

# МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

4-14 апреля 2005 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

## ОПТИМИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ РАЗРАБОТКОЙ ГАЗОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

*ШАКУРОВ Р. Р.*

ООО "Ноябрьскгаздобыча", Губкинский ГП

Одним из основных факторов, влияющих на технологический режим работы газовых скважин, является наличие подошвенной воды в массивных и приконтурных частях месторождений пластового типа. Несмотря на большое количество работ, посвященных эксплуатации скважин, вскрывших пласты с подошвенной водой, в настоящее время отсутствуют надежные рекомендации по определению производительности таких скважин и ее изменения в процессе разработки с учетом неоднородности пласта и подвижности контакта "газ – вода".

Губкинское газовое месторождение представляет собой массивную залежь, состоящую из двух структур, разделенных прогибом, имеющим значительную глубину. Высота залежи в районе прогиба не превышает 10 м, в отличие от 100-110 м в купольной части южной структуры. Наличие единой залежи, объединяющей Пурпейскую и Северо-Пурпейскую структуры, подтверждается наличием единого ГВК для северной и южной частей месторождения.

Продуктивная толща сеномана, как и на других аналогичных месторождениях севера Западной Сибири, литологически представляет собой неравномерное переслаивание песчаников, алевролитов и глин с преобладанием песчаных и алевролитовых разностей. Песчаные и глинистые прослои в большинстве своем не выдержаны по площади вследствие частой литологической изменчивости. Это способствует интенсивному внедрению подошвенной воды ввиду высоких фильтрационно-емкостных свойств (ФЕС) нижних слоев залежи. Естественная активация водонапорного режима привела к прорыву подстилающих вод в виде языков обводнения.

Есть прямая необходимость в применении методов оптимизации и регулирования показателей разработки. В настоящее время эти проблемы решаются с помощью двух- и трехмерного математического моделирования на основе вероятностно-статистического подхода специализированными организациями и службами. Достоверность такого подхода невысока и нуждается в постоянном мониторинге прогнозных и фактических показателей.

В этой связи наиболее интересным представляется направление флюидодинамического моделирования залежей.

Анализ динамики геолого-промысловых параметров и показателей разработки многих нефтяных и газовых месторождений (Н. П. Запывалов, И. П. Попов, 2003) выявил, что все коллекторы, независимо от литологии, содержат углеводороды в трещинной и поровой средах. В карбонатных породах трещинная емкость обусловлена непосредственно трещинами, а в терригенных – трещинами и межгранулярной пустотностью сверхпроницаемых слабосцементированных песчаников, именуемых суперколлекторами. Последние работают как крупные трещины – каналы. При темпах отбора менее 2 % от  $\sum Q_{\text{баланс}}$ , трещины и суперколлектор испытывают подток из пор низкопроницаемой матрицы, а с увеличением перепада давлений подпитка блокируется, и коллектор кратковременно работает как однородно-трещинный, каналный. В этом случае происходит раздельная выработка запасов: в начальный период из трещин, а в последующем из пор, но малоэффективно. При высоких депрессиях связанная вода "отрывается" от стенок порового пространства коллектора (матрицы) и заполняет фильтрационные каналы. Вследствие этого уменьшается продуктивность скважин и увеличивается обводненность.

Наличие двух взаимно перпендикулярных по ФЕС систем (трещин Т и пор П) и промежуточных между ними порово-трещинной (ПТ) и трещинно-поровой (ТП), а также раздельная выработка запасов указывает на преобладающую распространенность вертикальных, наиболее раскрытых трещин Т и подчиненное второстепенное значение горизонтальных или близких к горизонтальным трещин меньших размеров (ПТ, ТП). Это предположение подтверждает быстрый прорыв подошвенных вод и изоляции (защемлением) запасов газа и конденсата в целиках поровой среды при работе коллектора как однородно-трещинного Т.

Корреляционные несогласия и смещения литолого-геофизических разрезов в пределах залежи и даже одного куста скважин (расстояние по кровле в плане до 400 м), могут интерпретироваться как разрывные тектонические нарушения. Скважины, расположенные и вскрытые непосредственно в зонах таких несогласий, отличаются следующими геолого-промысловыми характеристиками:

- среднесуточный дебит превышает средний по залежи до 20 %;
- средняя депрессия до 50 % меньше средней по залежи.

Такие показатели косвенно подтверждают наличие "суперколлекторов", обусловленное развитой трещиноватостью в пределах тектонических нарушений.

С точки зрения флюидодинамики, такие системы трещин являются естественными каналами для активного техногенного перераспределения энергии залежи (объемов дренирования, пластового давления, "языкового" подъема газо-водяного контакта).

Выводы:

– Построение флюидодинамической модели (ФДМ) коллекторов и залежи по объектам разработки (слоям) даст возможность определить неизвлекаемые запасы и при сравнении с проектными показателями сформирует наглядный эффект применения флюидодинамических принципов разработки.

– Ввиду последующего ввода в эксплуатацию северного участка месторождения, имеющего запасы порядка 14 % от  $Q_{\text{бал}}$  (а поступление воды в залежь будет проблемой сразу после ввода в разработку), построение ФДМ и ее применение даст реальную возможность увеличения газоотдачи.

## **К ВОПРОСУ РАЙОНИРОВАНИЯ КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ СОВМЕСТНОЙ ДОБЫЧЕ РУД И БЛОЧНОГО КАМНЯ**

*КОВАЛЕВ А. М.*

Горно-обогатительное производство ОАО "Комбинат "Магnezит"

В Уральском регионе широко развита горнодобывающая промышленность с годовым объемом извлекаемой горной массы порядка 170-180 млн. м<sup>3</sup>, которая в основном складывается в отвалы (незначительная часть перерабатывается на щебень), при этом скальные вскрышные породы в подавляющем большинстве случаев имеют высокие эксплуатационные и декоративные свойства. Это позволяет рассматривать действующие карьеры региона как потенциально значимую сырьевую базу промышленности строительных материалов, в т. ч. камнеобрабатывающей. Таким образом, задача формирования технологии совместной добычи руд и блоков природного камня актуальна как с позиции более рационального использования имеющихся производственных мощностей и вовлекаемых ими в отработку георесурсов, так и с позиции социального и экономического развития региона. Использование находящихся в контурах действующих карьеров вскрышных пород позволяет отказаться от ввода в эксплуатацию новых горных объектов, уменьшить изъятие дополнительных земель из народнохозяйственного оборота, сократить экологическое воздействие на территории, прилегающие к горным выработкам, а также увеличить количество товарной продукции горнодобывающего предприятия с одновременным улучшением экономических показателей отработки месторождения.

Очевидно, что для решения данной задачи, ввиду различия технологий добычи руд и получения блочного камня, необходимо разделение единого карьерного пространства на зоны для добычи блочного камня и рудного сырья. Вместе с тем, наряду с этими различиями требуется и взаимная увязка данных технологий в условиях единого горно-технологического комплекса.

Технология добычи руд предполагает предварительное рыхление массива горных пород взрывом зарядов бризантного взрывчатого вещества, в результате которого происходит негативное сейсмическое воздействие на окружающий породный массив, в т. ч. приводящее к увеличению трещиноватости предназначенного для добычи блочного камня продуктивного массива. С другой стороны, технология отделения блочного камня предполагает использование для разрушения массива либо чисто механических способов, либо взрывных, но не допускающих образования дополнительной трещиноватости. Таким образом, принципиальным условием совмещения двух технологий в условиях одного карьера будет обеспечение приемлемых для сохранения массива, подлежащего отработке на блок, горных пород, значений сейсмического воздействия от проведения взрывных работ в "рудной" зоне.

С целью снижения негативного сейсмического воздействия массовых взрывов при добыче рудного сырья следует проводить районирование в контурах карьера зоны по добыче рудного сырья и блочного камня. Если местонахождение "зоны камня" не в полной мере позволяет оградить ее от негативного воздействия взрывных работ "по руде", то требуется разработка дополнительных мероприятий по снижению образования трещиноватости в "блочной" зоне от действия взрывов зарядов в "рудной" зоне с последующей оценкой их эффективности.

Таким образом, одним из основных условий районирования зон в карьерном пространстве является оценка образования дополнительной трещиноватости от действия массовых взрывов.

Определение сейсмобезопасных масс зарядов и расстояний базируется на сопоставлении скорости смещения горных пород в охраняемом массиве с допустимой скоростью смещения, обусловленной физико-механическими свойствами слагающих его горных пород.

Под максимально допустимой скоростью смещения пород в охраняемом массиве для расчета принимаем такую величину скорости смещения, при которой не происходит дополнительного образования трещиноватости в охраняемом массиве.

Задача определения максимально допустимой скорости смещения горных пород в охраняемом массиве по их прочностным свойствам, была решена по приведенной в работе [1] методике. Исходя из этого, формула определения максимально допустимой массы заряда взрывчатого вещества, при взрыве которого скорость смещения горных пород в охраняемом массиве будет являться приемлемой для сохранения его целостности, определится как [2]:

$$Q = \frac{[\sigma]^2 r^3 K_{mp}}{342 \rho^2 C_p^2 K_1 K_2 K_3 K_B}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где  $[\sigma]$  – предел прочности на сжатие, МПа;

$\rho$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

$C_p$  – скорость звуковых волн в образце, м/с;

$K_1, K_2, K_3, K_B, K_{тр}$  – соответственно поправочные коэффициенты, учитывающие диаметр заряда, количество свободных поверхностей, обводненность взрывающего блока, требуемого уровня надежности прогноза и трещиноватость пород во взрывающем блоке [3].

Данная зависимость позволяет определить массы сейсмобезопасных зарядов от расстояний до охраняемого массива.

В том случае, если определенный из данной зависимости заряд взрывчатого вещества при максимально допустимом по техническим условиям расстоянии до охраняемого массива менее сейсмобезопасного, предлагается применение дополнительных мер, направленных на повышение сохранности продуктивного массива. К таким мерам можно отнести: сооружение дополнительной поверхности разгрузки (экранирующая щель, канава); уменьшение диаметра взрываемых скважин. Так, для условий Карагайского карьера Горно-обогатительного производства ОАО "Комбинат "Магнезит" данные мероприятия позволяют снизить сейсмобезопасное расстояние на 40 и 22 % соответственно.

Таким образом, предлагаемая расчетная схема оценки сейсмического воздействия массового взрыва позволяет районировать участки карьерного пространства в заявленных целях и в случае необходимости предусмотреть технологические методы ее снижения, в т. ч. и с учетом разницы в скорости развития фронтов горных работ в различных технологических зонах.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Друкованый М. Ф. и др. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьере. – М.: Недра, 1980
2. Отчет о НИР "Разработка сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ на МПК комбината "Магнезит". – Свердловск: ИГД, 1990.
3. Оксанич И. Ф. и др. Закономерность дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982.

### МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ РАСТВОРОПРОНИЦАЕМОСТИ РУДЫ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА

*ВАЛИЕВ Н. Г., РУДНЕВА Е. В.*

Уральский государственный горный университет

Исходное сырье для кучного выщелачивания в каждом конкретном случае может быть получено из нескольких источников, например, только что добытой руды, отвала забалансовых руд, минерализованной пустой породы и хвостов обогащения. Однако в большинстве текущих проектов используется руда, специально добываемая для этих целей, так как кучное выщелачивание является наиболее экономичным способом освоения больших месторождений бедных руд или их бедных участков.

Присутствие большого количества шлама (частиц размером 50 мкм) в этом сырье замедляет фильтрацию выщелачивающего раствора, вызывает неравномерное его распределение по объему штабеля и образование бездействующих или невыщелоченных участков. Это может привести к необоснованно долгим периодам выщелачивания и низкому извлечению металлов. В крайних случаях происходит полное засорение штабеля глинистыми частицами и тогда выщелачивающий раствор протекает по откосам штабеля, а не просачивается сквозь него.

Эффективное использование различных видов сырья в технологии кучного выщелачивания требует определения оптимального распределения частиц сырья по крупности и при необходимости проведения операций по предварительной подготовке руды.

В этой связи подготовка золотосодержащего сырья заключается в обеспечении необходимой крупности дроблением или окомкованием, удалением илисто-глинистых фракций (обесшламливанием) таким образом, чтобы при формировании штабелей и куч обеспечить равномерное распределение материала и необходимую скорость фильтрации (1-2 м/сут).

Необходимость и степень *дробления руды* зависят от ее физико-механических характеристик: плотности, крепости, трещиноватости, водопроницаемости, влажности и др. При значительной трещиноватости и водопроницаемости выщелачивание производится из руд забойной крупности 500-150 мм. Такими свойствами, как правило, обладают руды песчаникового типа, туфопесчаниковые, известняковые и т.п. Дроблению подвергаются руды, представленные крепкими разностями, в которых доступ раствора к частицам золота внутри крупных кусков затруднен. В этом случае необходимо дробление для раскрытия трещин и обеспечения контакта с минерализацией полезного компонента или полного его высвобождения.

Дробленный материал подвергается *грохочению*. Целесообразность разделения на надгрохотный и подгрохотный классы, а также отдельного дробления надгрохотного класса, объясняется тем, что куски, не содержащие полезный компонент, измельчаясь, снижают его содержание в мелких классах в среднем на 16 %. Разделение на два потока позволяет выделить надгрохотный класс, например +300 мм, в котором золото находится внутри кусков в трещинах, раскрываемых последующим дроблением. Надгрохотный класс отсыпается в отдельный штабель для кучного выщелачивания. Также раздельно размещают в отдельные штабеля руды по классам +150, -150...+50, -50 мм. Крупность дробления определяется по результатам технологических исследований.

При небольшой производительности (до 100 тыс. м<sup>3</sup> в год) дробильно-сортировочные установки изготавливаются в передвижном исполнении. При большой производительности изготавливаются сборно-разборные и стационарные дробильно-сортировочные установки.

Потребность в предварительном *окомковании руды* определяется визуально на стадиях предварительных исследований.

Окомкование сырья для проведения кучного выщелачивания обычно необходимо, если какой-нибудь из следующих признаков замечен в исходном материале:

- возникают трудности при очистке продуктивного раствора от взвешенных частиц (большое содержание в руде глинистых фракций);
- при перколяции в небольших колоннах обнаруживается миграция частиц руды и неравномерное распространение раствора по объему руды;
- остаточная влажность выщелоченной руды высока.

Окомкование, окатывание – процесс окускования увлажненных тонкоизмельченных материалов, основанный на их способности при перекачивании образовывать гранулы сферической формы, – окатыши. Основное назначение окомкования при КВ – это обеспечение водопроницаемости рудного штабеля, производится в специальных окомкователях (грануляторах). По устройству и принципу действия различают ленточные, барабанные и тарельчатые (чашевые) грануляторы.

В качестве связующих добавок применяют цемент, бентонит, гашеную известь. Для кучного выщелачивания обычно используется цемент. Объем добавляемого цемента зависит от качества в рудном материале пылевидных фракций (расход от 5 до 30 кг на тонну руды).

В целях экономии средств в качестве связующего материала применяют пыль цементных обжиговых печей, которая служит также эффективным нейтрализатором кислоты и обеспечивает защитную щелочность в технологических растворах.

В методах физико-химической геотехнологии существенное значение имеет *дешламация* разрушенных руд (путем их отмывки, промывки или предварительным грохочением на классы). Так, при измельчении кварцсодержащей руды от -1 до -0,3 мм скорость фильтрации раствора уменьшается более чем в 5 раз. Если провести обесшламливание руды этой же степени крупности, то скорость фильтрации повышается в 2,5 раза и составляет 26 и 10 м/сут соответственно для фракций -1...+0,074 и -0,3...0,074 мм.

Наиболее технологически просто обеспечивается гидродинамическая дешламация. Рекомендуется при формировании штабеля отсыпку руды производить послойно. После отсыпки одного слоя сверху нисходящим гидродинамическим потоком в напорном режиме промывают заскладированную в нем золотосодержащую

руды. Так освобождаются от шлама, который частично осаждается в нижней части штабеля, а частично выносится в специальный шламосборник.

Решение вопросов рудоподготовки (обеспечения необходимой крупности, обесшламливания и обезыливания), можно обеспечить также гидромеханизированной подготовкой золотосодержащего сырья к выщелачиванию, совместив эту операцию с транспортом сырья на промышленную площадку. Технологическая схема подготовки материала для кучного выщелачивания такова: приготовление гидросмеси, подача грунтовым насосом гидросмеси на конический грохот для выделения крупных частиц, далее подача подрешетного материала на карту намыва со сбором илисто-глинистых частиц через шандорный колодец в шламосборник. Материал с карты намыва разделяется в соответствии с крупностью и коэффициентом фильтрации и укладывается в штабель для выщелачивания.

Во время выщелачивания внутри кучи из-за неравномерного распределения частиц руды неизбежно развиваются зоны повышенной фильтрации (5-6 м/сут и более), по которым проходит большая часть выщелачивающего раствора, и "застойные" зоны (0,05-0,1 м/сут), в которых часть руды подвергается гораздо меньшему воздействию раствором цианида. Поэтому выбор рациональной оросительной системы вместе с оптимальным для данного типа руды методом укладки штабеля позволяет уменьшать неравномерное распределение раствора внутри штабеля.

Способ формирования рудного штабеля (насыпи) зависит в первую очередь от физико-механических свойств складываемого материала, высоты и отсыпки штабеля. Основное требование, предъявляемое к технологии отсыпки, заключается в обеспечении однородности уплотнения и необходимой скорости фильтрации (1-2 м/сут). Для соблюдения однородности материала по всему объему штабеля его отсыпка производится послойно по всему сечению, высота слоя обычно 2-3 м. Отсыпка слоев производится грейферными и фронтальными погрузчиками, передвижными конвейерами, а на крепких породах и слабоуплотняющихся песках используют автосамосвалы и бульдозеры.

Как показал опыт промышленной реализации проектов кучного выщелачивания, для оптимального извлечения металлов из рудного штабеля минимально допустимая скорость фильтрации раствора внутри кучи должна быть равной  $10^{-4}$  см/сек, что обеспечивается обычно при средней *плотности орошения* 0,002-0,003 л/с·м<sup>2</sup>. При этом чем больше в руде мелких, глинистых фракций, тем плотность орошения должна быть меньше. На практике при выщелачивании рудных штабелей орошение цианидными растворами осуществляется несколькими методами, к которым относятся:

- орошение с помощью системы прудков (затопление);
- распыление (разбрызгивание) раствора на поверхность штабеля;
- капельное орошение штабеля.

С поверхности штабеля *рыхление* рудного материала может выполняться легкими плугами и другими способами, а также путем взрывания зарядов в специально пробуренных скважинах, предварительной закладкой предметов, создающих пустоты в штабеле, – пневмобаллонов, сжигаемого горючего материала, полых железобетонных конструкций и т. д.

Уложенный в штабель исходный материал с хорошей проницаемостью способствует равномерному протеканию выщелачивающего раствора, взаимодействию цианида с обнаженными частицами драгоценного металла и уменьшению времени выщелачивания, необходимого для достижения намеченной степени извлечения драгоценного металла.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Багазеев В. К., Валиев Н. Г., Кравченко А. П. Процессы открытых горных работ: Геотехнология добычи золота: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001 г. – 110 с.
2. Крупинин Н. Я., Солобоев И. С., Хохряков А. В., Альбрехт В. Г., Студенок А. Г., Ольховский А. М., Гончар Н. В. / Под общей редакцией Хохрякова А. В. Кучное выщелачивание золота. Основы технологии и экологической безопасности: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002 г. – 168 с.

### НИЗКОЧАСТОТНЫЙ ВИБРАТОР ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СКВАЖИННЫХ РАБОТ

ГАБДРАХИМОВА Л. М.  
ОФ УГНТУ

В настоящее время с применением вибраторов выполняются различные работы: промывка скважин; очистка пульсированной промывкой скважинного штангового насосного оборудования и скважинного оборудования электроцентробежной насосной установки, устьевого оборудования и трубопроводов от парафина; восстановление приемистости и профиля приемистости нагнетательных скважин и т. д.

Для выполнения этих работ применяют различные конструкции вибраторов частотой динамических ударов от 2 Гц до 3 кГц и более.

