

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

ВАЛИЕВ Н. Г., ГУБАНОВ Д. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одной из основных задач в настоящее время является более полное освоение недр. И классические технологические схемы (открытая и подземная) претерпевают значительные дополнения и изменения. Наиболее перспективным направлением сейчас является использование комбинированных систем разработки. Применение комбинированной технологии очень актуально для работающих предприятий на базе дорабатываемых карьеров и разрезов, что повысит их рентабельность и полноту выемки месторождения. Переход от открытых горных работ к подземным не потребует значительных материальных и финансовых вложений при разработке прикарьерных запасов, то есть запасов, расположенных в непосредственной близости к проектным границам карьеров.

Комбинированные системы классифицируются [1]:

- по совмещению открытых и подземных работ во времени: совместное, последовательное;
- по запасам, обрабатываемым подземным способом: в борту карьера, поддонные;
- по удаленности запасов от борта карьера: приконтурные, законтурные;
- по сочетанию технологических элементов: размещение пород и отходов в выработанном пространстве; совместное использование горных выработок; использование карьерного оборудования.

Существенное влияние на выбор технологической схемы разработки оказывает геологическое строение месторождения: угол падения пластов, присутствие геологических нарушений, физико-механические свойства полезного ископаемого, подстилающих и покрывающих пород.

Основной задачей проводимого исследования является: разработка прикарьерных запасов, пологопадающих месторождений угля из выработок открытых горных работ, выбор оптимальной механизации выемочных работ.

Применение шахтных механизированных комплексов (типа КМ-130, КМ-144) в комбинированных схемах дает следующие преимущества: большую производительность, механизацию работ, большой коэффициент извлечения.

Негативные факторы: большой объем подготовительных работ, проведение капитальных выработок, большое время монтажа и демонтажа комплекса.

На рис. 1 показана схема разработки пласта автоматизированным агрегатом из разрезной траншеи.

Наиболее эффективная в настоящее время схема разработки пологопадающих пластов из выработок открытых горных работ заключается в использовании комплекса глубокой разработки пластов (КГРП) на базе оборудования, изготовляемого американской фирмой *SUPERIOR HIGHWALL MINERS*. Это сочетание добычи угля открытым способом с последующей подземной добычей – выбуриванием угля [2] (рис. 2).

Установка КГРП представляет собой комбайн с телескопическим рабочим органом. Выбуривание пласта производится из разреза камерами длиной до 300 м на ширину рабочего органа. Между камерами вынимаемого угля оставляются целики. Выемка производится без присутствия людей в забое. За работой рабочего органа ведется наблюдение при помощи датчиков и видеокамер, установленных на рабочем органе.

Данный способ имеет ряд преимуществ: полная автоматизация, отсутствие людей в забое, большая мощность и производительность комбайна, быстрый ввод в эксплуатацию.

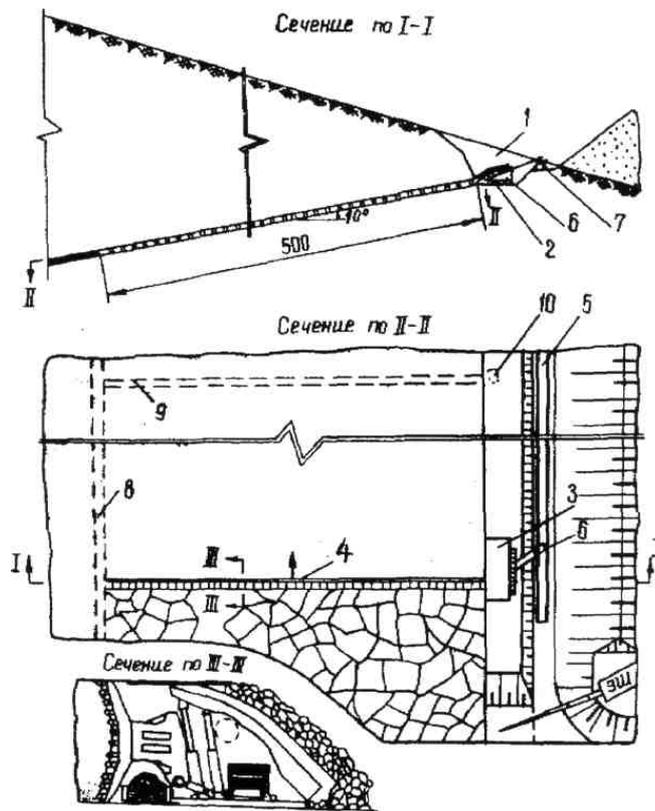


Рис. 1. Схема разработки пласта автоматизированным агрегатом из разрезной траншеи

1 – разрезная траншея; 2 – приводы всех механизмов передвижки крепи и аппарата управления; 3 – самоходная крепь сопряжения; 4 – добычный комплекс; 5 – магистральный ленточный конвейер; 6 – передвижной консольный перегружатель; 7 – площадка для установки конвейера 5; 8 – нижний штрек по углю; 9 – вентиляционная печь; 10 – нагнетательный вентилятор



Рис. 2. Варианты применения комплекса КГРП от залегания пласта

Но в данном комплексе есть ряд недостатков, которые ограничивают его область применения. К ним можно отнести:

- Отсутствие проветривание забоя. Когда концентрация метана достигает 2 %, оборудование отключается, и проветрить тупиковый забой нет возможности.
- При прохождении через геологическое нарушение (сброс, взброс) исполнительный орган может задавливаться или происходит изгиб выдвигного става.
- При наличии слабых пород кровли или повышенного горного давления выдвигной став так же может быть задавлен по причине вывалов.
- Большая стоимость оборудования.
- Отсутствие расчетов выбора оптимальных параметров междукамерных целиков, которые должны обеспечить нужную устойчивость камеры и наибольший коэффициент извлечения.
- Постоянное геомеханическое сопровождение работ.

На основании проведенного анализа существующих технологических схем и механизации добычи предложены следующие требования к разрабатываемой технологии: быстрый ввод в эксплуатацию; небольшая стоимость оборудования; работа в сложных горно-геологических условиях; полнота выемки запасов; геомеханическое обоснование параметров целиков.

Данным параметрам соответствует предлагаемая камерно-столбовая система с использованием комплексов для подготовительно-проходческих работ (рис. 3).

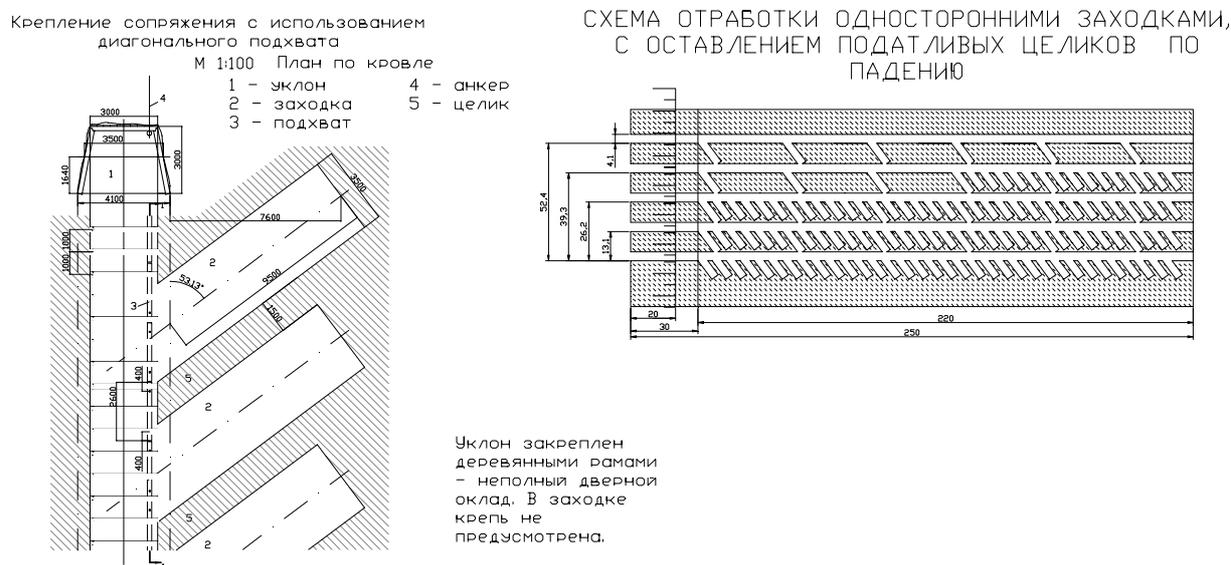


Рис. 3. Камерно-столбовая система с оставлением вспомогательных целиков в условиях доработки карьерных, законтурных запасов угля.

Достоинствами этой системы являются быстрая адаптация к изменению геологических условий, а также применение в различных геологических условиях. Незначительно меняя параметры целиков, форму выработок, метод их крепления, управление кровлей, достигают наиболее полной выемки запасов. Кроме того предлагаемая разработка отличается меньшими затратами на оборудование при соблюдении безаварийности работ по выемке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каплунов Д. Р., Юков В. А. Геотехнология перехода от открытых к подземным горным работам: учебное пособие. – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 267 с.
2. Осминин Д. В. Обоснование схем подземной выемки угля с использованием открытых горных выработок: дисс. ... канд. техн. наук. – С.-П., 2008. – 188 с.
3. Ромашкин Ю. В. Обоснование технологии и условий выемки угля пологопадающих залежей из бортов открытых выработок: дисс. ... канд. техн. наук. – Красноярск, 2002. – 174.

4. Комбинированная геотехнология: развитие физико-химических способов добычи // *Материалы международной научно-технической конференции, г. Сибай, 2007: сб. трудов. – Магнитогорск: МГТУ. – 2009.*

5. Комбинированная геотехнология: Комплексное освоение и сохранение недр земли // *Материалы международной научно-технической конференции, г. Екатеринбург, 2009: Сб. трудов. – Магнитогорск: МГТУ, 2009.*

УДК 622

ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ ТВЕРДЫХ ТОПЛИВ

БАРАНОВСКИЙ К. В., ОСИНЦЕВ В. А., ГУСМАНОВ Ф. Ф., АБРАШИН А. С.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Газификация твердых топлив – превращение твердых топлив (угля, горючих сланцев) непосредственно на месте их залегания в недрах земной коры в горючий газ, который выводят на поверхность через буровые скважины.

Для стабильного получения горючего газа под землей необходимо учитывать особенности как самого пласта топлива, так и вмещающих его пород (состав и степень метаморфизма угля, прочность пород и т. д.). Подземная газификация угля осуществляется под действием высокой температуры (1000-2000 °С) и подаваемого под давлением дутья – разлагающих окислителей (как правило, воздуха, O₂ и водяного пара, реже – CO₂). Для подвода дутья и отвода газа газификацию проводят в скважинах, расположенных в определенном порядке и образующих так называемый подземный генератор. В нем идут те же химические реакции, что и в обычных газогенераторах. Однако условия подземной газификации специфичны. Вмещающие пласт топлива горные породы представляют собой своеобразные стенки реактора и одновременно материал, заполняющий выгазованное пространство. В газификации участвуют подземные воды, а также влага угля и горных пород. В отличие от наземной газификации, где топливо по мере расходования поступает в газогенератор, в случае подземной газификации при выгазовывании одного участка пласта топлива требуется переход к другому. Возникает необходимость параллельно с газификацией одних участков пласта подготавливать к газификации иные его участки.

Наиболее полно удовлетворяют требованиям подземной газификации угля бесшахтные способы подготовки каналов, когда все работы осуществляют с поверхности земли, связь которой с пластом топлива обеспечивается буровыми скважинами. В соответствии с горно-геологическими условиями до встречи с пластом бурят вертикальные, наклонные и криволинейные скважины, обсаживаемые трубами, причем затрубное пространство цементируют. Для соединения (сбойки) скважин между собой используют следующие способы: фильтрационный, электрический с применением гидравлического, разрыва пласта, а также бурение скважин по угольному пласту (наклонных, горизонтальных и т. д.) с последующим расширением созданных щелей гидроразрыва или каналов посредством выжигания угля.

Существует несколько методов подземной газификации угля. Основой ее практической реализации явился предложенный в СССР (1933-34 гг.) и впоследствии развитый (1945-48 гг.) поточный метод газификации в целике пласта топлива. Метод состоит в газификации пласта в искусственно созданном канале (так называемом канале газификации) с регулируемым расходом дутья и газа. В эксплуатации могут находиться сразу нескольких таких каналов.

При поточном методе газообразование происходит на поверхности канала, в термически подготовленном участке пласта топлива и в самом канале, поверхность которого разделяет газовую и твердую фазы. В каждый канал газификации в соответствующей последовательности через один конец подают дутье, а через другой отводят газ. Ширина полосы угля, при которой в данных горно-геологических условиях происходит газификация, определяет расстояние между каналами.

Помимо поточного метода подземной газификации угля известен метод, который базируется на использовании природных трещин и пор угольного пласта. Для газификации этот пласт на определенном участке зажигают и нагнетают через скважину дутье. При постепенном нагревании угля число трещин и пористость возрастают, что вызывает увеличение газопроницаемости участка пласта. Газообразные продукты проходят через поры и трещины к газоотводящему коллектору

(или скважине). Данный метод не нашел применения из-за малой и неравномерной проницаемости большинства пластов твердых топлив, повышением расхода энергии и потерь дутья и газа, особенно при обрушении кровли над выгазованным пространством.

По мере выгазовывания пласта топлива, покрывающие его верх породы под действием горного давления сдвигаются и заполняют выработанное пространство. Вследствие этого размеры и структура каналов газификации в течение продолжительного периода практически не изменяются, что наряду с квазистационарностью газификации обуславливает постоянство состава получаемого газа. В зависимости от качества угля, характеристик и свойств пласта и вмещающих его пород газификация устойчива до достижения оптимальной для данной горно-геологической обстановки степени выгазованности участка пласта. Дальнейшее увеличение этого параметра приводит к дополнительным затратам тепла на нагревание горной породы, испарение влаги, а также к образованию обводненных потоков дутья, дожигающих горючие компоненты газа. Качество газа ухудшается, возникает необходимость ввода в эксплуатацию новых каналов газификации. Из-за отсутствия газонепроницаемых стенок происходят потери дутья и газа.

Многообразие разрабатываемых и действующих процессов находит свое объяснение. Первое заключается в исключительном различии физических и химических свойств твердых топлив разных месторождений: по элементарному составу, происхождению, содержанию летучих веществ, содержанию и составу золы, влажности, соотношению в угольной массе Н/С, спекаемости углей, их термической стойкости. Второе – в различии во фракционном составе добываемых углей: крупнокусковой уголь, угольная мелочь, топливная пыль. Третья причина – различные состав и требования к получаемому конечному продукту: генераторный (энергетический) газ – теплота сгорания (1) – 3800-4600 кДж/нм³; синтез-газ (технологический) для химической технологии – 10900–12600 кДж/нм³; восстановительный газ (для металлургических и машиностроительных производств) – 12600-16800 кДж/нм³; городской газ (отопительный) – 16800 – 21000 кДж/нм³; синтетический природный газ (богатый газ) для транспортировки на дальние расстояния – 25000-38000 кДж/нм³.

