- схему обвязки устья при цементировании.

Технико-технологические материалы оформляются в виде геолого-технического наряда, технических схем оборудования и конструкции скважин, технологических схем и технических эскизов компоновки бурильной колонны, эксплуатационной колонны, описания технологических процессов и операций.

Материалы по охране окружающей среды:

- перечень источников загрязнения окружающей среды и характеристика загрязняющих среду технологических материалов, применяемых при эксплуатации месторождения;
- технические средства и технологические методы предупреждения проникновения из скважины технологических и продуктивных растворов в

- затрубное пространство, в проницаемые горные породы и за пределы охранной зоны;
- способы рекультивации и нейтрализации загрязненной поверхности на участке работ.

1.4. Работа над специальным разделом

Специальное задание на производственную практику студент получает для самостоятельного углубленного изучения одной из наиболее сложных и важных проблем техники и технологии бурения и сооружения нефтяных и газовых скважин или для разработки предложений по совершенствованию существующих технических средств, способов вскрытия и освоения пластов, способов предупреждения осложнений и аварий, проверки эффективности новых технологических материалов и инструментов.

Отчет о практике

Отчет составляется непосредственно в период прохождения практики на основании личных наблюдений, изучения проектных и отчетных документов предприятия, а также фондовых и производственных материалов (см. прилож.)

Отчет о практике должен содержать следующие разделы:

1. Введение.
2. Геологические и гидрогеологические условия залегания продуктивных горизонтов. Характеристики пород-коллекторов (стратиграфический разрез).
3. ГТН(ы).
4. Конструкции нефтяных и газовых скважин.
5. Выбор бурового раствора.
6. Техника и технология бурения и сооружения нефтяных и газовых скважин.
7. Технология вскрытия продуктивных горизонтов и их освоение.
8. Разобщение пластов (выбор тампонажного цемента, цементировочного оборудования, контроль качества цементирования)
9. Характеристика бурового оборудования и инструмента.
10. Геофизические исследования.
11. Аварии и осложнения.
12. Охрана окружающей среды.

ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ПРАКТИКА ПО БУРЕНИЮ СКВАЖИН НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

1. Структура и форма задания на первую и на преддипломную производственные практики на горнодобывающих предприятиях

1.1. Задание на производственную практику студентов:

- Перечень видов работ, технологий и буровых установок, на которых проводится практика: разведочные, эксплуатационные, технологические и другие типы скважин, которые бурятся с целью доразведки отдельных участков разрабатываемых месторождений твердых полезных ископаемых, а также с целью добычи полезных ископаемых.
- Должности, выполняемые обязанности и требования к приобретаемым навыкам:
 - стажер машиниста станка шарошечного бурения;
 - стажер бурового мастера;
 - помощник бурильщика.

Определение и регулирование параметров режимов бурения; очистка ствола скважины от бурового шлама промывочной жидкостью и сжатым воздухом; контроль износа шарошечных долот и буровых коронок; технический осмотр и сборка колонны бурильных труб; техническое обслуживание буровой установки.

- Сбор материалов

а) геологические материалы:

разрезы по различным типам скважин: разведочных, буровзрывных и т. д.; описание горных пород, их физические свойства; исследования, проводимые в скважинах: геофизические, гидрогеологические, геохимические;

б) технико-технологические материалы:

краткая характеристика бурового оборудования и инструмента; схема размещения оборудования и необходимых материалов на скважине; описание технологических операций при бурении; обоснование конструкции скважин и параметров режима бурения;

в) специальный вопрос

определяется руководителем производственной практики студента применительно к конкретному месторождению полезных ископаемых; студент углубленно изучает материалы по этому вопросу и разрабатывает конкретные решения его на альтернативной основе;

специальными вопросами в качестве примеров могут быть:

- природоохранные технологии буровых работ на месторождении;
- нейтрализация и утилизация бурового шлама и сточных вод;
- охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения и истощения; технологическое обеспечение ее при разработке месторождения;
- мероприятия по предупреждению и устранению осложнений в бурении и аварий.

г) охрана труда на буровых работах:

правила и должностные инструкции по охране труда, которыми обеспечены инженерно-технические работники и специалисты, занятые бурением скважин;

сведения о контрольно-измерительной аппаратуре и защитных устройствах на буровых установках, их метрологической проверке;

организация буровых работ на предприятии.

Основная литература

№ п/п	Наименование
1	Башлык С.М., Загибайло Г.Т. Бурение скважин. М. : «Недра», 1990. – 477с.
2	Калинин А.Г., Ошкордин О.В. и др. «Разведочное бурение»: Учеб. для ВУЗов. – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2000. – 748 с.
3	Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование. Коллектив авторов под общей редакцией А. М. Гусмана и К. П. Порожского: Научное издание. Екатеринбург: УГГГА, 2002. – 592с.
4	А. И. Булатов, С. В. Долгов. Спутник буровика. Справ. Пособие в 2 кн.-М.: «Недра-бизнесцентр», 2006 г. 1 кн. 379 с., 2 кн. -534 с.
5	Репин А.Г. Краткий толковый словарь по газу и нефти (Brief gasoil glossary) / А.Г. Репин. — Электрон. текстовые данные. — М. : Геоинформмарк, Геоинформ, 2006. — 128 с. — 5-98877-007-Х. — Режим доступа: http://www.iprbookshop.ru/16853.html
6	Буровые станки и бурение скважин. Бурение нефтяных и газовых скважин: лабораторный практикум / И.В. Мурадханов [и др.]. — Электрон. текстовые данные. — Ставрополь: Северо-Кавказский федеральный университет, 2017. — 136 с. — 2227-8397. — Режим доступа: http://www.iprbookshop.ru/69376.html
7	Шамшев Ф. А., Тараканов С. Н., Кудряшов Б. В. Технология и техника разведочного бурения. – М.: Недра, 1983. – 564 с.
8	Козловский Е. А., Кардыш В. Г., Мурзаков Б. В. и др. Справочник инженера по бурения геологоразведочных скважин. – М.: Недра, 1984. – 512 с.
9	Афанасьев И. С., Блинов Г. А., Пономарев П. П. и др. Справочник по бурению геологоразведочных скважин. С-Петербург.: ООО Недра, 2000, - 712 с.
10	Правила безопасности при геологоразведочных работах. – М.: Недра, 1979. – 249 с.
11	Волков. А. С., Долсов Б. П. Вращательное бурение разведочных скважин. -М: Недра, 1988. – 318 с.
12	Волков А. С. Буровой геологоразведочный инструмент. – М.: Недра, 1979. – 285 с.
13	Справочник по бурению геологоразведочных скважин. – СПб.: ООО «Недра», 2000
14	Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование: научное издание / Коллектив авторов; под общей редакцией А. М. Гусмана и К. П. Порожского. Екатеринбург: изд-во УГГГА, 2002

Дополнительная литература

1. Волков А. С. Машинист буровой установки: учебное и справочное пособие. М.: ВИЭМС, МПР РОССИИ, 2003.
2. Михайлова Н. Д. Техническое проектирование колонкового бурения. М.: Недра, 1985.

Пример выполнения титульного листа



**МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО**

**«УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Факультет ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ РАЗВЕДКИ МПИ

**ОТЧЕТ
О ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ ПРАКТИКЕ**

Руководитель _____
Студент _____
Группа _____

Екатеринбург 202__ г.



Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»
(ФГБОУ ВО «УГГУ»)
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30

НАПРАВЛЕНИЕ НА ПРАКТИКУ

Студент

_____ (фамилия, имя, отчество)
_____ курса _____ факультета
специальности _____ направляется в

(наименование и адрес организации)
_____ для прохождения _____ практики с _____ по _____

М.П.

Декан факультета _____

Руководитель практики от университета _____

тел. кафедры: 8(343) _____

Отметка организации

Дата прибытия студента в организацию «_____» _____ 20__ г.

Направлен _____
(наименование структурного подразделения)

Приказ № _____ от «_____» _____ 20__ г.

Практику окончил «_____» _____ 20__ г. Приказ № _____

Руководитель практики от организации

М.П

(должность)

(ф. и. о.)

ИНДИВИДУАЛЬНОЕ ЗАДАНИЕ НА ПЕРИОД ПРАКТИКИ

Содержание индивидуального задания

Оценка выполнения индивидуального задания _____

График (план) прохождения практики

Период	Характеристика работы	Текущий контроль (выполнено/не выполнено)	Подпись руководителя практики от университета/ организации
1 день практики 01.07.2021	Проведение инструктажа в организации по технике безопасности и охране труда		
02.07.2021- 03.07.2021	Создание конкретного представления о деятельности организации и соответствующего структурного подразделения		
...	...		
15.07.2021- 30.07.2021	Выполнение заданий по поручению и под наблюдением бурового мастера: -; -;		

СОГЛАСОВАНО:

Подпись руководителя практики от университета _____

Подпись руководителя практики от организации _____

ХАРАКТЕРИСТИКА С МЕСТА ПРАКТИКИ СТУДЕНТА

(фамилия, имя, отчество)

Заключение организации о работе студента за период практики (технологические навыки, деловые качества, активность, дисциплина, участие в общественной работе организации)

[illegible]

Число пропущенных дней за время практики:

а) по уважительным причинам _____

б) по неуважительным причинам _____

« _____ » 20 ____ г.

Печать и подпись руководителя организации _____

Фамилия

И.О.

Отзыв
об отчете о прохождении практики студента
(заполняется руководителем практики от университета)

1. Выводы (характеристика отчета в целом, соответствие объема, содержания отчета программе):

2. Недостатки отчета:

Оценка по результатам защиты:

Руководитель практики от университета

(подпись)

И.О. Фамилия

«__» _____ 20__ г.

ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ СТУДЕНТА НА ПРАКТИКЕ

Характеристика должна содержать указание на отношение студента к работе, оценку его теоретических знаний, умение применять теоретические знания на практике, степень выраженности необходимых личностных и профессиональных качеств, вывод руководителя практики о полноте выполнения индивидуального задания и отсутствии / наличии замечаний к прохождению практики студента

[Характеристика студента с места практики описывает его профессиональную подготовку, теоретические знания, практические навыки и деловые качества, которые он проявил в период прохождения практики. Писать документ нужно в официальном стиле, при этом необходимо указать в характеристике следующие сведения:

- фамилия и инициалы обучающегося;
- обязанности обучающегося в период прохождения практики;
- профессиональные качества студента;
- особенности студента, проявленные при общении с трудовым коллективом;
- практические навыки, освоенные студентом;
- оценку, выставленную студенту по результатам прохождения практики].

Главная цель составления характеристики студента с места практики — описание его профессиональной подготовки, а также новых знаний и навыков, которые он приобрел в процессе практической деятельности в конкретной организации. Подробная характеристика позволит руководителю практики со стороны учебного заведения объективно оценить ее эффективность и поставить обучающемуся справедливую оценку.

Например

Иванов Александр Александрович проходил профессиональную практику в соответствии с программой. В период прохождения практики Иванов А.А. зарекомендовал себя с положительной стороны, дисциплинированным практикантом, стремящимся к получению новых знаний, навыков и умений, нацелен на повышение своей будущей профессиональной квалификации.