Для производства скважинных работ нами разработано несколько конструкций низкочастотных вибраторов, основным рабочим элементом которых является клапан, соединенный рычажным механизмом. Для выбора основных параметров рабочих элементов, определения величины движущей активной силы клапана, необходимой для работы рычажной системы и изучения поведения этой системы, использовалось уравнение Лагранжа второго рода:

$$\frac{dq}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{q}_j} \right) - \frac{\partial T}{\partial q_j} = Q_j, \quad (1)$$

где  $q_j$  – обобщенная координата механической системы (механизма), однозначно определяющая положение механизма в любой момент времени  $t$ ;  $\dot{q}_j = \frac{dq_j}{dt}$  – обобщенная скорость;  $T$  – кинетическая энергия механической системы (механизма);  $Q_j$  – обобщенная сила механической системы (механизма), соответствующая обобщенной координате  $q_j$ ,  $j=1,2,3\dots k$ .

Теоретические исследования проводились в следующем порядке:

- выбор расчетной схемы рычажной системы;
- определение действующих нагрузок;
- определение точки приложения нагрузок;
- обоснование допущений.

Далее проводились теоретические исследования поведения системы, определение зависимостей поведения данной системы от входных параметров и параметров самой системы.

В докладе приводятся результаты теоретических стендовых и промысловых исследований вибратора. Экспериментальные исследования подтверждают результаты теоретических исследований. Рычажные механизмы, соединенные с клапаном, позволяют создать вибраторы частотой 5...15 Гц, амплитудой давления жидкости до 3 МПа.

## ПРОЕКТ ПРОГРАММЫ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА Г. ЕКАТЕРИНБУРГА ДО 2015 Г.

*КОРНИЛКОВ М. В., ПОДДУБНЫЙ В. В., ПОЛОВОВ Б. Д., ЧЕРЕВ Д. А.*  
Уральский государственный горный университет

*ЛЯХОВ С. В.*  
ЕМУП УЗПС "Метро"

*ВЕСЕЛОВСКИЙ В. Н., ЗИГАНШИН С. У.*  
ОАО "Уралгипротранс"

*ПОПОВ А. В.*  
Уральская государственная архитектурная академия

Проект формируемой "Программы комплексного освоения подземного пространства г. Екатеринбурга до 2015 г." базируется на итогах исследований и предпроектных разработках, выполненных на основе "Концепции комплексного освоения подземного пространства г. Екатеринбурга" [1] и раздела "Комплексное освоение подземного пространства", включенного в "Генеральный план МО "Город Екатеринбург до 2025 года" [2]. Сводка конкретных объектов подземного пространства, включаемых в "Программу" и согласованных с мастерской Генерального плана ГлавАПУ г. Екатеринбурга, приведена в табл. Помимо сведений, указанных в табл., для каждого объекта установлены: способ строительства (подземный, открытый, комбинированный), строительный объем, строительная площадь, стадия реализации (предпроектное решение – уровень "бизнес-плана", проектирование, начало и окончание строительства), сметная стоимость, источники финансирования (бюджетные и внебюджетные), оценки эффективности инвестиционных проектов (чистый дисконтированный доход, суммарные дисконтированные затраты, срок окупаемости, внутренняя норма доходности). Отбор приоритетных объектов выполнялся по совокупности ресурсных критериев и критериев условий реализации с использованием аппарата системного обобщения оценок и групповой экспертизы. Завершающим этапом анализа приоритетности большинства подземных объектов являлась оценка эффективности инвестиций в их строительство.

Формируемая "Программа комплексного освоения подземного пространства г. Екатеринбурга до 2015 г." предназначена для использования в качестве руководящего документа при реализации градостроительной

политики в областном центре, главными целями которой являются: создание единой градостроительной системы освоения подземного пространства города; разработка основы для текущего планирования научно-исследовательских, проектно-изыскательских и горно-строительных работ по созданию подземных сооружений в период до 2015 г.; разработка территориальной нормативно-правовой базы, организационно-технических мероприятий и кредитно-финансовых механизмов реализации строительства подземных объектов.

**Программа комплексного освоения подземного пространства г. Екатеринбурга до 2015 г.**

Наименование объекта	Характеристика	Наименование объекта	Характеристика
1	2	1	2
Раздел 1. Строительство метрополитена		Раздел 6. Строительство и реновация магистральных коллекторов	
Станция "Чкаловская"	Станция глубокого заложения	Ольховский коллектор	Ливневой
1	2	1	2
Станция "Ботаническая"	Станция мелкого заложения	Коллектор "ул. Малышева – ул. Куйбышева – пр. Ленина – Екатеринбург-Сити"	Коммуникационный
Раздел 2. Комплексное освоение подземного пространства при строительстве метрополитенов с созданием социально значимых объектов		Разгрузочный коллектор "ул. Челюскинцев – ул. Восточная"	Совместная транспортировка ливневых и канализационных стоков
Станция "Чкаловская"	Двухуровневый торговый центр	ВИЗ правобережный	Канализационный
Станция "Ботаническая"	Метрополицентр	Левобережный магистральный	
Раздел 3. Подземные гаражи-паркинги		Правобережный магистральный	
Пер. Невьянский	Торговый центр, сервис, стоянка на 320÷450 а. м.	Первый загородный	
Привокзальная площадь	Рекреация, сервис, стоянка на 400 а. м.	Раздел 7. Устройство подземных транспортных тоннелей и тоннелей-путепроводов	
Площадь 1905 г.	Торгово-рекреационный центр, стоянка на 250 а.м.	Тоннель "Центральный"	Тоннель для легкового автотранспорта
Ул. Куйбышева (северная сторона) в районе строящейся гостиницы	Стоянка с подземным переходом к гостинице	Тоннели-путепроводы по ул. Восточной	Полногабаритные тоннели
Ул. А. Валека	Автостоянка на 200 а. м.	Тоннели-путепроводы по ул. Московской	
Площадь Малышева	Торговый комплекс, стоянка на 400 а. м.	Раздел 8. Строительство подуличных переходов	
Площадь УПИ	Торгово-рекреационный комплекс, сервис, автостоянка на 600÷700 а.м.	Пр. Ленина – ул. К. Либкнехта	С объектами торговли и обслуживания
Раздел 4. Формирование многофункционального подземного пространства при реконструкции городских кварталов и освоении новых территорий под подземное строительство		Пр. Ленина – ул. 8 Марта (площадь 1905 г.)	Комплексное использование подземного пространства
Укус правобережный – ул. Шишимская	Стоянки, торговля, склады	Пр. Ленина – ул. Московская	
Екатеринбург-Сити	Стоянки, торговое и бытовое обслуживание, спорт, производственные помещения, склады	Пр. Ленина – ул. Гагарина	
Виз правобережный		Ул. 8 Марта – ул. Малышева	
Юг -Центра		Ул. Малышева – ул. Вайнера	
Внутриквартальные пространства по программе "Стадион во дворе"	Спортивный комплекс, автостоянка	Ул. Машинная – ул. Луганская	
Раздел 5. Формирование промышленно-коммунальных зон			
Район "Завокзальный"	Административные объекты, склады, хранилища в двух уровнях. Рекреация всей территории		
Район ул. Бебеля – ул. Толедова (ПКЗ)			

Для реализации настоящей Программы должны выполняться мероприятия, направленные на создание привлекательного инвестиционного климата для привлечения капитала из внебюджетных источников; приобретаться современная горнопроходческая техника для строительства транспортных и коммунальных тоннелей – тоннельные и микротоннельные роторные комплексы. Наряду с поиском внебюджетных источников финансирования следует приступить к созданию геоинформационной базы данных и к разработке территориальных строительных нормативов по подземным стоянкам и гаражам, транспортным и коммунальным тоннелям, подземным переходам.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Концепция комплексного использования подземного пространства в г. Екатеринбурге. – Екатеринбург: НПЦ "Горподземкомплекс", 1997. – 10 с.
2. Лыжина Н. В., Ляхов С. В., Пелевин Л. И. и др. Раздел "Схема комплексного освоения подземного пространства" в проекте Генерального плана МО "Город Екатеринбург до 2025 года" / Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды Международной конференции. Екатеринбург, 18-20 мая 2004 г. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2004. – С. 31-36.

### МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ ЩЕЛЕВИДНЫХ ПОВРЕЖДЕНИЙ ПЛЕНОЧНОГО ЭКРАНА

*ВАЛИЕВ Н. Г., ХАЙДАРШИН А. Н., МОРИЛОВА Л. В.*  
Уральский государственный горный университет

Для защиты подземных вод от загрязнения в основании накопителей отходов (хвостохранилища, отстойники, полигоны твердых бытовых и промышленных отходов) устраивают противофильтрационные экраны различного типа, из которых наиболее распространены пленочные экраны.

Конструкция пленочного (грунтово-пленочного) экрана, как правило, включает: подстилающий слой грунта, пленочный противофильтрационный элемент (геомембрану), защитный грунтовый слой. При общности конструктивной схемы различаются материал и толщины грунтовых слоев, материал, толщина и способы герметизации стыков полотнищ пленочного элемента.

При соблюдении технологии соединения полотнищ, испытанной и рекомендованной изготовителем, создается сплошная мембрана, теоретически непроницаемая для любых стоков, с которыми полиэтилен химически совместим. Практически, однако, нельзя исключить вероятность образования различных повреждений пленочного элемента с развитием локальных утечек через экран.

Из всех возможных нарушений сплошности пленочных экранов наиболее вероятны две их формы: точечные в виде отдельных отверстий и щелевидные по линии соединения полотнищ пленки.

Точечные повреждения в тонкой пленке ( $\delta = 0,2 - 0,6$  мм) имеют вид:

- небольших проколов от воздействия включений угловатых частиц крупностью более 3 мм в одном из грунтовых слоев;
- рваных отверстий, иногда площадью до нескольких м<sup>2</sup>, образующихся при грубых нарушениях технологии производства работ: резких разворотах бульдозера на месте, заездах автосамосвалов на пленку без защитного слоя и др.

Первый тип нарушений при использовании толстой пленки практически исключается, так как по расчету для строительного периода с учетом веса транспортных механизмов при толщине пленки  $\delta \geq 1$  мм допускается применение грунтов подстилающего и защитного слоев с фракцией до 10 мм (гравий, мелкий щебень), тогда как при использовании тонкой пленки для этих целей должны использоваться мелкий песок, супесь, суглинок без крупных включений.

Повреждения второго типа наиболее опасны в отношении фильтрации, причем вероятность их остается достаточно высокой и для толстой пленки. Однако они должны быть исключены путем ужесточения контроля за соблюдением технологии и выполнения заключительного геофизического контроля.

Щелевидные повреждения образуются по монтажным швам соединения отдельных полос и полотнищ пленки или рядом со швами. Их основные причины:

- плохое качество сварных или клеевых швов, выполняемых на месте;
- температурно-усадочные деформации больших полотнищ пленки с концентрацией напряжений рядом с монтажными швами.

При производстве работ по укладке экрана с контролем качества швов первая причина практически устраняется. В то же время операционный контроль при всей его надежности в принципе не может устранить вторую причину, и с этим фактором необходимо считаться. Вероятность образования щелевидных повреждений наиболее велика, если монтаж экрана ведется при температуре пленочного элемента выше +20 °С, а его эксплуатация до покрытия слоем отходов сопровождается понижением температуры до –30 °С и ниже.

Механизм образования щелевидных повреждений пленочного элемента можно представить следующим образом.

Полиэтилен относится к материалам с большими изменениями линейных размеров при колебаниях температуры. Среднее значение коэффициента линейного расширения полиэтилена в диапазоне температур от +30 °С до -30 °С  $k_t = 16 \times 10^{-5}$  град<sup>-1</sup>, тогда как для природных каменных материалов  $k_t = 0,8 \times 10^{-5}$  град<sup>-1</sup>, для стали и бетона  $k_t = 1,0 \times 10^{-5}$  град<sup>-1</sup>. Относительная деформация сжатия (усадка) полиэтиленовой пленки при понижении ее температуры на 60 °С составит  $\epsilon_t = -60 \times 16 \times 10^{-5} = -0,01$ , или 1 см на каждый метр длины (ширины) полотнища.

При свободной, без закрепления, расстилке полотнищ происходит беспрепятственное их деформирование с сокращением линейных размеров. Например, если экран после сварки монтажных швов имеет вид цельного полотнища размерами 100×100 м, то при понижении температуры на 60 °С его линейные размеры уменьшатся и составят  $100 \times (1 + \epsilon_t) = 100 \times (1 - 0,01) = 99$  м.

Невозможность сокращения размеров (усадки) полотнища приводит к развитию в пленке растягивающих напряжений, величина которых находится по выражению, полученному из закона Гука:

$$\sigma_t = k_t \times (t_c - t_3) \times E,$$

где  $\sigma_t$  – термоусадочное напряжение, МПа;  $E$  – модуль упругости полиэтилена, МПа;  $k_t$  – термический коэффициент линейного расширения полиэтилена, град<sup>-1</sup>;  $t_c$  – начальная температура пленки (максимальная при укладке экрана), градус;  $t_3$  – расчетная температура пленки (минимальная при эксплуатации), градус.

Характер работы пленочного элемента существенно изменяется при наличии на его поверхности грунтового защитного слоя. Вес грунтовой засыпки создает эффект защемления пленки; благодаря силам трения, фунтовый слой препятствует температурным деформациям пленочного элемента при отсутствии его закрепления на кромках и принимает на себя значительную долю температурно-усадочных напряжений при закрепленных кромках экрана. В то же время, при нарушении сплошности защитного слоя (например, при наличии промоин или плохом контакте с бортами), грунтово-пленочный экран оказывается разделенным на несколько блоков, соединенных между собой только пленкой.

В пределах каждого из блоков пленка и защитный слой работают солидарно. Грунт защитного слоя, как и пленка (хотя и в значительно меньшей степени), обладает свойством температурной усадки; дополнительное горизонтальное сжатие он получает за счет сил трения по поверхности пленки, развивающихся при ее усадке. В результате пленочный элемент в границах отдельного блока имеет возможность частичной реализации температурной усадки, и в целом каждый из блоков при сильном охлаждении сжимается. При этом на границах между блоками происходит концентрация растягивающих напряжений в пленке, которые могут превзойти допустимые пределы и привести к разрывам пленки.

## ПРИМЕНЕНИЕ ЧИСЛЕННОГО ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ГЕОТЕХНОЛОГИИ

*ЗАБОЛОЦКИЙ К. А.*

Уральский государственный горный университет

Численное моделирование на сегодняшний день – один из самых перспективных методов научных исследований.

Наглядность результатов, произвольный масштаб моделей, возможность учета любого количества параметров – вот основные черты, характеризующие современные компьютерные модели. Эти свойства позволяют найти применение численному моделированию в различных областях человеческих знаний.

В объеме данных тезисов будет предпринята попытка описания опыта применения численного моделирования в области геотехнологических способов добычи полезных ископаемых.

Приемы, изложенные в докладе, будут в дальнейшем использованы в работе над магистерской диссертацией, посвященной созданию цифровой модели Гумешевского месторождения меди, на котором в данный момент ведется строительство опытно-промышленного предприятия по подземному выщелачиванию (ПВ) меди и золота, а также опытная добыча меди. Поэтому для более глубокого понимания моделирования геофильтрации, а также для закрепления знаний о новом ПО, мною была создана гидродинамическая модель опытной ячейки ПВ на Верхотурском месторождении золота.

Опытная ячейка состоит из трех блоков. На каждом из них будет опробована своя система отработки. На двух блоках – инфильтрационная система и инфильтрационная – на оставшемся. Размеры каждого блока составляют 30×30 м, что определяется геологическим строением рудного тела, глубина отработки определяется мощностью коры выветривания и составляет порядка 40-50 м (в модельном слое глубина залегания подошвы слоя была задана 50 м).

Для успешной реализации подобных проектов необходимо решить две основные задачи:

– Обеспечить контроль над движением растворов в недрах с целью сокращения ущерба, наносимого подземным водам, и сокращения затрат на проработку вмещающих пород, а также во избежание утечек технологических растворов;

– Обеспечить приемлемые показатели выщелачивания путем подбора реагентов и режимов выщелачивания.

Моделирование было применено для решения первой задачи с целью определения оптимальной геометрии каждого блока с учетом направления и скорости естественного потока подземных вод. Здесь подразумевается взаимное расположение откачных скважин и закачных выработок, которое позволило бы четко удерживать продуктивные растворы в пределах контура выщелачивания.

После оптимизации каждого блока в отдельности была смоделирована работа всех трех блоков одновременно для оценки гидродинамической ситуации при работе всей ячейки. Моделирование ячеек по отдельности тоже не лишено смысла, поскольку планируется поочередное их введение в эксплуатацию, а вопрос о порядке подключения остается открытым.

Задача была решена в стационарной постановке, поскольку ориентировочное время отработки ячейки составляет 5-7 лет. Инфильтрация атмосферных осадков не учитывалась ввиду малой площади ячейки.

В результате решения задачи были подобраны геометрические параметры системы отработки для всех трех блоков. Замкнутый контур выщелачивания, который находит свое отражение на карте гидроизогипс, достигается путем смещения откачных рядов вниз по потоку подземных вод. Нужно отметить, что в подобных гидродинамических условиях: достаточно высокие значения коэффициента фильтрации и существенный гидродинамический уклон, подобные асимметричные системы отработки вполне характерны, что является косвенным подтверждением правильности решения задачи.

И все же об успешном решении задачи говорить рано, поскольку этому месторождению присущи проблемы, характерные для большинства современных месторождений. Одна из них – пораженность площади "дедовскими" горными выработками, которые, безусловно, влияют на гидродинамическую ситуацию.

Возможно, что в скором времени решение этой задачи принесет и практическую пользу, но пока она остается теоретической.

В целом модель учитывает все особенности моделирования процесса подземного выщелачивания, поэтому принесла огромную пользу при работе над диссертацией, поскольку опыт создания простых моделей немаловажен при работе с такими сложными объектами, каким является Гумешевское месторождение.

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОБИВНОГО РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ ОКОНТУРИВАЮЩИМИ ЗАРЯДАМИ ПРИ ВЗРЫВЕ МЕТОДОМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ЩЕЛЕОБРАЗОВАНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ**

*ЛАПТЕВ К. В., КОСТРОМИН И. В.*

Уральский государственный горный университет

Предварительное щелеобразование редко применяется при проходке горизонтальных горных выработок в подземных условиях, т. к. этот процесс недостаточно исследован [1, 2, 3].

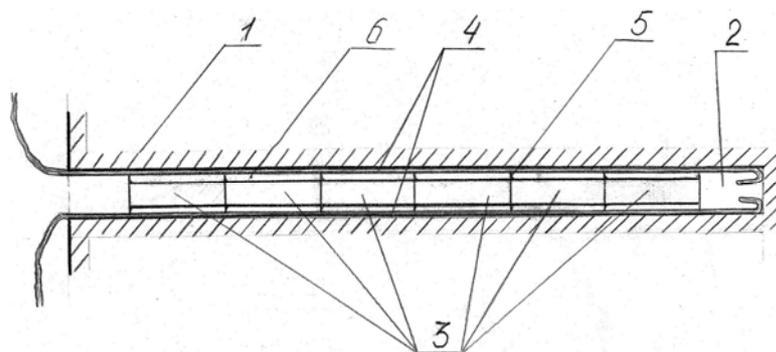
Перед нами стояла задача определить оптимальное расстояние между шпурами, выбрав наиболее приемлемую конструкцию заряда в данных горно-геологических условиях. Изучив литературу [1, 2, 3], было предложено определить и обосновать параметры БВР опытным путем.

Проведение опыта осуществлялось в скальных породах (клинопироксенитах) с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова  $f=12$ . Породы трещиноватые, трещины хаотичной ориентации, как правило, покрыты пленками серпентина, образующими зеркала скольжения. Естественная трещиноватость массива равняется 8-12 трещинам на 1 м. Такие породы являются сильнотрещиноватыми (среднеблочными) и относятся ко II категории трещиноватости по классификации, разработанной Межведомственной комиссией по взрывному делу [4].