При всем своем многообразии эти процессы делятся на два основных класса. Автотермические процессы газификации, при которых тепло, необходимое для проведения эндотермических процессов, для нагрева газифицируемого материала и газифицирующих средств до температуры газификации (900-1200 °С), производят за счет сжигания в кислороде части газифицируемого топлива до диоксида углерода. В автотермических процессах сжигание части топлива и газификация протекают совместно в едином газогенераторном объеме. В аллотермических процессах газификации сжигание и газификация разделены, и тепло для прохождения процесса газификации подводится через теплопередающую стенку внутри единого газогенераторного объема или при помощи автономно нагретого теплоносителя, который вводится в газифицируемую среду.

Как автотермические, так и аллотермические процессы газификации, в зависимости от зернистости топлива, могут протекать в плотном слое – крупнокусковое топливо, в «кипящем» слое – крупнокусковое топливо, в аэрозольном потоке – топливная пыль. Эти принципы проведения гетерогенных процессов, разработанные в газогенераторной технике, получили широкое применение в химической технологии при проведении, например, гетерогенных каталитических процессов.

УДК 621.928

СЕПАРАТОР ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ УГЛЯ ПО ФРИКЦИОННЫМ И УПРУГИМ ХАРАКТЕРИСТИКАМ

ПОТАПОВ В. В., КОКАРЕВ К. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Ухудшение качества добываемых углей, их разубоживание, связано как с природными свойствами, так и технологиями ведения разработок угольных пластов

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

Использование в технологии добычи угля подземного обогащения с закладкой выработанных пространств позволяет решать несколько задач:

- Повышение качества добываемых углей за счет снижения зольности.
- Утилизация пустой породы и отходов обогащения закладкой выработанного пространства, что не исключает возможность загрязнения поверхности, но и сохраняет ее от проседания и провалов.
- Экономия затрат на транспортирование и подъема горной массы.

Для решения этих задач была разработана модель сепаратора по трению и упругости (СПРУТ) с неподвижной разделительной поверхностью, образованной двугранными отражательными элементами.

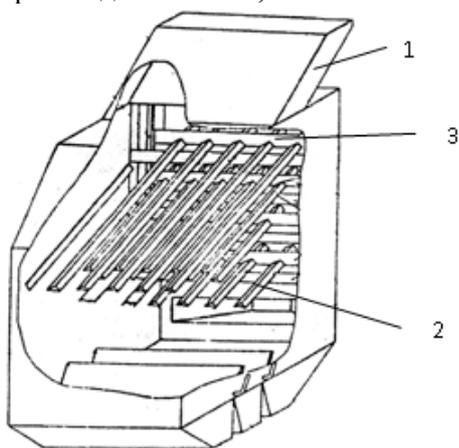
Предложенный сепаратор позволяет производить механическую сортировку угля и породы.

Сепаратор включает: корпус с загрузочным лотком – желоб (1) (узел стратификации) и отражательные элементы (2), закрепленные консольно в раме (3) (рис. 1).

Экспериментальные исследования сепаратора СПРУТ в объеме оптимизации параметров сепарации не проводились.

Угол, высота и скорость подачи исходного продукта были приняты по результатам теоретических исследований узла стратификации: угол наклона загрузочного желоба с дефлектором – 45° ; длина загрузочного желоба – 1,0 м; скорость подачи исходного продукта – 1,3-1,5 м/с.

Конструкцией модели сепаратора предусмотрена возможность изменения следующих параметров: схемы пространственного расположения отражающих элементов; расстояние между ярусами элементов; угла наклона элемента к горизонту, град; расстояние от нижней кромки загрузочного желоба до верхнего яруса элементов; положение отсекающих шиберов; удельной производительности, т/ч·м.



Положение отражающих элементов в пространстве определялось решетками двух типов, одна из которых подвижная (рис. 1).

Модель опытно-промышленного сепаратора СПРУТ (сепаратор по трению и упругости)

По результатам многочисленных технологических испытаний сепараторов, проведенных институтом «НИИпроектасбест» на углях, в качестве конструктивных параметров (рис. 2) приняты: двугранный угол элементов, $\theta=100^\circ$; угол наклона элементов к горизонту, $\gamma=20-30^\circ$; ширина элементов $b=0,14-0,15$ м; шаг между ярусами элементов, $\Delta Z = 0,5b/\sin \theta/2$, $\Delta Z=0,1$ м; количество ярусов, $n=4$; длина элементов в рабочей зоне, $l=1,2$ м; расстояние от нижнего яруса элементов до плоскости фиксации падения частиц, $\Delta S = 1,3$ м.

Экспериментальные исследования проводились на продуктах перечисленных ниже месторождений (см. таблицу)*.

Удельная производительность аппарата изменялась в зависимости от качества исходного продукта в пределах от 35 до 100 т/ч·м.

Технологической задачей выбора рациональных параметров являлось максимальное извлечение упругой (угольной) фракции продукта при минимальной потере в ней неупругой (сланца).

Технологическая линия, в которой испытывался сепаратор, включает приемный бункер, питатель, узел отбора проб от продуктов разделения, сборочный конвейер и элеватор для возврата продуктов разделения в приемный бункер.

* Потапов В. В. Технология разработки месторождений угля с предварительным его обогащением в подземных условиях: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2007. – 20 с.

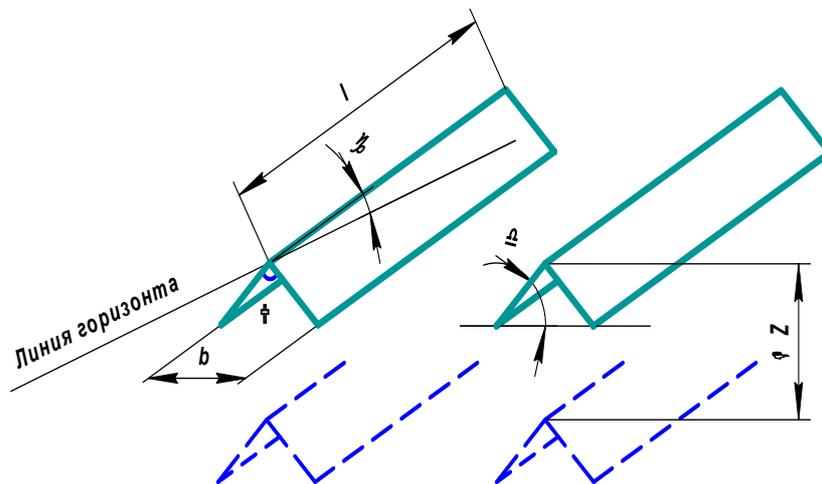


Рис. 2. Конструктивные параметры элементов:

l – длина элемента; b – ширина элемента; δ – угол наклона плоскости элемента к горизонту; γ – угол наклона элемента к горизонту; θ – двугранный угол; ΔZ – расстояние между ярусами элементов

Технологические испытания производились на элементах, располагающихся в попарно-шахматном порядке.

Оценка результатов процесса разделения углей осуществлялась после ручной разборки продуктов сортировки по показателю эффективности разделения

$$E = \varepsilon - R,$$

где ε – извлечение в хвосты породной фракции, %; R – извлечение в хвосты угля, %.

Технологические испытания позволили установить, что пространственное расположение отражающих элементов существенно влияет на показатели разделения: при прочих равных условиях установка элементов в попарно-шахматном порядке увеличивает выход обедненной по углю фракции более чем на 16 %, эффективность разделения этой фракции – на 10 %.

Установка отражающих элементов в попарно-шахматном порядке обеспечивает лучшие условия реализации двойного ударного взаимодействия породных частиц о поверхность элементов. Изменение угла наклона элементов с 20 до 25° существенно не влияет на показатели разделения. Извлечение породных частиц всех классов крупности в диапазоне от 0,5 мм до 6,0 мм больше на 15-25 %, чем по другим вариантам схемы установки элементов.

Анализ влияния производительности и качества исходного продукта на технологические показатели разделения проводился на основе результатов разделения продуктов крупностью – 50+0 мм, при этом пространственное расположение элементов было выполнено по схеме – попарно-шахматное. Угол наклона элементов 20, 25, 30°.

Установлено, что в диапазоне изменения производительности от 35 до 100 т/ч м эффективность разделения продукта класса –50+0 мм увеличивается незначительно, о чем свидетельствует выход высокозольных продуктов.

Влияние угла наклона отражающих элементов в интервале (20-30°) также существенно не сказывается на технологических показателях сепарации.

В таблице приводятся результаты сепарации углей с расположением элементов по этой схеме.

Тенденция изменения технологических показателей и массовой доли низкзольного угля в хвостах от повышения производительности показывает, что эффективность процесса разделения увеличивается, при этом максимальная нагрузка на продукте –50 + 0 мм может составлять 80-100 т/ч м (рис. 2).

Технологические показатели разделения углей класса –50+0 мм на СПРУТ при угле наклона
разделительных элементов 25°

Месторождение	Продукт разделения	Выход продукта, %	Массовая доля золы, A^d , %	Извлечение золы, E , %
«Вахрушевуголь»	Концентрат	46,17	16,75	20,01
	Хвосты	53,83	57,43	79,99
	Итого:	100,00	38,65	100,00
Шахта «Коркинская»	Концентрат	47,65	21,84	23,14
	Хвосты	52,35	66,02	76,86
	Итого:	100,00	44,67	100,00
«Экибастуз»	Концентрат	49,25	22,15	26,18
	Хвосты	50,75	60,61	73,82
	Итого:	100,00	41,67	100,00

Таким образом, на основе полученных результатов можно говорить о довольно высокой устойчивости процесса разделения по трению и упругости.

Исследованные нагрузки, соизмеримые с производительностью применяемых в настоящее время обогатительных аппаратов, позволят находить в будущем простые компоновочные решения при внедрении новых сепараторов в технологические схемы.

УДК 622.831.24

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

ГОЛОТВИН А. Д., ЛОПАТИН И. В., ИВАНЧИН Е. А., ГРИНЕНКО Д. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Выполнены исследования устойчивости кровли очистных забоев в Челябинском угольном бассейне. Глубина отработки 100-600 м, прочность пород непосредственной кровли 10-40 МПа.

Установлено, что устойчивость кровли во многом зависит от прочности ($b_{сж}$, МПа) и средней толщины ($h_{сл}$, м) слоев кровли в пределах пачки пород, залегающих сразу над пластом на высоту до 1 м, глубины горных работ (H , м), скорости продвижения лавы (V_l , м/сут).

В результате анализа для оценки устойчивости кровли принят эмпирический коэффициент устойчивости кровли (K_y), определяемый для шахт Челябинского бассейна выражением

$$K_y = b_{сж} h_{сл} [1 - (0,03 H/b_{сж})^2] V_l^{0,5}.$$

С учетом длительности «отстоя» лавы t , ч

$$b_{сж} = b_{сж t} = b_{сж0} (1 - 0,5 \ln t/t_0), \text{ МПа},$$

где $b_{сж0}$ – временная прочность пород на одноосное сжатие; $t_0 = 1$ ч; $b_{сж t}$ – не менее 0,3 $b_{сж0}$.

При $K_y > 14$ кровля устойчивая, обнажение вслед за комбайном сохраняет устойчивость вдоль всего забоя в течение 2 часов; при $6 < K_y < 14$ – средней устойчивости, обнажение вслед за комбайном сохраняет устойчивость на участке длиной 15-25 м в течение 30 минут; при $2 < K_y < 6$ – неустойчивая, обнажение вслед за комбайном сохраняет устойчивость на участке длиной 5-15 м в течение 5-30 минут; $K_y < 2$ кровля весьма неустойчивая, обрушается практически вслед за комбайном.

В таблице приведен ряд зависимостей параметров обрушений кровли от значений данного коэффициента.

Зависимости параметров обрушений кровли от значений коэффициента K_y

Значение коэфф. устойчив. K_y	Характеристики нарушенности кровли вывалами			
	Высота вывалов, $h_{в,м}$	Длина вывалов, $l_{в,м}$	Относит. объем в-в, $\sum V_{в}/S_{п,м^2}$	Относит. площадь в-в, $\sum S_{в}/S_{п, \%}$
Устойчивая $K_y > 14$	$< 0,1$	$< 0,1$	$< 0,01$	< 5
Средне устойчивая $6 < K_y < 14$	$0,1-0,25$	$0,1-0,2$	$0,01-0,02$	$5-10$
Неустойчивая $2 < K_y < 6$	$0,2-0,4$	$0,2-0,8$	$0,02-0,06$	$10-25$
Весьма неустойчивая $K_y < 2$	$> 0,4$	$> 0,8$	$> 0,06$	> 25

Выполненные исследования позволяют дать прогноз устойчивости кровли очистных забоев от основных горно-геологических факторов, установить параметры обрушений, в зависимости от которых принять те или иные технические решения по управлению кровлей еще на стадии проекта.

УДК 622

ВАРИАНТ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ РУБЦОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

МОИСЕЕВ Т. Е., НАУМОВ В. А., ШИРОКОВ М. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Рубцовское месторождение полиметаллических руд расположено в восточной части Рудного Алтая. В настоящее время из пяти рудных тел месторождения отрабатывается только одно – самое большое по запасам рудное тело.

Рудное тело залегает на глубинах от 78 до 215 м и по форме представляет лентообразную залежь, имеющую флексурные перегибы и мелкие складки. Залежь простирается в СВ направлении и имеет пологое падение ($10-25^\circ$) на ЮВ, максимальная длина по простираению составляет 800 м, а по падению – от 50 до 340 м, средняя мощность колеблется в пределах от 0,5 до 17,6 м и в среднем составляет 5,0 м.

Внутреннее строение рудного тела сравнительно простое. Оно представлено следующими текстурными разновидностями руд (%): сплошными массивными – 42, сплошными сагкитоподобными – 3, вкрапленными плотными – 49 и вкрапленными глиноподобными – 6. Главными ценными компонентами руд являются медь, цинк и свинец.

По условиям залегания и характеру распределения полезных ископаемых Рубцовское месторождение отнесено к 3-й группе сложности.

Контакты рудного тела с вмещающими породами четкие. Лежачий бок представлен в основном глинисто-кремнистыми алевролитами и аркозовыми песчаниками, аисячий – хлористовыми породами и кремнистыми алевролитами.