В период практики Иванов А.А. ознакомился со структурой, основными направлениями деятельности, работой буровика, нормативными документами, регулирующими деятельность организации, спецификой функциональных обязанностей буровика и принял активное участие в текущей деятельности.

Под руководством опытного специалиста, бурового мастера..... осваивал технологию бурения, технику безопасности; порядок оформления, ведения документации, связанной с целевым назначением работ; способы бурения скважин, порядок составления установленной отчетности; возможности использования современных информационных технологий в работе горного инженера.

К поручениям руководителя практики и выполняемой работе относился добросовестно. Во время прохождения практики продемонстрировал знание теоретического материала, профессиональной терминологии...; умение применять теоретические знания на практике; продемонстрировал навыки проведения, умение найти.... и применить их; грамотно оформлял документацию.....

Индивидуальное задание выполнено в полном объеме, замечаний к прохождению практики нет.

Практика Иванова А.А. заслуживает положительной оценки.

Руководитель организации

_____ (подпись) _____ ФИО

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА:

Размер шрифта основного текста: - кегль 14, формат А4, 1,5 интервал.

Нумерация страниц проставляется с третьей страницы в нижнем поле по центру.

Заголовки отделяются от основного текста сверху и снизу одним интервалом.

Шрифт заголовков выделяется жирным прописным или большим на 1-2 кегля.

По всему диплому соблюдается соподчиненность шрифтов разделов.

Красная строка – 1,5 см.

Раздел (глава) – часть – подчасть – подраздел.

Подзаголовок с трехзначной нумерацией в содержание не включается.

ВВЕДЕНИЕ не имеет нумерации!!!

1. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.

1.1. Физико-географические условия участка.....	7
1.2. Гидрография.....	11
1.3. Существующее водоснабжение	11
1.4. Геологическое строение района работ	13
1.5. Гидрогеологические условия района работ	25

Поля страницы:

верх – 2 см, низ – 2,5 + нумерация страницы, левое поле – 3 см., правое – 1,5.

Рисунок имеет название (под рисунком) и нумерацию как таблица и формула.

Таблицы:

Название таблицы ОБЯЗАТЕЛЬНО!!	Цифра раздела	Порядковый номер в разделе
Глубина залегания и мощность пачек по скв.1		
Таблица 1.1		

№ кв	Нижняя пачка		Средняя пачка		Верхняя пачка	
	Интервал глубин, м	Мощность, м	Интервал глубин, м	Мощность, м	Интервал глубин, м	Мощность, м
Нижнебелебеевская подсвита						
	263,0- 279,5	1 6,5	211,2- 263,0	51,8	174,7- 211,2	36,5

$$p_1 = \lambda_1 \cdot \frac{V_1^2 \cdot \rho}{2 \cdot d_1} \cdot (l + l_o) \cdot 10^{-6}, \text{ [МПа]} \quad (2.14)$$

где: ρ – плотность промывочной жидкости, кг/м^3 , $\rho=1040 \text{ кг/м}^3$;

d_1 –внутренний диаметр бурильных труб, м, $d_1= 0,0545\text{м}$;

l – длина колонны бурильных труб, м, $l = L - l_{убт}= 69 - 4,7= 64,3 \text{ м}$;

V_1 – скорость нисходящего потока промывочной жидкости, м/с .

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Бродов Г.С. Бурение и оборудование скважин на воду. – СПб, 2006. 154 с.
2. Технология и техника разведочного бурения. /Под ред. Шамшева Ф.А., Кудряшова Б.Б. и др./ - М.: Недра, 1983, 565 с.

Порядковый номер в разделе

ПРИМЕР

Размер кегля 10-12



**ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный
университет»**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ПО ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ
21.05.03 ТЕХНОЛОГИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ
Специализация № 3
ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА РАЗВЕДКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»
*очного и заочного обучения***

**Екатеринбург
2020**

ПРЕДИСЛОВИЕ

Разработка дипломного проекта является завершающим этапом инженерного образования и профессионального обучения технологов геологоразведочного производства. Проект позволяет студенту синтезировать весь ранее полученный материал в целостную практическую разработку.

Предлагаемые методические указания подготовлены с учетом опыта предыдущих аналогичных разработок, однако содержат некоторые отличия как в требованиях к содержанию курсового проекта, так и в методических принципах, положенных в основу разработки.

Самостоятельная разработка полного комплекса проектных решений – от классифицирования месторождения и разработки разведочных кондиций до выбора, расчета и экономического обоснования средств и способов бурения на основе как реальных, так и условных исходных данных – составляет содержание дипломного проектирования.

Дипломный проект является одновременно как учебной разработкой, в ходе выполнения которой студент осуществляет синтез всего освоенного за период обучения в институте теоретического и практического материала, так и квалификационной работой, подтверждающей соответствие знаний, навыков и умений молодого специалиста требованиям квалификационной характеристики горного инженера по технологии и технике разведки месторождений полезных ископаемых.

Государственная итоговая аттестация представляет собой процесс итоговой проверки и оценки компетенций выпускника, полученных в результате обучения. Государственная итоговая аттестация выпускника высшего учебного заведения является обязательной и осуществляется после освоения образовательной программы в полном объеме. Цель итоговой государственной аттестации выпускников – установление уровня готовности выпускника к выполнению профессиональных задач.

Государственная итоговая аттестация выпускников, завершивших освоение основной профессиональной образовательной программы по специальности 21.05.03 Технология геологической разведки, специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ осуществляется в форме подготовки к защите и защиты выпускной квалификационной работы. Выпускная квалификационная работа в соответствии с ОПОП выполняется в период прохождения преддипломной практики и представляет собой самостоятельную и логически завершенную квалификационную работу, связанную с решением задач того вида (видов) деятельности, к которым готовится специалист.

Трудоемкость государственной итоговой аттестации – 9 з.е.:

- подготовка к процедуре защиты выпускной квалификационной работы – 6 з.е.;
- процедура защиты выпускной квалификационной работы – 3 з.е.

Трудоемкость государственной итоговой аттестации				
кол-во з.е.	часы			
	общая	контактная работа	СР	
6	216	30	186	Подготовка к процедуре защиты выпускной квалификационной работы
3	108		108	Процедура защиты ВКР

1. ОСНОВНЫЕ ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Цель выполнения выпускной квалификационной работы:

систематизация, закрепление и расширение теоретических и практических знаний по специальности и применение этих знаний при решении конкретных научных и производственных задач;

развитие навыков ведения самостоятельной работы и применения методик исследования и экспериментирования при решении разрабатываемых в выпускной квалификационной работе проблем и вопросов;

выяснение подготовленности обучающихся для самостоятельной работы по задачам профессиональной деятельности, определенных ФГОС ВО специальности и соответствующей ОПОП.

Выпускная квалификационная работа выполняется, как правило, на материалах организаций (баз практики) с учетом проблем, требующих решения в данной организации.

Основными задачами, которые должен решить обучающийся при выполнении выпускной квалификационной работы являются:

обоснование актуальности и значимости выбранной темы работы с точки зрения теории и практики управления деятельностью предприятия, составление программы исследования;

изучение теоретических положений по проблеме, составление литературного обзора по проблеме исследования;

обоснование необходимости и возможности применения определенных современных методик принятия управленческих решений по задачам, поставленным в работе;

сбор необходимой для проведения исследования информации с привлечением первичных и вторичных источников и использованием адекватных методов;

разработка практических рекомендаций и предложений, их экономическое и организационное обоснование, необходимое и достаточное для решаемой задачи;

обобщение результатов проведенных исследований, формулирование выводов о степени достижения целей, поставленных в работе, и возможности практического применения предложенных разработок;

оформление ВКР в соответствии с нормативными требованиями.

При выполнении выпускной квалификационной работы обучающиеся должны *показать*, опираясь на полученные знания, умения и полученные навыки:

сформированные универсальные, общепрофессиональные и профессиональные компетенции;

способность самостоятельно решать на современном уровне задачи своей профессиональной деятельности;

навыки постановки исследовательской проблемы, ее самостоятельного обсуждения, анализа возможных вариантов ее решения;

способность грамотно излагать специальную информацию, аргументировать и защищать свою точку зрения;

умение самостоятельного квалифицированного библиографического поиска, изучения и анализа научной литературы по теме;

навыки использования методологических, историко-философских и конкретных знаний, полученных в процессе обучения, для решения поставленной в работе проблемы;

умение написания профессионально грамотного текста и оформления его в соответствии с требованиями, предъявляемыми к научным публикациям;

использование в работе современных технологий.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

При составлении дипломного проекта студент пользуется главным образом материалами, составляющими отчет по преддипломной производственной практике – задание на практику строится в соответствии с задачами дипломного проектирования. Однако преподаватель – руководитель дипломного проектирования может вносить коррективы в исходные материалы, дополняя их условными данными.

3. СТРУКТУРА ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА И СОДЕРЖАНИЕ ЗАДАЧ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

В процессе работы над каждым из разделов дипломного проекта студенту предстоит самостоятельное решение следующих конкретных задач (табл. 1).

Таблица 1

Структура дипломного проекта

Содержание проекта	Ориенти- ровочное кол-во стр.	Демонстрационная графика
Введение (дается оценка значимости месторождения и необходимости проектирования и проведения буровых работ)	1-2	
1. Общая часть 1.1. Общие сведения о районе работ (географическое положение, наличие дорог, путей сообщения, источников энергии, топлива, стройматериалов, рабочей силы, технической и питьевой воды)	7-10	Обзорная карта района работ
2. Геологическая часть 2.1. Геологическое описание района работ. 2.2. Геологическое описание месторождения. 2.3. Методика поисковых или разведочных работ (с обоснованием групп скважин по глубине и их количества)	10-15	1. Геологическая карта участка разведки. 2. 2-3 геологических разреза.
3. Производственно-техническая часть 3.1. Характеристика условий бурения и прочностных свойств пород, слагающих геологический разрез. 3.2. Обоснование технологии бурения скважин и расчет технологических параметров. 3.3. Выбор, расчет и комплектация бурового и энергетического оборудования, технологического инструмента и контрольно-измерительной аппаратуры (КИП). 3.4. Специальные работы в скважинах (тампонаж, цементация, бурение дополнительных стволов, гидродинамические исследования, геофизика, откачки и т. п.) 3.5. Предупреждение и ликвидация аварий и осложнений при бурении	3-5 10-15 8-13 2-3 2-3	1. Геолого-технический наряд. 2. Чертежи специальных снарядов или их схемы. 3. Графики, показывающие влияние режимных параметров бурения на показатели бурения (например, затраты мощности). 4. Расчетные схемы. 5. Иллюстрации к спец. работам в скважинах. 6. Чертежи или схемы оригинального аварийного инструмента
4. Специальный раздел (Разрабатываются пути решения проблем технического, технологического и экономического характера при бурении скважин, имеющие специфику для данного месторождения или района работ)	10-15	Чертежи, схемы, графики или таблицы, иллюстрирующие тему спец. вопроса

ВВЕДЕНИЕ

При разработке раздела «Введение» студент должен кратко изложить свое представление о целях и задачах проектируемых геологоразведочных работ, указать источники используемых при проектировании исходных данных, привести перечень главных географо-экономических условий производства работ.