При проведении опыта нами была предложена конструкция комбинированного заряда (см. рис.), состоящая из патрона-боевика (аммонит 6 ЖВ массой 250 г) (2) и 6 патронов ЗКВК (аммонит 6 ЖВ) диаметром 26 мм и массой 170 г (3), соединенных в сплошную колонку с помощью стыковочных муфт (5). Недозаряд в шпурах изменялся от 100 до 320 мм. Иницирование производилось одновременно двумя нитями ДШЭ-12 (4), расположенными друг против друга (диаметрально противоположно) по стенкам шпура – для создания контура шпура эллиптической формы и направленного действия взрыва между шпурами. Масса единицы длины заряда составляла 0,5 кг/м.

Были обурены два вертикальных ряда шпуров в форме одностороннего щелевого врубa на расстоянии 4,5 м друг от друга. Шпуры располагались перпендикулярно забою выработки. По левому ряду обурено 15 шпуров длиной 2500-2800 мм, диаметром 45 мм при расстоянии между шпурами от 175 до 325 мм. В левому ряду применялась схема заряжания с "холостыми" шпурами.

При заряджании правого ряда шпуров применялась обычная схема заряджания без "холостых" шпуров. По правому ряду обурено 10 шпуров длиной 2500-2800 мм, диаметром 45 мм, при расстоянии между шпурами от 225 до 335 мм.



Конструкция заряда оконтуривающих шпуров

После проведения опыта была произведена его оценка (визуальный осмотр и обмер геометрических параметров выработки). По результатам взрыва по левому ряду сохранность шпуров на контуре выработки составила 90-95 %, по правому ряду сохранность шпуров составила 95-100 %. Такие результаты являются "отличными" по классификации И. Бротанека [2].

Осмотр выявил сквозные трещины по линии между стаканами от шпуров, что также подтверждает успешность проведения опыта [1, 2, 3].

Несмотря на общий положительный результат проведения опыта и признаки достижения эффекта контурного взрывания зафиксированы следующие отрицательные последствия взрыва:

1. Несоответствие получившегося результата с предполагаемым, т. е. образовалось более чем щель – произошел откол по взрываемым шпурам практически на всю длину шпура;

2. Вследствие избыточного количества ВВ (0,5 кг/м) взрыв сработал на свободную поверхность (произошло образование односторонней воронки глубиной 2,5 м и радиусом 2,5 м), не повредив законтурный массив; при этом образовалось большое количество негабаритов вследствие откола блоков по естественной трещиноватости.

После проведенных наблюдений и обработки параметров контурного взрывания намечен ряд предложений по дальнейшему совершенствованию контурного взрывания:

1. Уменьшение массы ВВ в заряде с 6-ти патронов до 4-х, рассредоточивая патроны ЗКВК воздушными промежутками без изменения конструкции заряда;

2. Увеличение расстояния между заряженными шпурами до 350-450 мм при обычной схеме заряджания (без "холостых" шпуров);

3. Увеличение расстояния между заряженными шпурами до 450-600 мм при схеме заряджания с "холостыми" шпурами.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Барон Л. И., Ключников А. В. Контурное взрывание при проходке выработок. – Л.: 1967. – 203 с.
2. Бротанек И., Вода И. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. – М.: Недра, 1983. – 143 с.
3. Густафсон Р. Шведская техника взрывных работ. – М.: Недра, 1977. – 263 с.
4. Проектирование взрывных работ в промышленности / Под ред. Б. Н. Кутузова. – М.: Недра, 1983. – 359 с.

#### К МЕТОДИКЕ ОЦЕНКИ АКТИВИРУЕМЫХ НАРУШЕНИЙ ПРИ ВЗРЫВНОМ ДРОБЛЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

ОСИПОВ И. С.

Уральский государственный горный университет

Взрывное дробление пород является широко распространенным процессом в горной промышленности, во многом определяющим методику последующих стадий разработки полезных ископаемых. Критерием качества данного процесса являются характеристики гранулометрического состава полученных продуктов дробления. Долгое время делаются попытки разработки аппарата, позволяющего прогнозировать ожидаемый

грансостав в зависимости от параметров БВР и свойств разрабатываемой породы. Данные поиски осложняются тем фактором, что на сегодняшний день не существует полной и всеобъемлющей теории взрывов в среде, что вызвано необычайной сложностью процесса. В этой связи наиболее приемлемым представляется статистический подход.

В соответствии с теорией трещин Гриффитса, разрушение тела определяется ростом единственной "магистральной" трещины, имеющей критический для данных напряжений размер. Однако при взрыве или ударе в горную породу практически мгновенно вносится настолько большая порция энергии, что расти начинает сразу достаточно большое число трещин. Все неоднородности в разрушаемом массиве, которые способны дать начало развитию трещин, принято называть "активируемыми нарушениями" [1].

Исследованиями В. А. Безматерных [2] установлено, что наиболее адекватно гранулометрический состав разрушенной взрывом горной породы описывается уравнением

$$P(x) = \omega_1 \cdot P_1(x) + \omega_2 \cdot P_2(x),$$

$$\omega_1 + \omega_2 = 1,$$

где  $P_1(x)$  – вероятностная функция распределения кусков, образованных действием прямой волны;  
 $P_2(x)$  – распределение кусков, образованных действием волны, отраженной от свободной поверхности;  
 $\omega_1$  и  $\omega_2$  – доля первого и второго механизмов при дроблении горных пород взрывом.

При этом распределение  $P_1(x)$  не зависит от условий взрывания и свойств горных пород и имеет вид

$$P_1(x) = 1 - \exp(-\gamma_{L1} \cdot x^2).$$

Распределение  $P_2(x)$  зависит от указанных факторов и конкретно для условий взрывания скальных пород принимается

$$P_2(x) = 1 - \exp(-\gamma_{L2}^2 \cdot x^2 / 2).$$

В данных зависимостях  $\gamma_{L1}$  и  $\gamma_{L2}$  – параметры, пропорциональные плотности активируемых взрывом дефектов структуры горной породы (на единицу длины), соответствующих данному механизму разрушения.

Параметры  $\omega_1$  и  $\omega_2$ , в свою очередь, зависят от удельного расхода ВВ

$$\omega_2 = e^{-\alpha q}$$

$$\omega_1 = 1 - \omega_2 = 1 - e^{-\alpha q},$$

где  $\alpha$  – параметр, зависящий от свойств горных пород и типа применяемого ВВ.

Таким образом, возникает необходимость определения числа активируемых нарушений для данных условий взрывания. В рассматриваемой работе это предлагается оценивать по результатам опытного взрывания по формуле

$$\gamma_L = \gamma_0 \cdot q^n,$$

где  $\gamma_0$  – коэффициент, зависящий от общего числа дефектов в разрушаемой породе;  $n = 1$  – для плоского заряда,  $n = 0,5$  – для цилиндрического заряда.

Нами предлагается на основе доказанной глубокой аналогии результатов дробления пород ударом и взрывом оценивать концентрацию активируемых нарушений путем моделирования взрыва на ударном копре.

Согласно проведенным исследованиям [3], при выбранной в качестве критерия удельной энергии удара  $W_{уд} = mgh/L$  (где  $m$  – масса ударника,  $h$  – высота сбрасывания,  $L = V^{1/3}$  – сторона кубического образца) оптимальный интервал последней для вновь изучаемой породы составляет

$$W_{уд}^{min} = 100 / V_{макс}^i ;$$

$$W_{уд}^{max} = 430 / V_{макс}^i ,$$

где  $V_{макс}^i$  – показатель дробимости изучаемой горной породы.

Для косвенного определения показателя дробимости можно использовать ее взаимосвязь с коэффициентом крепости  $f$  [4]

$$V_{макс} = 10 / (23f + 21).$$

Нашими лабораторными исследованиями установлена зависимость концентрации активируемых нарушений от энергии удара  $Q$

$$\gamma_L = 0,56 \cdot Q^{1,11}.$$

Высокий индекс корреляции ( $R=0,97$ ) свидетельствует о статистической значимости полученной зависимости. Величина показателя степени  $n = 1,11$  достаточно близка к единице, т. е. условия ударного разрушения горных пород соответствуют действию плоской волны напряжений. Таким образом, по результатам анализа грансостава пород, разрушенных свободным ударом, можно оценивать концентрацию активируемых нарушений.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мосинец В. М. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом. – Фрунзе: Изд-во АН Кирг. ССР, 1963. – 233 с.
2. Безматерных В. А., Симанов В. Г. Симметрия и критерий дробимости осколков // Изв. вузов. Горный журнал. – № 12, 1978. – С. 40-45.
3. Латышев О. Г., Жилин А. С., Осипов И. С. К обоснованию методики определения характеристик дробимости горных пород ударом и взрывом // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005, № 1. – С. 103-107.
4. Барон Л. И., Кояшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. – М.: Изд-во АН СССР, 1963. – 167 с.

## НАПРАВЛЕННОЕ ИЗМЕНЕНИЕ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ

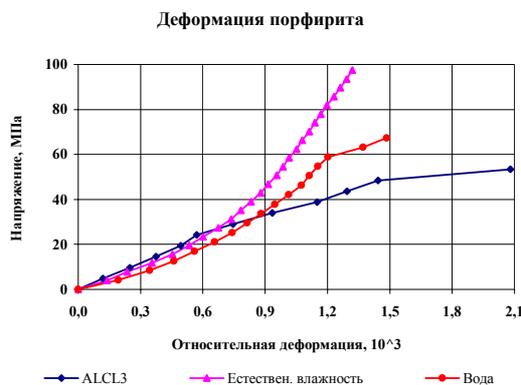
СЫНБУЛАТОВ В. В.

Уральский государственный горный университет

В условиях удароопасности одним из способов предотвращения горных ударов является использование поверхностно-активных веществ (ПАВ), которые приводят к заметному пластифицированию горных пород.

С целью изучения пластифицирующего действия поверхностно-активных веществ на горные породы был проведен эксперимент по определению деформации порфирита Североуральского бокситоносного бассейна по следующей методике. Деформационные характеристики определялись статическим методом на прессе УМ-5. Образцы размерами  $20 \times 20 \times 20$  мм испытывались в естественном состоянии, в воде и ПАВ. Для обеспечения более точного прилегания торцов образцов к плитам прессы между образцом и плитами прессы помещались шлифованные пластины и центрирующая плита. Для измерений деформаций образцов в стальных пластинах по диагонали устанавливались два индикатора часового типа с точностью отсчетов 0,002 мм. Опыты производились в режиме нагружения до разрушения. Методика выбора оптимального поверхностно-активного вещества и его концентрации отражена в работе [1].

На рис. представлены графики деформации порфиритов в естественном, водонасыщенном состояниях и в присутствии ПАВ (0,001%  $AlCl_3$ ).



Деформация порфирита в различных средах

Анализируя полученные графики, можно отметить следующее. Изученная горная порода в естественном состоянии деформируется чисто упруго вплоть до разрушения. При насыщении образцов водой характер деформирования существенно не изменяется. В присутствии же активных растворов ПАВ характер деформационных кривых меняется существенно. Из построенных графиков видно, что заметно снижаются модуль упругости, предел упругости, значительно увеличивается область пластических деформаций, т. е. коэффициент пластичности, также при этом снижается прочность горной породы. Так модуль упругости в водонасыщенном состоянии уменьшается в 1,52 раза при появлении незначительной доли пластических деформаций, при насыщении же активными растворами ПАВ модуль упругости уменьшается в 1,74 раза, и работа по пластическому деформированию составляет 88 % от общей работы по разрушению горной породы. Также снижается величина модуля упругости в ПАВ по сравнению с водой в 2,4 раза.

В соответствии с общепризнанным критерием И. М. Петухова [2], горные породы считаются потенциально удароопасными, если при их нагружении доля упругих деформаций превышает 70 % от общих при нагрузке 80 % от прочности или работа упругого деформирования составляет более половины общей работы по разрушению горной породы. Как показали проведенные эксперименты, под действием

поверхностно-активных веществ происходит значительное пластифицирование горных пород, что в соответствии с вышеуказанными критериями выводит породы из состояния потенциальной удароопасности.

Таким образом, под действием поверхностно-активных веществ горная порода переходит в неудароопасное состояние и, следовательно, направленное изменение деформационных характеристик горных пород поверхностно-активными веществами может стать эффективным способом предотвращения горных ударов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев О. Г., Жилин А. С., Осипов И. С., Сынбулатов В. В. Выбор поверхностно-активной среды для управления свойствами пород в горной технологии / Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2004. – № 6. – с. 117-121.
2. Петухов И. М., Егоров П. В., Винокур Б. Ш.. Предотвращение горных ударов на рудниках. – М.: Недра, 1984. – 230 с.

### **ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРФОРАЦИОННЫХ СИСТЕМ КУМУЛЯТИВНЫХ ЗАРЯДОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ НЕКОНДИЦИОННЫХ РУД**

*РЫЛЬНИКОВА М.В.*  
ИПКОН РАН

*ХАЙРУТДИНОВ М.Р.*  
ТК "Металлист"

*САРАСКИН А.В.*  
Учалинский ГОК

*СТАРОСТИН Е.П.*

Магнитогорский государственный технический университет

В настоящее время при подземной разработке полиметаллических месторождений существенная доля забалансовых запасов с промышленным содержанием металлов не подвергается выемке традиционными способами в силу нецелесообразности отработки руд с низким содержанием полезного ископаемого. Большие запасы некондиционных руд, теряемых в процессе разработки месторождения, эффективно обрабатывать методами физико-химической геотехнологии.

Разработка технологии подземного выщелачивания направлена на обеспечение равномерного орошения, распределения раствора по всему массиву и полного сбора продуктивного флюида.

Направленное взрывание с заданием необходимых параметров, полученных в ходе полевых и лабораторных исследований, обеспечит образование перфорационных каналов и разветвленной системы трещин с обширными зонами распространения. Образование дополнительных ориентированных в определенных зонах систем трещин наряду с имеющейся структурной нарушенностью массива предполагает повышение показателей извлечения при применении технологии подземного выщелачивания. В предлагаемой технологии увеличение коэффициента фильтрации раствора при прохождении через нарушенный массив камеры под действием силы тяжести обеспечивается путем дренажа по образованным направленным каналам и сети мелких трещин с низкой коагуляцией, достигнутой за счет применения кумулятивного взрывания. В свою очередь, повышение показателей извлечения металлов из нарушенного системами трещин, но сохранившего объемную целостность массива некондиционных руд, может быть достигнуто вследствие образования перфорационных каналов в горизонтальных или слабонаклонных плоскостях, что приведет к снижению скорости прохождения раствора по каналам, увеличению времени дренирования и сбора продуктивного флюида, но обеспечит повышение извлечения в результате более длительного контакта раствора с рудными обнажениями и повышение степени насыщения выщелачивающего раствора за время прохождения полного технологического цикла орошения.

Разработка упомянутой технологии сотрясения монолитного массива и воздействия на него методами физико-химической геотехнологии рассчитана на снижение основных затрат за счет отсутствия традиционных систем выемки запасов, что приводит к исключению необходимости поддержания выработанного пространства в силу сохранения целостности массива, а также снижения объемов ПНР и затрат на поддержание выработок. Главной задачей данной технологии является снижение экологической нагрузки на окружающую среду вследствие проведения основных технологических процессов в подземном пространстве и получения прибыли от снижения экологических платежей и получения дополнительной товарной продукции.

Возможность применения вышеуказанной технологии предполагается для отработки руд средней ценности на нижних горизонтах, пройденных на большой глубине с неустойчивыми вмещающими породами и нарастающим горным давлением. В данном случае добыча руд нецелесообразна ввиду больших затрат на поддержание очистного пространства. Применение технологии позволит вовлечь в эффективную разработку запасы некондиционных руд и значительно увеличить минерально-сырьевую базу предприятия.

## **СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ МАЛЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОГО УРАЛА**

*МЕЩЕРЯКОВ Э. Ю., ГОГОТИН А. А.*

Магнитогорский государственный технический университет

История развития горнодобывающей промышленности связана с освоением преимущественно крупных месторождений полезных ископаемых. К настоящему времени по мере освоения крупных месторождений в минерально-сырьевой базе увеличивается доля малых месторождений полезных ископаемых. Освоение малых месторождений сопряжена с рядом существенных проблем, таких как высокие капитальные вложения в производство, значительная себестоимость добычи. Обостряющаяся потребность в сырье требует оценки промышленной значимости малых месторождений как потенциальных источников восполнения минерально-сырьевой базы. Первым и одним из наиболее важных шагов на стадии проектирования горнодобывающих предприятий является обоснование способа и схемы вскрытия месторождений.

Для условий группы малых медноколчеданных месторождений Южного Урала (Таш-Тау, Балта-Тау, Восточно-Семеновское, Майское) была проведена технико-экономическая оценка вариантов вскрытия.

Четыре данных месторождения можно разделить на две группы:

1. Первоначально вскрытие месторождения происходило карьером, а доработка – подземным способом (Таш-Тау, Балта-Тау);

2. Оработка месторождений ведется исключительно подземным способом (Восточно-Семеновское, Майское).

Была разработана математическая модель для расчета экономических показателей, исходя из схем вскрытия.

Данная модель представляет собой электронную таблицу для расчета притока и оттока денежных средств, начиная с первого года существования предприятия и заканчивая его закрытием. Приток денежных средств рассчитывается исходя из таких показателей, как выручки от реализации и амортизационных отчислений, затем они суммируются и умножаются на коэффициент дисконтирования при ставке  $E = 0,05$ .

Отток денежных средств суммируется из таких показателей, как капитальные затраты, эксплуатационные затраты, затраты на добычу полезного ископаемого, затем сумма умножается на коэффициент дисконтирования при ставке  $E = 0,05$ . Вычитая из прибыли убытки, мы получаем дисконтированный денежный поток, а исходя из него – чистую стоимость проекта, которая находится сложением чистой стоимости проекта за прошлый год и дисконтированного денежного потока за текущий год. Данные показатели необходимы для нахождения таких показателей, как срок окупаемости и индекс доходности.

Проведя исследования двух месторождений Таш-Тау и Бакр-Тау, можно сделать вывод: экономически выгодно применять пространство отработанного карьера для вскрытия месторождений и там, где это возможно, отказаться от вертикальных стволов. Вскрытие же этих месторождений только вертикальными стволами значительно проигрывает комбинированному вскрытию практически по всем показателям.

Теперь рассмотрим месторождения, обработка которых ведется исключительно подземным способом. Начнем с Восточно-Семеновского месторождения. Для данного месторождения были предложены три схемы вскрытия.

Исходя из проведенных исследований, можно сделать следующие выводы. Замена вертикального ствола на наклонный съезд при отработке малых месторождений позволит уменьшить срок ввода рудника в эксплуатацию за счет того, что отработку верхних запасов месторождения можно начинать до завершения строительства наклонного съезда полностью, то есть, дойдя до рудоносных горизонтов. Уменьшит срок окупаемости и увеличит индекс доходности.

## ПРИМЕНЕНИЕ ИЗВЕСТКОВО-ШЛАКОВОГО ВЯЖУЩЕГО – ПУТЬ К БЕСЦЕМЕТНОЙ ЗАКЛАДКЕ

*КАЛМЫКОВ В. Н., БЕЛОБОРОДОВ И. С.*

Магнитогорский государственный технический университет

*ГРИГОРЬЕВ В. В., САРАСКИН А. В.*

Учалинский ГОК

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых в связи с углублением горных работ и усложнением горно-геологических условий все большее распространение получают технологии, предусматривающие закладку выработанного пространства.

Применение твердеющей закладки позволяет надежно обеспечить управление горным давлением с увеличением глубины разработки, уменьшить площадь изымаемых сельскохозяйственных угодий для горных отводов и предохранить земную поверхность от оседания. Однако область ее применения ограничена месторождениями высокой ценности. Одним из главных факторов, ограничивающих область ее применения, является высокая стоимость закладки, основную долю которой (до 60 %) составляют затраты на исходные материалы, что существенно влияет на экономические показатели рудников.

Использование местной сырьевой базы материалов не всегда предусматривается при выборе составов закладочной смеси, чаще связующий материал представлен либо цементом, либо цементно-шлаковым вяжущим. В качестве заполнителя используются кварцевый песок, щебень и другие дорогостоящие и специально производимые материалы для ведения закладочных работ. Из-за отсутствия технологии утилизации отходы горного производства (хвосты обогащения и отвальные породы) не востребованы как инертный заполнитель в твердеющей закладке.