Анализ физико-механических свойств руд и вмещающих пород по испытаниям на образцах показывает, что они имеют невысокие, но разные характеристики по показателям крепости и прочности. Самыми прочными рудами являются сплошные массивные: коэффициент крепости по Протодьяконову $f = 9-11$, предел прочности при одноосном сжатии $\sigma_{сж} = 78-89$ МПа. Другие типы руд имеют очень низкие показатели – $f = 1-2$, $\sigma_{сж} = 1-17$ МПа среди вмещающих пород наиболее прочными являются породы налегающие толщи: $f = 1-12$, $\sigma_{сж} = 65-93$ МПа. На некоторых участкахисячего бока встречаются очень слабые туффиты и липаритовые порфиристы: $f = 3-7$, $\sigma_{сж} = 26-64$ МПа. Породы, залегающие в лежачем боку, имеют самые низкие показатели: $f = 1-2$, $\sigma_{сж} = 17-45$ МПа. Необходимо подчеркнуть, что приведенные величины по крепости и прочности для реальных массивов горных пород и руд будут на 30-50 % еще ниже за счет их трещиноватости и обводненности.

В гидрогеологическом отношении Рубцовское месторождение характеризуется закрытой синклиальной структурой вмещающих горных пород и замедленным водообменном. В целом

обводненность в районе рудного тела незначительная, но за счет низких фильтрационных свойств пород она везде присутствует в статическом состоянии и очень слабо дренируется. Дебиты скважин, пробуренных в висячем боку, не превышают 0,001-0,004 м/с, а в лежащем боку, характеризующемся повышенной трещиноватостью, составляет всего 0,01-0,37 м/с. К этому следует добавить и то, что присутствующее стабильное водонасыщение в массивах горных породах и руд при их обнажении и контакте с воздухом способствует активному проявлению в них таких нежелательных явлений, как пучение и текучесть.

Согласно проекту для отработки рудного тела была рекомендована слоевая система разработки с нисходящей выемкой и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Как показывает опыт, к настоящему времени, когда уже отработано больше половины рудных запасов, эффективность данной системы оказалась недостаточно высокой. Причиной этому послужило то, что параметры системы разработки, схема и порядок ведения очистных работ, крепление и поддержания горных выработок в безопасном состоянии, а также технология создания искусственного массива, были разработаны и рассчитаны без надлежащего учета существующих на месторождении сложных горно-геологических условий. Прежде всего это касается низких физико-механических характеристик массивов горных пород и руд, их способности к пучению и ползучести и особого гидрогеологического режима. Проведенные исследования по изучению геомеханических и гидрогеологических процессов, развивающихся в рудно-породном массиве при ведении в нем очистных работ, подтвердили, что именно эти особенности являются главными в решении технологических задач.

Совместный анализ полученных результатов исследований и проводимых горных работ в рамках существующей системы разработки позволил выработать принципиальные инженерные позиции по решению вопроса о выборе наиболее оптимальной системы разработки в данных горно-геологических условиях, в том числе:

1. Отработку рудного тела необходимо начинать с нижних его частей в восходящем порядке по восстанию. Массив лежащего бока, характеризующийся повышенной трещиноватостью, позволит наиболее успешно решать вопросы по отводу вод для его осушения.

2. При отработке нижних слоев рудного тела рекомендуется использовать слоевую систему разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Это позволит решить вопрос о создании прочного днища для ведения последующих очистных работ на выше лежащих слоях. В этом же искусственном массиве рекомендуется сделать дренажную систему для отвода вод с верхних горизонтов.

3. Применяемая система с закладкой рекомендует использовать не штрековую, а ортовую подготовку для отработки слоев с заходками. В этом случае сокращается время пребывания рудного массива в обнаженном состоянии.

4. Начиная с определенной высоты, когда искусственный массив достигнет верхних слоев рудного тела, характеризующихся повышенной плотностью и водонасыщенностью, рекомендуется применять систему разработки слоевого обрушения. Переход на рекомендуемую систему позволит снизить до минимума развитие явлений пучения и текучести.

5. Порядок ведения очистных работ рекомендуется проводить фронтально по схеме от ниже залегающего фланга рудного тела к выше залегающему. Такой порядок отработки позволяет постепенно вскрывать висячий бок и более успешно решать задачу по отведению дополнительного притока вод.

6. Предложенный вариант комбинированной системы разработки предлагается использовать в качестве промышленного эксперимента на одном из неразработанных рудных тел Рубцовского месторождения.

СЕЛЕКТИВНАЯ ВЫЕМКА СВИТЫ СИЛЬВИНИТОВЫХ ПЛАСТОВ НА ВЕРХНЕКАМСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

ВАНДЫШЕВ А. М., ЛОПАТИН И. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей применяют камерную систему разработки с оставлением ленточных целиков и частичной закладкой выработанного пространства. Разработка месторождения сопровождается большими потерями руды в недрах, из 13 сильвинитовых и сильвинитово-карналлитовых пластов, показанных на рис. 1, разрабатываются четыре: Кр II, А, Б, В. Остальные пласты по разным причинам отнесены к забалансовым и не разрабатываются. Запасы руды в таких пластах составляют 30-60 % от балансовых запасов. Из разрабатываемых пластов извлекают только 40-50 % руды. Остальная часть запасов остается в целиках. Из добытой руды на обогатительных фабриках извлечение полезного ископаемого составляет 70-80 %. Таким образом, используется всего 15-20 % запасов полезного ископаемого Верхнекамского месторождения.

В связи с низким использованием запасов месторождения необходимо разработать новую технологию добычи сильвинита. Нами разрабатываются технологические варианты селективной выемки свиты сильвинитовых пластов, представленные ниже.

Первый вариант. Данный технологический вариант позволяет селективно извлекать сближенные сильвинитовые пласты Кр-III (а,б,в), Кр-II, Кр-I, А, Б и вести полную закладку выработанного пространства.

Для реализации предлагаемой технологии необходим комплекс машин и оборудования, увязанных по технологическим параметрам. Часть машин и оборудования можно подобрать из серийно выпускаемых горным машиностроением, но другая часть оборудования потребует его конструктивной разработки и изготовления.

Сущность предлагаемой технологии заключается в следующем (рис. 2).

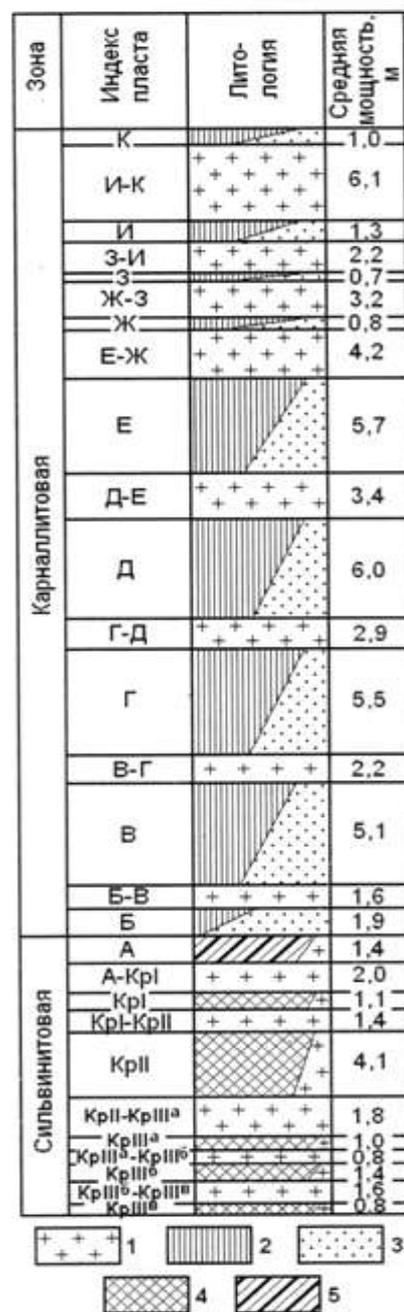
По нижнему Кр-III и верхнему АБ пластам части продуктивной толщи, подлежащей отработке, проводятся выработки: с таким расчетом, чтобы они располагались одна под другой. На границе участка эти выработки соединяются третьей, наклонной выработкой, угол наклона которой должен быть равен углу естественного откоса закладочного материала.

Рис. 1. Стратиграфический разрез калийной залежи
ВКМС:

1 – каменная соль; 2 – карналлитовая порода; 3 – пестрый
сильвинит; 4 – красный сильвинит; 5 – полосчатый
сильвинит

В этом случае наклонная выработка пересекает все пласты полезного ископаемого, подлежащие разработке, а также пласты породы междупластий. Таким образом обеспечивается доступ к любому пласту, независимо от его мощности.

Задача селективного извлечения свиты сильвинитовых пластов и междупластий каменной соли может быть обеспечена приданием забою потолкауступной формы и приурочиванием



уступов к пластам полезного ископаемого и породным междупластьям. Отбойка уступов одноименного полезного ископаемого или каменной соли осуществляется последовательно. По мере подвигания очистного забоя выработанное пространство закладывается. В качестве закладочного материала используется отбитая каменная соль междупластий, а недостающее количество закладочного материала пополняется из солеотвала.

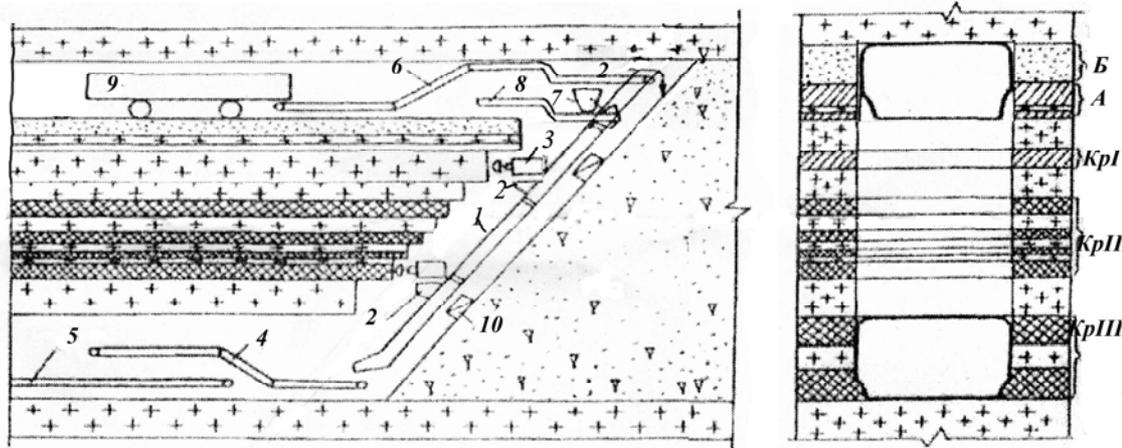


Рис. 2. Схема очистного забоя уступной формы:

1 – механизированная крепь; 2 – самоходные каретки; 3 – манипуляторы; 4 – перегружатель руды; 5 – ленточный конвейер; 6 – перегружатель породы; 7 – закладочная машина; 8 – предохранительный полок; 9 – бункер-накопитель; 10 – виброуплотнители

Второй вариант. Данный технологический вариант позволяет извлекать сближенные сильвинитовые пласты Кр-II (а, б, в, г), Кр-I, А и Б раздельной комбайновой выемкой. Повышается коэффициент извлечения и качество добываемой руды из недр, в частности, повышение содержания KCl на 2-3 % и снижение Н.О. в 1,5-2,0 раза по сравнению с фактически достигнутыми результатами на калийных рудниках Верхнекамского месторождения.

В данном случае используется базовое оборудование – комбайны проходческо-очистные «Урал-20КС» и «Урал-10КС» и самоходные вагоны «5-ВС-15М».

Сущность предлагаемой технологии заключается в следующем (рис. 3).

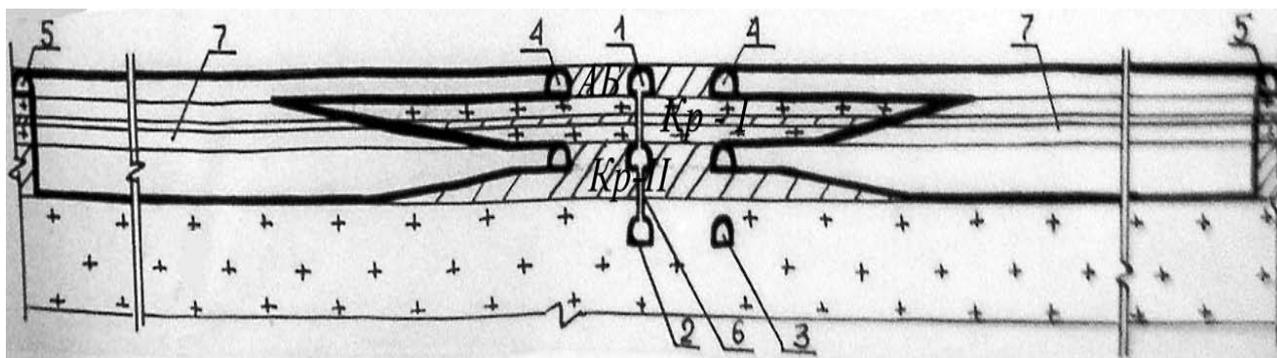


Рис. 3. Схема подготовки очистных камер к отработке

При разработке панели и отработки очистных камер исходили из существующих геометрических размеров панели и расположения полевых и пластовых подготовительных выработок. При подготовке панели к отработке проходят: по пласту АБ конвейерный штрек 1; в подстилающей каменной соли полевой конвейерный 2 и полевой транспортный 3 штреки; по пласту АБ выемочно-транспортные 4 и вентиляционные 5 штреки, а также рудоспуски 6. Пластовые подготовительные выработки проходят по пласту АБ. Очистную выемку в камерах 7 ведут

последовательно сверху вниз (от АБ до Кр-II). После выемки пласта АБ проходят уклон с пласта Кр-II на почву междупластья А-Кр-I и ведут очистную выемку А-Кр-I, Кр-I, Кр-I - Кр-II и Кр-II.

Вентиляционный штрек проходят по пласту АБ, что обеспечивает сквозную вентиляцию в камере при отработке нижележащих пластов.

Форма поперечного сечения очистной камеры представлена на рис. 4. Пласт АБ вынимается комбайном «Урал-10КС», остальные пласты и междупластья комбайном.

Ведение очистных работ по новой технологии предусматривает выемку междупластовой соли А-Кр-I и Кр-I - Кр-II и складирование отбитой породы в отработанное пространство (рис. 5).

Рассмотрен вариант размещения породы в соседней отработанной камере доставкой части породы самоходным вагоном с заездом в отработанную камеру через выемочный штрек, а оставшейся части – через пройденные в междукамерном целике сбойки.

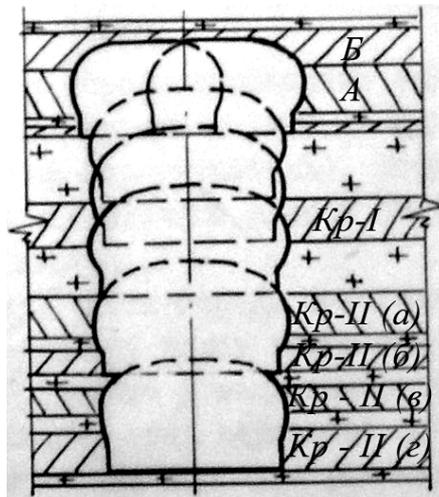


Рис. 4. Форма поперечного сечения очистной камеры

Данный вариант наименее трудоемкий и устраняет потребность в дополнительном оборудовании и людях. После отработки панели используют гидрозакладку, что обеспечивает полную закладку выработанного пространства.