3.1. Геологическая часть

3.1.1. Описание и классифицирование месторождения

Описание и классифицирование месторождения готовится на основании материалов производственной практики, условных данных и материалов учебно-справочной литературы.

При описании месторождения предельно кратко воспроизводятся основные данные о генезисе и структуре месторождения, развитии в его пределах магматических и постмагматических процессов, тектоники, процессов рудообразования и т. д., а также гидрогеологической обстановки.

Дается подробная характеристика горных пород и руд, породообразующих и рудных минералов, описание структурно-текстурных особенностей пород и особенностей их физического состояния (проницаемость и пористость, развитие трещин и карстовых явлений, вторичных изменений).

Студент должен выполнить и представить генетическое и промышленное классифицирование месторождения, отнести его к определенной группе сложности, обосновать стадию разведки, сформулировать вытекающие отсюда условия разведки и геолого-промышленной оценки месторождения, включая составление перечня основных разведочных кондиций.

3.1.2. Проектирование разведочного комплекса

Проектирование разведочного комплекса включает разработку схемы опробования и определение параметров разведочной сети и должно выполняться студентом в соответствии с требованиями и по исходным условиям, задаваемым преподавателем-консультантом. Задаваемые исходные условия должны исключать механическое переписывание проектных материалов геологоразведочных предприятий. Все материалы раздела сопровождаются иллюстративной и демонстрационной графикой, выполненной в соответствии с ГОСТом. Должны быть представлены все виды проектируемых работ.

3.2. Техничко-технологическая часть

Допуск студента к работе над технико-технологическим и последующим разделами дипломного проекта производится руководителем только на основании письменного отзыва-заключения преподавателя-консультанта по геолого-методической части дипломного проекта.

3.2.1. Анализ геолого-технических условий

Анализ геолого-технических условий начинается с перечня технологических задач и особенностей сооружения скважин, обусловленных задачами разведки и комплексом требований к результату буровых работ: размер, сохранность и способ отбора проб, глубина, диаметр и наклон ствола, способ крепления стенок и применимость тех или иных видов промывочных жидкостей, тампонажных материалов и реагентов; требований к состоянию околоствольной зоны скважины (гидропроницаемость или гидроизоляция коллекторов подземных вод, сохранение естественного химического и компонентного состава подземных вод в околоскважинном пространстве, естественной электропроводимости стенок и т. д.), в зависимости от применяемых методов разведки.

Технологическая типизация разреза заключается в оценке разреза в целом по соотношению рыхлых отложений и скальных пород, устойчивых и неустойчивых интервалов, водопроницаемых и водонепроницаемых зон, степени перемежаемости и анизотропности пород, глубине и крутизне залегания рудных тел. Содержание такой

оценки (содержание раздела) состоит в последовательной фиксации ограничений возможностей применения элементов технологии, начиная от предельно общих (способ разрушения горной породы, вид крепления, тип промывки) до детальных (тип резца коронки, тип шарошек, угол заточки и наклон режущих элементов). Результатом оценки (выводом по разделу) является краткая целостная формулировка признаков неблагоприятности: указание характеристик разреза и соответствующих комплексов технологических элементов, не применимых в данных условиях. Проектное решение, полученное в результате типизации разреза, поясняется графической схемой взаимосвязи факторов, причинно-следственных связей и т. д.

Анализ инженерно-геологических и гидрогеологических характеристик включает в себя:

- оценку степени устойчивости, механической и гидравлической стойкости пород разреза;
- оценку степени трещиноватости пород и трудности отбора керна;
- характеристику параметров гидропроницаемости и гидродинамического режима подземных вод.

Анализ выполняется по отдельным однородным в инженерном и гидрогеологическом отношении блокам и интервалам.

В этом же разделе могут приводиться характеристики параметров естественного искривления.

Анализ физико-механических свойств включает в себя определение прочностных (твердость по штампу, коэффициент Протодяконова, коэффициент динамической прочности и т. д.), деформационных (пластичность, хрупкость) и других, имеющих технологическое значение свойств (абразивность, смачиваемость, плотность и др.), а также определение категории буримости каждой из петрографических разностей, представленных в разрезе.

3.2.2. Выбор и обоснование способа бурения и основных технологических схем

Выбор и обоснование способа бурения и основных технологических схем предполагает сопоставление возможностей различных типовых технологий бурения и технологических схем (промывка, отбора проб, СПО) в отношении качества и эффективности решения задач разведки (раздел 1) в данных геолого-технологических условиях (раздел 3.2.1). Сопоставляться могут все применяемые в настоящее время типовые технологии и технологические схемы по всем значимым геолого-методическим (задачи разведки) и геолого-техническим факторам. Проектное решение должно поясняться графической схемой.

3.2.3. Проектирование конструкции скважин

Проектирование конструкции скважин содержит описание схемы построения конструкции скважины, исходя из геолого-методических и геолого-технических условий, составление формулы (кода) конструкции скважины, сравнение ее с типовой конструкцией, рекомендуемой для полезного ископаемого данного вида, и объяснение различий, а также построение графической схемы.

3.2.4. Выбор технологического оборудования и инструмента

Перечень задач проектирования при разработке данного вопроса включает в себя:

- выбор скважинного снаряда, пробоотборника, гидроударной машины и т. д. для каждого из интервалов разреза на основе задач разведки, геолого-технических условий бурения, избранного способа бурения и конструкции скважины с указанием предпочтений избранного решения над другими возможными вариантами;

- выбор породоразрушающего инструмента (ПРИ) сопоставлением отдельных паспортных характеристик и конструктивных параметров с физико-механическими свойствами горных пород;
- выбор бурильной колонны, соответствующей способу бурения, конструкции скважины, скважинному снаряду и ПРИ, а также ее эксплуатационный и прочностной расчет;
- выбор буровой установки, соответствующей ранее выбранным проектным решениям и расчет ее эксплуатационных возможностей;
- выбор специального и аварийного инструмента, составление спецификации оборудования и инструмента.

3.2.5. Разработка режимов бурения

Включает в себя комплекс вычислений, имеющих учебное (выявление взаимосвязей факторов) и проектное решение. Результаты технологических расчетов иллюстрируются в ГТН, графиками, схемами и диаграммами.

3.2.6. Специальные технологические мероприятия

Разработка данных мероприятий осуществляется путем изучения, анализа и обобщения опубликованного производственного опыта и результатов исследований по каждому из направлений: отбор керна, направленное бурение, предупреждение осложнений. Ликвидация аварий.

3.3. Разработка технологической инфраструктуры и вспомогательных мероприятий

Рассматриваются вопросы энерго-водообеспечения и организации соответствующих коммутационных сетей, а также транспортных сетей и коммуникаций.

3.3.1. Электроснабжение буровых работ

Студент разрабатывает схему электроснабжения бурового агрегата, подбирает технические средства и материалы.

3.3.2. Водно-глиноснабжение буровых работ, приготовление и очистка промывочных жидкостей

Раздел посвящен разработке схемы и технического обеспечения доставки, приготовления, очистки и хранения промывочных жидкостей, эмульсий, смазок, тампонажных смесей и реагентов.

3.3.3. Разработка схемы транспортных коммуникаций

Раздел посвящен выбору транспортных средств, устройству и размещению временных дорог и подъездных путей.

Разработка природоохранных (раздел 3.3.4) и трудовых (раздел 3.3.5) мероприятий требует от студента ознакомления с соответствующей нормативной документацией.

3.3.4. Специальный раздел

Данный раздел дипломного проекта представляет собой самостоятельную техническую (конструкторскую) или технологическую разработку (исследование) одного из технико-технологических вопросов в рамках темы дипломного проекта. Для специального раздела можно избрать усовершенствование какого-либо из устройств, схем, узлов деталей, принятых к использованию в проекте или совершенствование технологии бурения.

В «Заключении» студент дает собственную характеристику выполненной работы: оценивает глубину проработки, степень решения поставленных задач, отмечает наиболее тщательно проработанные и удачные вопросы, а также вопросы, которые по тем или иным причинам разработаны хуже, отмечает особенности и новые, нестандартные решения.

4. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫБОРУ И РАСЧЕТУ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Выбор бурового оборудования необходимо производить с подбором проверочного прочностного расчета колонны бурильных труб. Последняя выбирается на основе геолого-технических и технологических условий проведения буровых работ и обосновывается соответствующим способом бурения, конструкцией скважины, а также технологическими режимами ее работы. После выбора типа колонны необходимо привести технические характеристики труб и соединительных элементов:

- наружные диаметры труб и соединений;
- внутренние диаметры труб и соединений;
- параметры резьб труб и соединений (диаметры резьб у торца труб и наименьшие диаметры муфтово-замковых или ниппельных соединений);
- аналогичные параметры ЛБТИ УБТ, если они предусматриваются. Кроме того, приводятся механические свойства стали, из которой изготовлен буровой снаряд;
- марка стали;
- предел прочности при растяжении;
- предел текучести;
- относительное удлинение;
- твердость.

После выбора конкретного типа колонны бурильных труб производится ее проверочный расчет с целью:

- определения необходимых затрат мощности для бурения скважин выбранной колонны;
- определения величин нагрузок, возникающих в колонне при различных геолого-технических условиях встречающихся на объекте;
- определения предельных значений величин чисел оборотов и осевой нагрузки на забой, обеспечивающих безаварийную работу выбранной колонны.

Все расчеты целесообразнее производить на компьютере поскольку полученные расчетные значения затрат мощности, нагрузок в различных частях колонны и предельных значений режимных параметров бурения будут существенно различаться, и объем вычислений может быть достаточно большим.

В результате проведенного расчета необходимо дать аргументированный вывод, подтверждающий правильность выбора колонны и конкретные рекомендации по безопасным режимам бурения выбранной колонны.

4.1. Методика расчета колонны бурильных труб

Прочностной расчет производится для верхней и нижней части колонны бурильных труб, а также для «нулевого сечения».

4.1.1. Расчет напряжений в верхней части колонны

Здесь необходимо произвести расчет возникающих в колонне растягивающих напряжений – σ_p , и касательных напряжений – τ , поскольку и при бурении с «разгрузкой» и подъеме колонны с вращением механизм подачи станка удерживает колонну в подвешенном состоянии или поднимает ее.

Отличные формулы при расчете:

$$\sigma_p = Q_{кр}/F; \quad (4.1)$$

$$Q_{кр} = Q \cdot K; \quad (4.2)$$

$$Q = \alpha \cdot q \cdot L (\sin \theta + f \cos \theta) (1 - \gamma_{ж}/\gamma_{т}); \quad (4.3)$$

$$\tau = M_6/W_p; \quad (4.4)$$

$$M_6 = N_6/\omega \quad (4.5)$$

где $Q_{кр}$ – нагрузка на крюке, Н; Q – вес снаряда; F – мин. площадь поперечного сечения трубы или соединения, м²; K – коэффициент прихвата снаряда в скважине, м² (1,1+2,0); q – вес 1м бурильных труб, Н; α – коэффициент, учитывающий массу соединений, для замковых = 1,3, для ниппельных = 1,0; L – длина скважины, м; θ – угол наклона скважин к горизонту, град; f – коэффициент трения материала труб о горную породу; $\gamma_{ж}$ – удельный вес промывочной жидкости, н/м³; γ – удельный вес материала труб (5·10⁴ – ЛБТ, 7·10⁴ – СБТ, н/м³); M_6 – крутящий момент, возникающий при бурении, Н·м; N_6 – мощность, затрачиваемая на разрушение забоя и трение колонны о стенки скважины, кВт; ω – угловая скорость вращения снаряда, с⁻¹; W_p – полярный момент сопротивления опасного сечения, м³.