Одним из путей решения этой проблемы может быть использование негашеной извести, производство которой организовано на большинстве медноколчеданных месторождений, в качестве активатора вяжущей способности шлаков и разогрева закладочной смеси, а в качестве заполнителя – инертные материалы местной сырьевой базы и отходы производств. Это в свою очередь позволит горнодобывающим предприятиям не только утилизировать частично или полностью промышленные отходы, но и существенно снизить себестоимость твердеющих смесей и экологические платежи предприятия.

Проведенные лабораторные исследования показали, что составы на основе негашеной извести с пластификатором ЛСТ (лигносульфонат технический), обладают достаточной прочностью при использовании широкого спектра заполнителей: мелкозернистых песков, дробленых пород вскрыши карьеров, хвостов обогащения фабрик и других материалов.

Промышленная проверка эффективности результатов лабораторных исследований бесцементных закладочных смесей осуществлялась на подземном руднике Учалинского горно-обогатительного комбината.

Приготовление смеси производилось на существующем закладочном комплексе без изменения технологической схемы. Фактически в процессе проведения промышленных испытаний было приготовлено и размещено в выработанном пространстве разнопрочного закладочного материала 5300 м<sup>3</sup>. Замеры температуры твердеющей смеси, уложенной в выработку, выполнялись по мере заполнения выработки закладкой и в течение 3 месяцев набора прочности. Для этого в камеру, подлежащую закладке, была предварительно установлена термогирлянда таким образом, чтобы оценить изменение параметров теплового поля по высоте.

Зарегистрирован разогрев искусственного массива в течение первых двух недель. Наиболее высокая температура (42,2 °С) зафиксирована в центре закладочного массива, в периферийной части на глубине 1,5-2 м она достигала 37,1 °С. Температура изолирующей перемишки и на открытой поверхности не превышала 15-17 °С.

По истечении первой недели после закладки камеры поверхность закладочного массива набрала прочность, достаточную для перемещения по ней людей. После 3 месяцев твердения в искусственном массиве была пробурена скважина под углом 73° и извлечен керн. Результаты опробования керна свидетельствуют о высокой способности негашеной извести как активатора вяжущих свойств молотого гранулированного доменного шлака (2,62-7,15 МПа в 90 дней).

Кроме того, в процессе промышленного эксперимента установлено следующее:

- бесцементные закладочные смеси обладают хорошими транспортабельными свойствами (угол растекания равен 3-5 °); водоотделения, расслоения и усадочных деформаций искусственного массива не зафиксировано;
- повышенные температуры смеси, фиксируемые в центре искусственного массива, интенсифицируют процессы твердения смеси;
- переход на известково-шлаковое вяжущее не вызывает существенного изменения технологии приготовления закладки и не требует установки дополнительного оборудования;
- замена цемента возможна полностью или частично.

## РЕЗУЛЬТАТЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИКАРЬЕРНОГО МАССИВА МЕСТОРОЖДЕНИЯ "МОЛОДЕЖНОЕ" НА СТАДИЯХ ДОРАБОТКИ ЗАПАСОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

НОСКОВ С. С., ЗУБКОВ А. А.

Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова

Для прогнозирования НДС массива методом конечных элементов были разработаны следующие математические модели, отражающие стадии развития горных работ при выемке запасов рудного тела № 4 месторождения "Молодежное":

- 1) Нетронутое подземными выработками состояние массива;
- 2) Первоначальную выемку запасов при пролете обнажения  $l = 15$  м;
- 3) Погашение налегающих пород над выемочным участком ( $l = 15$  м);
- 4) Выемку руды на протяжении следующих 15 м;
- 5) Погашение налегающих пород над выемочным участком ( $l = 30$  м);
- 6) Выемку оставшихся запасов выемочного участка;
- 7) Погашение налегающих пород над выемочным участком ( $l = 50$  м).

Построенные модели позволяют проследить изменения НДС массива на основных стадиях развития горных работ при отработке участка рудного тела № 4 системой подэтажного обрушения с торцевым выпуском.

Моделирование НДС массива осуществлялось методом конечных элементов на плоской упругой модели с помощью программного комплекса "FEM" (ИГД УрО РАН).

Модель построена на основе геологического разреза I-I, отстроенного по наиболее представительному участку рудного тела № 4 с учетом поперечного контура карьера, и маркшейдерских данных по состоянию горных работ. В математической модели учтены основные литологические разности пород месторождения "Молодежное" и их морфология.

Одними из основных факторов, определяющих геомеханическую ситуацию на данном участке массива, являются карьерное пространство и диабазовые дайки, наличие которых приводит к неравномерному распределению напряжений как по вертикали, так и по горизонтали. Наличие карьерного пространства выражается в разгрузке верхней части прибортового массива от сжимающих напряжений, особенно по минимальной компоненте  $\sigma_2$ . Зона концентрации главных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  имеет место в нижней части прибортового массива и основании карьера. Присутствие даек, представленных более упругими диабазами, в прикарьерном массиве приводит к концентрации сжимающих напряжений в контурах даек. Разница в значениях упругих свойств пород и руды определяет незначительную концентрацию и повышение (до 13 МПа) главных сжимающих напряжений  $\sigma_1$  в массиве прикровельных пород и руде.

Применяя систему разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском при отработке северо-западного участка залежи № 4, принудительное обрушение налегающих пород производилось с отставанием в 10-15 м от забоя. Стадия образования камеры пролетом 15 м до погашения породной потолочины характеризуется зонами концентрации сжимающих главных напряжений  $\sigma_1$  в кровле камеры (до 15 МПа) и в подстилающих породах (до 18 МПа). Наличие диабазовой дайки на данном участке способствует выраженной концентрации сжимающих напряжений на промежутке между дайкой и очистной камерой.

Обрушение налегающих пород приводит к расширению: 1) вокруг зоны обрушения области разгрузки (до 3 – 8 МПа) от сжимающих напряжений; 2) зоны концентрации напряжений  $\sigma_1$  (до 20 МПа) в породах почвы выработанного пространства.

Обрушением породной консоли над выемочным участком заканчивается отработка секции № 1 опытного блока. Вблизи контура зоны обрушения сохраняются невысокие значения главных напряжений  $\sigma_1$  до 4 – 9 МПа, на уровне почвы рудного тела наблюдается зона концентрации сжимающих напряжений до 9-15 МПа, и ближе к контакту метасоматитов с порфиритами отмечается зона максимальных главных напряжений  $\sigma_1 = 16-22$  МПа. Последняя зона концентрации сжимающих напряжений, очевидно, спровоцирована отработкой запасов рудного тела № 4 и приурочена к контакту метасоматических пород с порфиритами. Уровень максимальных напряжений на юго-восточном участке рудной залежи, планируемом к отработке в дальнейшем камерно-столбовой системой, составляет  $\sigma_1 = 9-13$  МПа.

Анализ изолиний минимальных напряжений  $\sigma_2$  показал, что при отработке участка залежи № 4, залегающей вблизи борта карьера, системой с обрушением руд и пород создаются условия для развития зоны обрушения в сторону карьерного пространства, что, в целом, благоприятно с двух точек зрения: обеспечивается сохранение карьерного съезда, расположенного непосредственно над залежью на расстоянии по вертикали 110 м; разгружается юго-восточный участок залежи, отработка которого будет производиться камерно-столбовой системой разработки.

## **ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ГЕОРЕСУРСОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

*ЗАЛЯДНОВ В. Ю.*

Магнитогорский государственный технический университет

В результате интенсивного развития горнодобывающей промышленности в ряде регионов России сформировано значительное количество техногенных образований в виде отработанных карьеров, складов некондиционных руд, отвалов минерализованных пород, которые являются причиной загрязнения почв и вод тяжелыми металлами, запыления поверхности земли и изъятия дорогостоящих земель из сельскохозяйственного оборота.

Данные техногенные образования являются отходами горнодобывающей промышленности. При определенном подходе к процессу их формирования можно рассматривать в качестве новых видов техногенных георесурсов. В качестве основных направлений использования данных видов георесурсов в настоящее время выделяют: использование емкостей и отсыпанных планировок, сформированных при ведении открытых горных работ, переработку заскладированных руд, рекультивацию отвалов и выработанного пространства карьеров.

Однако слабая изученность закономерности изменения ценности техногенных георесурсов от способов их формирования, отсутствие систематизации самих способов не позволяет в полной мере использовать ресурсный потенциал выработанного карьерного пространства, заскладированных в отвалах горных пород и поверхностей самих отвалов.

Установлено, что средневзвешенная глубина крупных карьеров России за последние 11 лет увеличилась на 81 м. С углублением карьеров возрастают объемы вскрыши, увеличиваются площади, занимаемые горными выработками и отвалами. Использование твердых отходов горных предприятий в целом незначительно и находится в пределах 3-10 %, остальная часть отходов накапливается на поверхности земли без последующего использования.

Доказано, что твердые отходы горных предприятий могут иметь широкое применение. Однако бессистемное складирование с перемешиванием пород требует больших затрат при их дальнейшей переработке, что снижает возможность их использования.

Предложено разделить все твердые отходы горных предприятий на три категории: породы, которые уже сейчас можно использовать как сырье для получения продукта; породы, которые впоследствии будут использоваться в качестве сырья; породы, которые не могут быть использованы как сырье. Отвалы, отсыпанные из пород каждой категории, необходимо рассматривать как различные виды георесурса.

Нами проведены исследования, которые позволяют сделать выводы, что карьерное пространство имеет свою ценность, которая зависит от вида складироваемых в карьере отходов, расстояния транспортирования и от способов его формирования.

Предложен универсальный способ формирования карьерного пространства, повышающий его ценность, который заключается в дополнительной выемке части слоя мягких пород верхних горизонтов карьера. Данный способ позволяет приблизить внешний отвал к контуру карьера и в его рабочую зону. Определены параметры, которые зависят от ширины вынимаемого слоя мягких пород, их мощности и физико-механических свойств.

Разработаны: 1). Алгоритм выбора рационального способа складирования пород отвалов; 2). Методика расчета ценности отвалов и карьерного пространства.

Для повышения эффективности работы карьера "Малый Куйбас" на восточном борту Южной части карьера предложено сформировать внутренний отвал, емкость которого составит 132 тыс. м<sup>3</sup>. Экономический эффект, получаемый за счет снижения грузооборота при этом, составит 1,9 млн. руб. Выявлено, что при постановке горизонтов 400, 370, 340 в Южной части карьера возможно увеличение внутреннего отвала на борту карьера до 2476 м<sup>3</sup>.

С использованием методики формирования техногенных объектов разработаны рекомендации по формированию карьера, позволяющие увеличить емкость и с минимальными транспортными затратами и безопасностью формировать внутренний отвал на борту карьера. При этом экономический эффект составит 34,7 млн. руб.

Разработаны рекомендации по приближению внешнего "Северного" отвала к контуру карьера. Экономический эффект, получаемый за счет снижения грузооборота, составит 14,3 млн. руб.

Разработка способов формирования техногенных георесурсов позволит снизить ресурсоемкость открытого способа разработки, расширить область его эффективного применения, а также уменьшить вредное воздействие отвалов на окружающую среду.

## УПРАВЛЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТЬЮ РАЗРАБОТКИ УЧАСТКОВ КАРЬЕРА ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СПОСОБАХ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ

*БУРМИСТРОВ К. В.*

Магнитогорский государственный технический университет

Повышение конкуренции на рынках минерального сырья и производственных ресурсов привело к необходимости поиска методов формирования рабочей зоны карьеров, позволяющих стабилизировать эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого и обеспечить гибкое реагирование на изменение спроса на добываемую продукцию. Обеспечение адекватной реакции предприятий на воздействие внешних и внутренних факторов достигается усложнением конструкции рабочей зоны карьеров, разработкой месторождений участками с различной интенсивностью ведения горных работ, ростом концентрации оборудования, комплексным использованием различных ресурсов недр.

Рассматриваемые в последних работах способы интенсификации горных работ в карьере не всегда применимы при повышении интенсивности горных работ на участках карьера, т. к. при этом не учитывается взаимосвязь отдельно разрабатываемых участков. Создание методов и методики управления интенсивностью разработки участков карьеров позволит обеспечить соответствующие реакции на изменчивость внешних условий и поэтапно снизить эксплуатационные затраты на добычу полезных ископаемых. Поэтому разработка методов интенсификации горных работ для различных способов формирования рабочей зоны является актуальной научно-практической задачей. При проведении исследований рассматривались следующие способы формирования рабочей зоны: непрерывная рабочая зона (продольная и кольцевая), рабочая зона дискретная по фронту (поперечная), рабочая зона дискретная по фронту и высоте (разработка зонами концентрации).

Выбор последовательности отработки участков карьеров осуществляется, как правило, на стадии проектирования, однако по мере разработки месторождения первоначальные проектные решения могут быть неоднократно пересмотрены. В ходе проведенных исследований были установлены следующие факторы, определяющие выбор последовательности отработки участков карьера и интенсивность горных работ: сложность форм залегания рудных тел, неравномерность размещения полезных компонентов в пространстве и объемным распределением полезного ископаемого и вскрышных пород. Последовательность и интенсивность разработки участков карьера оказывают влияние на колебания качества полезных ископаемых, производительности карьера по руде, объема извлекаемых вскрышных пород, что, в общем, существенно влияет на основные показатели функционирования горнодобывающего предприятия.

Для достижения требуемой интенсивности горных работ на участках карьера необходимо распределить горно-транспортное оборудование в рабочей зоне в соответствии с планируемой производительностью по участкам карьера. Концентрация оборудования на участках карьера устанавливается в зависимости от площади рабочей зоны, планируемой к отработке в течение года (активная часть рабочей зоны), до значения, соответствующего предельной концентрации оборудования. Дальнейшее увеличение концентрации оборудования приводит к стремительному росту оборудования в рабочей зоне при незначительном увеличении интенсивности горных работ.

Для практической реализации методики разработан алгоритм управления интенсивностью разработки участков карьера, который заключается в оценке интенсивности и концентрации работ в карьере, определении значений рассмотренных показателей на участках карьера и контроле достижения необходимых показателей интенсивности горных работ.

Реализация данной методики была предложена к применению на карьере Малый Куйбас рудника ОАО "ММК". Интенсивная доработка Южной части карьера позволит снизить объем вскрышных работ на 15,8 млн. м<sup>3</sup>, а также сформировать в отработанной части карьера внутренний отвал объемом до 11 млн. м<sup>3</sup>, при этом приведенное расстояние транспортирования вскрыши снижается в 2,5 раза. Экономический эффект от реализации методики на карьере "МК" составит 515,5 млн. руб. за восьмилетний период.

Таким образом, в ходе проведенных исследований доказано, что управление интенсивностью разработки участков карьера осуществляется на основе:

- выбора способа формирования рабочей зоны;
- регулирования концентрации оборудования на участках рабочей зоны;
- организации взаимодействия горных работ на различных уступах;
- планирования горных работ с различной степенью детализации на различных временных уровнях;
- контроля выполнения заданных объемов добычи и достижения планируемой интенсивности разработки.

## ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА РАСКОНСЕРВАЦИИ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧЕГО БОРТА В КАРЬЕРЕ

КОЛОНИЮК А. А.

Магнитогорский государственный технический университет

В результате перехода к рыночным отношениям произошло вынужденное невыполнение проектных объемов вскрышных работ и стихийное создание временно нерабочего борта (ВНБ) в карьерах. Кроме того, некоторые карьеры за период отработки подвергаются реконструкции, в процессе которой пересматриваются предельные контуры. Работы по разному борта, поставленного на предельный контур, аналогичны работам по расконсервации ВНБ.

Запланированное использование ВНБ при этапной отработке месторождения, а также при отработке карьера зонами концентраций горных работ, позволяет перенести выемку определенных вскрышных объемов на более поздние периоды и регулировать текущий коэффициент вскрыши. В зависимости от параметров ВНБ возможна консервация до 20 млн. м<sup>3</sup> вскрышных пород, таким образом, формирование ВНБ в условиях колебания цен и спроса на минеральное сырье является экономически целесообразным.

Практика работы карьеров показала, что при воздействии негативных горнотехнических или экономических факторов, выполнение проектных объемов добычи становится затруднительным по причине несвоевременного разнеса ВНБ. Расконсервация ВНБ на карьерах является одной из наиболее острых проблем. Поэтому разработки, направленные на обоснование технологических параметров процесса расконсервации ВНБ и его конструкции, являются актуальной научно-практической задачей.

В проведенных исследованиях были рассмотрены основные параметры ВНБ (высота ВНБ, угол откоса ВНБ, угол откоса уступа, количество совмещенных уступов, ширина предохранительных берм). При подробном анализе процесса расконсервации ВНБ выявлены его основные технологические параметры: скорость расконсервации ( $v_p$ , м/год), объемы расконсервации ( $V_p$ , м<sup>3</sup>) и удельные затраты на выемку и транспортирование вскрышных пород ( $Z_{уд}$ , р./м<sup>3</sup>) зависящие от применяемого способа расконсервации.

Для каждого из способов характерна своя область значений приведенных параметров. Способы расконсервации предложено разделить по размещению взорванной горной массы в выработанном пространстве карьера по значениям коэффициента сброса взорванной горной массы. Коэффициент показывает отношение объема сброшенной в выработанное пространство горной массы к общему объему горной массы во взрываемом блоке.

Для определения зависимостей скорости расконсервации и зависимости удельных затрат на вскрышные работы при расконсервации от параметров ВНБ и способов приведения его в рабочее положение принята упрощенная геометрическая модель ВНБ: с длиной фронта работ по разному ( $L$ ) 1000 м, углом откоса ВНБ ( $\beta$ ) от 20 до 50°.

На основе метода определения скорости расконсервации ВНБ, разработанного Б. К. Оводенко и С. С. Аршиновым, были построены графики зависимостей скорости расконсервации ВНБ ( $V_p$ ) от его угла ( $\beta$ ) и способа приведения в рабочее положение.

Для построения графиков зависимостей удельных затрат на вскрышные работы ( $Z_{уд}$ ) при расконсервации ВНБ от его угла ( $\beta$ ) и способа приведения в рабочее положение применена методика попроцессного расчета удельных затрат на выемку и транспортирование вскрышных пород.

После обработки полученных в результате исследования данных (графиков) при помощи методов математической статистики выведены зависимости ( $V_p$  от  $\beta$ ; и  $Z_{уд}$  от  $\beta$ ) и определена область рациональных значений аргументов.

Для решения задач оптимизации параметров ВНБ и параметров процесса его расконсервации разработана методика вычисления оптимальных параметров процесса формирования и расконсервации ВНБ. Использование методики, основанной на полученных зависимостях, позволяет при заданной скорости расконсервации ВНБ определять оптимальные параметры как процесса формирования, так и процесса расконсервации ВНБ, а также способ расконсервации по условию наименьших удельных затрат.

Проведенные исследования позволили определить оптимальные сочетания конструкций ВНБ и способов его расконсервации, а также сравнить и охарактеризовать способы приведения ВНБ в рабочее положение. Результаты проведенных исследований сведены в таблицу характеристики способов. Способы расконсервации ВНБ распределены по размещению взорванной горной массы в выработанном пространстве карьера. Таблица отражает основные технологические параметры способов расконсервации ВНБ, ее применение обеспечивает решение двух задач: как прямой – выбор рациональной конструкции ВНБ для определенных способов расконсервации; так и обратной – выбор оптимального способа расконсервации ВНБ для имеющейся конструкции ВНБ.

Оптимизация параметров ВНБ и технологических параметров процесса его формирования и расконсервации на основе установленных зависимостей позволит повысить эффективность работы карьеров с применением ВНБ.

Таким образом, параметры ВНБ и технологические параметры способа его расконсервации должны определяться совместным решением задач оптимизации по горнотехническим и экономическим факторам, что позволит достичь максимального экономического эффекта при отработке карьера с использованием ВНБ.

В результате проделанной работы:

- Установлены зависимость скорости расконсервации и зависимость удельных затрат на вскрышные работы при расконсервации от параметров ВНБ и способов приведения его в рабочее положение;
- Определены оптимальные сочетания конструкций ВНБ и способов его расконсервации;
- Разработана методика вычисления оптимальных параметров ВНБ и технологических параметров процесса его расконсервации, которая обеспечит эффективное использование ВНБ в карьере.