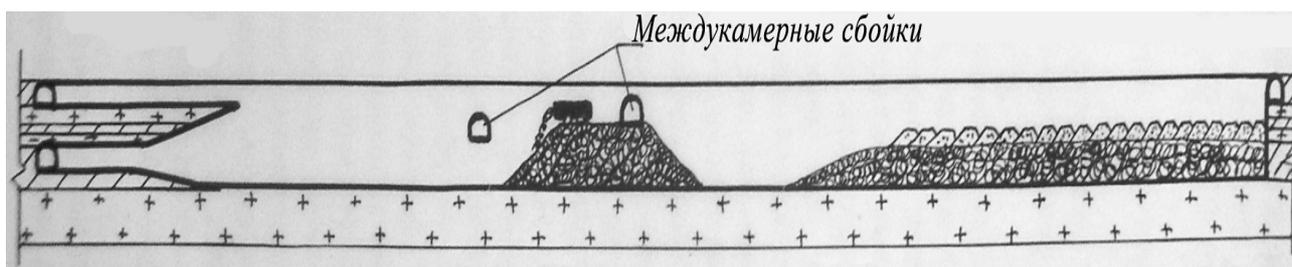


Рис. 5. Схема размещения породы от выемки междупластий в отработанной камере

В качестве закладочного материала для гидрозакладки используют отходы переработки калийных руд (солеотвалы) и в небольших объемах каменную соль от проходки полевых выработок. При гидравлической закладке закладочный материал транспортируется с поверхности и поступает в выработанное пространство за счет энергии несущей жидкости. Готовый закладочный материал называется пульпой, состоящей из рассола и закладочного материала.

УДК 622.3

ПРЕИМУЩЕСТВА И ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ

БАРАНОВСКИЙ К. В., ОСИНЦЕВ В. А., ГУСМАНОВ Ф. Ф., БАДРЕТДИНОВ М. М.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В связи со сложной экологической ситуацией современная технология ищет новых решений химических, энергетических проблем, проблем добычи природных ископаемых.

Одним из таких технологических решений является широкомасштабная газификация твердого топлива. Научные прогнозы показывают, что мировая добыча нефти и природного газа достигнет своего максимума через 20-30 лет, а затем начнется неизбежное, в глобальном масштабе, снижение

их добычи! Расчеты, проведенные учеными разных стран, показывают, что реальных запасов нефти на Земле хватит на 40-50 лет, природного газа – на 30-40 лет, запасов же угля хватит на 200-250 лет. Эти прогнозные оценки исходят из экономически извлекаемых запасов угля, на самом деле их значительно больше. Прогнозные запасы угля, доступного к разработке, оцениваются в 2,5-3 трлн. тонн. Если исходить из современной ежегодной мировой добычи угля (примерно 3 млрд. тонн), то его хватит на 1000 лет, а если учитывать развитие техники добычи горючих ископаемых, например подземную газификацию, то даже при увеличении добычи угля до 6 млрд. тонн в год этих запасов хватит более чем на 500 лет. Эти цифры находятся в полном соответствии с заключениями исследователей, считающих, что геологические запасы угля составляют 90-97 % от общих ресурсов горючих ископаемых планеты. На долю же нефти и газа приходится лишь 3-10 %. В России запасы угля составляют 90 % от запасов всего органического топлива страны и 53 % – от мировых запасов угля, т. е. они практически неисчерпаемы.

Отметим тот установленный факт, что выбросы тепловых электростанций, использующих уголь, могут содержать естественные радионуклиды элементов. Эти радиоактивные элементы есть и в золе, выбрасываемой через трубы вместе с дымовыми газами. Если дымовые газы очищать от золы с эффективностью даже 98,5 %, что имеет место лишь на некоторых наиболее современных ТЭС и является очень дорогостоящим процессом, то и в этом случае доза облучения, обусловленная естественными радионуклидами в выбросах тепловых электростанций, превысит аналогичную дозу, полученную населением, живущим вблизи АЭС аналогичной мощности, в 5 и даже в 40 раз.

ПГУ – экологически чистая угольная технология. Не останавливаясь на существующих перспективных угольных технологиях, претендующих на роль экологически чистых, уделим основное внимание нетрадиционной угольной технологии (ПГУ), представляющей собой процесс превращения угольной массы в горючий газообразный энергоноситель непосредственно на месте залегания угольного пласта.

На стадии сжигания образовавшегося газа ПГУ практически исключаются выбросы золы и сернистого ангидрида (за счет улавливания сернистых соединений при обработке газа ПГУ в наземном химическом комплексе), уменьшается в 1,5-2 раза выход оксидов азота (с 2-5 до 1-1,5 кг/т). В рамках рассматриваемой проблемы заманчиво выглядит комплексное электроэнергетическое предприятие «ПГУ-ТЭС». Теплоэлектростанция и производство газа ПГУ размещаются в непосредственной близости.

При использовании газа ПГУ в турбинной установке особое значение приобретает его чистота. Такие комплексные мероприятия «ПГУ-ТЭС» могут быть широко распространены на крупных и малых (линзовых) угольных месторождениях. Традиционная их шахтная разработка считается нерентабельной и нецелесообразной.

Таким образом, практическая реализация проектов комплексных предприятий «ПГУ-ТЭС» будет эффективно способствовать созданию действительно экологически чистых угольных технологий в топливной электроэнергетике. Кроме того, такие предприятия представляют собой реальные примеры замещения природного газа и мазута углем и продуктами его переработки.

Преимущество подземной газификации не только в этом. В ней исключается тяжелый и очень вредный труд горнорабочих. Транспортировка, погрузка, разгрузка и дробление угля, требующие больших энергетических затрат и загрязняющие топливной пылью окружающую среду, заменяются безвредной и простой транспортировкой очищенного горючего газа в места его непосредственного использования. Подземная газификация в экологическом плане предпочтительней и открытой добычи угля в угольных разрезах, так как в ней отсутствует нарушение верхнего покрова Земли.

В настоящий момент в КНР работает 6 станций подземной газификации угля. Из них: в провинции Шандун – 6 станций, в провинции Шанси – 1 станция, в провинции Нейман – 1 станция. Четыре станции в провинциях Шанси и Куэцо вышли на проектную мощность в 2006 г. Отличительной особенностью технологии ПГУ в КНР является то, что при строительстве станций применяется комбинированный способ подготовки подземного газогенератора – шахтная подготовка + бурение технологических скважин. Данный способ подготовки газогенератора характерен для всех станций подземной газификации в КНР. При шахтной подготовке по подошве пласта проводятся выработки, служащие впоследствии каналами для газификации и осуществляющие доступ дутья в газогенератор.

Сечение выработок составляет в среднем 4 м². При проведении выработок осуществляется анкерное крепление, либо обделка выработок кирпичом. Перед розжигом газогенератора часть

пространства подготовительных выработок закладывается разрыхленным углем, что обеспечивает хорошее возгорание и быстрый вывод газогенератора на проектную мощность. Часто применяется разупрочнение массива отбойкой заряда в скважинах, пробуренных по пласту из дутьевого и газ отводящего штреков. Технология позволяет обеспечить эффективную сбойку, обеспечить активный доступ дутья к углю, увеличить площадь поверхности газифицируемого угля, дутья с паром за счет большого сечения выработок и разупрочнения массива. За счет относительно большой протяженности дутьевого и газоотводящего штреков (в среднем 300-400 м), газ поступает в технологические скважины охлажденным до температуры около 300 °С. Тепло, отданное газом в подземном газогенераторе, идет на прогрев массива угля.

В настоящий момент станции ПГУ в КНР вырабатывают 150000-240000 м³ газа в день. С 1 т угля выход газа составляет в среднем 3-5 тыс. м³ для воздушного дутья и 2-2,5 тыс. м³ для дутья с паром. В ближайшее время планируется доведение станций до мощности 2 млн. м³ газа в день. При этом цена газа, отпускаемого населению, составляет примерно 0,3 юаня (1,3 руб.) за 1 м³, что примерно в три раза ниже стоимости природного газа. Газ полностью соответствует санитарным и экологическим нормам.

В настоящее время в КНР ведется ряд исследований в области химического использования газа ПГУ. Помимо метанола и других традиционных продуктов, большие перспективы имеет производство аммиака. В провинции Шанси вблизи электростанции вводится в действие химический комплекс по производству аммония на базе сырья, подаваемого из расположенной поблизости станции ПГУ. Проектная мощность химического комбината составляет 60000 т аммиака в год. Большой интерес наблюдается в области использования газа ПГУ для синтеза CH_3OCH_3 (диметилового эфира ЯМЭ) – нового, универсального, эффективного и экологически чистого энергетического продукта, крайне необходимого, прежде всего, в качестве топлива для транспортных средств. Потребность в ДМЭ только в странах Азиатского региона составляет более 150 млн. т/год.

В этой области еще много нерешенных задач, которые ждут своих исследователей и инженеров. Подземная газификация находится в большой зависимости от геологических и гидрогеологических особенностей залегания угля. Поэтому трудно, а иногда пока и невозможно достигнутые на одном месторождении технические показатели запроектировать и получить на другом. Даже в одном месторождении постоянно изменяются условия газификации. Поэтому при воздушной кислородной и паровой газификации получить устойчивый процесс с постоянным составом газа довольно сложно. Необходима такая научная концепция подземной газификации, которая бы позволила получать устойчивые результаты путем воздействия на процесс каких-либо факторов или включения в процесс ряда залежей (площадей), которые бы усредняли состав конечного газа, направляемого потребителю.

УДК 622.1

МОНИТОРИНГ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В ОТВАЛАХ ГОРНЫХ ПОРОД С ПОМОЩЬЮ ГСИ НА ПРИМЕРЕ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА ВСКРЫШИ КАРЬЕРА 1-2 ОАО «УРАЛАСБЕСТ»

КОЩЕЕВ И. С., ГОЛУБКО Б. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Современная концепция мониторинга каких-либо явлений, в том числе и деформационных процессов в отвалах горных пород, включает в себя следующие обязательные компоненты [1]:

- выбор и расчет приоритетных контролируемых параметров;
- измерение этих параметров в натуральных условиях;
- первоочередную разработку математических или иных моделей контролируемых процессов;
- сопоставление расчетных и измеренных величин с целью внесения необходимой коррекции принятых моделей;
- оценку современного состояния контролируемого объекта путем сопоставления измеренных и прогнозно-критических значений наблюдаемых параметров;

- разработку технических мер по обеспечению эффективности и безопасности горных работ;
- контроль реализации разработанных технических мер и их корректировку.

Что касается устойчивости откоса отвала, установлено [2], что свежесыпанный отвал находится в состоянии устойчивости, превышающей предельное состояние (коэффициент запаса устойчивости не ниже 1,0), поскольку угол откоса отвала не превышает угол внутреннего трения пород, а даже ниже его за счет процесса сегрегации с выполаживанием в нижней части отвала. Поэтому приоритетными параметрами при проведении мониторинга является процесс оседания (уплотнения) горных пород и иных деформационных явлений, оказывающих влияние на исследование данного процесса.

Традиционно изменения параметров поля деформаций получали в результате наблюдений по специально закладываемым наблюдательным станциям, состоящим из профильных линий, но при данном методе возможна существенная потеря информации за счет утраты реперов традиционной наблюдательной станции. Предлагаемый метод дает возможность получения параметров деформационного поля с учетом отсутствия данных по утраченным реперам. Одним из вариантов решения задачи является метод построения площадной геомеханической наблюдательной станции, пример которой приведен на рис. 1, где показаны геомеханические поверхности по двум, наиболее информационным сериям наблюдений. В настоящее время подобные операции возможно производить во многих программных комплексах, например *Credo* Генплан, *Geotech*, *Geonics* и др.

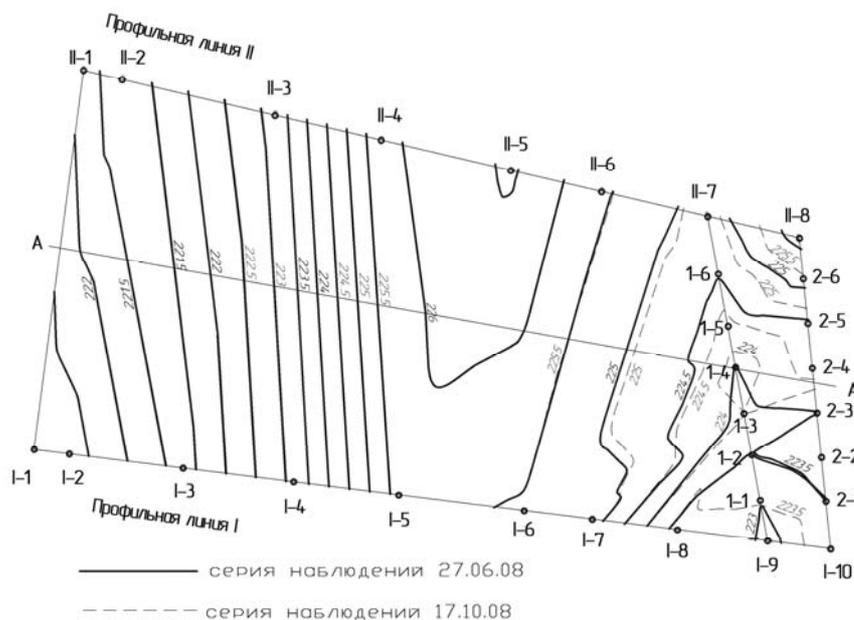


Рис. 1. Площадная геомеханическая станция

Точность построения геомеханической поверхности, главным образом, будет зависеть от плотности съемочной сети, которая может составлять 15-20 метров при простой форме рельефа. Одним из достоинств данного метода является возможность построения разрезов в любом направлении и с отображением любого количества поверхностей по различным сериям наблюдений. Пример построения разреза по профильной линии II показан на рис. 2.

При наличии площадной геомеханической станции, появляется возможность определять пространственные координаты любой точки поверхности, что в свою очередь позволяет создать, описывающую ее, математическую матрицу. Последующая обработка данных в математических программных продуктах, обеспечивает высокий уровень визуализации и другим математическим операциям.