Величина ω определяется так:

$$\omega = (\pi \cdot n)/30, \quad (4.6)$$

где n – число оборотов бурового снаряда при бурении, об/мин.

Величина W_p определяется так:

$$W_p = (d_H^4 - d_B^4)/d_H, \quad (4.7)$$

где d_H – наружный диаметр бурильных труб с учетом износа, м; d_B – внутренний диаметр бурильных труб с учетом износа, м.

Затраты мощности на разрушение забоя и трения трубы о стенки скважин определяются следующим образом:

$$N_{тр} = K_1 \cdot K_2 \cdot \alpha \cdot K_3 \cdot [1,73 \cdot 10^{-5} \cdot (0,9 + 20 \cdot \delta) \cdot D \cdot [g / (EJ)^{0,16}] \cdot n^{1,85} \cdot L^{0,75} \cdot (1 + 0,44 \cdot \cos \theta) + 2 \cdot 10^{-5} \cdot \delta \cdot n \cdot p], \quad (4.8)$$

$$N_3 = 2,67 \cdot 10^{-5} \cdot (\mu_0 + A \cdot \Delta V) \cdot (D_H + D_B) \cdot p \cdot n, \quad (4.9)$$

$$N_6 = N_{TP} + N_3, \quad (4.9 \text{ а})$$

где N_{TP} – мощность, затрачиваемая при вращении колонны бурильных труб, кВт; N_3 – мощность, затрачиваемая на разрушение породы на забое, кВт; K_1 – коэффициент, учитывающий применение антивибрационной смазки при бурении (1,1+1,3); K_2 – коэффициент, учитывающий разработку ствола скважины при бурении и состояния стенок, (1,0+1,8); α – коэффициент, учитывающий тип соединений элементов бурильной колонны (муфтово-замковые – 1,3, ниппельные – 1,0); K_3 – коэффициент, учитывающий состояние и кривизну бурильных труб. Изменяется от 1,0 для импортных труб до 1,6 для изготовленных в мастерских экспедиций; δ – зазор между бурильными трубами и стенками скважины, м; D – диаметр скважины, м; n – частота вращения бурильных труб, об/мин; EJ – жесткость бурильных труб, Hm^2 ; L – глубина бурения, м; g – масса 1м бурильных труб; θ – угол наклона скважины к горизонту, градус; p – осевая нагрузка, H ; μ_0 – коэффициент, учитывающий трение коронки о породу (значения приведены в таблице 4.1); A – коэффициент, учитывающий физико-механические свойства породы и характер ее разрушения (значения приведены в таблице 4.1); ΔV – величина углубления коронки за один оборот, мм/об (значения приведены в таблице 4.2); D_n , D_v – наружный и внутренний диаметр коронки, м.

Таблица 2

Значения параметров μ_0 и A для различных типов породоразрушающего инструмента

Тип породоразрушающего инструмента	μ_0	A
Алмазная однослойная коронка	0,03 – 0,05	2,4 – 3,5
Алмазная импрегнированная коронка	0,06 – 0,1	5 – 6
Твердосплавная коронка	0,1	2
Специальные твердосплавные коронки при гидроударном бурении	0,04	0,32

При расчете затрат мощности по формулам 4.8 и 4.9 необходимо, изменяя такие параметры K_1 , K_2 , K_3 , α , а также n и p , проанализировать полученные величины и учесть их при дальнейшем расчете колонны бурильных труб.

максимальное – для частот более 300 об/мин); $\rho_{жн}$ – плотность закачиваемой в скважину промывочной жидкости, $кг/м^3$.

Таблица 3

Значения величин подачи коронки за один оборот

Способ бурения	Категория пород	Величина подачи за один оборот, мм
Вращательный, однослойными алмазными коронками	VIII-IX	0,07
Вращательный, импрегнированными алмазными коронками	VIII-IX	0,055
Ударно-вращательный высокочастотный, алмазными коронками	VIII-IX	0,4
Вращательный, твердосплавными коронками	VIII-IX VI-VII	0,125 0,200

Итоговое напряжение, возникающее в верхней части колонны бурильных труб, определится следующим образом:

$$\sigma = \sqrt{(\delta_p^2 + 4 \cdot \tau^2)}, \quad (4.10)$$

при этом должно выполняться условие:

$$\sigma_{\Sigma} \leq [\sigma_{\text{доп}}], \quad (4.11)$$

Таблица 4

Характеристика бурильных колонн

Тип колонн бур. труб	Масса 1м труб, кг	Модуль Юнга E , $H/м^2$	Осевой момент инерции поперечного сечения труб, м
СБТН-33,5	3,70	$2,1 \cdot 10^{11}$	$4,4 \cdot 10^{-6}$
СБТН-42	4,62	$2,1 \cdot 10^{11}$	$9,6 \cdot 10^{-6}$
СБТН-54	6,26	$2,1 \cdot 10^{11}$	$22,0 \cdot 10^{-6}$

СБТН-68	8,31	$2,1 \cdot 10^{11}$	$46,3 \cdot 10^{-6}$
ЛБТН-34	2,30	$0,7 \cdot 10^{11}$	$5,7 \cdot 10^{-6}$
ЛБТН-42	3,10	$0,7 \cdot 10^{11}$	$12,4 \cdot 10^{-6}$
ЛБТН-54	4,75	$0,7 \cdot 10^{11}$	$34,1 \cdot 10^{-6}$
ЛБТН-68	5,50	$0,7 \cdot 10^{11}$	$75,6 \cdot 10^{-6}$
СБТМ-42	5,20	$2,1 \cdot 10^{11}$	$10,3 \cdot 10^{-6}$
СБТМ-50	6,90	$2,1 \cdot 10^{11}$	$19,7 \cdot 10^{-6}$
ССК-46	4,54	$2,1 \cdot 10^{11}$	$10,8 \cdot 10^{-6}$
ССК-59	5,94	$2,1 \cdot 10^{11}$	$24,5 \cdot 10^{-6}$
ССК-76	7,72	$2,1 \cdot 10^{11}$	$53,5 \cdot 10^{-6}$
КССК-76	8,00	$2,1 \cdot 10^{11}$	$41,2 \cdot 10^{-6}$

4.2. Порядок выполнения и оформления расчетов

Расчет выполняется в следующем порядке (соблюдение порядка расчета обязательно!):

1. Составляются таблицы исходных данных к формулам 4.1., 4.3. (отдельная таблица) и к формулам 4.4., 4.5., 4.6., 4.7., 4.8., 4.9. и 4.10. Форма представлена табл. 1.

ВНИМАНИЕ! Каждый из используемых в расчетах параметров должен приниматься по своим реальным минимальным, максимальным и усредненным номинальным значениям в соответствии с условиями бурения.

Значения параметров должны быть обоснованы в текстовом комментарии: либо это значения, известные из практики, либо они возможны в силу особенностей строения месторождения (твердость, абразивность, перемежаемость, сложность, устойчивость пород, глубина залегания и угол падения рудных тел, элементов структур), состояния оборудования и т. д. Неизменяемые справочные данные, или те, которые условно принимаются неизменяемыми (g , EJ , μ_0 , A), а также некоторые справочные данные (величина подачи породоразрушающего инструмента за оборот для разных коронок в разных условиях) приведены в табл. 2., табл. 3., табл. 4. – их можно в таблицы исходных данных не вводить. Но в этом случае необходимо назвать характеристики своих условий (тип труб, тип коронок, категории буримости пород и т. п.), привести табличные данные, соответствующие или в текстовом комментарии к расчетам со ссылкой на данное учебное пособие и таблицу. Другие необходимые данные нужно просто брать из справочников, учебников, специальной технической литературы.

2. Выполняются серии расчетов σ_p и τ для различных значений исходных параметров.

Задача студентов в данном случае – правильно выбрать и грамотно обосновать комбинации значений параметров, дающие наибольший познавательный результат, позволяющие наиболее полно и глубоко интерпретировать результаты расчетов, выявлять степень и характер влияния отдельных параметров на напряженное состояние колонны бурильных труб.

Каждый набор параметров должен быть обоснован.

Можно, например, произвести расчеты:

а) по всем максимальным параметрам;

б) по всем минимальным параметрам. Но необходимо при этом дать объяснение (истолкование) каждой из ситуаций (что она значит в технологическом отношении).

Например: предельно тяжелая технологическая ситуация – бурение на форсированных режимах (максимальные значения n , L , p) при предельном износе колонны (минимальные значения α_n , максимальные – α_b , k_1 , α) и неблагоприятных условиях (максимальные значения k_2 , k_3 , D , δ , θ). И наоборот: предельно облегченная технологическая ситуация, заданная противоположными значениями расчетных параметров.

Рекомендуется также выполнить серию расчетов по следующей схеме:

- выбрать и обосновать наиболее вероятные достоверные значения параметров;

- выбрать один параметр, значения которого могут меняться в широких пределах;
- произвести расчет для нескольких значений этого параметра и составить график изменения σ и τ в зависимости от изменения этого параметра;
- аналогично следует выполнить расчет при изменяемых нескольких других параметрах.

Не следует пугаться якобы большого объема расчетных работ: в подавляющем большинстве случаев изменение величины одного расчетного параметра потребует лишь корректировки уже полученного результата. Кроме того, предполагается, что вся расчетная часть проекта выполняется на компьютере – рекомендации по организации этой работы изложены в разделе 6 данного руководства.

3. Результаты расчетов сводятся в таблицу (форма таблицы представляет табл. 5.), строятся необходимые графики зависимостей.

4. Производится интерпретация результатов расчетов – делаются выводы о значимости тех или иных параметров, делаются характеристики их влияния, оцениваются пределы допустимых изменений параметров оборудования и режимов бурения. Делаются выводы о наиболее приемлемых технико-технологических решениях.

Таблица 5

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

Для расчета растягивающих и касательных напряжений
в верхней части колонны бурильных труб

Параметры		Бурильные трубы		Параметры режима бурения		Условия бурения									
Пределы изменения	Макс., мин. значения, усред., номин., промежут. знач. 1. 2. 3. 4.	Наруж. диаметр с учетом износа, α_n , м	Коэф. кривизны труб, k_3	Частота вращения снаряда		Осевая нагрузка, P , Н	Уд. вес промыв. жидкости, $\gamma_{ж}$, н/м ³	Коэф. антивибр. смазки, k_1	Коэф. прихвата снаряда, k	Коэф. разработки ствола, k_2	Заглубный забор, δ	Наклон скваж., θ , град	Диаметр скваж., D , м	Глубина скваж., L , м	Коэф. трения стали о породу, f
		Внутр. диаметр с учетом износа, α_v , м													
		ω , с ⁻		п,											

Следует иметь в виду, что этап интерпретации результатов расчетов всецело базируется на понимании студентом сущности технологического анализа, предполагает работу инженерного мышления и является итоговым показателем способности студента к принятию инженерных решений. Здесь нет однозначных рецептов и алгоритмов, но студент вправе рассчитывать на помощь своего руководителя.