## СНИЖЕНИЕ ПОЖАРООПАСНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ КРУТЫХ ПЛАСТОВ КУЗБАССА

ГЛУШЕНКОВ Е. В.

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

Проблема отработки склонных к самовозгоранию мощных пластов угля является актуальной, поскольку потери подготовленных запасов в связи с самовозгоранием угля приводят к значительным экономическим ущербам, а существующие технологические схемы не обеспечивают безопасной и экономически эффективной их отработки. Основные рабочие пласты месторождения: Мощный, Горелый, IV Внутренний, Двойной, Безымянный, на долю которых приходится более 70 % всех запасов, являются опасными по самовозгоранию.

На основании собранных статистических данных о случаях самовозгорания на шахтах ООО УК "Прокопьевскуголь" (см. рис.), ведущих отработку мощных крутых пластов, склонных к самовозгоранию, была произведена дифференциация вероятности самовозгорания в зависимости от мощности пластов (в качестве критерия, характеризующего вероятность самовозгорания угля, принято число случаев самовозгорания, отнесенное к 1 млн. т добычи выполненных исследований):

- Мощность пласта 3-7 м;
- Мощность пласта 7-10 м;
- Мощность пласта более 10 м.

В результате выполненных исследований установлено, что к числу факторов, оказывающих наибольшее влияние на вероятность самовозгорания, относится мощность пласта и глубина ведения горных работ. При этом независимо от применяемой технологии добычи (гидравлическая или сухая) установлены следующие зависимости: с увеличением глубины горных работ до некоторых пределов частота возникновения пожаров снижается, а при ведении горных работ на нижних горизонтах число случаев самовозгорания постепенно снижается, приближаясь к некоторому постоянному значению, зависящему от принятой технологической схемы, ее параметров и технологии добычи.

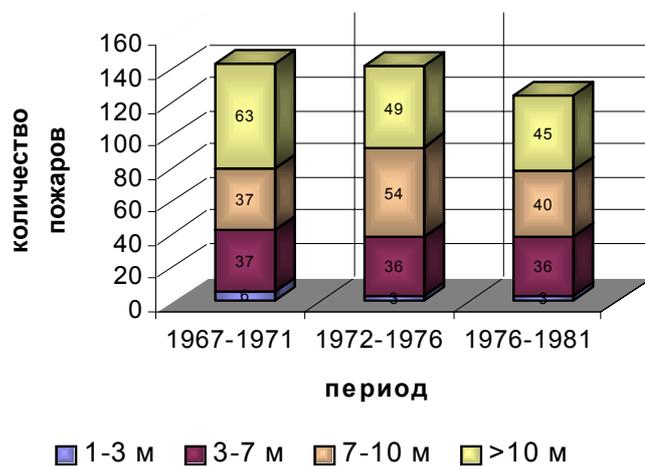
Приведенные выше данные позволяют выдвинуть, гипотезу о факторах, влияющих на самовозгорание угля в условиях Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса. В соответствии с данной гипотезой можно выделить диапазоны глубин, в пределах которых влияние факторов самовозгорания различно:

- на глубинах 50-200 м (при отработке первого и второго горизонтов), определяется главным образом аэродинамической связью мест ведения горных работ с поверхностью, величиной и характером потерь полезного ископаемого, которые определяются главным образом технологической схемой ведения горных работ;

- на глубинах, превышающих 200 м (при отработке второго и последующих горизонтов), определяется главным образом технологической схемой, ее параметрами и принятой технологией добычи.

С учетом выше изложенного основные требования при проектировании технологических схем отработки пластов, склонных к самовозгоранию:

- на глубинах до 200 м (при отработке первого горизонта) заключаются в том, что основные меры по предотвращению пожаров должны быть связаны с:
  - увеличением скорости отработки выемочных участков;
  - исключением аэродинамической связи с поверхностью;



Самовозгорание пластов в зависимости от их мощности

- способом управления горным давлением. Его необходимо принимать из условия минимальной нарушенности подрабатываемой толщи газопроводящими трещинами. Выполнение данного требования наиболее полно обеспечивается при использовании технологий с закладкой выработанного пространства.
- на глубинах, превышающих 200 м (при отработке второго и последующих горизонтов), основные меры по предотвращению пожаров должны быть связаны с исключением:
  - перепуска нагретых и окисленных породных масс с выше расположенных горизонтов;
  - возникновения аэродинамической связи между изолированными подземными выемочными блоками;
  - оставления межэтажных и межблоковых целиков.

## **ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ КАДАСТРА ЛЕЧЕБНО-ОЗДОРОВИТЕЛЬНОЙ МЕСТНОСТИ В УСЛОВИЯХ УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА (НА ПРИМЕРЕ САНАТОРИЯ "ОБУХОВСКИЙ")**

*ЮРКОВА А. В.*

Уральский государственный горный университет

Управление и развитие современного курортно-оздоровительного комплекса предполагает наличие постоянно обновляющейся и корректирующейся информации. Существующая практика решения этого вопроса основывается на накоплении, поиске и редактировании информации в виде всевозможных журналов, каталогов, карточек пациентов и т. д. В аналогичном виде хранится информация об объектах хозяйственной деятельности комплексов, их количестве, назначении и расположении. Такой подход не отвечает современным требованиям ни по признакам оперативного анализа информации, ни по признакам достоверности и качества результирующих отчетных документов. В современных условиях целесообразно использовать опыт, накопленный при использовании так называемых Географических информационных систем.

Географическая информационная система (ГИС) – это компьютерная система, позволяющая показывать географические, статистические, демографические, технические и многие другие данные на электронной карте. Карты, созданные с помощью ГИС, часто называют картами нового поколения. ГИС обладает уникальной способностью выявлять скрытые взаимосвязи и тенденции, которые трудно или невозможно заметить, используя привычные бумажные карты. В этом случае виден новый, качественный смысл картографических данных, а не механический набор отдельных деталей.

Для демонстрации возможностей применения ГИС при создании электронных документов собран материал по территории санатория "Обуховский", расположенного в Камышловском районе Свердловской области.

Приведены сведения о самом санатории, истории его становления, современном состоянии, направлении деятельности и возможности применения ГИС для управления санаторием. При этом использован пакет обработки топографо-геодезической информации "CREDO", являющегося авторизованным продуктом НПО "КРЕДО-ДИАЛОГ", г. Минск и "ИнГео" – разработка фирмы "ИНТЕГРО", г. Уфа.

Использованные в работе материалы предоставлены администрацией санатория "Обуховский" в рамках договора о сотрудничестве между Уральским государственным горным университетом (кафедра геодезии и фотограмметрии) и администрацией санатория "Обуховский". Основой послужил план масштаба 1:1000, созданный по результатам топографо-геодезических работ 2001-2003 гг. коллективом кафедры геодезии и фотограмметрии.

Выполнен анализ общих сведений о географических информационных системах, составлен обзор современных программных продуктов, используемых для обработки геодезических измерений. Приведена характеристика комплекса CREDO и некоторых отдельных его систем, а также ГИС "ИнГео", используемой для создания электронной карты санатория.

Для формирования электронных баз данных на основе традиционных бумажных носителей топографо-геодезической информации разработана и реализована структура базы данных в программном комплексе CREDO. Исходные данные обрабатываются в комплексе CREDO по следующему алгоритму.

В системе CREDO\_DAT были реализованы:

- предварительная обработка данных измерений плано-высотного обоснования и тахеометрической съемки;
- уравнивание теодолитного хода и обработка измерений при съемке;
- экспорт данных в открытый обменный формат для дальнейшей работы в системе CREDO\_TER.

Рассмотрены возможности системы CREDO\_TER для создания цифровой модели местности.

В программе TRANSFORM выполнена обработка растровых файлов, полученных в результате сканирования исходного плана. В программе были выполнены:

- задание опорных точек,

- трансформация растрового материала,
- наложение контуров видимости.

В результате работы в комплексе *CREDO* получена электронная растровая подложка, которая была использована для создания векторного плана в ГИС “ИнГео”. Выбор программного пакета “ИнГео” обусловлен возможностью создания системы собственных условных знаков, более понятных непосвященному пользователю, а также возможностью привязки дополнительной информации и фотографического материала к любым объектам.

С использованием пакета “ИнГео” выполнен следующий объем работ:

- сформирована структура пространственной базы данных,
- задана структура семантической базы данных,
- создана библиотека условных знаков,
- оцифрован векторный план территории санатория “Обуховский”,
- внесена информация по объектам в виде текста и фотографического материала.

Созданная геоинформационная база данных рассчитана для привлечения внимания потенциальных посетителей санатория, их всестороннего информирования о предоставляемых услугах, месторасположении санатория, привлекательной окружающей среды. Один из вариантов применения данной работы – представление полученной информации на индивидуальном Интернет-сайте. Сделан предварительный расчет экономического эффекта от внедрения информационной системы.

В перспективе информационная база может пополняться новыми данными, характеризующими медперсонал санатория, услуги по бронированию мест средствами Интернет, новейшие медицинские технологии, поэтажные планы и образцы фотографий номеров, и прочие сведения.

## **ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ПРИКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ**

*ИСМАЛОВ Т. Т., ХУЦИСТОВ Р. Т., ДОЛЬНИКОВ Е. Б., НИКИТИН Н. И.*

Московский государственный геологоразведочный университет

Прикарьерные запасы руд обрабатывают, в основном, с применением систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими и разнопрочными смесями. Все это позволяет снизить сдвигание массива горных пород при его подработке в результате выемки запасов руд в прикарьерной зоне и сохранить геозоологическую обстановку района. При комбинированной разработке определенная часть промышленных запасов руд остается за предельными контурами карьеров и нередко под охраняемой территорией. При выборе технологии разработки прибортовых запасов залежей необходимо определить их расположение относительно борта карьера. В основном, применяют две группы выемки таких запасов руд: путем отработки охранного разделительного целика борта карьера или за его пределами. При отработке охранного разделительного целика происходят деформации бортов и снижается их устойчивость. Запасы рудных залежей в зависимости от технологии ведения очистных работ и степени взаимного влияния на устойчивость бортов карьера делят на две зоны: приконтурные запасы (иногда называемые переходной зоной), непосредственно прилегающие к пространству карьера (в борту или дне); законтурные (расположенные за приконтурными) обрабатываются под защитой рудного или искусственного барьерного целика. Основные размеры приконтурной зоны условно принимают равной размерам выемочного блока. В охранных целиках разработку ценных руд ведут с закладкой выработанного пространства открыто-подземным или подземным способом. При этом применяют различные по составу сочетания закладочного массива в зависимости от расхода цемента.

Вносимое карьером возмущение в природное поле напряжений приводит к разгрузке радиальных (нормальных к контуру бортов) и перераспределению окружных тангенциальных (действующих вдоль контура бортов карьера) напряжений. Напряженное состояние массива вокруг карьера в вертикальном сечении характеризуется следующими закономерностями. Вблизи поверхности откоса максимальные, главные напряжения, параллельные ему, а под дном карьера – горизонтальны. Минимальные, главные напряжения на поверхности откоса разгружены. В вертикальном разрезе наблюдается разгрузка радиальных напряжений в прибортовом массиве и под дном карьера, а их концентрация – на флангах дна карьера. Следствием разгрузки вертикальных напряжений является упругое восстановление массива, выражающееся в поднятии земной поверхности вблизи верхней бровки бортов и дна карьера. Поэтому, исходя из предпосылок В. Г. Зотеева и с учетом структурных особенностей подкарьерного и прибортового массива пород, его напряженного состояния (наличия горизонтальных напряжений, превышающих вертикальные) и контура карьера, нами была получена аналитическая формула для определения мощности зоны влияния карьера на подкарьерный и прибортовой массив с учетом его влажности ( $W, \%$ ):

$$h_p = H_k \left[ \sqrt{1 + \left[ \frac{L_0 + H_k (ctg\alpha + ctg\beta)}{2H_k(1-\lambda) \cdot C \cdot tg\varphi'} \right]^2 \cdot \exp(-kW)} - 1 \right]$$

где  $H_k$  – проектная глубина карьера, м;  $L_0$  – ширина дна карьера в сечении, м;  $C$  – отношение максимальной к минимальной величине горизонтальных напряжений;  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления прибортовых пород от начала ведения очистных горных работ,  $\varphi'$  – угол внутреннего трения пологой системы трещин;  $k$  – коэффициент пропорциональности.

## ОБОСНОВАНИЕ МОЩНОСТИ РАЗДЕЛИТЕЛЬНОЙ ПОТОЛОЧИНЫ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

*ИСМАЛОВ Т. Т., ХУЦИСТОВ Р. Т.*

Московский государственный геологоразведочный университет

Определение толщины разделительного целика (потолочины) – сложная задача, решение которой представляет определенную трудность. На выбор толщины потолочины влияют различные геологические, геомеханические и горнотехнические факторы. К ним следует отнести физико-механические свойства горных пород, их трещиноватость, напряженно-деформированное состояние массива горных пород, величины максимальных растягивающих и сжимающих напряжений, порядок ведения открытых и подземных горных работ, применяемое горное оборудование для открытой разработки, сейсмическое действие массовых взрывов, производимых в карьере и при отбойке руды в камерах, и ряд других.

В существующих методах расчета толщины разделительной потолочины обычно рассматривают одни факторы, упрощая значения других, поэтому общий метод расчета определения толщины потолочины, учитывающий перечисленные выше факторы, пока еще не разработан. Для получения функциональной зависимости величины потолочины от выше перечисленных факторов будем рассматривать потолочину как толстую прямоугольную плиту, закрепленную по контуру и находящуюся под действием собственного веса и веса карьерного оборудования, расположенного над ней. Этот метод расчета толщины потолочины был предложен проф. Б. П. Юматовым, который использовал решения К. В. Руппенейта и Ю. М. Либбермана, устанавливающие распределение напряжений в потолочинах при выемке камер при применении камерно-столбовой системы разработки. Эти предпосылки не отражают реально существующих напряжений в потолочине, возникающих за счет горизонтальных и тектонических напряжений в массиве пород, слагающих потолочину, и не учитывают, что в массиве под дном карьера произошли деформационные процессы, изменившие структуру потолочины, т. е. произошла разгрузка пород в центральной части потолочины, а в краевых ее частях, наоборот, перенапряжение пород, что необходимо учитывать в расчетах.

Большинство исследователей рассматривают потолочину в виде толстой прямоугольной плиты, закрепленной по контуру и находящейся под действием собственного веса и веса горного оборудования, другие – в виде балки большой протяженности. В существующих методиках расчета толщины потолочины не учитываются такие важные факторы, как боковое давление, оказываемое горными породами (особенно, на месторождениях, расположенных в горных районах); структура самой потолочины, состоящей из слоев, разделенных трещинами; величина пригрузки на потолочину от пород, расположенных в прибортовой зоне карьера, а также от профиля контура карьера. Исходя из вышеизложенного, авторами была предложена формула определения толщины потолочины, учитывающая вышеперечисленные факторы:

$$h = \frac{1}{12 \cdot z} \cdot \left( \xi + \sqrt{\xi^2 + 24 \cdot z \cdot \eta} \right),$$

$$\text{где } \xi = \gamma \cdot (l^2 \cdot k_n + 12 \cdot m \cdot H \cdot \Delta \cdot \lambda), \quad z = \lambda \cdot \left( \frac{\sigma_p^0}{K_3} + m \cdot \gamma \cdot H \right), \quad \eta = \frac{q_{об} \cdot 1}{\lambda^1}, \quad \Delta = \frac{3 \cdot (\sigma_p^0 + m \cdot \gamma \cdot H)}{16E},$$

$E$  – модуль упругости пород, слагающих потолочину,  $k_n = 1 + \frac{\mu}{\lambda^1}$  – коэффициент пригрузки вышележащих пород в контуре карьера ( $\mu = \sin\alpha / \sin\varphi$ );  $\alpha, \varphi$  – углы погашения борта карьера.

## ПРОЧНОСТЬ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В МАССИВЕ

ТУРИНЦЕВ Ю. И., ЖАБКО А. В.

Уральский государственный горный университет

При переходе от прочности образца к массиву необходимо учитывать одновременное влияние скорости нагружения, структурного ослабления пород и реакции окружающей среды. Суммирующий коэффициент, учитывающий эти факторы:

$$k_{п.м} = k_d \lambda k_c, \quad (1)$$

где  $k_{п.м}$  – коэффициент перехода от сцепления образца к сцеплению в массиве;  $k_d$  – коэффициент динамичности нагружения;  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления;  $k_c$  – коэффициент влияния окружающей среды.

По данным М. П. Мохначева и Э. О. Миндели, корреляционное уравнение для коэффициента динамичности нагружения (для сцепления):

$$k_d = C_d / C_{ст} = 0,67 \ln \varepsilon - 1,70, \quad (2)$$

где  $C_{ст}$ ,  $C_d$  – величины сцепления при стандартном и динамическом нагружениях;  $\varepsilon$  – скорость деформирования.

На прочность горных пород существенное влияние оказывает окружающая среда. Реакция окружающей среды создает подпор породам, находящимся в напряженном состоянии. Это необходимо учитывать при помощи коэффициента влияния окружающей среды  $k_c$ . По данным институтов ВНИМИ и “Унипромедь”, для скальных пород  $k_c = 2,5$ .

Для крупноблочных массивов  $\lambda$  можно приближенно определить по формулам:

$$\lambda = \frac{1}{1 + a \ln(HW)}, \quad \lambda = \frac{1}{A HW - 1}, \quad \lambda = 0,977 C_K \ln HW, \quad (3)$$

где  $a$  – коэффициент, зависящий от прочности породы в монолитном образце и характера трещиноватости;  $HW$  – отношение размера участка массива к среднему размеру структурного блока;  $C_K$  – сцепление монолитного образца.

При больших значениях  $HW$  сцепление массива определяется главным образом сцеплением между структурными блоками, которое можно представить:

$$C' = K_{АП} C_K, \quad C' = \frac{C_K^{1,56}}{1780}, \quad (4)$$

где  $C'$  – сцепление между структурными блоками;  $C_K$  – сцепление монолитного образца (кг/см<sup>2</sup>);  $K_{АП}$  – коэффициент, зависящий от устойчивости массива.

Выводы:

- Угол внутреннего трения, полученный по результатам лабораторных испытаний образцов горных пород на срез, можно с достаточной степенью точности распространить на трещиноватый массив;
- В зависимости от характера решаемых задач в величину сцепления образца необходимо вводить коэффициенты  $k_d$  и  $k_c$ .

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Туринцев Ю. И. Исследование устойчивости бортов уральских меднорудных карьеров: Дисс. ... кандидата техн. наук УФ ГГИ АН СССР. – Свердловск: 1961. – 159 с.
2. Туринцев Ю. И. Разработка, исследование и внедрение инженерных методов управления и способов контроля устойчивости бортов меднорудных карьеров: Дисс. ... доктора техн. наук СГИ МВССО РСФСР. – Свердловск: 1975. – 250 с.
3. Прочность скальных горных пород в массиве / Туринцев Ю. И., Бахарева Г. П., Зобнин В. И. и др. // Горный журнал. – 1966. – №7. – С. 38-43.
4. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965. – 378 с.
5. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1976. – 272 с.
6. Правила обеспечения устойчивости на угольных разрезах. – СПб.: Изд-во ВНИМИ, 1998. – 207 с.
7. Шуплецов Ю. П. Прочность и деформируемость скальных массивов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 195 с.
8. Машанов А. Ж., Машанов А. А. Основы геомеханики скально-трещиноватых пород. – Алма-Ата: Наука, 1985. – 192 с.
9. Прочность горных пород в массиве / Бычков Г. В. // Горный журнал. – 1985.

## НОВЫЕ РЕШЕНИЯ СУХОГО ОБЕСПЫЛИВАНИЯ РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЫ

ТАРАСОВ А. Е. ФЕКЛИСТОВ Ю. Г.

Уральский государственный горный университет

За последние 30 лет на шахтах России и стран СНГ произошло более 290 взрывов метана и угольной пыли, из них пыль участвовала в 20 % случаев [1]. Большинство аварий произошло на шахтах с высокой метанообильностью и низким пределом взрываемости отложившейся угольной пыли (рис. 1).

Исследованиями установлено, что для начавшегося взрыва требуется небольшое количество пыли. Расчетная теоретическая толщина слоя пыли составляет несколько десятых миллиметра.