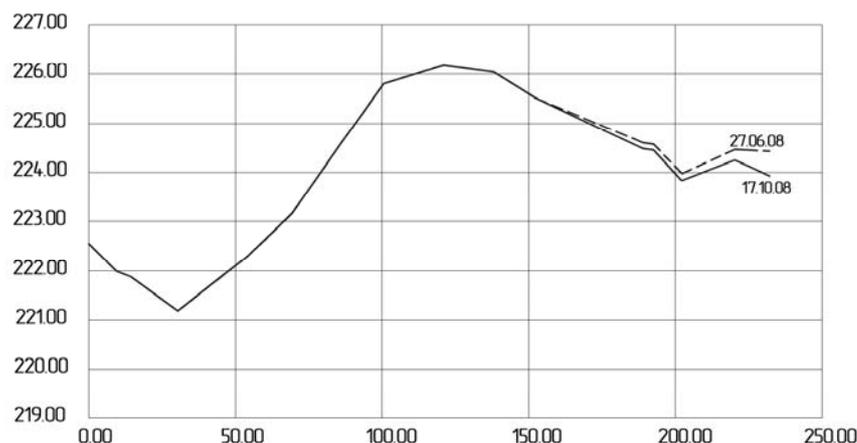


Рис. 2. Разрез по профильной линии II

Прогнозно-критические деформации рассчитываются, исходя из технических характеристик горно-транспортного оборудования [3, 4], участвующих в отвалообразовании, и составляют:

– для гусеничного экскаватора ЭКГ-8И с длиной хода 7,95 или 8,23 м; шириной гусеничного хода 6,98 м. Соответственно предельные значения оседаний выражаются в виде

$$\eta_1 = \operatorname{tg} 4^{\circ} \cdot 7,95 \text{ м} = 556 \text{ мм},$$

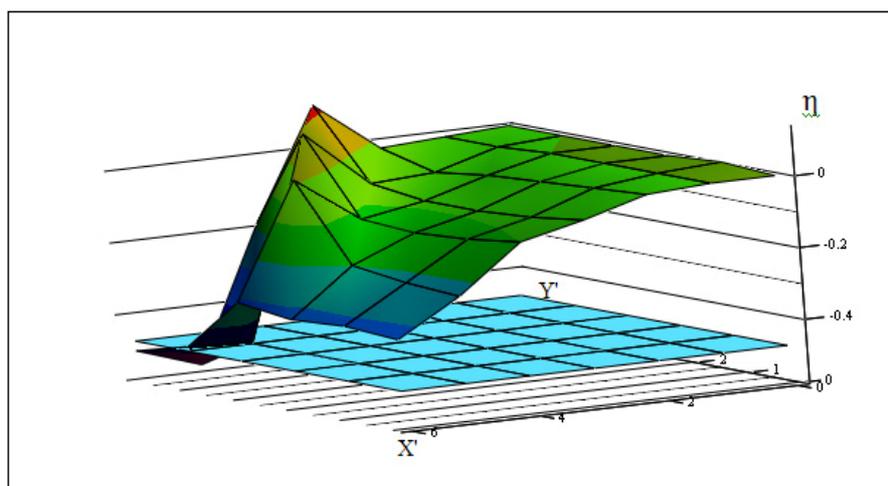
$$\eta_2 = \operatorname{tg} 4^{\circ} \cdot 6,98 \text{ м} = 488 \text{ мм};$$

– для железнодорожных путей карьеров допускается применять руководящий уклон 40 %, при использовании тяговых агрегатов — свыше 40 %, но не круче 60 %. Тогда предельные значения оседаний примут вид (длина по осям автосцепок думкар 11,830 м)

$$\eta_1 = \frac{40}{1000} \cdot 11,830 \text{ м} = 473 \text{ мм}.$$

Принимаем предельные (критические) деформации (оседания) отвала в районе нахождения оборудования равными 473 мм.

Сопоставив в программном продукте *Mathcad* деформационную поверхность с плоскостью значений критических деформаций, отрисовывают границу, ведение горных работ за пределами которой опасно (рис. 3). Данная поверхность построена по сети 15×15 м. Построение деформационной поверхности начато с реперов II-6 и I-6 по соответствующим профильным линиям.



В – А,С

Рис. 3. Сопоставление деформационной поверхности и плоскости предельных деформаций

Результаты данных исследований указывают на возможность проведения геомеханического мониторинга даже в случае утраты реперов наблюдательной станции, проведения расчетов по полученным геомеханическим поверхностям, что обеспечит своевременное обнаружение опасных деформационных процессов и возможность принятия мер по обеспечению безопасности горных работ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козырев А. А. и др. Принципы организации геомеханического мониторинга // Вестник МГТУ, т. 12, № 4, 2009.
2. Наблюдения за устойчивостью откоса отвала при складировании пород вскрыши в выработанное пространство карьера 1-2 при высоте отвала 190 м и глубине затопления карьера 80 м: отчет по НИР: ООО «НТЦ "Уралнедра"», 2008. – 118 с.
3. Официальный сайт ЗАО ФПК «Инвест ТЭК» <http://investtek.narod.ru/konsep.htm>.
4. Строительные нормы и правила. Промышленный транспорт. СНиП 2.05.07-91, Москва, 1996.

УДК 622.1

НАСТРОЙКА НАВИГАЦИОННОГО *GPS* ПРИЕМНИКА «*GARMIN-12*» ДЛЯ РАБОТЫ В ПРЯМОУГОЛЬНОЙ СИСТЕМЕ КООРДИНАТ СК-42

МАЛЬГИН П. А., ШМОНИН А. Б.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время из спутниковых *GPS* приемников наиболее распространены и доступны по цене (8-15 тыс. руб.) навигационные приемники.

Типичным прибором этого класса является навигационный *GPS* приемник «*GARMIN-12*», который в одном малогабаритном корпусе совмещает антенну, многоканальный приемник (12 каналов), микропроцессор, блок памяти, ЖК дисплей, пульт управления и блок батарей электропитания. Основные технические характеристики этого спутникового навигационного приемника приведены в таблице.

Основные технические характеристики спутникового *GPS* приемника «*GARMIN-12*»

№ п/п	Основные технические характеристики спутникового <i>GPS</i> приемника « <i>GARMIN-12</i> »	Значения параметров
1	Тип <i>GPS</i> приемника	Навигационный, одночастотный
2	Точность определения координат: прямоугольных (<i>X, Y</i>) географических (широта, долгота)	$\pm(3-5)$ м $\pm 0,1''$
3	Число каналов одновременного приема спутниковых сигналов	12
4	Периодичность автоматических измерений и обновления результатов на дисплее	1 секунда
5	Емкость памяти (сохраняются координаты)	500 путевых точек
6	Рабочий диапазон температур	от -15°C до 70°C
7	Напряжение электропитания ($4 \times 1,5$ V AA)	6 вольт
8	Потребляемая мощность	1 ватт
9	Время непрерывной работы от 1-го комплекта батарей	24 часа
10	Габариты приемника	$14,6 \times 5,1 \times 3,4$ см
11	Вес приемника с комплектом батарей электропитания	260 г

К функциональным особенностям *GPS* приемника «*GARMIN-12*» относятся:

– возможность работы в режиме симулятора (тренажера), что позволяет обучать пользователей работе с *GPS* приемником «*GARMIN-12*» в аудитории;

- возможность работы в режиме усреднения результатов измерений, что повышает точность определения координат;
- возможность создания пользовательской системы прямоугольных координат (условной системы координат) и получения результатов измерений в этой системе.

GPS приемник «*GARMIN-12*» определяет прямоугольные координаты в картографической проекции Меркатора на поверхности референц-эллипсоида *WGS-84*. Топографические карты в России составляются в картографической проекции Гаусса-Крюгера при использовании референц-эллипсоида Красовского в системе прямоугольных координат СК-42. Поэтому при использовании *GPS* приемника «*GARMIN-12*» на территории России его необходимо настроить на определение прямоугольных координат в системе СК-42 на поверхности эллипсоида Красовского. Это возможно сделать, настроив определенным образом пользовательскую систему прямоугольных координат приемника.

Для этого из меню настроек приемника выбираем «навигация», подменю «картографическая основа» и опцию «*User*», где устанавливаем параметры перехода от эллипсоида *WGS-84* к референц-эллипсоиду Красовского: $DX=26$ м, $DY=-133$ м, $DZ=-76$ м, $DA=108$ м, $DF=0,427765$ и сохраняем их в памяти приемника.

Затем в меню «навигация», подменю «позиционирование» выбираем опцию «*User Grid*», где устанавливаем значение географической долготы осевого меридиана 6° зоны, в которой мы работаем (для Свердловской области 63°), и масштаб искажений картографической проекции 1,000000 (для проекции Гаусса-Крюгера), затем сохраняем эти значения в памяти приемника. Далее необходимо установить значения начала координат по оси *Y* (*FALSE E 500000* м) и по оси *X* (*FALSE N 0,0* м) и сохранить их в памяти спутникового приемника. Приемник готов к работе в системе координат СК-42.

Для более точной настройки необходимо произвести определения спутниковым приемником прямоугольных координат на геодезическом пункте, координаты которого известны в системе СК-42, и найти поправки по осям координат *Y* и *X*. Затем эти поправки необходимо ввести в установленные в приемнике значения начал координат (*FALSE E*) по оси *Y* и (*FALSE N*) по оси *X*. Тогда точность определения координат спутниковым приемником в системе СК-42 будет зависеть только от точности самого приемника.

Следует отметить, что высотные отметки точек земной поверхности, определяемые навигационными спутниковыми приемниками, являются эллипсоидальными, т. е. они измеряются от поверхности референц-эллипсоида, на который настроен данный приемник. Чтобы определить высоту точки земной поверхности в Балтийской системе высот, принятой в России, необходимо определить поправку к измеряемым *GPS* приемником эллипсоидальным высотам. Для этого необходимо провести определение эллипсоидальной высоты спутниковым приемником на геодезическом пункте с известной высотной отметкой в Балтийской системе высот. Поправка вычисляется как разность между высотными отметками этого пункта в Балтийской и эллипсоидальной системах высот.

Настроенный для работы в прямоугольной системе координат СК-42 навигационный приемник «*GARMIN-12*» может быть использован на полевых топографо-геодезических работах для поиска на местности геодезических пунктов, прямоугольные координаты которых известны в системах СК-42 или СК-95. Кроме того, таким спутниковым приемником возможно выполнять грубую топографическую привязку различных объектов для нанесения их положения на Российские топографические карты.

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕОРИИ БЛОЧНЫХ МАТРИЦ ПРИ УРАВНИВАНИИ ПОЛИГОНОМЕТРИЧЕСКИХ И ТЕОДОЛИТНЫХ ХОДОВ

РАЕВА О. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Проблема уравнивания маркшейдерско-геодезических измерений является актуальной и по сей день, даже при широком внедрении ЭВМ.

Если ранее предпочтение отдавалось тому способу, который приводит к меньшему числу совместно решаемых нормальных уравнений, то теперь главным критерием является простота составления исходных уравнений и возможность сплошной оценки точности неизвестных [1].

С применением коррелятного уравнивания маркшейдерско-геодезических угломерных сетей процесс составления условных уравнений превращается в очень сложную задачу. Это же относится и к составлению функций с целью оценки их точности.

Коррелятный способ может оказаться удобным, когда условные уравнения имеют достаточно простой вид, например при уравнивании одного полигонометрического хода.

Оценка точности уравненных элементов одиночного полигонометрического хода может быть выполнена путем составления соответствующих функций и включения их в условные уравнения. Однако это трудоемкий путь [1].

Во многих трудах рассматривается методика выполнения анализа точности простых полигонометрических ходов, в которых не возникает дополнительных условий (например, висячие ходы). Также показаны основные принципы уравнивания классических видов полигонометрических ходов без проведения анализа точности (ходы, привязанные к дирекционным углам). Также из-за того, что обычно оценивают точность координат точки хода, расположенной в его середине, то проще производить рассмотрение точки как узловой. Тогда вместо одиночного хода уравнивают полигонометрическую сеть с одной узловой точкой.

Вывод формул уравнивания не приводится при наличии дополнительных исходных данных, таких как пункты с известными координатами, на которые опирается полигонометрический ход, или наличие сторон с известными дирекционными углами.

Чтобы выполнять уравнивание полигонометрических ходов с наличием дополнительных условий, предлагается использовать методику создания блочных матриц с целью уменьшения матричных вычислений.

Матрица, составленная из матриц меньшего размера (подматриц, клеток, блоков), называется блочной или клеточной [2]. На блоки матрица разбивается с помощью горизонтальных и вертикальных линий, идущих вдоль всей матрицы. Например,

$$\mathbf{A} = \left(\begin{array}{cc|c|cc} a_{11} & a_{12} & a_{13} & a_{14} & a_{15} \\ a_{21} & a_{22} & a_{23} & a_{24} & a_{25} \\ \hline a_{31} & a_{32} & a_{33} & a_{34} & a_{35} \end{array} \right). \quad (1)$$

Каждая клетка будет некоторой матрицей. Введем для них обозначения:

$$\mathbf{A}_{11} = \begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} \\ a_{21} & a_{22} \end{pmatrix}, \quad \mathbf{A}_{12} = \begin{pmatrix} a_{13} \\ a_{23} \end{pmatrix}, \quad \mathbf{A}_{13} = \begin{pmatrix} a_{14} & a_{15} \\ a_{24} & a_{25} \end{pmatrix},$$

$$\mathbf{A}_{21} = (a_{31} \quad a_{32}), \quad \mathbf{A}_{22} = (a_{33}), \quad \mathbf{B}_{23} = (a_{34} \quad a_{35}).$$

Тогда матрицу (1) можно записать в виде

$$\mathbf{A} = \begin{pmatrix} \mathbf{A}_{11} & \mathbf{A}_{12} & \mathbf{A}_{13} \\ \mathbf{A}_{21} & \mathbf{A}_{22} & \mathbf{A}_{23} \end{pmatrix}.$$

Любую матрицу можно представить в блочной форме (и при том многими способами) [4]. Переход к блочной форме сводит вычисления с матрицами больших размеров к вычислениям матриц меньших размеров.

Арифметические операции над блочными матрицами производятся по правилам, аналогичным правилам при обычных матрицах. При этом операции проводятся над самими блоками как над элементами обычных матриц.

При транспонировании блочной матрицы транспонированию подлежат как каждые блоки, так и сама матрица. Рассмотрим это на примере матрицы \mathbf{A} . Транспонированная матрица \mathbf{A}^T будет иметь вид

$$\mathbf{A}^T = \begin{pmatrix} \mathbf{A}_{11}^T & \mathbf{A}_{21}^T \\ \mathbf{A}_{12}^T & \mathbf{A}_{22}^T \\ \mathbf{A}_{13}^T & \mathbf{A}_{23}^T \end{pmatrix}.$$

Уравнивание полигонометрических и теодолитных ходов проводят коррелятным способом, так как число избыточных измерений R много меньше числа достаточных измерений K . При этом составляются условные уравнения, количество которых равно числу избыточных измерений.

Чтобы исключить влияние формы хода и неравенство сторон на распределение ошибок, рассмотрим вытянутые равносторонние ходы. Вытянутые ходы часто встречаются в маркшейдерской практике в прямолинейных горных выработках.

Для удобства расчетов ходы располагают вдоль оси OY , тогда ошибку положения координаты Y можно не рассматривать, так как для всех видов ходов она будет одна и та же $m_{y_k} = m_l \sqrt{k}$.