По такой же схеме выполняется расчет критических нагрузок (раздел 4.3.) и расчет напряжений в нижней части колонны (раздел 4.4.).

Таблица 6

Результаты расчетов растягивающих и касательных напряжений в верхней части колонны бурильных труб

Предполагаем. технолог. ситуации	Исходные расчетные параметры														Промежуточные и итоговые результаты расчетов									
	α	α	k	k	ω	n	P	γ	k	k	δ	θ	D	L	f	Q	M	Q	W	N	N	σ	τ	
1.																								
2.																								

4.3. Расчет критических нагрузок на колонну

Кроме расчета возникающих суммарных напряжений в верхней части колонны бурильных труб при номинальных режимах бурения, производится расчет касательных напряжений, возникающих при жестком прихвате бурового снаряда, а затем суммарных напряжений. При этом в формулу 4.4. вместо значения M_6 подставляется значение $M_{\max}$.

Оно определяется так:

$$M_{\max} = M_{\text{дв.мах}} + M_{\text{д}}, \quad (4.12)$$

$M_{\max}$ – максимальный крутящий момент, действующий на буровой снаряд при жестком прихвате, $H \cdot \text{м}$; $M_{\text{дв.мах}}$ – максимальный крутящий момент, развиваемый двигателем и передаваемый на буровой снаряд при жестком прихвате, $H \cdot \text{м}$; $M_{\text{д}}$ – динамический момент, действующий на снаряд при жестком прихвате, $H \cdot \text{м}$.

$$M_{\text{дв.мах}} = 95550 (N_{\text{н}} \cdot k) / n, \quad (4.13)$$

где $N_{\text{н}}$ – номинальная мощность двигателя бурового станка, кВт; k – коэффициент перегрузки двигателя (для Д.В.С. – 1,15, для электродвигателя – 1,8); n – частота вращения шпинделя бурового станка, об/мин.

Значение $N_{\text{н}}$ определяется следующим образом:

$$N_{\text{н}} = N_{\text{ст}} + N_{\text{тр}} + N_{\text{з}}, \quad (4.14)$$

где $N_{\text{ст}}$ – потери мощности в трансмиссии и других узлах бурового станка.

Значения $N_{\text{тр}}$ и $N_{\text{з}}$ определяются по формулам 4.16 и 4.17.

Значение $N_{\text{ст}}$ определяется так:

$$N_{\text{ст}} = A + B \cdot n, \quad (4.15)$$

где A и B – коэффициенты, учитывающие потери мощности в элементах трансмиссии бурового станка – масляный насос, подшипники, коробки передач, угловой редуктор вращателя и т. д.; n – частота вращения шпинделя, об/мин.

Значения коэффициентов A и B в зависимости от ориентировочной мощности различных типов буровых станков приведены в таблице 7.

Таблица 7

Значения коэффициентов A и B и мощности различных типов буровых станков

Тип станка	Ориентировочная мощность привода, кВт	Значения коэффициента	
		A	B
УКБ 50/100	11,0	0,4	$1,9 \cdot 10^{-3}$
УКБ 200/300	15,0	0,7	$2,7 \cdot 10^{-3}$
УКБ 300/500	22,0	2,2	$1,8 \cdot 10^{-3}$
УКБ 500/800	30,0	5,1	$2,1 \cdot 10^{-3}$
УКБ-7	55,0	10,4	$6,4 \cdot 10^{-3}$

Значение M_d определяется так:

$$M_d = n \cdot \sqrt{[(I_{\text{пр.дв.}} \cdot G \cdot I_p) / L]} , \quad (4.16)$$

$I_{\text{пр.дв.}}$ – момент инерции вращающихся элементов, приведенных к валу двигателя, $\text{кг} \cdot \text{м}^2$; G – модуль упругости при сдвиге (для стали $G = 8 \cdot 10^4$ МПа, для алюминиевых сплавов – $2,7 \cdot 10^4$ МПа); I_p – полярный момент сечения трубы, м^4 .

Определяется так:

$$I_p = (\pi / 32) \cdot (D^4 - d^4), \quad (4.17)$$

D и d – наружный и внутренний диаметры труб.

$$I_{\text{пр.дв.}} = \sum (I_k \cdot i_k^2), \quad (4.18)$$

где I_k – момент инерции к-элемента относительно собственной оси вращения, $\text{Н} \cdot \text{м}^2$; i_k – передаточное число от к-элемента до вала двигателя станка.

Например, для сплошных деталей I_k определяется так:

$$I_k = m \cdot R^2 / 2. \quad (4.19)$$

Для деталей с тонким ободом:

$$I_k = m \cdot R^2, \quad (4.20)$$

где m – масса детали, кг ; R – наружный радиус детали, м .

При расчете $I_{\text{пр.дв.}}$ необходимо учесть моменты инерции следующих основных узлов бурового станка: фрикционной муфты сцепления, первичного вала коробки передач, раздаточной коробки и вращателя. Данные для расчета – массу деталей и их размеры необходимо взять на месте практики.

После определения величины суммарных напряжений в верхней части колонны бурильных труб при номинальном режиме и при жестком прихвате необходимо сделать вывод о необходимости в трансмиссии станка предохранительных амортизационных устройств и возможностей станка для ликвидации прихватов снаряда вращателем.

4.4. Расчет напряжений в нижней части колонны

Здесь производится расчет величин сжимающих, изгибающих и касательных напряжений:

$$\sigma_{\text{сж}} = P_{\text{ос}} / F, \quad (4.21)$$

$$\sigma_{\text{изг}} = (\pi^2 \cdot E \cdot D \cdot f) / (2 \cdot l^2), \quad (4.22)$$

$$\tau = M_{\text{б}} / W, \quad (4.23)$$

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{[(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{изг}})^2 + 4 \cdot \tau^2]}, \quad (4.24)$$

$$\sigma_{\Sigma} \leq [\sigma_{\text{доп}}], \quad (4.25)$$

где P_{oc} – осевая нагрузка на забой, H ; F – минимальная площадь сечения трубы, соединений или их резьбовых частей, $м^2$; E – модуль упругости, Па; D – наружный диаметр труб, м; f – высота стрелы прогиба труб, м; l – длина полуволны, м.

Вспомогательные формулы при расчетах:

$$f = (D_c - D) / 2, \quad (4.26)$$

$$l = (10 / \omega) \cdot \sqrt{[\pm 0,5 \cdot Z + \sqrt{0,25 \cdot Z^2 + (E \cdot J \cdot \omega^2) / G \cdot q}]}, \quad (4.27)$$

$$Z = L - l_{сж}, \quad (4.28)$$

$$l_{сж} = P_{oc} / [\alpha \cdot q \cdot (1 - \gamma_{ж} / \gamma_{т})], \quad (4.29)$$

$$M_6 = N_6 / \omega, \quad (4.30)$$

$$N_6 = 1,5 \cdot N_3, \quad (4.31)$$

где D_c – диаметр скважины, м; Z – длина растянутого участка от нулевого сечения 0-0 в растянутой части принимается $+Z$ (от устья скважины до нулевого сечения), а в сжатой части – $(-Z)$, (от забоя до нулевого сечения); q – вес 1 м бурильных труб, H ; G – 9,8 м / с; N_3 – мощность на разрушение забоя, кВт.

В конце расчета делается вывод о необходимом превышении допустимых напряжений опасного сечения колонны над расчетным.

4.5. Расчет запаса статической прочности колонны бурильных труб

Расчет проводится как для верхнего, так и для нижнего сечений. При этом для верхнего сечения остается запас прочности по суммарным напряжениям, возникающим при жестком прихвате бурового снаряда.

$$n = \sigma_{т} / \sigma_{\Sigma} \geq 1,7. \quad (4.32)$$

4.6. Расчет бурильной колонны на выносливость

Расчет производится для «нулевого» сечения, испытывающего знакопеременные напряжения и динамические нагрузки. Рассчитываются напряжения изгиба и кручения:

$$\sigma_{изг} = (\pi^2 \cdot E \cdot D \cdot f) / 2 \cdot l^2, \quad (4.33)$$

где l – длина полуволны, вычисляется при $Z=0$.

$$l = (10 / \omega) \cdot \sqrt[4]{[(E \cdot J \cdot \omega^2) / (g \cdot q)]}, \quad (4.34)$$

$$\tau = M_6 / N_p, \quad (4.35)$$

где M_6 – крутящий момент, развиваемый двигателем при бурении скважины; M_6 определяется так: $M_6 = 0,6 + 0,8 N_{дв.ном} / \omega$.

Затем рассчитывается запас прочности по нормальным напряжениям:

$$n_{\tau} = \sigma_{-1} / \sigma_{изг} \cdot k_{д}, \quad (4.36)$$

где σ_{-1} – предел выносливости труб при изгибе; k_d – коэффициент, учитывающий динамический характер нагрузки ($k_d = 1,5$).

Величина σ_{-1} определяется так:

$$\sigma_{-1} = (0,4 \div 0,5) \sqrt{(\sigma_{изг}^2 + 4 \cdot \tau^2)}. \quad (4.37)$$

Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_\tau = \tau_T / \tau, \quad (4.38)$$

где τ_T – предел текучести при кручении, Па; ($\tau_T = 0,5 \cdot \sigma_T$).

Рассчитывается суммарный запас прочности в нулевом сечении:

$$n_\Sigma = n_\sigma \cdot n_\tau / (n_\sigma + n_\tau) \geq 1,3. \quad (4.39)$$

После окончания расчетов делается вывод о правильности выбора колонны бурильных труб.

4.7. Расчет безопасных режимов бурения выбранной колонной бурильных труб

Здесь необходимо рассчитать величины осевой нагрузки на колонну – P и частоты оборотов буровой колонны – n , которые нельзя превышать, исходя из прочностных свойств колонны.

Величину мощности, отбираемую от двигателя станка, которую нельзя превышать, исходя из условий прочности колонны и ее неравномерного износа, определим по формуле

$$N = [n \cdot W_p \cdot \delta_3 / (143240 \cdot \delta_k)] \cdot \sqrt{[(\delta_T / Q)^2 - \{(l - l_1) \cdot q + l_1 \cdot q_1\} \cdot (1 - \gamma_{ж} / \gamma_T) / F_1]^2}, \quad (4.40)$$

где n – скорость вращения бурильных труб, об/мин; W_p – полярный момент сопротивления площади поперечного сечения трубы, см³; δ_3 – минимальная толщина стенки при одностороннем износе, мм; δ_k – толщина стенки трубы при концентрическом износе трубы, мм; δ_T – предел текучести стали труб, кг/см² (36Г2С – 5000 кг/см²); Q – запас прочности при статическом нагружении (обычно не меньше 1,4); l – длина колонны бурильных труб, м; l_1 – длина УБТ в м; q – вес 1м бурильных труб в воздухе, кг; q_1 – вес УБТ в воздухе, кг; $\gamma_{ж}$ – плотность промывочной жидкости в г/см³; γ_T – плотность стали в г/см³; F_1 – площадь поперечного сечения трубы в см².