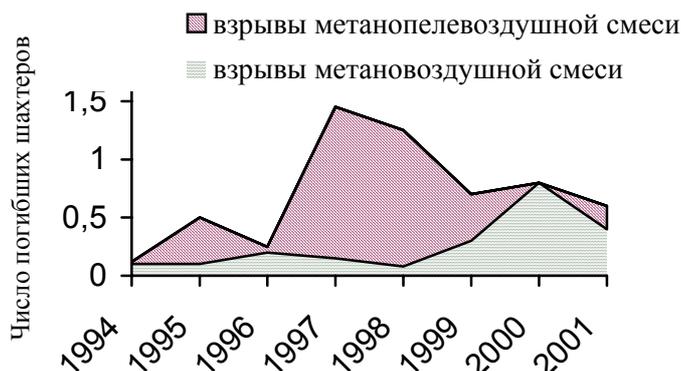


Рис. 1. Число погибших шахтеров России на 1000 нарушений по пылегазовоздушному режиму

Угольная пыль опасна не только взрывоопасностью в смеси с воздухом, а также ее вредным действием на организм человека. Длительное вдыхание запыленного воздуха вызывает профессиональные заболевания. Наиболее часто встречающимися хроническими формами патологии в 99,8 % являются: пневмокониоз и хронические пылевые бронхиты, развивающиеся от рудничной пыли. Немало вреда пыль наносит машинам и механизмам – сокращает сроки службы [2].

Все эти факторы способствуют поиску более эффективные меры по снижению пылеобразования и запыленности воздуха. Имеется множество видов обеспыливания: предварительное увлажнение пластов, орошение, улавливание, вынос и др. В последние годы все чаще производят разработки в направлении орошения высоконапорной водой непосредственно на очаги пылевыделения. Однако это дает дополнительную влажность рудничной атмосфере, а диспергированная вода имеет пагубное влияние на человека [1, 4, 5].

Существующие сухие способы очистки (фильтры, циклоны и т. д.) зачастую являются относительно дорогими и габаритными, что существенно ограничивает их применение.

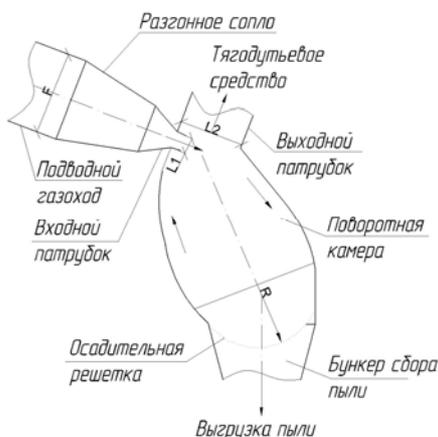


Рис. 2. Схема поперечно-струйного пылесадителя

Необходим такой пылегазоочистной аппарат, который увеличил бы эффективность пылеулавливания, имел небольшие размеры, был энергоэкономичным и бесшумным. Такой аппарат был создан в НПО "Градиенттех" при разработке к. т. н. Агаповым Ю. Е. поперечно-струйного пылесадителя (ПСПО). Аппарат представляет собой воздушный фильтр, где очистка аспирационного воздуха производится за счет пересекающего его газового потока с меньшей линейной скоростью, чем на входе (рис. 2). Основными расчетными параметрами являются значения  $L1$  и  $L2$ , соотношения которых влияют на степень очистки.

В основу действия ПСПО заложен принцип взаимодействия струи воздуха. Две струи газа, находящиеся в отрицательно напряженном состоянии, при пересечении друг с другом под  $90^\circ$  не оказывают никакого взаимодействия одна на другую. Такие струи друг для друга прозрачны. Такой эффект наблюдается как для газа, так и для воды. Степень очистки ПСПО достигает более 99,5 %.

За счет относительно небольших размеров предполагается очень широкий спектр применения данного аппарата в системе с дымососом. Аппарат можно применять как стационарным, так и передвижным на общей раме.

Применение поперечно-струйного пылесоса в шахтных условиях увеличит безопасные условия труда шахтеров за счет снижения концентрации пыли в рудничной атмосфере, значительно уменьшит затраты на дорогостоящее аналоговое газоочистное оборудование.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. О предупреждении взрывов метана и пылевоздушных смесей на угольных шахтах. / Забурдяев Г. С. // Уголь. – 2003. – № 10. – С. 36-41.
2. Охрана труда и промышленная безопасность в угольной промышленности России. / Мохначук И. И. // Уголь. – 2003. – № 8. – С. 35-38.
3. О проблемах безопасности ведения горных работ на шахтах Российской Федерации. / Мышляев Б. К. // Уголь. – 2004. – № 2. – С. 33-36.
4. Бурчаков А. С. Оборудование применяемое при комплексном обеспыливании на шахтах и рудниках СССР. – М.: Недра, 1962.
5. Ищук И. Г., Поздняков Г. А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. – М.: Недра, 1991.

### РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ДАВЛЕНИЯ НА СТОЛБ УГЛЯ, ОСТАВЛЕННЫЙ СРЕДИ ОБРУШЕННЫХ ПОРОД

*МАТВЕЕВ А. В., КОРНИЛКОВ В. Н.*

Уральский государственный горный университет

*БЕЛОВ В. А.*

НП "Интерлинк"

Для оценки напряженности пород кровли на столб угля, оставленный среди обрушенных пород, использовался экспериментально – аналитический подход.

В основу расчетов напряженного состояния пород над столбом (целиком) угля положены параметры распределения давления на уровне пласта в окрестности одиночной очистной выработки, которые определялись из анализа экспериментальных данных. Опираясь на эти параметры, получены зависимости распределения давления на целик угля. По характеристикам распределения давления на уровне пласта производились расчеты напряженного состояния пород над пластом для различной ширины столба (целика) на основе известных решений теории упругости.

Важным параметром для определения давления на почву пласта при отработке столба, оставленного среди обрушенных пород, является размер выработанного пространства, при котором наступает момент начала достижения давления в его центре, близкого к уровню  $\gamma H$ . Исходя из анализа, получена общая характеристика этого параметра, зависящая от глубины и прочностных свойств подработанной толщи, вынимаемой мощности пласта и угла падения.

Распределение давления на столб среди выработанного пространства принималось в виде двух, имеющих общую точку (точка максимума) ветвей: в области предельного состояния (краевая часть пласта) – восходящую и в упругой – нисходящую. При этом характер распределения давления на восходящей ветви до точки максимума давления аппроксимировался в виде прямой зависимости, на нисходящей – по криволинейной.

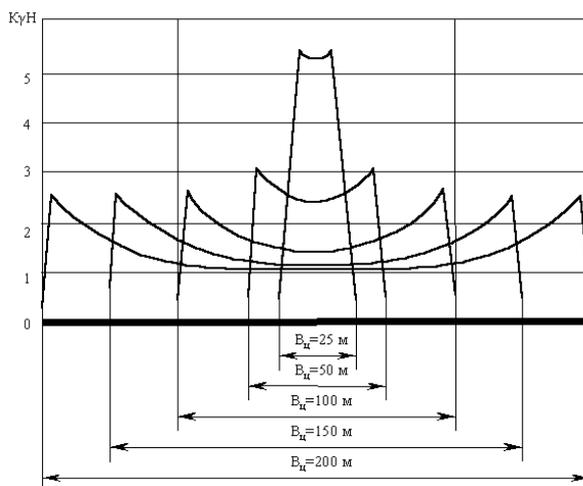
Для оценки влияния времени, прошедшего после оформления границ выработанного пространства, на параметры опорного давления проанализированы сведения о зонах остаточного опорного давления, об изменении зоны временного опорного давления и о продолжительности общей стадии процесса сдвижения подработанной толщи.

Согласно исследованиям, выполненным в Челябинском бассейне, размеры зон остаточного опорного давления составляют 0,5-0,7 ширины зоны временного опорного давления в ординарных условиях. Это дает основание считать, что величина силы пригрузки на краевую часть пласта по прошествию большого периода времени в пределе составляет 0,6 от величины силы пригрузки в начальный период.

Полученные расчеты дают удовлетворительную сходимость с экспериментальными данными по величине максимума концентрации напряжений и его положению относительно краевой части пласта, размеров зон опорного давления и приняты нами для дальнейшей оценки напряженности пород.

На рисунке приведены примеры результатов расчетов параметров горного давления на столб (целик) угля, имеющий упругую область в зависимости от его ширины на основе полученных зависимостей. Напряжения оценивались также и в относительных величинах в сравнении с величиной  $\gamma H$  в той или иной точке массива.

Для случая, когда целик имеет малую ширину и весь находится в предельном состоянии, его несущая способность достаточна для поддержания подработанных пород толщи, но давление над целиком достигает максимального значения ( $K\gamma H$  до 8).



Расчетные эпюры давления на целик угля  $B_{ц}$  при глубине 400 м, вынимаемой мощности пласта 2 м, размерах отработанных около целика участков 200 м и более

В случае если целик весь находится в предельном состоянии, а его несущая способность недостаточна для поддержания подработанных пород, оказывающих пригрузку, как в случае, рассмотренном ранее, параметры распределения давления на целик и величины пригрузок уменьшаются.

Разработано программное обеспечение для ПЭВМ по расчету давления на столб (целик) угольного пласта в зависимости от основных горно-геологических и горнотехнических условий. Интерес представляет выбор ширины оставляемого среди обрушенных пород столба (целика) угля. При двухстороннем оконтуривании столба на него сказывается опорное давление уже от двух очистных забоев. И если ширина столба, оставленного среди выработанного пространства  $B_{ц}$ , меньше двух зон опорного давления  $L_0$ , то в средней его части происходит сложение (наложение) напряжений, и очистной забой при отработке встретится с определенными трудностями, вызванными повышенным давлением на крепь и забой лавы. Следовательно, ширину оставляемого целика (столба) следует принимать из условия  $B_{ц} > 2L_0$ .

## ТЕХНОЛОГИЯ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ ПО ФРИКЦИОННЫМ ХАРАКТЕРИСТИКАМ

*ФЕКЛИСТОВ Ю. Г., ПОТАПОВ В. В.*

Уральский государственный горный университет

Работы по улучшению качества угля и снижению его потерь, уменьшение количества выдаваемой на поверхность породы ведутся в направлении изыскания более совершенной технологии ведения работ, применения процессов обогащения горной массы под землей и оставления пустых пород в шахтах.

В мировой практике угледобычи накоплен определенный опыт подземного обогащения угля с оставлением пород в шахте.

Размещение породы в шахте с выкладкой ее в охранные бутовые и закладочные массивы обеспечит полноту выемки запасов угля, сгладит неравномерности проявления горного давления в очистном забое и на его сопряжениях, при этом достигается экономия за счет снижения затрат на выдачу породы и снижения зольности добываемого угля. Кроме этого, закладка выработанных пространств породой позволяет ликвидировать пустоты, тем самым препятствовать накоплению и концентрации метана в слабо проветриваемых участках шахт.

Управлением качеством углей возможно при использовании схем подземного обогащения угля и увязки обогатительных процессов с процессами непосредственного горного производства.

Решению данной проблемы могут способствовать проведенные нами исследования по разделению углей на барабанно-полочном фрикционном сепараторе (БПФС) и сепараторе для разделения сыпучих материалов по трению и упругости СПРУТ.

В данных сепараторах в основе разделения используются различия во фрикционных и упругих свойствах углесодержащих формаций.

Разделение высокозольных углей класса -50+0 мм данными сепараторами позволило выделить 42 % низкозольного и 53 % высокозольного угля с массовой долей золы соответственно 12,5 % и 52,8 % – БПФС, а использование СПРУТ позволило получить 34,6 % низкозольного угля и 64,5 % высокозольного угля с массовой долей золы соответственно 9,52 % и 54,23 %.

Результаты исследований свидетельствуют, что размещение этих сепараторов в выработках позволит управлять качеством непосредственно под землей.

Технологическая схема одностадийного подземного обогащения содержит следующие операции (см. рис.).



Схема одностадийного обогащения

Расположение обогатительных пунктов рассматривается в каждом случае в соответствии с конкретной технологической схемой отработки выемочного поля (панели). Однако все схемы имеют некоторые типичные для них узлы, такие как схемы околоствольных дворов, схемы вскрытия шахтных полей, схемы подготовки шахтных полей. Очевидно, что стационарные обогатительные пункты должны быть расположены в местах, куда поступает уголь если не со всех, то с большинства участков, и где схема транспорта остается неизменной в течение всего срока службы шахты.

В нашем случае при этажной схеме подготовки шахтного поля пункт располагается вблизи верхней приемной площадки и конвейерного бремсберга, где в камере установлена аппаратура обогащения (БПФС, СПРУТ).

После процесса разделения низкозольный уголь транспортируется по бремсбергу (уклону) на откаточный горизонт. Высокозольный уголь (порода) поступает в пневмозакладочную машину и далее с помощью сжатого воздуха транспортируется в выработанное пространство лавы.

Использование в технологических схемах разных типов сепараторов продиктовано качеством, производительностью поступающего на обогащение угля, а также эксплуатационными затратами.

Результаты исследований по разделению угля позволяют рекомендовать данный метод для управления качеством углей в подземных условиях.

## ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АВТОТРАНСПОРТА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

*КУЗНЕЦОВА Е. Г.*

Уральский государственный горный университет

Добыча полезных ископаемых в настоящее время сопровождается труднодоступностью как на существующих карьерах, так и на новых проектируемых месторождениях. Для этих предприятий значение имеет и точность геологических данных, и технология, и логистика. Капитальные затраты на транспорт составляют 60-65 % от всех затрат на строительство и поддержание производственной мощности карьера. На современных карьерах применяются различные типы горных и транспортных машин отечественного и зарубежного производства. Вместе с тем эксплуатация автотранспортных систем характеризуется ухудшением горнотехнических условий карьеров, увеличением средневзвешенной глубины (глубина железорудных карьеров за 10 лет, с 1985 по 1995 гг., увеличилась на 40,6 м – с 174,9 до 215,5 м), снижением объемов перевозок, старением парка машин из-за отсутствия у предприятий средств на приобретение новой техники, а значит, и уменьшением коэффициента использования парка автосамосвалов, ухудшением экологической обстановки на карьерах.

В каждом случае при выборе типа автосамосвала ставятся определенные задачи, рассматриваются критерии и показатели оценки.

Совокупность свойств, обуславливающих пригодность к удовлетворению определенных потребностей, формирует качество автотранспортного средства. Показатель качества – количественная характеристика одного из свойств. Таким образом, показателями качества могут быть любые показатели и параметры изделия, определяющие уровень удовлетворения определенных потребностей, т. е. уровень качества.

Показатели назначения: грузопместимость, маневренность, тягово-скоростные свойства, проходимость.

Эксплуатационная технологичность характеризуется расходом вспомогательных материалов, энергии, топлива, а также трудоемкостью обслуживания автосамосвала при использовании.

Показатели надежности (вероятность безотказной работы, наработка на отказ, долговечность, ремонтпригодность, а также существующая сеть сервисных центров и складов запчастей и др.) во многом определяют эффективность эксплуатации изделия, так как снижение надежности уменьшает результативность работы и увеличивает эксплуатационные затраты.

Эргономические показатели характеризуют систему "человек-изделие" и включает гигиенические (освещенность, температуру, влажность, напряженности магнитного и электрических полей, запыленность, излучение, токсичность, шум, вибрация, перегрузки), антропометрические, физиологические показатели.

Экологические показатели характеризуют особенности продукции, определяющие уровень вредных воздействий на окружающую природную среду, которые возникают при эксплуатации или потреблении продукции (содержание вредных примесей в выбросах, излучение при хранении и транспортировании т. п.).

Показатели безопасности характеризуется двумя комплексными показателями: безопасностью движения и безопасностью погрузки и разгрузки. Также определяет степень защиты человека при эксплуатации или потреблении продукции, например, вероятность безопасной работы человека в течение определенного времени, сопротивление изоляции токоведущих частей и пр.

Экономические показатели отражают экономический и социальный эффект приобретения и эксплуатации автосамосвала, такие как удельные капиталовложения, себестоимость перевозок, износ дорог.

При построении иерархических схем параметров и показателей изделия целесообразно следовать следующим правилам:

- при наличии взаимозависимых показателей один лучше исключить;
- взаимосвязь показателей вводится в экономико-математическую модель в виде ограничений;
- показатели, уровень которых устанавливается или ограничивается стандартами или общепринятыми нормами (например, нормы безопасности), вводятся в модель как граничные условия.

На разных этапах жизненного цикла автосамосвала в схему могут быть включены различные показатели, поскольку меняются требования потребителей и условия эксплуатации; по аналогичным причинам может меняться и значимость показателей.

Найденная величина обобщенной оценки характеризует уровень качества автосамосвала и позволяет сделать объективные выводы о степени пригодности данной машины для использования, о том, какая из оцениваемых машин и насколько лучше или хуже.

Таким образом, верная постановка задачи по выбору конкретной модели самосвала согласно предъявленным критериям, адекватной оценке критериев, их анализ помогают осуществить целесообразный выбор.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Грифф М. И. Основы создания и развития специализированного автотранспорта для строительства: Учебное пособие. – М.: Изд-во АСВ, 2003. – 144 с.
2. Савченко Н. Н. Техничко-экономический анализ проектных решений. Учебное издание. – М.: "Экзамен", 2002. – 128 с.

### **НОВЫЙ ПОДХОД К ВЫЕМКЕ МРАМОРА НА ПЕРШИНСКОМ КАРЬЕРЕ**

*ЮМАГУЖИН А. Р.*

Уральский государственный горный университет

Першинское месторождение расположено в Режевском районе Свердловской области в 10 км северо-восточного направления от города Реж и в 0,5 км южнее деревни Першино на правом берегу излучины р. Реж. Оно приурочено к Режевской зоне покровов с пластинами из серпентинита и мраморизованного известняка и полосами меланжа с востока на запад. Размеры месторождения составляют 700×250 м, а площадь – 17,5 га.

Эффективность работы карьера зависит от размеров вынимаемых блоков. Одновременно оптимальный размер вынимаемых блоков определяется параметрами распиловочного станка. Более того, существует

зависимость цены плитки от объема блока в случае распиловки на ортогональных станках. Таким образом, вынимаемый блок должен обладать оптимальным размером. Основная проблема Першинского карьера заключается в отсутствии товарных блоков с оптимальным размером, пригодных для распиловки на импортном ортогональном станке.

Решение задачи простыми средствами не получается, так как информация о структурном строении месторождения недостаточно полная. Я считаю, что необходимо принять во внимание новые геомеханические позиции месторождения, чтобы принять новые технологические параметры разработки. Для этого автором было произведено изучение трещиноватости в пределах карьерного пространства и установлены ее направление и интенсивность. Выявлены участки повышенной трещиноватости, которые следует исключить из контуров карьерного поля. Кроме того, измерение трещин и их анализ показали, что генеральное направление трещиноватости – субмеридиональное и является преобладающим. По своей морфологии крутопадающие меридиональные трещины являются продуктом сдвиговых деформаций и имеют шов мощностью от 1 мм до 5 мм. Поэтому они также не могут быть включены в контуры товарных запасов. На карьере также выявлены незначительные трещины других направлений. Чаще всего эти трещины залечены и они небольшой протяженности. Однако они также влияют на характер и качество товарного продукта и размеры блоков. Основным моментом в системе структурного строения массива является субгоризонтальная трещиноватость и тектонические нарушения горизонтального типа. Эти структуры сосредоточены на определенных глубинах. Исследования показывают, что мраморизованные известняки Першинского месторождения расположены в пределах тектонических пластин, широко распространенных в этом районе. Подтверждают плитовое строение массива работы уральских геофизиков, проведенные на территории УрФО. Обозначенные аспекты дополняются специфическими геомеханическими вопросами, требующими изучения как при устойчивости бортов, так и при выемке блочного массива.

Полученный геологический материал позволяет нам найти другие подходы к извлечению товарных блоков камня. Основным является ориентация фронта горных работ согласно меридиональным нарушениям. При таком подходе не требуется резка блоков из массива по флангам (по ширине). Эта ширина определяется расстояниями между отдельными трещинами. Поперечная распиловка выполняется с выбором кондиционных товарных блоков согласно структуре вторичных трещин. Повышенные участки трещиноватости исключаются. Они хорошо определяются визуально. Таких блоков может быть незначительное количество в общей товарной массе. Высота блоков определяется мощностью тектонической пластины. Данные кернового бурения и глубина вскрытых запасов месторождения показывает, что эта высота может колебаться от 5 до 10 м, перед новой складкой горизонта она должна быть установлена керновым бурением или геофизическими методами.