Оценку точности элементов уравненного хода выполним с применением теории блочных матриц по следующему алгоритму.

Введем следующие обозначения: N – общее число измерений; K – достаточное количество измерений; R – избыточные измерения.

Для системы условных уравнений

$$\begin{aligned} \varphi_1 &= \varphi(\beta_1, \dots, \beta_n, l_1, \dots, l_n), \\ &\vdots \\ \varphi_R &= \varphi(\beta_1, \dots, \beta_n, l_1, \dots, l_n) \dots \end{aligned}$$

Составляем матрицу коэффициентов уравнений поправок \mathbf{B} , элементами которой являются частные производные условных уравнений по измеренным величинам

$$b_{ij} = \frac{\partial \varphi_i}{\partial x_j},$$

Например, в случае двух условных уравнений

$$\mathbf{B} = \left(\begin{array}{c|c} \frac{\partial \varphi_1}{\partial \beta} & \frac{\partial \varphi_1}{\partial l} \\ \hline \frac{\partial \varphi_2}{\partial \beta} & \frac{\partial \varphi_2}{\partial l} \end{array} \right).$$

Причем произведем разбиение матрицы \mathbf{B} на блоки по следующему принципу. Разделим матрицу построчно по каждому условному уравнению. По столбцам матрица делится на две части по измеренным величинам. Отдельно рассматриваются горизонтальные углы и измеренные

горизонтальные проложения. По этому же принципу будет производиться разбиение матрицы обратных весов Q , матрицы обратных весов вектора уравненных значений измеренных величин $Q_{\hat{X}}$.

Элементы матрицы Q обратных весов результатов измерений вычисляются по формуле:

$$q_i = \frac{1}{p_i} = \frac{m_i^2}{\mu^2},$$

где μ – ошибка единицы веса; m_i – СКО i -го измерения.

Примем $\mu = m_\beta$. Тогда $q_\beta = 1$, $q_l = m_l^2 / m_\beta^2 = a$.

Таким образом, матрица Q примет вид

$$Q = \left(\begin{array}{c|c} E & 0 \\ \hline 0 & aE \end{array} \right).$$

Матрица N коэффициентов системы нормальных уравнений

$$N = BQB^T.$$

Матрица обратных весов вектора уравненных значений измеренных величин

$$Q_{\hat{X}} = Q - QB^T N^{-1} BQ = \left(\begin{array}{c|c} E - Q_1 & 0 \\ \hline 0 & aE - Q_2 \end{array} \right).$$

Функции от уравненных значений измеренных величин:

$$f_1 = \alpha_k, \quad f_2 = X_k.$$

Векторы частных производных функции f от измеренных величин:

$$r_1^T = \frac{\partial f}{\partial \beta}, \quad r_2^T = \frac{\partial f}{\partial l}.$$

Матрица обратных весов функции уравненных значений измеренных величин

$$Q_f = r Q_{\hat{X}} r^T,$$

где $r_{R,N} = \left(r_1^T \mid r_2^T \right)$.

Для вытянутых ходов $r_2^T = 0^T$, поэтому

$$Q_F = \left(r_1^T \mid 0^T \right) Q_{\hat{X}} \begin{pmatrix} r_1 \\ 0 \end{pmatrix} = r_1^T r_1 - r_1^T Q_1 r_1 = r_1^T (E - Q_1) r_1.$$

СКО уравненного значения дирекционного угла k -й стороны хода

$$m_{\alpha_k} = \mu_1 \sqrt{Q_{f_{1k}}} = m_\beta c,$$

где

$$c = \sqrt{Q_{f_{1k}}}.$$

СКО координаты X k -го пункта равна

$$m_{x_k} = \mu_1 \cdot \sqrt{Q_{f_{2k}}} = \frac{m_\beta}{\rho} d,$$

где

$$d = \sqrt{Q_{f_{2k}}} / l.$$

СКО координаты Y k -го пункта равна

$$m_{y_k} = m_l \sqrt{k} = l \sqrt{k} / T,$$

где T – знаменатель формулы относительной ошибки линейных измерений

$$m_l / l = 1/T.$$

Полученные результаты можно применять для различных видов теодолитных ходов. Переменные c и d будут зависеть от геометрии хода, его привязки к исходным данным, от количества точек в ходе и от номера точки k [3].

Отсутствие полной картины уравнивания полигонометрических ходов с последующим анализом точности уравненных значений и измеренных величин связано с трудоемким решением, с выводом громоздких формул. Применение линейной алгебры и в частности теории блочных матриц при уравнивании и оценке точности теодолитных и полигонометрических ходов существенно облегчило выводы формул и сделало процесс уравнивания более наглядным и простым.

Применение такого аппарата позволит решать задачи, которые раньше выполнять было невозможным.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Большаков В. Д., Маркузе Ю. И., Голубев В. В. Уравнивание геодезических построений: справочное пособие. – М.: Недра, 1989. – 413 с.: ил.
2. Гордеев В. А. Теория ошибок измерений и уравнивательные вычисления: учебное пособие. 2-е изд., испр. и доп. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. – 429 с.
3. Гордеев В. А., Раева О. С. Анализ точности вытянутых теодолитных ходов // Известия УГГГА. – Сер. Горное дело. – Вып. 11. – 2001. – С. 231-239.
4. Клиот-Дашинский М. И. Алгебра матриц и векторов. 2-е изд. – СПб.: Изд-во «Лань», 1998. – 160 с.

УДК 622.2

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОМЕТРИЧЕСКОГО СПОСОБА ДЛЯ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

РЯБУХИН Д. Ю.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В горной промышленности в настоящее время широко используют железобетонную анкерную крепь. Она повышает несущую способность массива пород и снижает риск обрушения. Как правило, контроль качества возведения железобетонной анкерной крепи осуществляется механическим или акустическим способами. Однако механический способ не дает результатов при длине анкера более 1 м, поскольку при этом достигается разрывное усилие арматурного стержня. Акустический метод дает информацию о длине стержня анкера, но не позволяет определить степень заполнения шпуров цементно-песчаным раствором.

На кафедре шахтного строительства УГГУ выполняются исследования неразрушающего контроля анкерных крепей на основе электрометрического способа измерения переходного сопротивления анкера. Выполненные автором исследования заключались в проведении опытных экспериментов в условиях строящегося Екатеринбургского метрополитена на участке ООО «Метрострой-ПТС» в районе станции «Бажовская».

Были проведены натурные испытания, которые включали в себя:

- 1) установку двух арматурных стержней класса А-I \varnothing 25 мм, длиной 2100 мм в шпур диаметром 36 мм и длиной 1700 мм, предварительно заполненные цементно-песчаным раствором; портландцемент М400, группа крупности песка – средняя;
- 2) систематические измерения переходного электрического сопротивления 2-х анкеров;
- 3) анализ полученных данных.

Цементно-песчаный раствор был приготовлен в пропорциях Ц:П=1:2. Процентное соотношение заполнения шпурового пространства раствором для первого анкера составляло 100 %, а для второго 50 %. Причем во втором случае раствор находился в донной части и в устье шпура.

Для эксперимента было выбрано место, удовлетворяющее следующим условиям:

- анкер не должен соприкасаться с железобетонными конструкциями тоннелей метро;
- анкер должен быть расположен в породном обнажении;
- шпуры желательнее располагать на расстоянии не менее 2-х метров друг от друга.

Результаты определений переходного сопротивления (Ом) анкеров приведены в таблице.

Результаты определений переходного сопротивления (Ом) анкеров

Дата	Время	Анкер 1	Время	Анкер 2
12.03.2010	9:10	0,2	13:25	0,375
12.03.2010	13:20	0,255	16:00	0,36
12.03.2010	20:00	0,23	20:00	0,38
12.03.2010	15:00	0,245	15:05	0,36
12.03.2010	15:10	0,235	15:15	0,355
12.03.2010	21:15	0,225	21:20	0,365
Среднее значение сопротивления		0,232		0,366

Анкеры 1 и 2 отличаются степенью заполнения бетоном полости шпура в 2 раза. Значительно отличаются и их переходные сопротивления. Это свидетельствует о достаточно хороших предпосылках применения метода неразрушающего контроля анкерных крепей на основе электрометрических измерений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников А. В., Петряев В. Е., Корнилков М. В., Боликов В. Е. Лабораторные исследования контроля качества железобетонных анкеров, установленных в скальном массиве // Проблемы недропользования. Материалы II Всероссийской молодежной научно-практической конференции, 12-15 февраля 2008 г. – Екатеринбург: УрО РАН. – 2008. – С. 171-177.
2. Мельников А. В., Петряев В. Е., Корнилков М. В. Физическое моделирование переходного сопротивления анкера в электролитической ванне // Материалы Уральской горнопромышленной декады, 14-23 апреля 2008 г. – Екатеринбург: УГГУ. – 2008.
3. Рогинский В. М. Проектирование и расчет железобетонной анкерной крепи. – М.: Недра, 1971. – 76 с.
4. Рогинский В. М. Применение железобетонной штанговой крепи. – М.: Недра, 1967. – 54 с.

УДК 624.19:625.42

НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ СВОДА СТРОЯЩЕЙСЯ СТАНЦИИ «ТОРГОВЫЙ ЦЕНТР» I-Й ЛИНИИ ЧЕЛЯБИНСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

КАНКОВ Е. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Строительство станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена ведется в сложных горно-геологических условиях. Массив представлен трещиноватой крупнообломочной системой, в которой кроме трещин имеются дайки. Данная осложненная система спровоцировала вывалы крупных структурных блоков из кровли выработки при частичном раскрытии калотты в южной и северной части свода станции. Для контроля геомеханической ситуации было решено создать систему мониторинга за деформациями кровли при строительстве станции [1].

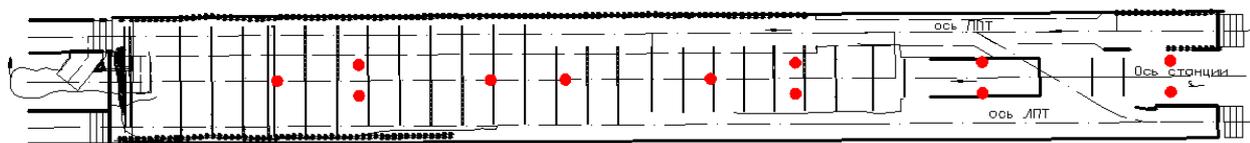
Для контроля деформаций свода станции «Торговый центр» используются аппаратно-программируемыми комплексами (АПК) «Массив II» (производство ЗАО НТЦ «Автоматика» г. Красноярск). Согласно составленным ООО «НПО УГГУ» «Рекомендациям по мониторингу напряженно-деформированного состояния грунтового массива и обделки станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена станция условно разделяется на три части: северную, центральную и южную. В каждой из частей необходимо разместить по 4 наблюдательных пункта в местах геологических разломов.

Наблюдательные пункты размещаются на следующих пикетах:

– в северной части – ПК88+91, ПК88+77 (два пункта симметрично на расстоянии 2,3 м от оси станции) и ПК88+56;

- в центральной части – ПК88+44, ПК88+21 и два пункта на ПК88+7;
 - в южной части пункты устанавливаются попарно на ПК87+77 и ПК87+48.
- Схема размещения наблюдательных пунктов представлена на рис. 1.

План станции "Торговый центр"



● – наблюдательные пункты

Рис. 1. Схема расположения наблюдательных пунктов

Наблюдательный пункт представляет две близкорасположенных скважины длиной 10 и 2 м, в которые устанавливают глубинные репера соответствующих длин. На конце става реперов крепят отсчетную поверхность, под которой устанавливают датчик АПК «Массив II», контролирующий изменение вертикальных перемещений реперов [2].

В процессе наблюдений за деформациями свода было установлено незначительное смещение первичной обделки относительно глубинных реперов (рис. 2). Смещения обделки на разных наблюдательных пунктах находятся в пределах от 100 до 250 мкм. Данные смещения находятся в допустимых пределах. Предположительно, смещения вызваны частичным отсутствием стоек крепи на относительно большом участке, ведением взрывных работ вблизи от наблюдательных пунктов и работ по уборке пород. Уборка отбитой породы осуществляется скреперными лебедками, с креплением скреперного блока непосредственно к рамам временной крепи. Данные о смещениях крепи были переданы в ОАО «Челябметрострой» для восстановления отсутствующих стоек.

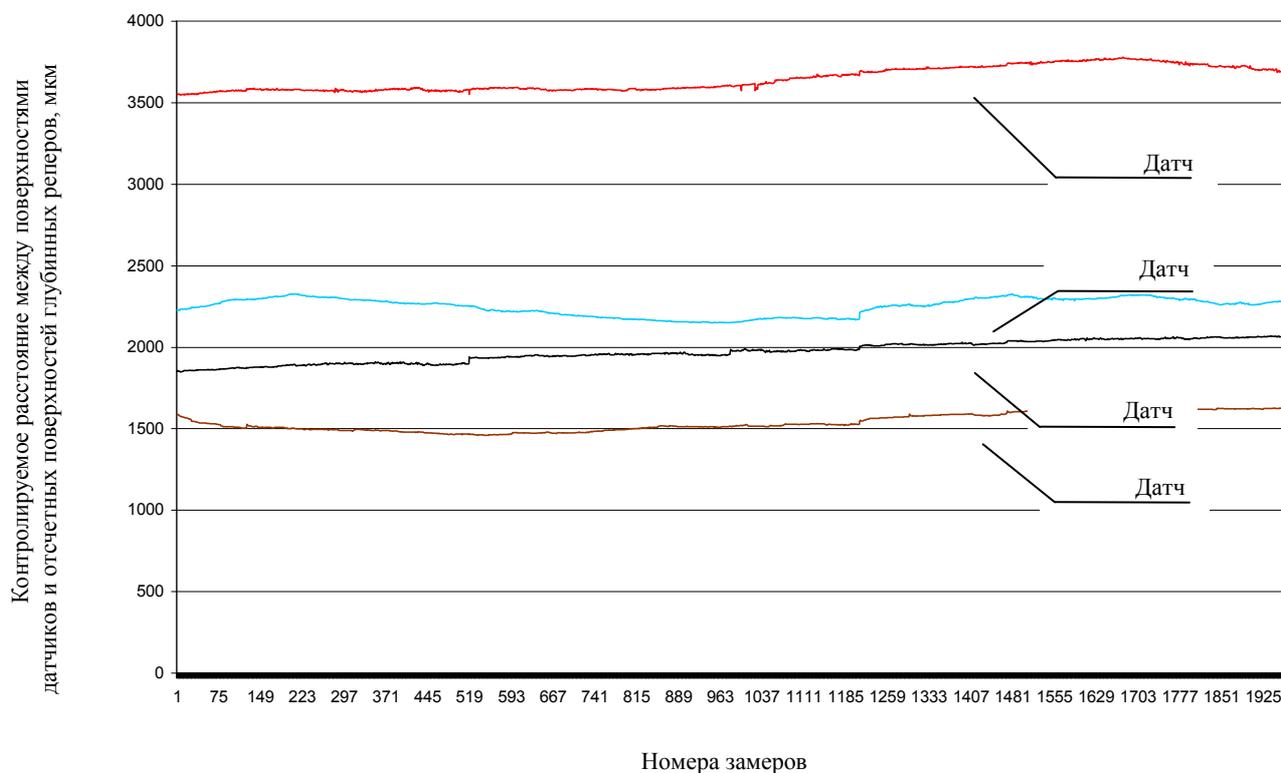


Рис. 2. Диаграмма изменения расстояний между поверхностями датчиков и отсчетных поверхностей глубинных реперов

В соответствии с первоначальным вариантом проекта мониторинга размещение АПК производилось в правом пилот-тоннеле, но в связи с дальнейшим развитием работ, связанных с разработкой ядра станции, было принято решение о выносе АПК на дневную поверхность с размещением в здании АБК. Проект переноса АПК в здание АБК разработан и согласован. В настоящее время он находится на стадии реализации.