Величина δ_3 определяется так:

$$\delta_3 = t - (D' - d), \quad (4.41)$$

где t – толщина стенки трубы, мм; D' – изношенный наружный диаметр труб, мм; d – внутренний диаметр труб, мм.

Величина δ_k определяется так:

$$\delta_k = (D' - d) / 2. \quad (4.42)$$

В случае отсутствия в колонне УБТ числитель второго слагаемого в подкоренном выражении формулы 4.40 выглядит так:

$$H \cdot q \cdot (1 - \gamma_{ж} / \gamma_T), \quad (4.43)$$

где H – глубина скважины, м; q – вес 1м бурильных труб с учетом замков и муфт.

Для определения величины числа оборотов, безопасных для колонны бурильных труб, используется следующая зависимость:

$$N = (19 \cdot \sqrt{C}) / G \cdot (k_2 \cdot D - D_3), \quad (4.44)$$

где C и G – коэффициенты, учитывающие жесткость бурильных труб и их типоразмер. Значения их приведены в таблице 4.4.; k_2 – коэффициент, учитывающий разработку ствола скважины при бурении (1,0 + 1,8); D – диаметр скважины; D_3 – диаметр замка, м.

Таблица 8

Значения коэффициентов C и G для различных типов бурильных труб

Коэффициенты	Замковые трубы диаметром, мм			Резьба для труб диаметром, мм			Соединения УБТ	
	4,2	50	63,5	42	50	63,5	УБТ-73	УБТ-89
G	7,1	9,3	16,2	3,6	4,3	5,8	6,9	7,9
C	36,2	50,2	83,8	36,2	50,0	83,8	109,3	168,6

Значения чисел оборотов, вычисленные по формуле 4.44, означают, что для обеспечения необходимого запаса прочности (более 1,6) величины чисел оборотов колонны бурильных труб не должны превышать рассчитанную по формуле 4.44. В том случае, если рассчитанная величина чисел оборотов будет недостаточной, исходя из соображений технологии бурения, необходимо вводить в состав колонны утяжеленные бурильные трубы. Это нужно для того, чтобы опасное сечение располагалось в колонне УБТ.

После этого рассчитывается допускаемая осевая нагрузка P из условия прочности сжатой части колонны по формуле:

$$P = M_c / [10 \cdot (K_2 \cdot D_c - D_3)], \quad (4.45)$$

где M_c – предельно допустимый изгибающий момент, который может действовать в скважине, Н·м.

Значения величины M_c в зависимости от типоразмера бурильных труб приведены в таблице 9.

Таблица 9

Значения предельно допустимого изгибающего момента

Тип резьбы	Значения предельно допустимого момента, Н·М, при типоразмере труб, мм				
	42	50	63,5	УБТ-73	УБТ-89
Замковая	92	150	249	230	348
Трубная	46	70	111	–	–

После всех выполненных расчетов необходимо проанализировать результаты и сделать выводы о правильности выбора колонны бурильных труб и допускаемых режимах бурения с их помощью.

4.8. Выбор бурового оборудования

Выбор бурового агрегата необходимо производить на основе геолого-технических задач, стоящих в проекте.

Выбор станка обосновывается глубиной, наклоном и конструкцией скважины, а также конечным диаметром бурения и транспортными условиями в районе ведения работ.

Кроме того, при выборе станка необходимо оценить мощность того серийного двигателя, которым оснащается, и сравнить с величиной мощности, полученной при расчете колонны бурильных труб. В случае существующих расхождений необходимо дать рекомендации по замене серийного двигателя.

Комплектация бурового агрегата производится в соответствии с принятой технологией бурения.

Буровой насос выбирается по величинам давления в напорной магистрали и его производительности, необходимых для обеспечения нормальной циркуляции промывочной жидкости в скважине.

Необходимо привести схему расположения буровых механизмов и циркуляционной системы и определить основные размеры буровой вышки. При выборе стандартных мачт необходимо учесть условия бурения – угол наклона скважины и т. п. Необходимо выбрать систему талевого оснастки и рассчитать талевый канат на прочность по известным методикам. Выбор и расчет талевого оснастки являются обязательными.

После выбора и обоснования основных механизмов и машин буровой установки необходимо произвести выбор вспомогательного оборудования, инструмента и механизмов для механизации и автоматизации процесса бурения. Кроме того, следует определить необходимость использования контрольно-измерительных приборов, обеспечивающих контроль технологических параметров бурения. Если такая необходимость есть, то нужно привести их перечень с указанием тех параметров, которые будут контролироваться этой аппаратурой.

5. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ

5.1. Расчет частоты вращения и осевой нагрузки бурового снаряда на забой скважины

Проектная частота вращения бурового снаряда выбирается по табличным данным справочной литературы по бурению [1, 5, 6, 8, 9, 11]. Выбор рациональной частоты вращения должен быть обоснован предлагаемой рациональной механической скоростью проходки скважины, возможностью получения проектного выхода керна, вопросами предупреждения осложнений при бурении, например, разработка ствола скважины или его искривление.

Осевая нагрузка определяется исходя из выбранного способа бурения, физико-механических свойств разбуриваемых горных пород, конструкции и материала породоразрушающего инструмента. Проектное значение осевой нагрузки в соответствии с геолого-техническими условиями проектируемых буровых работ также выбираются по табличным данным опытно-производственных буровых работ, приведенных в технической литературе или рассчитываются по приведенным в них методикам [1, 5, 6, 8, 9, 11]. Выбранные по справочной литературе значения режимных параметров частоты вращения и осевой нагрузки бурового снаряда на забой скважины сравниваются со значениями, полученными в ходе расчетов безопасных режимов работы буровой колонны (см. формулы 4.44 и 4.45). В случае существенных расхождений при сравнении вышеуказанных величин необходимо дать рекомендации по корректировке этих параметров и внести требуемые при этом технологические и технические изменения в проектируемые буровые работы.

5.2. Расчет режима промывки

Проектные значения расхода промывочной жидкости выбираются по справочным материалам, в зависимости от способа и геолого-технических условий бурения скважин [3, 5, 8, 9]. Эффективность воздействия режима и промывки на процесс бурения скважин проверяется следующими расчетами [3].

Рассчитываются параметры потока промывочной жидкости, необходимые для эффективной очистки забоя скважины от шлама выбуренных пород. Основными факторами при этом принято считать: скорость восходящего потока, размер и форму частиц шлама, плотность горных пород, геометрию гидравлического канала и характер течения промывочной жидкости.

Для условий прямой промывки скважины требуемый расход промывочной жидкости – Q , определяется по формуле

$$Q = \pi / 4 (D_{\text{скв}}^2 - d_{\text{б.т.}}^2) \cdot v, \quad (5.1)$$

где v – скорость восходящего потока промывочной жидкости в затрубном пространстве скважины, м/с; $D_{\text{скв}}$ – диаметр скважины с учетом каверн, местных размывов и т. п., м; $d_{\text{б.т.}}$ – наружный диаметр буровых труб (номинальное значение без учета износа), м.

Скорость восходящего потока определяется из выражения:

$$v = u + c, \quad (5.2)$$

где u – критическая скорость восходящего потока промывочной жидкости, при которой частицы шлама находятся во взвешенном состоянии, м/с; c – желаемая скорость выноса частиц, м/с.

Величины u и c могут быть определены по формулам

$$u = k' \cdot \sqrt{[d_3 \cdot (\rho_n - \rho_{\text{жв}}) / \rho_{\text{жв}}]}, \quad (5.3)$$

$$c = F_0 \cdot v_M \cdot (\rho_n - \rho_{\text{жв}}) / z \cdot F \cdot (\rho_{\text{жв}} - \rho_{\text{жн}}), \quad (5.4)$$

где d_3 – эквивалентный диаметр частиц, м; ρ_n и $\rho_{\text{жв}}$ – плотность соответственно породы и промывочной жидкости в кольцевом пространстве, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; k' – коэффициент, учитывающий форму частиц шлама: для шара $k' = 5,11^{0,5}$ м/с, для шарообразных $k' = 4,5 \div 5,1$ м^{0,5}, для округлых и компактных частиц $k' = 3,5 \div 4,5$ м^{0,5}, для частиц неправильной удлиненной формы $2,0 \div 3,5$ м^{0,5}; F_0 – площадь забоя скважины (номинальная, без учета разработки), м²; F – площадь сечения потока промывочной жидкости, м²; v_M – механическая скорость бурения, м/с; $z = 1,1 \div 1,3$ – коэффициент, учитывающий винтообразное движение частиц, вследствие вращения буровой колонны (минимальное значения для частот менее 100 об/мин).

Размеры частиц d_3 зависят от категории буримости горных пород, способа бурения, вида и состояния породоразрушающего инструмента. Они могут быть определены либо по данным гранулярного состава проб шлама в районе работ, либо на основании анализа данных, приведенных в специальной литературе.

Величины $\rho_{\text{жн}}$ и v_M могут быть рассчитаны по методикам Ивачева Л. М., Кардыша В. Г. и др. [2, 3, 4, 8, 11], либо установлены по опытным данным исследований процесса бурения скважин в аналогичных геолого-технических условиях.

В случае применения глинистого раствора в качестве промывочной жидкости необходимо рассчитать критический размер частиц шлама – $d_{\text{кр}}$, удерживаемый во взвешенном состоянии, после прекращения циркуляции жидкости в скважине:

$$d_{\text{кр}} = 6 \cdot m \cdot \theta / g \cdot (\rho_n - \rho_{\text{жв}}), \quad (5.5)$$

где m – коэффициент, учитывающий конфигурацию частиц шлама, $m = 2 \div 3$, для формы частиц, близкой к шару, берется меньшее значение, для чешуйчатых – большее; θ – статическое напряжение сдвига, Па.

Режимы промывки скважины и тип применяемой при этом промывочной жидкости во многом определяют устойчивость ствола скважины. В связи с этим необходимо рассчитать минимально допустимое давление промывочной жидкости в скважине $P_{\text{с min}}$ – и минимально допустимую плотность – $\rho_{\text{жв min}}$ данной жидкости, используемой при промывке (расчет проводится однократно по предельным значениям параметров). В основу расчетов величин $P_{\text{с min}}$ и $\rho_{\text{жв min}}$ могут быть взяты известные закономерности условия устойчивости стенок скважины [10]:

$$P_{\text{с min}} = \lambda \cdot P_{\text{г}} - \sqrt{[(\sigma_{\text{ис}}')^2 - P_{\text{г}} (1 - \lambda)^2] / 3}, \quad (5.6)$$

$$\rho_{\text{жв min}} \geq [(P_{\text{с min}} + \Delta P) / g \cdot z], \quad (5.7)$$

где λ – коэффициент бокового распора; $P_{\text{г}}$ – горное давление, Па; $\sigma_{\text{ис}}'$ – длительная прочность пород, слагающих стенки скважины, Па; ΔP – ожидаемое снижение давления в скважине при спуско-подъемных операциях, Па; z – глубина скважины, м.