Рекомендуемая выемка блоков позволит резко увеличить выход товарного сырья на этом этапе. Эти выпиленные блоки следует разделять по высоте с учетом интенсивности коротких вторичных трещин субгоризонтального простирания. По моему мнению, использование этих технологических приемов выемки блоков позволит обеспечить поставку блоков с оптимальными размерами и повысить коэффициент использования ортогональных станков.

## **РАСЧЕТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ В ЗОНЕ ТЕКТОНИЧЕСКОГО НАРУШЕНИЯ**

*ШАРИПОВ Р. Ф.*

Уральский государственный горный университет

Расширение области применения механизированных комплексов на пологих и наклонных пластах приводит к необходимости внедрять их на нарушенных участках со значительными амплитудами смещения, переменными углами падения и сложной гипсометрией пласта. В эксплуатацию вовлекаются все более сложные по своему строению участки, в результате чего объем шахтных полей, имеющих тектонические нарушения, ежегодно увеличивается [1].

В ходе исследований [1, 2, 3, 5] отмечается изменение напряженного состояния в районе тектонических нарушений, сопровождающееся неблагоприятными проявлениями горного давления: внезапными выбросами угля и газа, горными ударами, обрушением неустойчивых пород кровли и т. п. В связи с этим обоснование и выбор параметров эффективной технологии отработки нарушенных пластов должны осуществляться на основе оценки и прогноза напряженного состояния массива.

Отличие геомеханической обстановки в нарушенной зоне заключается в том, что в кровле пласта над очистной выработкой образуется зона неупругих деформаций, или зона нарушения сплошности, в пределах которой происходит разрушение пород. С увеличением этой зоны повышается давление на механизированную крепь со стороны разрушенных пород [4].

Зона нарушения сплошности определяется по предельному состоянию пород на межслоевых контактах [4]. В этом случае нагрузка на механизированную крепь определяется как масса пород, расположенных в данной зоне.

Расчет геомеханических параметров в зоне нарушения производится в три этапа [4]:

– на первом этапе определяется зона расслоения по условию предельного состояния пород на межслоевых контактах:

$$\tau_{эф} \geq |\tau_{н}| - \sigma_{н} \operatorname{tg} \phi_c - k_c \geq 0,$$

где  $\tau_{н}$  и  $\sigma_{н}$  – нормальные и касательные напряжения на поверхности ослабления, МПа;  $\phi_c$  – угол внутреннего трения пород, град;  $k_c$  – коэффициент сцепления по поверхности ослабления, МПа.

- на втором этапе графоаналитически находится площадь контура предельного состояния пород;
- на третьем определяется нагрузка на механизированную крепь:

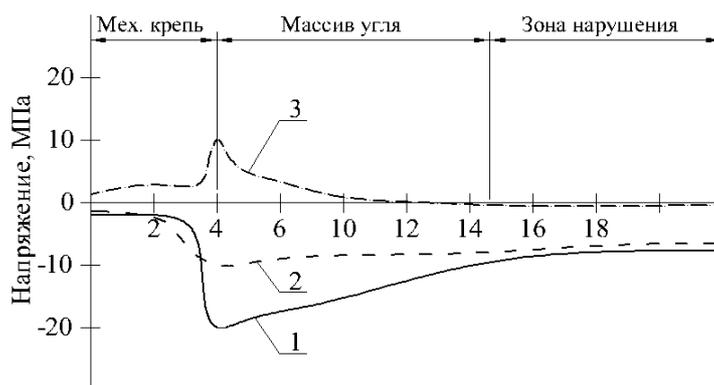
$$P = \gamma_{п} F,$$

где  $\gamma_{п}$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $F$  – площадь зоны нарушения сплошности, м<sup>2</sup>.

Напряженно-деформированное состояние пород в нарушенной зоне исследовалось в условиях шахты "Восточная" (г. Инта, Республика Коми, Печорский угольный бассейн). Отработка нарушенного пласта 8 велась комплексом КМТ, амплитуда тектонического нарушения – 1,4 м, угол падения сместителя – 60°. Результаты расчета показаны на рис.

Максимальные значения сжимающих напряжений достигают около 18 МПа, максимальные касательные напряжения – 10 МПа. При подходе к сместителю касательные напряжения практически равны нулю. При подходе к нарушенной зоне вертикальные напряжения уменьшаются до 4-5 МПа. При площади зоны нарушения сплошности – 39 м<sup>2</sup>, нагрузка на крепь составит 897,0 кН (при  $\gamma_{п}=2,3$  т/м<sup>3</sup>). В таком случае при номинальном сопротивлении крепи МТ 1000 кН, нагрузка на крепь в нарушенной зоне не превышает номинального сопротивления. При увеличении площади зоны нарушения сплошности переход нарушения должен сопровождаться укреплением пород кровли.

При наличии неустойчивых боковых пород в нарушенной зоне требуется проведение дополнительных мероприятий по укреплению вмещающих пород и управлению кровлей, так как в призабойном пространстве возможны вывалы пород кровли, ухудшается контакт перекрытия крепи с кровлей.



Нормальные вертикальные (1), нормальные горизонтальные (2) и касательные напряжения (3) вблизи зоны нарушений на границе угольного пласта с кровлей

Описанный метод расчета геомеханических параметров позволяет оценить зону нарушения сплошности массива, определить нагрузки на механизированную крепь, прогнозировать неблагоприятные ситуации, оценить возможность выбора наиболее эффективной технологии перехода тектонического нарушения [1].

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Киржнер Ф. М. Оптимизация технологии выемки нарушенных угольных пластов. – Новосибирск: Наука. Сибирское отделение, 1989.
2. Акимочкин П. В., Каменский В. П. Оценка напряженного состояния массива при проведении горных выработок, пересекающих геологические нарушения // Рудничная геоэлектрика. – Кемерово, 1977.
3. Микеладзе А. С., Тихонова Н. В., Кукладзе Г. Д. Исследование проявлений горного давления на нарушенных пластах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1977, № 4.
4. Кузнецов Г.Н. Предельные состояния твердых горных пород с учетом пространственной ориентировки поверхностей ослабления // Сборник трудов по вопросам исследования горного давления и сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1961, № 43.
5. Львова Н. В. Исследование напряженно-деформированного состояния угольного пласта в зоне дизъюнктивных геологических нарушений: Автореферат диссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук. – М.: ИГД им А. А. Скочинского, 1982.

## ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

МУСИХИНА О. В.

Уральский государственный горный университет

Горно-геометрические расчеты относятся к группе горно-геологических задач, решение которых связано с геометрическим анализом карьерного поля, т. е. с оценкой объемов полезного ископаемого и учета его пространственного размещения в массиве горных пород и их качественных характеристик [1]. От того, насколько точно осуществляются горно-геометрические расчеты, зависит эффективность технико-экономической оценки месторождения и качество календарного планирования горных работ в процессе отработки.

В связи с этим происходит постоянное совершенствование методик и инструментов ведения горно-геометрических расчетов, направленных на максимальную автоматизацию рутинного подсчета запасов и объемов вскрыши, а также на повышение точности горно-геометрических расчетов. Отличительной особенностью современного программного обеспечения является то, что горно-геометрические расчеты осуществляются на основе специально разработанных трехмерных моделей подсчетных объектов. Вследствие этого актуальной становится проблема оценки адекватности получаемых моделей реальным объектам.

Адекватность модели объекту – это необходимое условие для перехода от исследования объекта к исследованию созданной его модели и для перенесения результатов горно-геометрических расчетов на реальный объект [2].

Оценить численно соответствие модели месторождения его реальному прототипу можно с помощью оценки погрешности моделирования.

Полная погрешность моделирования – это результат взаимодействия исходной, зарождающейся и остаточной погрешностей. Исходная погрешность возникает из-за неточности исходных данных и методик их формализации, зарождающаяся погрешность формируется вследствие округления дробных периодических значений, а к остаточной погрешности относится погрешность метода моделирования.

В случае ведения горно-геометрических расчетов традиционным способом на основе поперечных геологических разрезов или погоризонтных планов остаточная погрешность вносит наибольший вклад в полную погрешность расчетов. Использование современных компьютерных технологий значительно снижает остаточную погрешность и сводит ее фактически к нулю. Происходит это за счет использования трехмерных моделей, которые имеют более высокое сходство с реальными месторождениями, чем двумерные модели, так как для двумерных моделей используется упрощенная линейная интерполяция, не учитывающая плавные переходы между поперечными геологическими разрезами. Кроме того, современное программное обеспечение содержит инструменты, позволяющие управлять адекватностью трехмерной модели, т. е. могут приводить модели месторождений в максимальное сходство с реальными объектами, а выполненные на этих моделях горно-геометрические расчеты имеют соответственно минимальную погрешность.

Оценка погрешности горно-геометрических расчетов с использованием компьютерных технологий производилась на основе проектов, выполненных Проектно-методическим институтом НПО УГГУ за период 2003–2005 гг. Для сравнения, по этим же объектам проектирования был осуществлен пересчет полезного ископаемого и вскрыши аналитическим способом с использованием традиционных формул подсчета объемов горной массы между поперечными геологическими разрезами. Кроме того, результаты аналитических расчетов и горно-геометрических расчетов с использованием трехмерных моделей сравнивались с данными протоколов ГКЗ или ТКЗ, на основе которых осуществлялось проектирование.

В результате погрешность аналитических расчетов по различным месторождениям составила от 0,5 до 2,8 % по сравнению с запасами, утвержденными ГКЗ или ТКЗ. Расхождение результатов горно-геометрических расчетов, проведенных с использованием компьютерных технологий, составило всего 0,08–0,2 % от утвержденных запасов.

По полученным результатам можно сделать следующий вывод: ведение горно-геометрических расчетов с использованием компьютерных технологий на основе трехмерных моделей месторождений является более предпочтительным в сравнении с аналитическим способом, так как дает наименьшую погрешность.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хохряков В.С., Саканцев Г. Г., Яшкин А. З. и др. Экономика-математическое моделирование и проектирование карьеров. – М.: Недра, 1977. – 200 с.
2. Бешенков С. А., Ракитина Е. А. Моделирование и формализация. Методическое пособие. – М.: Лаборатория Базовых Знаний, 2002. – 336 с.: ил.

## ОЦЕНКА ЛИЧНОСТНОГО ПОТЕНЦИАЛА ВОДИТЕЛЕЙ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА И РАБОЧИХ РММ НА ОАО "МЕЖДУРЕЧЬЕ"

НИКОЛАЕВ Н. А.

Уральский государственный горный университет

Показатели работы карьерного автотранспорта на ОАО "Междуречье" за январь-ноябрь 2004 г. показывают, что время на линии автосамосвалов марки БелАЗ-7512-10 отличается в 20 раз, время, проведенное в ремонте – в 5 раз, затраты на ремонт, отнесенные к машино-часу работы на линии – в 20 раз, при том, что эксплуатационная скорость автомобилей отличается на 20-30 %.

Существенное различие показателей работы автотранспорта ОАО "Междуречье" объясняется не только отличием горно-геологических условий, организацией и техническим состоянием автомобилей, но и уровнем квалификации персонала.

Для оценки эффективности работы автосамосвалов была произведена группировка автосамосвалов по следующим критериям:

- логистическая скорость автомобиля

$$V_{\text{лог}} = L_{\text{об}}/\text{КФВ}, \text{ км/ч},$$

- себестоимость логистической скорости

$$C_{\text{лог}} = (З)/(V_{\text{лог}}), \text{ тыс. руб./км/ч},$$

где  $L_{\text{об}}$  – пробег автосамосвала, км; КФВ – календарный фонд времени, ч; З – общие затраты на автосамосвал (эксплуатация и ремонт), тыс. руб.

Под логистической скоростью понимается отношение общего пробега автосамосвала за определенный интервал к календарному фонду времени.

Анализ работы карьерного автотранспорта ОАО "Междуречье" показывает, что логистическая скорость автомобиля изменяется от 1 до 14 км/ч. Затраты, отнесенные на логистическую скорость, изменяются от 1 тыс. руб./км/ч до 13 тыс. руб./км/ч.

Установлено, что значительное влияние на вариацию показателей оказывает квалификация работников, эксплуатирующих и обслуживающих технологический автотранспорт.

Между тем, на практике имеют место случаи, когда результаты труда работников высокой квалификации значительно ниже результатов, достигнутых работниками с низкой квалификацией. Это объясняется прежде всего различным отношением к труду каждого отдельного работника.

В процессе исследования руководителям и специалистам службы управления автомобильным транспортом и службы ремонта было предложено оценить личностный потенциал водителей и ремонтных рабочих при помощи приведенной матрицы по двум критериям (см. рис.): 1) отношение к труду; 2) уровень квалификации.

		Низкая	Высокая
Отношение	Мое	+ -	+ +
	Не мое	- -	- +
		Квалификация	

Матрица оценки личностного потенциала работников

По данным критериям выделены 4 группы персонала: "золотой фонд" – (+ +), "костяк" – (+ -), "балласт" – (- -), "разрушители" – (- +).

По оценкам руководителей и специалистов, соотношение работников по выделенным группам составляет: "золотой фонд" – 16-18 %; "костяк" – 54-62 %; "балласт" – 1-5 %; "разрушители" – 17-27 %.

Таким образом, для формирования эффективной структуры персонала горнодобывающих предприятий и развития организации в целом необходима разработка и реализация комплекса специальных мероприятий.

## ОСНОВЫ ПОДХОДА К ОПТИМИЗАЦИИ ЗАПАСОВ ПО СТЕПЕНИ ИХ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ

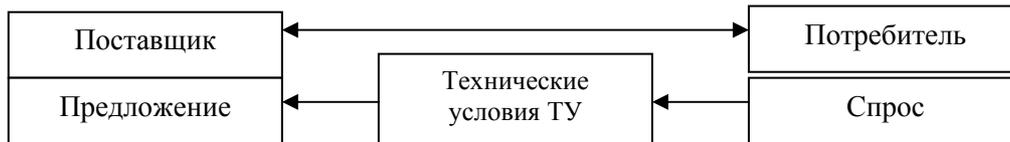
ТИТОВ Р. С.

Уральский государственный горный университет

Известно, что целевая функция горного производства  $U$  состоит в обеспечении потребителя сырьем требуемого количества  $Q$  и качества  $\beta$  [1].

$$\left. \begin{aligned} F_1 = f_1(Q, \beta) &\Rightarrow \text{эффективность } \max \\ \text{либо} \\ F_2 = f_2(Q, \beta) &\Rightarrow \text{ущерб } \min \end{aligned} \right\}$$

Структурно это может быть представлено в форме связи поставщика и потребителя



Эффективность функционирования такой динамичной системы обеспечивается реализацией принципов окупаемости затрат на производство через реализацию товарной продукции, минимизации работы технологического транспорта, полноты и комплексности извлечения полезного ископаемого, соответствия параметрам горно-транспортного оборудования системе ведения горных работ.

Рассмотрим систему двух элементов:  $X$  – поставщик,  $Y$  – потребитель так, что

$$Y = f(x).$$

Отсюда следует, что  $Y$  функционально связан с  $X$ . Поскольку процессы развиваются во времени

$$\frac{dy}{dt} = \frac{d}{dt} f(x),$$

то любые изменения потока приводят к эквивалентным изменениям в  $Y$ . Если в рассматриваемой системе происходит сдвиг по времени между воздействием  $x(t)$  и реакцией  $y(t)$  на величину  $\Delta t$  из-за помех  $Z$ , то  $dy$  неадекватно изменению воздействия  $dx$ :

$$\overrightarrow{x(t)} + \overrightarrow{x(t)} = \overrightarrow{y(t + \Delta t)}.$$

Систему  $XZY$  как динамичную, можно записать

$$y(t) = \Phi x(t),$$

где  $\Phi$  – оператор преобразования воздействия  $x(t)$ .

Для повышения устойчивости работы в систему  $XYZ$  вводят параллельно элементы  $U$ ,  $V$ ,  $W$ , компенсирующие влияние  $Z$  [1].

Рудник ( $x$ ) может рассматриваться как самостоятельная производственная структура, в состав которой входят добычные участки, добычные забои и перегрузочные пункты, обеспеченные определенным количеством запасов. Очевидно, что поддержание оптимального соотношения между готовыми, подготовленными и вскрытыми запасами связано с затратами. Избыток вскрытых запасов приводит к замораживанию средств, увеличению себестоимости; недостаток – к снижению темпов горных работ, недополучению прибыли от реализации товарной руды за счет снижения объемов добычи и переработки.

Если исходить из простой схемы цепной реакции  $2^n$ , где  $n$  – порядковый номер "поколения" этой реакции ( $n = 1, 2, \dots$ ), то соотношение между поколениями будет равно 1:2:4.... По аналогии с этой схемой количественное соотношение между запасами будет выглядеть следующим образом В:П:Г=7:3:1 и соответствовать сумме членов дискретного ряда  $2^n$  ( $\Gamma \longrightarrow n = 1, \Pi \longrightarrow n = 2, B \longrightarrow n = 3$ )

$$\sum_0^n 2^{n-1} = 2^n - 1,$$

$$\Gamma : \Pi : B = 1 : 3 : 7.$$

Эта схема соответствует условию: подготовленные запасы есть часть вскрытых, а готовые – часть подготовленных. Соотношение отражает зависимость между этапами развития горных работ.

Вывод из этого рассмотрения состоит в том, что подготовленных запасов должно быть вдвое больше готовых, а вскрытых – вдвое, чем подготовленных. Таким образом, задача оптимизации готовых к выемке

запасов становится определяющей в тактике развития горных работ. Объем готовых к выемке запасов определяется производительностью и, следовательно, количеством горно-транспортного оборудования, надежностью работы всей системы горного предприятия. В стратегическом плане развития первоочередной задачей все же является обеспечение вскрытыми запасами. Их величина должна отвечать условию необходимой достаточности, т. е. обеспечивать перспективу устойчивого развития горных работ. Как правило, это условие подкрепляется долгосрочными договорами между Потребителем и Поставщиком.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гальянов А. В., Лаптев Ю. В. Рудоподготовка на карьерах. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 427 с.
2. Адигамов Я. М., Зарайский В. Н. Нормирование запасов руды по степени подготовленности к добыче. – М.: Недра, 1978. – 264 с.
3. Перегудов Ф. И., Тарасенко Ф. П. Введение в системный анализ. – Москва: Высшая школа, 1989. – 367 с.

#### ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ТЕХНОГЕННЫХ МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

*ШУЛЕНИНА З. М., ПЛАУЛЬ П., ИСМАИЛОВ Т. Т.*  
Московский государственный горный университет

Изначально при формировании отвала (хвостохранилища) определяющую роль играет соотношение геомеханических процессов на поверхности и внутри объекта накопления. При отсыпке (подаче пульпы) происходит пространственное распределение основных гранулометрических фракций. Гранулометрическим анализатором для отвала является склон, для хвостохранилища – место слива пульпы.

Для отвала каждый элементарный акт разгрузки горной породы сопровождается разделением обломочного материала: пелиты выдуваются негром и при мобилизации подхватываются поверхностью более крупного материала; блоки и глыбы скатываются вниз, распределяясь по размерам и фракциям. Изометричные, многогранные с равновеликими гранями литоны откатываются далеко от подножия отвала, плоские плиты малоподвижны и часто остаются у верхней кромки склона среди дресвяного материала. В поперечном строении отвала повсеместно представлены чередующимися участками различного минерального состава пород и их следует рассматривать как техногенные образования, отражающие многообразие минеральных ассоциаций месторождения, пород вскрыши и т. д., но не подчиняющиеся каким-либо зональностям, характерным для природного объекта разработки.