Кроме того, в качестве дополнительной меры контроля планируется производить маркшейдерский контроль за вертикальными смещениями обделки станции. Контроль будет осуществляться по трем продольным профилям, проложенным по всей длине станции с необходимым шагом установки контрольных реперов. Контроль вертикальных перемещений реперов осуществляется электронным тахеометром *Sokkia NET 1200*. В настоящее время ведутся работы по установке контрольных реперов и созданию продольных профилей наблюдения. Данный контроль позволит следить за смещениями обделки станции на тех участках, где невозможно установить наблюдательные пункты АПК «Массив II».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Запрудин А. Г., Передерий В. С., Зотеев О. В., Корнилков М. В. Система мониторинга напряженно-деформированного состояния массива при строительстве станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды II Международной конференции. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. – С. 104-109.

2. Канков Е. В., Криницин Р. В., Селин К. В. Мониторинг деформаций кровли станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена с помощью глубинных реперов // Материалы Уральской горнопромышленной декады, г. Екатеринбург, 14-23 апреля 2008 г.

УДК 622

КОМБИНИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПО КРИТЕРИЮ УПРАВЛЕНИЯ МАССИВОМ

ГОЛИК В. И., ЛОГАЧЕВ А. В.

ГОУ ВПО «Северо-Кавказский государственный технологический университет»

Комбинированные системы с закладкой применяют, чтобы сохранить от разрушения земную поверхность, предотвратить возникновение подземных пожаров при разработке колчеданных руд; для разработки неустойчивых руд на большой глубине и т. п.

Варианты комбинированных систем часто различаются тем, что междукамерные целики вынимают в окружении магазинированной руды. Камеры вынимают системами с магазинированием руды, а целики – системами с обрушением руды и вмещающих пород.

Различают варианты отработки целика: поэтажным обрушением; этажным самообрушением; этажным принудительным обрушением. В первых двух вариантах целики извлекают в окружении замагазинированной руды после выемки нескольких камер. Для отработки целиков принудительным этажным обрушением в третьем варианте руду из камер выпускают.

Месторождение разбивают на камеры и целики равной ширины – 5 м. После выемки нескольких камер системой с магазинированием приступают к отработке целиков. Целик обрушивают из двух буровых камер комплектами глубоких скважин диаметром 36-50 мм станками или колонковыми перфораторами. Из каждой камеры бурят по два параллельных веера скважин на расстоянии 0,5 м один от другого.

При обрушении целиков и выпуске руды возможны варианты:

– обрушением целиков руду из нескольких камер выпускают под породами с одновременной отбойкой междукамерных целиков и потолочины;

– в первую стадию выпускают руду из камер и обрушают междукамерные целики, оставляя часть из них для поддержания потолочины до полного выпуска обрушенной руды из камеры;

– во вторую стадию обрушают потолочину и оставшиеся междукамерные целики, что позволяет извлекать основную массу руды без разубоживания, но требует большей устойчивости руд и вмещающих пород.

Отличие этой технологии состоит в том, что камеры по мере очистной выемки заполняют закладочным материалом, нередко в сочетании с креплением, а целик, окруженный с двух сторон закладкой, обрабатывают слоевым и поэтажным обрушением или системами с креплением и закладкой (рис. 1).

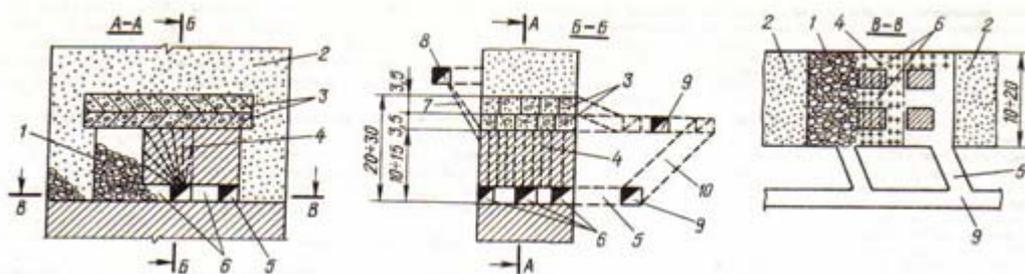


Рис. 1. Комбинированная система разработки со сплошной выемкой нисходящими слоями и вертикальными прирезками с закладкой:

1 – руда; 2 – закладочный массив; 3 – перекрытие из закладки; 4 – скважины; 5 – доставочный орт; 6 – заезды; 7 – закладочная скважина; 8 – закладочный штрек; 9 – доставочный штрек; 10 – наклонный съезд

Камеры образуют выемкой руды горизонтальными слоями с закладкой или с креплением и закладкой при добыче богатых руд для уменьшения потерь руды.

С развитием способов добычи металлов подземным выщелачиванием находит применение комбинированная система разработки с закладкой твердеющими смесями и хвостами подземного выщелачивания (рис. 2).

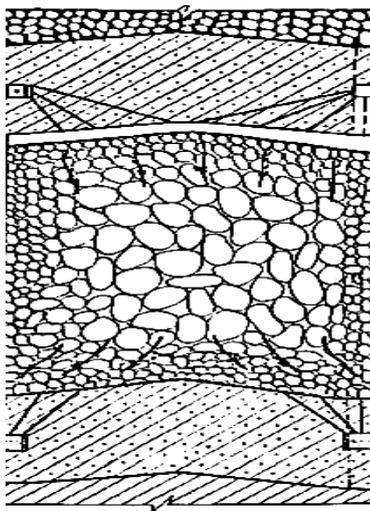


Рис. 2. Комбинированная система разработки с закладкой твердеющими смесями и хвостами подземного выщелачивания

В практике распространены системы разработки с комбинированным поддержанием выработанного пространства твердеющей и сыпучей закладкой (рис. 3).

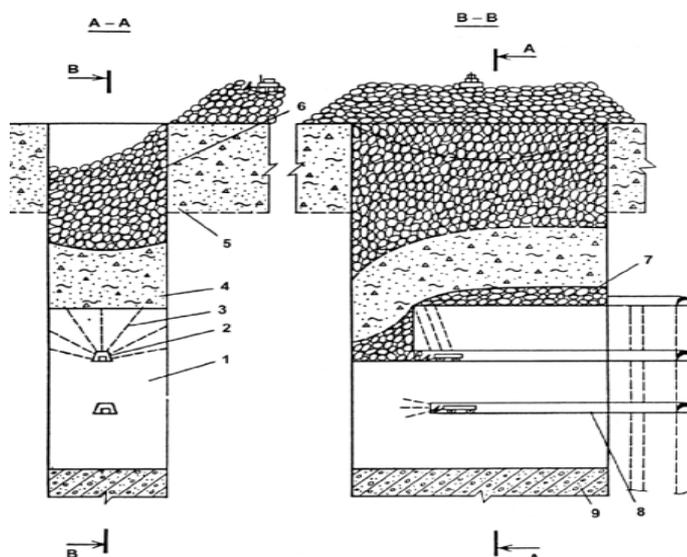


Рис. 3. Комбинированная система разработки с твердеющей и сухой закладкой:

1 – рудная залежь; 2 – погрузочно-доставочная выработка; 3 – взрывные скважины; 4 – обрушенные породы; 5 – рыхлые отложения; 6 – сыпучая закладка; 7 – отбитая руда; 8 – подэтажная выработка; 9 – твердеющая закладка

Комбинирование технологий по соображениям управления массивом позволяет повысить полноту использования недр и продлить срок существования предприятий в условиях рынка.

УДК 622

ПРАКТИКА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МОЩНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ГОЛИК В. И.

ГОУ ВПО «Северо-Кавказский государственный технологический университет»

Маньбайское месторождение (Казахстан) отрабатывалось одновременно открытым и подземным способами. Мощную рудную залежь, начиная с глубины 300 м, отрабатывали подземным способом вариантами поэтажно-камерной системы разработки с двух-стадийным порядком выемки камер и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Технологические и конструктивные параметры системы разработки определялись устойчивостью обнажений естественного и искусственного массивов.

Заполнение очистного пространства при выемке камер первой очереди осуществляли твердеющей закладкой, состоящей из дробленой породы и песчано-гравийной смеси, с содержанием гравия 56 % и со средним расходом цемента 80-120 кг/м³. Погашение выработанного пространства камер второй очереди производили твердеющими или породными закладочными смесями, в зависимости от горно-геологических условий (табл. 1).

Выемка вторичных камер сопровождалась обрушениями стенок и кровли отрабатываемых камер с разубоживанием руды закладочным материалом (табл.2).

Лучшие показатели качества и полноты извлечения руды обеспечивал вариант системы разработки с заполнением камер первой и второй очереди твердеющей закладкой. Для снижения себестоимости работ и расхода вяжущих материалов в закладочные смеси добавляли дробленые породы, хвосты гидрометаллургического передела, хвосты кучного выщелачивания, золы и сточные воды ТЭЦ.

Параметры системы разработки

Параметры	Мощность рудного тела, м		
	3-6	6-15	15-90
Размеры камер, м:			
высота	55-70	55-70	55-70
длина	40-70	30-60	15-90
ширина	3-6	6-15	12-15
Высота подэтажа, м	10-13	16-20	16-20
Высота днища, м	8-13	11	11
Расстояние между дучками, м	8	8-10	8-10
Порядок отработки запасов	через 1 камеру	через 1 камеру	через 2 камеры
Отбойка запасов камер	от центра к флангу	от висячего бока к лежащему	от висячего бока к лежащему
Диаметр скважин, мм	57-65	65	65-100
Способ выпуска руды	машинный	самотечный	самотечный
Прочность твердеющих смесей, МПа:			
для днищ камер первой очереди	2,0	2,5	4,0
для других камер	1,2	1,5	2,0
Обеспеченность запасами руды, мес.:			
подготовленными	20,0	22,5	30,0
готовыми к выемке	4,0	5,5	3,0

Исследованы варианты управления состоянием массива (табл. 2):

- 1) закладка первичных камер твердеющими смесями, вторичных – породой;
- 2) закладка первичных камер твердеющими смесями, вторичных – комбинированно смесями и породой;
- 3) закладка первичных и вторичных камер твердеющими смесями.

Таблица 2

Показатели отработки камер

Показатели	Варианты управления		
	1	2	3
Объем выпущенной горной массы, м ³	11970	15780	6860
Производительность камеры, м ³ /мес.:			
средняя	3950	2560	2100
максимальная	5310	42106	3370
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /чел. см.	17,5	15,2	13,6
Потери, %	8,1	7,3	6,6
Разубоживание, %	29,5	24,8	19,2
в т. ч. закладкой	9,1	7,9	4,6
Себестоимость добычи руды, %	87	93	100

При двухстадийной разработке подземной части месторождения, отрабатываемого комбинированно открыто-подземным способом, камер только твердеющими смесями при некотором удорожании обеспечивает существенное уменьшение потерь и разубоживания. Это обстоятельство может быть решающим при добыче ценных руд.

ТЕНДЕНЦИИ УПРАВЛЕНИЯ МАССИВОМ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ГОЛИК В. И.

ГОУ ВПО «Северо-Кавказский государственный технологический университет»

КОМАЩЕНКО В. И.

ГОУ ВПО «Российский государственный геологоразведочный университет»

ИСМАИЛОВ Т. Т.

ГОУ ВПО «Московский государственный горный университет»

Разработка рудных месторождений одновременно открытым и подземным способами дает возможность интенсифицировать горные работы, существенно улучшить технико-экономические показатели добычи и отработать месторождения, которые нецелесообразно разрабатывать только подземным или только открытым способом.

Освоение прикарьерных запасов рудников позволяет снизить затраты на разработку месторождений за счет использования для их вскрытия карьерного пространства и применения карьерных транспортных коммуникаций и технических средств доставки полезного ископаемого.

Однако комбинирование открытого и подземного способов разработки сопровождается развитием сложных геомеханических процессов, обусловленных взаимным влиянием открытых и подземных работ. Поля напряжений и деформаций в массивах пород являются результатом взаимодействия соответствующих полей, формирующихся под влиянием техногенных и природных факторов.

При карьерной выемке целики работают в условиях сжатия со сдвигом, а кровля подземных камер находится в состоянии растяжения со сдвигом. Подземные выработки разгружают вышележащий откос борта и изменяют положение зон разгрузки и опорного давления от карьера. Горные выработки в породах борта карьера являются концентраторами напряжений, которые могут превышать предельные значения, провоцируя деформации массива.

Совместное влияние открытых и подземных работ и выработок касательные напряжения в системе в 2-5 раз. В таких же пределах изменяются физико-механические свойства, структурная неоднородность и другие характеристики массивов месторождений.

Опыт комбинированной разработки месторождений системами разработки с открытым очистным пространством показывает, что при определении участков для открытой и подземной разработки добычи руды подземным способом из проектных контуров карьера следует избегать. Открытая добыча на отработанных подземным способом участках требует дополнительных затрат, повышает опасность нахождения там людей и механизмов и сопровождается повышенными потерями и разубоживанием руды.

При поддержании выработанного пространства временно магазинированной рудой она за счет горизонтального распора оказывает на массив давление, достаточное для поддержания боковых пород. В период отработки камерных запасов блока способ является дешевым средством, не требующим дополнительных затрат на поддержание выработанного пространства, но из-за высоких потерь и разубоживания руды и деформации массива при погашении целиков не является эффективным.

Технологии управления состоянием прикарьерного массива закладкой пустот твердеющими смесями являются средством перераспределения напряжений в подработанном массиве. Закладка заменяет целики и улучшает управление состоянием прикарьерного массива. Вопрос отработки прикарьерных зон путем заполнения выработанного пространства твердеющей закладкой сводится к решению геомеханической задачи в конкретных условиях. Сплошная монолитная закладка обеспечивает устойчивость бортов карьера без оставления разделительного целика между открытыми и подземными работами.

Целесообразно отрабатывать запасы прикарьерной части с опережением подземной выемки с монолитной закладкой. После твердения закладочного материала борт карьера оформляется открытым способом до подхода к искусственному массиву.