Значения величин λ и $P_{\text{г}}$ определяются по формулам (5.9., 5.10):

$$\lambda = \mu / (1 - \mu), \quad (5.9)$$

$$P_r = g \cdot \rho \cdot z, \quad (5.10)$$

где ρ – средняя плотность горных пород, кг/м^3 ; μ – коэффициент Пуассона горных пород, слагающих стенки скважины.

По данным [10], длительная прочность горных пород – σ_{is}' в условиях скважины составляет $0,85 \div 0,95$ от первоначальной – σ_{is} , то есть:

$$\sigma_{is}' = (0,85 \div 0,95) \cdot \sigma_{is}. \quad (5.11)$$

Ожидаемое снижение давления в скважине – ΔP может быть рассчитано, выбрано по справочной литературе или по данным производственных наблюдений, исходя из величины ожидаемого снижения динамического уровня – H_d промывочной жидкости в скважине при подъеме бурового снаряда.

В условиях поглощения промывочной жидкости рассчитать величину плотности промывочной жидкости, при которой восстанавливается ее циркуляция в скважине. В случае же вскрытия водонефтегазонапорных горизонтов необходимо определить плотность выбранных утяжеленных промывочных жидкостей, при которых реализуется равновесие между пластовым $P_{пл}$ и гидростатическим давлением P_c в скважине. Методика данных расчетов достаточно подробно изложена в специальной технической литературе [3, 4, 7].

Полученные результаты необходимо интерпретировать – истолковывать с точки зрения предельных значений, границ применимости тех или иных решений, степени влияния различных факторов.

Интерпретация и выводы – главная и наиболее важная часть работы: не следует жалеть на ее выполнение усилий и бумаги. Оценка работы проводится именно по глубине и полноте интерпретации результатов расчетов.

Таблица 10

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ для гидравлических расчетов

Параметры	Значения исходных данных								
	Диаметр скважины макс. (по кавернам, размывам и т. д.), $D_{ска,м}$	Эквивал. размер частиц шлама, d_z , м	Плотность очищенной промывочной жидкости, $\rho_{жн}$, кг/м^3	Плотность горной породы, ρ_n , кг/м^3	Плотность, $\rho_{жв}$, кг/м^3	Коэффициент формы частиц, k'	Площадь забоя скважины (в том числе кольцевого), F_0 , м^2	Механическая скорость бурения, v_m , м^2	Коэффициент изомергич. частиц шлама, m
Максимальные									
Минимальные									
Усредненные									
Прочие:									
1.									
2.									
3.									
4.									

Результаты гидравлических расчетов

Характеристики технологических ситуаций	Значения исходных параметров										Промежуточные и итоговые результаты расчетов				
	$D_{\text{св}}$	d_3	$\rho_{\text{жн}}$	ρ_n	$\rho_{\text{жв}}$	k'	F_0	v_m	m	θ	$d_{\text{кр}}$	c	u	v	Q
1.															
2.															
3.															

6. ТРЕБОВАНИЯ К СПЕЦИАЛЬНЫМ РАЗДЕЛАМ ДИПЛОМНЫХ ПРОЕКТОВ, ДИПЛОМНЫМ РАБОТАМ И РАССМОТРЕНИЮ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ПРОБЛЕМАТИКИ

6.1. Требования к специальным разделам дипломного проекта

Специальный раздел дипломного проекта разрабатывается по личным материалам студента, которые являются результатом выполнения курсового проекта или курсовой работы и существенно дополнены личными наблюдениями и исследованиями в период второй производственной практики.

Специальный раздел посвящается решению технологической, технической, экологической или экономической проблемы. В нем должна содержаться постановка задачи, анализ предшествующих материалов, планирование технологических исследований, результаты их, осмысление и выводы, рекомендации предприятию по внедрению в производство выполненных проектных технических и технологических решений.

Задание по специальному разделу дипломного проекта согласовывается с руководителем проектирования. По материалам специального раздела выполняется два листа демонстрационной графики.

В качестве примеров заданий по специальному разделу проекта приведем следующие.

6.1.1. Ресурсо- и энергосберегающие технологии буровых работ

Методы и средства оптимизации бурения скважин на предприятии. Системы автоматизированного управления процессом бурения на твердые полезные ископаемые. Моделирование систем автоматического управления процессом геологоразведочного бурения. Экономическая оценка конкурирующих вариантов решения конкретных задач по локальным и глобальным критериям оптимизации.

Разработка мероприятий по сокращению расхода материалов и топлива, используемых в процессе бурения скважин (глина, цемент, химические реагенты и т. д.).

6.1.2. Нейтрализация, обезвреживание и утилизация отходов буровых работ

Характеристика и объемы твердых, жидких и газообразных отходов при бурении скважин и вспомогательных работах (транспорт, отопление, водоснабжение). Физические и химические свойства бурового шлама, отработанных промывочных жидкостей и сточных вод. Характеристика золы и выбросов в атмосферу при сжигании топливно-энергетических ресурсов (угли, торф, нефтепродукты). Технология нейтрализации, обезвреживания и утилизации отходов буровых работ. Контроль технологической линии.

6.2. Требования к дипломным работам

Необходимым условием для выполнения дипломной работы является наличие у студента материалов научно-исследовательского характера, полученных им лично в период выполнения госбюджетных или хоздоговорных работ на протяжении двух-трех лет в качестве исполнителя. При этом предполагается, что по завершению работы ее основные материалы можно использовать в дальнейшем в кандидатской диссертации.

Задание на дипломную работу составляется руководителем и защищается студентом на заседании кафедры, где оно и утверждается. В задании должны быть определены геологические условия объекта, применительно к которому выполняется дипломная работа; конкретизирован методический раздел, а также экологические и экономические вопросы, актуальные для данного региона работ.

В качестве примеров укрупненных заданий по дипломным работам приведем следующие.

6.2.1. Цементные растворы и тампонажные смеси в природоохранных технологиях буровых работ.

Геолого-методическая часть. Определение границ влияния буровых работ на недра, на водную систему и на почвы. Характеристика основных физических и геохимических процессов. Сведения о динамике подземных вод.

Технико-технологическая часть. Выбор состава цементных растворов и тампонажных смесей. Регулирование их параметров. Планирование лабораторных исследований. Техника и технологические линии для приготовления и закачки в скважины цементных растворов. Активация их вяжущих свойств. Приготовление и доставка к месту твердения тампонажных смесей.

Эколого-экономическая часть. Контрольно-измерительная аппаратура и организация ведомственного экологического контроля. Экономическая оценка основных (двух-трех) конкурирующих вариантов выполнения проектируемых работ.

6.2.2. Технология и техника бурения донных отложений прудов, озер, болот

Геолого-методическая часть.

Стадии развития водоемов, их состояние. Влияние хозяйственной деятельности на естественный ход эволюции водного объекта. Содержание в воде биологически активных соединений, необходимых для жизни. Процесс формирования донных отложений из остатков живых организмов, поверхностного стока, атмосферного переноса и подземного водообмена.

Основные результаты ранее выполненных геологоразведочных работ по характеристике донных отложений как исходного сырья для приготовления товаров различного назначения (сельскохозяйственные удобрения, лечебные грязи и т. д.). Необходимость проведения или продолжения буровых работ.

Технология и техника бурения скважин. Отбор проб донных отложений с учетом требований природоохранного законодательства. Рекомендации по извлечению донных отложений на поверхность, переработка и доставка их к потребителю.

Для случая очистки водоемов от донных отложений, содержащих токсичные вещества, рассматриваются вопросы их обезвреживания, нейтрализации и захоронения.

Организация ведомственного экологического контроля. Экономическая оценка основных (двух-трех) конкурирующих вариантов выполнения проектируемых работ.

6.3. Рассмотрение экологической проблематики в дипломном проекте

В дипломном проекте должны быть изложены материалы по следующим вопросам охраны недр и окружающей среды.

6.3.1. Выполнение природоохранного законодательства России

Закон Российской Федерации о недрах. Система стандартов в области охраны природы и улучшения использования природных ресурсов. Экологический паспорт промышленного предприятия.

6.3.2. Закон о защите прав потребителя в условиях рынка

Обязательная и добровольная сертификация товаров, проблема качества. Защита населения и окружающей среды от опасной продукции.

Например, свидетельство о качестве и безопасности используемых в бурении химических реагентов, поверхностно-активных веществ, синтетических смол и нефтепродуктов.

6.3.3. Состояние природной среды в районе буровых работ

Характеристика источников загрязнения: стационарные и передвижные, постоянного и периодического действия, поверхностные и подземные; интенсивность и периодичность проявления.

6.3.4. Источники загрязнения недр и окружающей среды

Источники загрязнения недр и окружающей среды при бурении скважин последовательно на всех стадиях работ: подготовка земельного участка под буровую установку с привышечными сооружениями в соответствии с утвержденными нормативами; монтаж оборудования; бурение; цементирование; испытание и освоение скважин; эксплуатация; консервация и ликвидационный тампонаж.

Источники загрязнения природной среды при материально-техническом обеспечении буровых работ. Условия транспортирования: глины, цемента, топлива, химических реагентов. Потери материалов в пути и на местах хранения.

Источники загрязнения окружающей среды при работе транспортных машин (колесный, гусеничный, водный).

6.3.5. Ведомственный контроль за природной средой: атмосфера, почва, водная система

Контрольно-измерительная аппаратура; принцип действия, характеристика.

Анализ, систематизация и обобщение результатов измерений параметров природной среды в соответствии с международными стандартами.

6.3.6. Природоохранные и ресурсосберегающие технологии в бурении

Определение оптимальных параметров режимов вращательного бурения по локальным и глобальному критерию, используя как ручное, так и автоматизированное управление процессом бурения.

Выбор наиболее экономичных и эффективных мероприятий по снижению негативного воздействия буровых работ и по оздоровлению окружающей среды.

Защита от возможных аварийных ситуаций. Их прогноз, предупреждение и ликвидация.

6.3.7. Утилизация, обезвреживание, захоронение отходов буровых работ (сточные воды, разлитые нефтепродукты, отработанные промывочные жидкости, антивибрационные смазки и т. д.)

Техническая и биологическая рекультивация почв, земель.

6.3.8. Экологическая оценка проектируемых мероприятий

Материалы по природоохранным технологиям буровых работ могут быть приведены в соответствующих разделах дипломного проекта или в разделе 3.4. «Природоохранные мероприятия» согласно выше приведенной структуры проекта.

Защита выпускной квалификационной работы

Защита выпускной квалификационной работы проводится на открытом заседании ГЭК.

Порядок защиты:

- председатель ГЭК объявляет фамилию, имя и отчество выпускника, название работы с указанием места ее выполнения;

- доклад продолжительностью, как правило, не более 7-10 минут, в течении которых он должен кратко сформулировать актуальность, цель и задачи работы, изложить основные результаты, выводы и рекомендации, конкретные предложения, обосновать возможность их реализации, эффективность. При этом необходимо уточнить личный вклад в разработку проблемы.