Отвал состоит из множества неполных элементарных конусов, возникающих при разгрузке горной массы и распределении рудного материала по углу естественного откоса. Строение элементарного конуса зависит от гранулометрического состава исходного материала и параметров его склона. При одноярусном строении отвала внутренняя зональность соответствует простой градационной слоистости, с постепенным уменьшением размеров обломков снизу вверх. Такое распределение неустойчиво и в процессе хранения претерпевает существенные изменения. Прежде всего, это относится к формированию отмоксти. Суть его заключается в том, что мелкие фракции, накапливаясь в верхних слоях отвала, перемещаются вниз и заполняют промежутки между крупными обломками, составляющими нижние горизонты насыпного груша. Вследствие этого увеличивается прочность и объемная масса насыпной породы, уменьшается пористость и коэффициент фильтрации.

Явление отмоксти сводится к формированию крупнообломочной поверхности склона или плакора в результате выноса мелких фракций во внутренние горизонты. Такая поверхность механически устойчива.

#### ОПЫТ СОЗДАНИЯ УЧЕБНО-ТРЕНИРОВОЧНОГО ПОЛИГОНА ПО МАРКШЕЙДЕРСКОМУ ДЕЛУ

*ПУДОВКИНА Е. А.*  
Исовский геологоразведочный техникум

Анализируя результаты подготовки студентов по специальности "Маркшейдерское дело", мы пришли к выводу, что практическая подготовка наших выпускников не всегда соответствует требованиям производства. Главные недостатки – слабые навыки в работе с геодезическими инструментами и неумение выполнять на должном уровне маркшейдерские измерения.

Причинами этих недостатков являются:

1. Недостаточное количество повторяющихся многократных упражнений в простейших измерениях и решении элементарных задач (измерить угол, измерить длину линии, измерить превышение, определить площадь, объем, элементы залегания и т. д.);

2. Бригадная форма работы студентов при выполнении лабораторных работ и прохождении учебных практик. При такой форме работы, как правило, полноценный опыт получает только наиболее подготовленный студент в бригаде, который и выполняет большинство измерений;

3. Недостаток времени у преподавателя для жесткого индивидуального контроля за действиями студентов по решению поставленных учебных задач.

Для устранения этих недостатков в учебном заведении должен присутствовать учебно-тренировочный полигон, включающий в себя:

1. Геодезические приборы и инструменты;

2. Инструкции, методические пособия, учебные видеофильмы, доступные каждому студенту для самоподготовки;

3. Собственно сам полигон, включающий в себя элементы: точки, линии, площади, объемы, макеты;

4. Компьютерное обеспечение для поименного контроля навыков студента в течение всего периода обучения. К полигону должны предъявляться следующие требования:

1) Учебные работы, выполняемые на полигоне, должны быть максимально приближены к реальным условиям;

2) Полигон должен быть универсальным, т. е. позволять преподавателю придумывать и ставить перед студентами большое количество задач по геодезии, маркшейдерскому делу, горной геометрии;

3) Элементы полигона должны быть гибкими, многовариантными, максимально исключающими возможность недобросовестного студента воспользоваться заранее добытыми ответами;

4) Студенческий комплект документации по полигону должен позволить студенту заниматься самоподготовкой, тренировками, самоконтролем, добываясь упражнениями заданного уровня точности и скорости получения результатов измерений;

5) Преподавательский комплект документации на бумажном носителе и в компьютерном варианте должен позволить контролировать не только конечный результат решаемой студентом задачи, но и быстро выявлять ошибки, возникшие по ходу решения поставленной учебной задачи;

6) Полигон должен быть устроен и оснащен так, чтобы максимально заменить бригадную форму работы студентов на индивидуальную;

7) В состав полигона должны входить элементы, усложняющие решение поставленной учебной задачи, чтобы преподаватель имел возможность выдавать задания с учетом индивидуальных способностей студентов;

8) На полигоне должна быть предусмотрена возможность проведения олимпиад, конкурсов, соревнований по профессиональному мастерству.

Проблемы, связанные с практической подготовкой студентов, результаты работы Исковского геологоразведочного техникума по созданию учебно-тренировочного полигона мы предлагаем обсудить в рамках Уральской горнопромышленной декады на кафедре маркшейдерского дела с участием учебных заведений, производителей и студентов.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПОГАШЕНИЯ УСТУПОВ НА САФЬЯНОВСКОМ КАРЬЕРЕ

*ШУРОВ Н. Н.*

Уральский государственный горный университет

На Сафьяновском карьере на данный момент осуществляется частичное погашение верхних уступов по рыхлым и полускальным породам с применением экскаваторов ЭКГ-5А. Постановка уступов, сложенных рыхлыми отложениями, обрабатывается экскаватором ЭКГ-5А уступами высотой не более 10 м, в результате чего не достигается проектный угол погашения уступов, так как экскаватором ЭКГ-5А не удается обеспечить качественный прямолинейный профиль откоса без нарушения сплошности законтурного массива, он получается волнистым, а неровности заполняются разрыхленными породами, которые в периоды дождей и снеготаяния являются хорошими водосборниками. В результате приоткосная зона переувлажняется, что приводит в целом к существенному снижению величины сцепления пород в массиве, на отдельных участках до критического значения, способствуя образованию оползневых явлений. При постановке уступов в полускальных породах применяется метод погашения уступов скважинами переменной глубины. Для бурения скважин применяется станок СБШ-250 МН. В результате применения данной технологии на Сафьяновском карьере в полускальных породах реальный угол откоса уступа становится выше проектного, из верхней его части порода интенсивно осыпается до такой степени, что происходит полная сработка или засыпка предохранительных берм.

Для достижения проектных углов погашения уступов предлагаются следующие технологии.

1) При погашении верхних уступов в рыхлых и полускальных породах с поверхности до горизонта 190 м.:

– Схема погашения уступа наклонными слоями с применением бульдозеров-рыхлителей.

- Схема погашения уступа горизонтальными слоями с применением бульдозеров-рыхлителей.
- Схема погашения уступа с применением двух бульдозеров-рыхлителей на гибкой сцепке.
- Погашение уступа скважинами переменной глубины.

2) При погашении уступов в скальных породах целесообразно применять метод предварительного щелеобразования.

Итоговые технико-экономические показатели способов консервации рабочих уступов показывают, что для погашения верхних горизонтов эффективнее применять методы с применением бульдозеров-рыхлителей наклонными или горизонтальными слоями. Но так как метод БРА (бульдозер-рыхлитель) горизонтальными слоями имеет большую скорость консервации уступов (38 м/год – на 1 комплекс), то на заоткоске верхних горизонтов применим именно этот способ погашения уступов.

Так как в зоне 160,0-130,0 м породы требуют предварительного взрывания, то в ней применяется метод погашения скважинами переменной глубины.

В зоне 160,0-(-50) м погашение уступов в связи с крепостью и малой трещиноватостью массива применяется метод предварительного щелеобразования.

В результате применения выше изложенных схем консервации будут достигнуты следующие результаты:

- достижение устойчивости бортов карьера;
- углы погашения уступов будут близки к проектным;
- минимальные экономические затраты по выемочно-погрузочным работам и транспортированию горной массы.

## ОРГАНИЗАЦИЯ УСРЕДНЕНИЯ КАЧЕСТВА РУДЫ ПРИ ЕЕ ВЫПУСКЕ И ДОСТАВКЕ

*БОГУСЛАВСКИЙ Э. И., УСЫПКО А. С., ДЕМИДОВ К. В. ЛАРИОНОВ С. К.*

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

Одним из важнейших факторов, влияющих на организацию работ в блоке, является управление качеством руды. Для поддержания постоянного количества полезных компонентов в рудопотоке из блока необходимо организовать работу ПДМ таким образом, чтобы соседние дозы, выпускаемые подряд из блока и попадающие на откаточный горизонт, в совокупности имели содержание, близкое к среднему в данном блоке.

Для определения порядка выпуска руды из блока (при изменении качества руды по длине блока) в пакете "Delphi" была создана компьютерная программа. В качестве вводных данных использовались:

- количество выработок выпуска;
- количество используемых погрузо-доставочных машин;
- содержание полезного компонента в выработках выпуска;

Одним из условий расчета порядка выпуска руды была принята необходимость равномерного опускания материала в блоке. Это обеспечивается отбором по одной дозе из каждой выработки выпуска за один цикл. Выходные данные записываются в файл и представляют собой последовательность дучек с указанием среднего содержания полезного компонента в руде по блоку и среднего содержания полезного компонента в дозах выпуска, попадающих на откаточный горизонт одновременно.

Результаты были проверены на стенде физического моделирования. Он представляет собой короб с выпускными отверстиями в нижней части, моделирующий в масштабе 1:150 эксплуатационный блок длиной 90 м., высотой 50 м, шириной 15 м, углом наклона  $90^\circ$  и расстоянием между выпускными отверстиями 15 м (рис. 1).

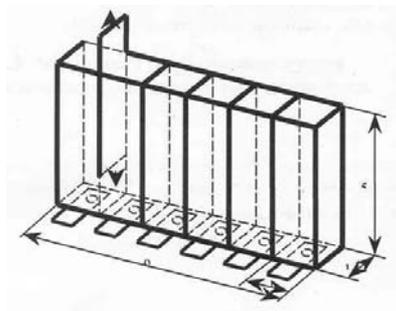


Рис. 1. Схема экспериментального стенда

Короб заполняется гранулированным сыпучим материалом (дробленый диабаз), размер гранул составляет 2,5-3,0 мм. Внутренний объем модели блока разделен на шесть секций (по числу выработок выпуска) извлекаемыми перегородками. В каждую секцию засыпается дробленый диабаз, окрашенный в шесть различных цветов, которые имитируют разное содержание полезного компонента в блоке (рис. 2). Выпускные отверстия закрыты заслонками.

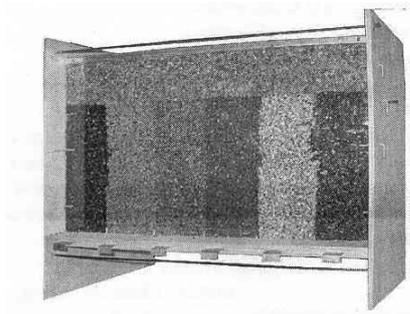


Рис. 2. Стенд физического моделирования на начальной стадии эксперимента

При заполнении всего объема модели блока перегородки извлекаются для обеспечения взаимодействия материала в соседних секциях. Поверх дифференцированного по цвету материала засыпается неокрашенный материал, имеющий более крупный размер гранул (4-5 мм) для имитации обрушенных пород. Выпуск материала из каждой секции в мерную емкость ведется одинаковыми дозами в последовательности, заданной компьютерной программой. В каждой выпущенной дозе производится подсчет неокрашенных и окрашенных в разные цвета гранул. В конце каждой серии выпуска оценивается среднее значение примесей.

По результатам моделирования можно сделать вывод, что уменьшение содержания полезного компонента руды в дозе выпуска происходит равномерно по всей длине блока за счет разубоживания. Влияние примесей из соседних секций на изменение содержания полезного компонента не рассматривалось из-за отсутствия таковых или их минимального количества в дозе выпуска. Это объясняется отсутствием взаимодействия эллипсоидов выпуска в соседних секциях.

Изменение среднего содержания полезных компонентов в рудопотоке из блока отражено на итоговой кривой изменения качества материала, т. е. разубоживания (рис. 3).

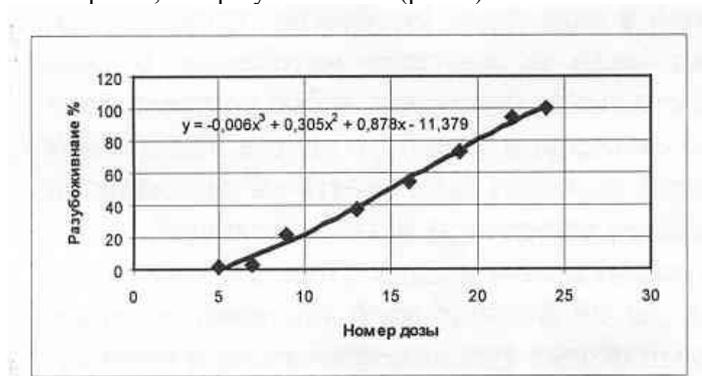


Рис. 3. Зависимость разубоживания руды в модели блока от количества выпущенных доз

При отсутствии внештатных ситуаций (т. е. прекращении работы одной или нескольких дучек) среднее содержание полезного компонента в одном цикле будет поддерживаться на всем протяжении выпуска за счет организации доставочных работ в соответствии с предлагаемой компьютерной программой. Если работа одной или нескольких дучек будет остановлена, то необходимо изменить исходные данные, используемые программой, и реорганизовать работу погрузо-доставочного оборудования в соответствии с ее рекомендациями.

## ВЫБОР ШАРОШЕЧНОГО ДОЛОТА, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО МИНИМАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ НА ПОДГОТОВКУ К ВЫЕМКЕ ГОРНЫХ ПОРОД СЕВЕРНОГО КАРЬЕРА КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

МЕЛЕХИН Л. И.

Уральский государственный горный университет

В настоящее время для бурения взрывных скважин применяются станки шарошечного бурения СБШ-250 МН-32. При бурении в породах крепостью до 20 по шкале проф. Протодяконова этими станками достигается высокая производительность. В качестве основного элемента бурового снаряда, разрушающего породу в забое скважины, применяются трех шарошечные долота марок ОК, К, ТКЗ.

В настоящее время наращивается объем производства и существующий парк буровых станков, а также применяемые параметры БВР не обеспечивают проектную производительность карьера и необходимое качество дробления горной массы.

Заданную производительность карьера можно обеспечить за счет большего выхода горной массы, повышения производительности бурового станка.

Большой выход горной массы можно достичь за счет увеличения сетки скважин. Но при применяемом долоте диаметром 244,5 мм расширение сетки скважин приводит к большому выходу негабарита (достигает 13-16 %). Это приводит к дополнительным затратам на содержание оборудования, на вторичное взрывание. Для расширения сетки скважин необходимо увеличить массу заряда, чего можно достичь бурением скважин долотом диаметром 269,9 мм. Но при бурении долотом диаметром 269,9 мм понижается производительность бурового станка, так как требуется максимальное осевое усилие. Также производительность бурового станка ограничивается мощностью компрессора. Так как из практики известно, что стойкость долот диаметром 244,5 мм и 269,9 мм практически одинаковая (331 и 339 м соответственно), то с точки зрения стойкости долота нет большой разницы в применении.

Для повышения производительности необходимо увеличить мощность компрессора и тем самым достичь производительности, приближенной к производительности долотом диаметром 244,5 мм.

Для определенного уровня дробления взорванной горной массы необходимо максимальное использование энергии взрыва, которое достигается при наибольшей сетке скважин.

Следовательно, для проектной производительности карьера и заданного уровня дробления горной массы целесообразно применение долота диаметром 269,9 мм, при этом себестоимость бурения изменяется незначительно, а затраты на обустройство 1 м<sup>3</sup> снизятся на 20 %.

## К ВОПРОСУ О СКОРОСТИ ВИТАНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭТОГО ПОНЯТИЯ ПРИ РАБОТЕ ЗЕМСНАРЯДОВ

КАНОВ В. И., БЕБЕНИНА Т. П., ВОРОНЧИХИН Г. Н.

Уральский государственный горный университет

При работе земснарядов одним из решающих условий, от которых зависит надежный и экономичный подъем и транспортирование материала во взвешенном состоянии, является правильный выбор скорости гидросмеси. Имеющиеся рекомендации предлагают принимать скорость движущейся среды с большим запасом, что ведет к перерасходу энергии на единицу поднимаемой и транспортируемой массы твердого и к увеличенному износу материала стенок трубопроводов. При этом параметром, определяющим характер обтекания частиц набегающим потоком, является гидравлическая крупность – скорость равномерного падения частицы в спокойной воде.

В некоторых работах предпринимаются попытки более полно учесть влияние характера обтекания частицы турбулентным потоком [1, 2], ориентируясь при этом на скорость витания – скорость восходящего потока, при которой частица материала находится в покое во взвешенном состоянии. В работе [1] в соответствии с известной схемой, по которой в момент зависания частицы в восходящем потоке жидкости сила ее тяжести  $G = \rho_{ТВ} \cdot g \cdot W$  уравновешивается архимедовой силой  $A = \rho_{Ж} \cdot g \cdot W$  и силой гидродинамического сопротивления  $P = C_{Д} \cdot \omega_{М} \cdot \rho_{Ж} \cdot v_{В}^2 / 2$ , приведена формула для определения скорости витания  $v_{В}$ :

$$v_{В} = \left[ 2gW(\rho_{ТВ} - \rho_{Ж})(C_{Д}\omega_{М}\rho_{Ж})^{-1} \right]^{1/2}, \quad (1)$$

где  $W$  – объем частицы;  $C_{Д}$  – коэффициент сопротивления;  $\omega_{М}$  – площадь миделева сечения;  $\rho_{ТВ}$ ,  $\rho_{Ж}$  – плотность твердой частицы и жидкости;  $g$  – ускорение свободного падения;  $v_{В}$  – скорость витания частицы.

Известно, что на скорость взвешивания (критическую скорость) в трубопроводе влияют стесненные условия. Скорость витания в свободном потоке отличается также от скорости витания в трубе. По аналогии с

критической скоростью при определении скорости витания в трубопроводе можно учитывать поправку на стесненность условий движения

$$v_6 = \left[ 2gW(\rho_{ТВ} - \rho_{Ж}) (C_{Д\omega_M \rho_{Ж}})^{-1} \right]^{1/2} \left[ 1 - \left( \frac{d}{D} \right)^2 \right], \quad (2)$$

где  $d$  – диаметр частицы;  $D$  – диаметр трубы.

Всасывание частиц при работе земснарядов осуществляется под некоторым углом между вертикалью и направлением всасывающей струи, который может изменяться в пределах от  $5^\circ$  до  $45^\circ$ . Если, сохраняя для взвешивающей скорости термин "скорость витания" в зависимость (2) ввести коэффициент, учитывающий угол взаимодействия всасывающего трубопровода с массивом частиц, то формула примет вид:

$$v_6 = \left[ 2gW(\rho_{ТВ} - \rho_{Ж}) (a C_{Д\omega_M \rho_{Ж}})^{-1} \right]^{1/2} \left[ 1 - \left( \frac{d}{D} \right)^2 \right], \quad (3)$$

где  $a = (1 + \sin^2 \alpha)$ ,  $\alpha$  – угол между вертикалью и направлением всасывающей струи. При  $\alpha = 0^\circ$  формула (3) принимает вид (2), при других углах взаимодействия изменяется значение коэффициента сопротивления.

Для проверки формулы были рассчитаны скорости витания частиц различных размеров (0,1; 0,2; 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0 мм) и различной плотности ( $2,65 \cdot 10^3$ ;  $8,35 \cdot 10^3$ ;  $17,0 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>). Размывающую скорость, достаточную для подъема и транспортирования частиц, рекомендуется принимать по скорости витания по аналогии с условием запаса скорости при движении гидросмеси

$$v_{раз.} = 1,2v_в. \quad (4)$$

Значения скорости витания и ориентировочной размывающей скорости, рассчитанные по зависимостям (3) и (4), были сравнены с экспериментальными значениями скорости всасывания для частиц  $d=2$  мм и плотностью  $\rho=17 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup> [2], с расчетными и экспериментальными данными других авторов. При этом оказалось возможным сделать следующие выводы:

- скорость витания по формуле (3) наиболее сопоставима с формулой Риттингера для расчета гидравлической крупности частиц;
- сравнение расчетных данных скорости витания и ориентировочной размывающей скорости для определенных частиц с результатами экспериментов, проведенных Симаковой Е. М. для тех же частиц, показало имеющееся незначительное расхождение, вследствие чего можно сделать вывод, что в формулу (3) необходимо ввести уточнение на расчет размывающей скорости на основе скорости витания;
- для более точного выбора скорости движущей среды необходимо провести ряд экспериментальных и расчетных исследований, основанных на скорости витания, что может привести к определенным экономическим эффектам при использовании земснарядов;
- по полученному выражению (3) возможно определить скорость витания частицы как в вертикальном трубопроводе, так и в горизонтальном.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Корнеева С. И. Совершенствование технологии разработки техногенных россыпных месторождений золота на основе применения земснарядов: Автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук: ИГД ДВО РАН. – Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2000. – 24 с.
2. Симакова Е. М. Обоснование параметров роторно-землесосной технологии разработки техногенных россыпей и отложений. Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук, Екатеринбург, 2000.