Студент может пользоваться заранее подготовленным тезисами доклада, но должен излагать основное содержание своей выпускной квалификационной работы свободно, не читая письменного текста. При чтении утрачивается эмоциональность изложения, монотонное чтение текста не привлекает внимания и утомляет слушателей. Свободный рассказ по теме свидетельствует об уровне подготовки и глубине специальных знаний по проблеме выпускной квалификационной работы. Все это существенно влияет на итоговую оценку работы.

Все принципиальные положения выпускной квалификационной работы для большей наглядности могут быть представлены на демонстрационном материале. К демонстрационным материалам относится информация из выпускной квалификационной работы (таблицы, диаграммы, схемы, иллюстрации и пр.), оформленная в виде презентаций или ксерокопий для каждого члена ГЭК. Во время доклада необходимо ссылаться на эти материалы;

- после окончания доклада члены ГЭК и присутствующие на защите предлагают выпускнику вопросы, касающиеся устного выступления, имеющие непосредственное отношение к теме работы, или же просто в связи с обсуждаемой проблемой;

- зачитывается внешняя рецензия на выпускную квалификационную работу;

- выступление руководителя выпускной квалификационной работы, а в случае его отсутствия секретарь ГЭК зачитывает отзыв руководителя;

- председатель ГЭК предоставляет желающим слово для выступления, затем выпускнику, которое предполагает ответы на замечания рецензента и всех, выступивших при обсуждении работы, после чего объявляет об окончании защиты.

После окончания открытой защиты проводится закрытое заседание ГЭК (возможно с участием руководителей), на котором определяются итоговые оценки по четырехбалльной системе («отлично», «хорошо», «удовлетворительно», «неудовлетворительно»). После

закрытого обсуждения председатель объявляет решение ГЭК. Протокол заседания ГЭК ведется секретарем. В него вносятся все заданные вопросы, особые мнения, решение комиссии об оценке.

КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЫПОЛНЕНИЯ И ЗАЩИТЫ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ

Оценка выпускной квалификационной работы производится по четырем группам критериев:

Система оценивания по оценочным средствам государственной итоговой аттестации

Оценочное средство	Максимальная стоимость в баллах	Критерии начисления баллов
Выпускная квалификационная работа	0-90 балл	Качество выполненной работы, ее научно-теоретический уровень, степень самостоятельности и логичность изложения материала, правильность оформления и результат ее защиты
Отзыв руководителя ВКР	0-15 баллов	Ответственность, дисциплинированность, стремление к достижению высоких результатов самостоятельность, добросовестность в выполнении ВКР, контактность....
Отзыв рецензента ВКР	0-5 баллов	Качество выполненной работы, корректность расчетов, принятых обоснований и сделанных выводов
Ответы на вопросы (проверка компетенций)	0-5 баллов	Полнота и правильность ответа
Итого	115 баллов	

Оценка по итогам государственной итоговой аттестации определяется простым суммированием баллов:

Критерии оценки	Количество баллов
Критерии содержания ВКР	
обоснованность выбора и актуальность темы исследования	0-5
обоснование практической и теоретической значимости исследования	0-5
уровень теоретической проработки проблемы, осмысления теоретических вопросов и обобщения собранного материала	0-5
умение представить литературный обзор проблемы исследования	0-5
широта и качество использованных источников	0-5
объем и уровень анализа профессиональной, научной литературы, релевантность, полнота, корректность и содержание цитирования	0-5
умение правильно применить необходимые для решения проблемы нормативные правовые акты (документы) в объяснении конкретной ситуации деятельности организации	0-5
наличие в ВКР результатов, которые в совокупности решают конкретную научную и (или) практическую задачу, или - результатов (теоретических и (или) экспериментальных), которые имеют существенное значение для развития конкретных направлений в определенной отрасли науки (деятельности), или – научно-обоснованных разработок, использование которых в полном объеме обеспечивает решение прикладных задач	0-5
умение логически верно, аргументированно и ясно излагать материалы исследования в ВКР	0-5
обоснованность и четкость сформулированных выводов	0-5
адекватность использования методов исследования	0-1
умение использовать компьютерные технологии в режиме пользователя для решения профессиональных задач	0-5
Критерии оформления ВКР	

владение научным стилем изложения, орфографическая и пунктуационная грамотность	0-5
соответствие формы представления работы требованиям, предъявляемым к оформлению данных работ	0-5
Критерии процедуры защиты	
качество устного доклада: соответствие доклада содержанию работы, логичность, точность формулировок, обоснованность выводов, культура речи	0-5
владение профессиональной терминологией и навыками профессиональной аргументации	0-4
презентационные навыки: структура и последовательность изложения материала, соблюдение временных требований, использование презентационного оборудования и/или раздаточного материала, грамотность оформления иллюстрационных материалов, выразительность использования, контакт с аудиторией	0-5
поведение при защите (коммуникационные характеристики (культура) докладчика (речь, манера говорить, отстаивать свою точку зрения, привлекать внимание к важным моментам в докладе или ответах на вопросы))	0-5
качество ответов на вопросы членов ГЭК: логичность, глубина, правильность и полнота ответов	0-5
Отзыв рецензента ВКР	
теоретическая значимость исследования; анализ представленных методик исследования; практическая значимость исследования; степень полноты обзора состояния проблемы и корректность постановки задачи; уровень и корректность использования в работе методов исследования; степень комплексности работы, применение в ней знаний социально-гуманитарных дисциплин, естественно-математических, общепрофессиональных и специальных дисциплин; ясность, четкость, последовательность и обоснованность изложения.	0-5
Отзыв руководителя ВКР	
ответственное отношение к работе, дисциплинированность, стремление к достижению высоких результатов, самостоятельность, добросовестность в выполнении работы, соблюдение сроков представления материалов, контактность	0-5
владеет навыками самостоятельного получения новых знаний, использования современных технологий	0-5
умение систематизировать и обобщать информацию из разных источников	0-5
Теоретические вопросы	
качество ответов на вопросы членов ГЭК: правильность и полнота ответов	0-5
Итого баллов	115

Правила оценивания результатов защиты ВКР

- 104-115 баллов (90-100%)** – оценка «отлично»;
81-103 балла (70-89%) – оценка «хорошо»;
58-80 баллов (50-69%) – оценка «удовлетворительно»;
0-57 баллов (0-49%) – оценка «неудовлетворительно».

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. *Гусман, А. М.* Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование / А. М. Гусман, К. П. Порожский. – Екатеринбург, Полиграфист, 2002. – 592 с.
2. *Бондарев, В. И.* Оптимизация процессов промывки и крепления скважин / В. И. Бондарев, А. И. Булатов, Е. И. Сукурено. – М.: Недра, 1989. – 221 с.
3. *Ивачев, Л. М.* Промывка и тампонирувание геологоразведочных скважин: справочное пособие / Л. М. Ивачев. – М.: Недра, 1989. – 247 с.
4. *Ивачев, Л. М.* Промывочные жидкости и тампонажные смеси: учебник для вузов / Л. М. Ивачев – М.: Недра, 1987. – 242 с.
5. *Калинин, А. Г.* Разведочное бурение / А. Г. Калинин, О. В. Ошкордин, В. М. Питерский, Н. В. Соловьев. М.: Недра-Бизнесцентр, 2000. – 748 с.
6. *Козловский, Е. А.* Справочник по бурению геологоразведочных скважин / Е. А. Козловский, П. П. Пономарев, Г. А. Блинов. – СПб.: Недра, 2000. – 592 с.
7. *Кудряшов, Б. Б.* Бурение скважин в осложненных условиях: учеб. пособие для вузов / Б. Б. Кудряшов, М. М. Яковлев. – М.: Недра, 1987. – 269 с.
8. *Михайлова, И. Д.* Техническое проектирование колонкового бурения / И. Д. Михайлова. – М.: Недра, 1985. – 200 с.
9. Пономарев, П. П. Отбор керна при колонковом геологоразведочном бурении / П. П. Пономарев, В. А. Каулин – Л.: Недра, 1989. – 256 с.
10. *Спивак, А. И.* Разрушение горных пород при бурении скважин: Учебник для вузов. Спивак А.И., Попов А.Н. – 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 208 с.
11. Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин. – В 2-х томах. – М.: Недра, 1984 – С. 3-252.
12. *Харбух, Дж.* Моделирование на ЭВМ в геологии / Дж. Харбух, Г. Бонэн-Картер. – М., 1974.
13. Справочник по бурению геологоразведочных скважин. – СПб.: Недра, 2000. – 712 с.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА:

Размер шрифта основного текста: - кегль 14, формат А4, 1,5 интервал.

Нумерация страниц проставляется с третьей страницы в нижнем поле по центру.

Заголовки отделяются от основного текста сверху и снизу одним интервалом.

Шрифт заголовков выделяется жирным прописным или большим на 1-2 кегля.

По всему диплому соблюдается соподчиненность шрифтов разделов.

Красная строка – 1,5 см.

Раздел (глава) – часть – подчасть – подраздел.

Подзаголовок с трехзначной нумерацией в содержание не включается.

ВВЕДЕНИЕ не имеет нумерации!!!

ПРИМЕР	1. ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.	
	1.1. Физико-географические условия участка.....	7
	1.1.1. Климат	7
	1.2. Гидрография.....	11
	1.3. Существующее водоснабжение	11
	1.4. Геологическое строение района работ	13
	1.4.1. Стратиграфия	13
	1.4.2. Тектоника	23
	1.5. Гидрогеологические условия района работ	25

Поля страницы:

верх – 2 см, низ – 2,5 + нумерация страницы, левое поле – 3 см., правое – 1,5.

Рисунок имеет название (под рисунком) и нумерацию как таблица и формула.

Таблицы:

Название таблицы
ОБЯЗАТЕЛЬНО!!

Цифра раздела

Порядковый номер в разделе

Таблица 1.1

Глубина залегания и мощность пачек по скв.1

№№ скв	Нижняя пачка		Средняя пачка		Верхняя пачка	
	Интервал глубин, м	Мощность, м	Интервал глубин, м	Мощность, м	Интервал глубин, м	Мощность, м
1	Нижнебелебеевская подсвита					
	263,0-279,5	16,5	211,2-263,0	51,8	174,7-211,2	36,5

Размер кегля 10-12

Цифра раздела

$$p_1 = \lambda_1 \cdot \frac{V_1^2 \cdot \rho}{2 \cdot d_1} \cdot (l + l_s) \cdot 10^{-6}, \quad [\text{МПа}] \quad (2.14)$$

где: ρ – плотность промывочной жидкости, кг/м^3 , $\rho=1040 \text{ кг/м}^3$;
 d_1 – внутренний диаметр буровых труб, м, $d_1=0,0545\text{м}$;
 l – длина колонны буровых труб, м, $l = L - l_{\text{убт}} = 69 - 4,7 = 64,3 \text{ м}$;
 V_1 – скорость нисходящего потока промывочной жидкости, м/с.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Бродов Г.С. Бурение и оборудование скважин на воду. – СПб, 2006. 154 с.
2. Технология и техника разведочного бурения. /Под ред. Шамшева Ф.А., Кудряшова Б.Б. и др./ - М.: Недра, 1983, 565 с.

Порядковый номер в разделе