Если законтурная залежь примыкает к борту карьера, уже находящемуся в предельном положении, запасы отрабатываются под охраной рудного барьерного целика. После твердения искусственного массива барьерный целик отрабатывают с оставлением на границе с карьером 3-5 метрового слоя руды для удержания закладочной смеси. Даже небольшой подпор закладкой вмещающих пород создает в них объемное напряженное состояние, в результате чего их прочностные и деформационные характеристики возрастают.

Для снижения себестоимости и повышения интенсивности закладочных работ закладочный массив формируют путем рациональной комбинации породной и твердеющей закладки.

Перспективно погашение пустот замагазинированной в блоках подземного выщелачивания горной массой, которая переводится из одного агрегатного состояния в другое, оставаясь в пределах образованных пустот. Комбинирование систем разработки с твердеющей закладкой и с выщелачиванием оказывает взаимное положительное влияние, создавая условия объемного напряженного состояния искусственных массивов на всех стадиях отработки месторождения, в результате чего прочностные и деформационные характеристики материалов погашения улучшаются.

УДК 622

АНАЛИЗ ОПЫТА КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МОЩНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ГОЛИК В. И.

ГОУ ВПО «Северо-Кавказский государственный технологический университет»

КОМАЩЕНКО В. И.

ГОУ ВПО «Российский государственный геологоразведочный университет»

ДРЕБЕНШТЕДТ К.

Технический университет, Горная академия, г. Фрайберг, Германия

При комбинированной открыто-подземной разработке месторождений геомеханические процессы представлены совокупностью явлений, наиболее характерными из которых являются:

- уровень напряженно-деформированного состояния рудовмещающих массивов;
- прочность несущих элементов подземных выработок;
- механизм потери устойчивости налегающих пород при проведении подземных очистных работ под дном карьера;
- механизм влияния закладки подземных пустот на устойчивость земной поверхности.

Совместная отработка месторождений открытым и подземным способами требует синхронности работы подкарьерного целика, рудовмещающего и закладочного массивов в рамках единой геомеханической системы.

Тырныаузское вольфрамowo-молибденовое месторождение отрабатывается комбинированным открыто-подземным способом. Месторождение представлено мощными и весьма мощными крутопадающими рудными телами. В пределах месторождения много сбросов, разломов и трещин, которые оказывают отрицательное влияние на устойчивость горных пород при ведении горных работ.

В начале отработки месторождения предусматривалась первоочередная выемка богатых и последующая – бедных руд. Однако отставание вскрытия Северо-западного скарна, рудных тел Слепой залежи, а также ввод в эксплуатацию дополнительных мощностей по добыче и переработке руды привели к опережающей выемке Главного скарна и резкому увеличению потерь бедных руд.

Чтобы эффективно и полно отработать балансовые запасы месторождения, не допустить уменьшения объемов добычи металлов в период строительства предприятия и извлечь часть

потерянных запасов, применена комбинированная разработка месторождения одновременно подземным и открытым способами.

Верхняя часть месторождения отработана карьером «Высотный». Нижняя часть обрабатывается Мукуланским карьером и рудником «Молибден».

Открытые горные работы развиваются преимущественно в северном борту карьера для подготовки запасов Слепой залежи. Подкарьерная часть запасов по Слепой залежи на гор. 2165 м обрабатывается подземным способом этажно-камерной системой разработки. Камеры высотой 80-95 м, размерами в плане 30×30 м обрабатывают с оставлением междукамерного целика таких же размеров, как камера. Пустоты заполняют сухой закладкой, отработку потолочины и междукамерных целиков предусматривалось извлекать открытым способом по мере опускания карьера.

При отработке камер 6-7, расположенных под подошвой северного борта на глубине 120 м, из-за неполного заполнения камеры 7 и усадки сухой закладки произошло обрушение ее потолочины с выходом воронки обрушения на земную поверхность. Образованию воронки обрушения способствовала тектоническая нарушенность массива Слепой залежи и наличие Мукуланского разлома в верхней части массива, вскрытого карьером на горизонтах выше отметки 2370 м. Для безопасного ведения работ в карьере воронку обрушения заполняли породами от вскрышных работ. Объем отсыпанных пород в воронку обрушения составил 50-60 тыс. м³.

Анализ опыта комбинированной отработки Тырнаузского месторождения подземным и открытым способами позволяет сделать выводы:

- при отработке подземных блоков системами контроль деформации массива затруднен, что подвергает опасности состояние земной поверхности;
- выпуск руды из камер провоцирует массовое и непрогнозируемое обрушение пород всяческого бока;
- воронки обрушения пород вслед за выпуском руды развиваются до земной поверхности на площади в тысячи квадратных метров;
- опасность разрушения рудовмещающего массива уменьшается на участках отработки запасов с заполнением образованных подземными работами пустот.

УДК 624.04

СТРОИТЕЛЬСТВО ДНОСВОДЧАТЫХ СТАНЦИЙ МЕТРОПОЛИТЕНА В ЕКАТЕРИНБУРГЕ БЕЗ ОБРАТНОГО СВОДА

МУСТАФИН А. В., КРАЕВ Ю. К.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В [1] было показано, что при строительстве станций в крепких породах над станцией формируется сводчатая каменная конструкция, несущей способности которой достаточно для восприятия нагрузок от собственного веса, веса наносов и наземного транспорта. В этом случае значение постоянной обделки сводится к удержанию возможных местных отслоений породы и к восприятию давления грунтовых вод, содержащихся в трещинах. С этой целью возможно использование облегченных чугунных тубингов с соответствующими параметрами (толщина, размеры кривизны и др.) по аналогам с разработкой НИЦ «Тоннели и метрополитены» [2].

Подошву станции в этом случае можно проектировать с плоской обделкой также из облегченных тубингов либо из железобетонных плит с металлоизоляцией.

На примере станции метро Чкаловская, можно оценить возможность ее строительства без обратного свода. Скальные породы, на которые опираются подошвы оснований обделки станции, имеют крепость $f = 5$ (по шкале проф. Протодьяконова), отсюда нагрузки на сжатие, выдерживаемые данными породами, составляют 50 МПа. Рассчитав силу $G = 6930$ кН (рис. 1), оказывающую воздействие на площадку $S_{пл} = 2,27$ м² под основанием обделки, обнаружено, что нагрузки на сжатие R_c составляют 3 МПа, это примерно в 16,5 раз меньше возможностей породы, и дает нам основание полагать, что порода полностью справится с этими нагрузками без поддержки обратного свода.

Стоит отметить, что площадь сечения станции без обратного свода на 80 м^2 меньше (рис. 2) и при общей длине станции в 145 м дает экономию в 11600 м^3 неотрабатываемого массива, что, в свою очередь, делает возможным сократить материальные и временные затраты на строительство данного объекта.

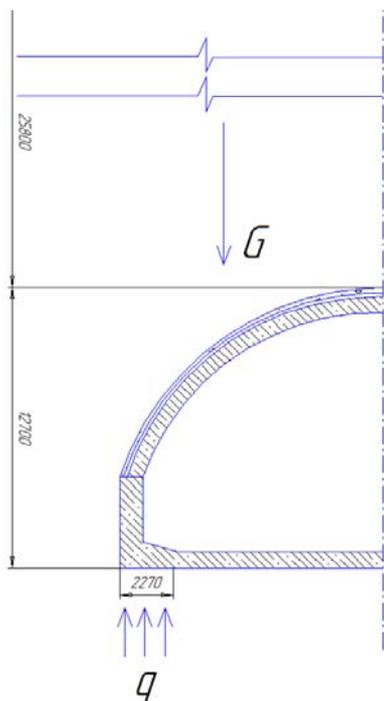


Рис. 1. Пример расчета силы, оказывающей воздействие на площадку свода

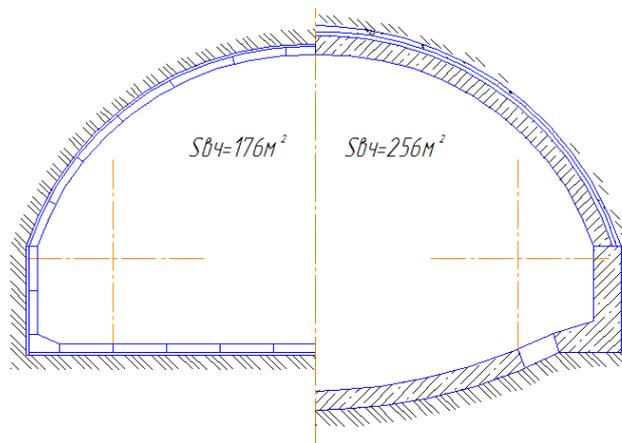


Рис. 2. Площадь сечения станции без обратного свода

В целом односводчатые станции в конструктивных решениях существенно проще многосводчатых станций пилонного и колонного типов. Станции с одним залом создают ощущение простора, а возможности их архитектурно-художественного оформления достаточно широки для современных дизайнерских поисков и решений [3]. Эти и многие другие качества привлекают заказчиков, проектировщиков и застройщиков, поэтому нет сомнений в том, что в Екатеринбурге с его геологическими условиями будут еще строиться подобные станции.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Краев Ю. К. Несущая способность надсводовой части выработок, строящихся в скальных породах // Ю. К. Краев, И. Ю. Краев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. – № 4. – С. 45-50.
2. Антонов О. Ю. Облегченные чугунные обделки метро О. Ю. Антонов, Г. А. Толочко, В. С. Радя, А. К. Маслов / Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды Международной конференции. – Екатеринбург: УГГА, 2004. – С. 105-106.
3. Краев Ю. К. Конструкции обделок односводчатых станций метро глубокого заложения, сооружаемых в крепких породах / Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: Труды II Международной конференции. – Екатеринбург: УГТУ, 2007. – С. 74-75.

ПРИМЕНЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ЭНТРОПИИ ДЛЯ ОЦЕНКИ СЛОЖНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

ГАНИЕВ Р. С., ПАНФИЛОВ Д. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Если представить карьер в виде системы взаимодействующих объектов, то одним из самых важных, влияющих на производительность карьера в целом, будет являться горно-транспортный комплекс. Его показатели определяют производственную способность карьера. В данной работе рассматривается экскаваторно-автомобильный горнотранспортный комплекс, в котором ведущей машиной является экскаватор, осуществляющий погрузку горной массы в автосамосвалы. Также в его состав входят транспортные коммуникации, приемные (перегрузочные) пункты. Эффективность работы всех элементов экскаваторно-автомобильного комплекса зависит не только от структуры механизации и технологии ведения работ, но и от организации управления. Основными функциями управления является обеспечение бесперебойности производственного цикла и получение запланированных результатов при наилучшем использовании ресурсов и средств.

Любая форма управления характеризуется обменом сообщениями между объектами управления и управляющим звеном. Совокупность потоков этих сообщений представляет собой информационную сеть, посредством которой осуществляется контроль над состоянием объектов, а также вносятся необходимые изменения в текущий ход работы. Сложность такой сети зависит как от количества входящих и исходящих сообщений, так и от скорости их передачи, применяемой схемы обмена информацией, средств обработки данных и т. п. При выборе экскаваторно-автомобильного комплекса в качестве объекта рассмотрения можно отметить, что решающее воздействие на сложность информационной сети оказывает принятая технологическая схема, которой определяется число машинных единиц (экскаваторы, автосамосвалы), распределение транспорта по забоям и организация грузопотоков в карьере. С усложнением процесса обмена информацией возрастает степень его влияния на технологические и экономические показатели работы комплекса, в результате чего повышается уровень риска существенных отклонений фактических результатов от прогнозируемых и возникают трудности при текущем и оперативном планировании горных работ. В связи с этим представляет интерес разработка методов анализа и оценки объема информационных потоков экскаваторно-автомобильного комплекса, которые позволят определить степень влияния структуры, уровня организации и интенсивности процесса обмена сообщениями на качественные показатели как комплекса непосредственно, так и предприятия в целом; обосновывать и принимать управленческие решения по оптимизации процесса обмена сообщениями между объектами информационной сети и более эффективно реализовывать поставленные планы по выемке и транспортировке горной массы.

В качестве основы для подобного метода может служить принцип измерения количества информации, предложенный американским ученым Клодом Шенноном. Разработанная им концепция оценки информации связана с понятием энтропии – мерой неопределенности событий, которые происходят или будут происходить. Согласно этой концепции информацию можно представить как снятую неопределенность, иными словами получение информации является необходимым условием для снижения уровня энтропии или полного ее снятия. Снятие неопределенности дает возможность принимать обоснованные решения и действовать, в этом заключается управляющая роль информации. С другой стороны, величину энтропии можно рассматривать как меру сложности информационной сети, а значит и сложности процесса обработки входящих сообщений, принятия на основе полученной информации конкретных решений и осуществления необходимых действий и манипуляций для их реализации.

В общем случае энтропия (H) и количество получаемой в результате снятия неопределенности информации (I) зависят от исходного количества рассматриваемых вариантов N и априорных

вероятностей каждого из них P , то есть $H = f(N, P)^*$. Расчет энтропии в этом случае производится по формуле Шеннона, предложенной им в 1948 году

$$H = -P_1 \log_2 P_1 - P_2 \log_2 P_2 - \dots - P_n \log_2 P_n = \sum_{i=0}^{N=1} P_i \log_2 \left(\frac{1}{P_i} \right). \quad (1)$$

где $P_1, P_2 \dots P_n$ – ансамбль вероятностей реализации каждого из N вариантов.

В частном случае, когда все варианты равновероятны, остается зависимость только от количества рассматриваемых вариантов – $H = f(N)$. В этом случае формула Шеннона значительно упрощается и, подставив в формулу (1) вместо P_i его (в равновероятном случае не зависящее от i)

значение $P_i = \frac{1}{N}$, получим

$$H = \sum_{i=0}^{N=1} \frac{1}{N} \log_2 \left(\frac{N}{1} \right) = \frac{1}{N} \cdot N \cdot \log_2 (N) = \log_2 (N). \quad (2)$$

Как уже было сказано, величина энтропии позволяет оценить степень сложности технологических схем, применяемых на различных участках экскаваторно-автомобильного комплекса, с точки зрения объема работ по обработке информации. Под сложными технологическими схемами будут пониматься такие схемы, количество сообщений в которых возрастает до относительно большой величины, а значит, сложность будет, в первую очередь, функцией от числа объектов информационного потока. Данная зависимость может быть рассмотрена на примере простой математической модели (табл. 1). В качестве исходных данных были взяты годовые объемы грузоперевозок передовых предприятий России и ближнего зарубежья. Для указанных объемов были произведены расчеты потребности в оборудовании и приведена структура комплексной механизации (основные параметры экскаваторов, автосамосвалов и их количество) согласно рекомендациям, приведенным в литературе и экспертным оценкам. В процессе расчетов был принят ряд показателей и параметров, усредненных для всех предприятий (плотность породы, тип выемки, средневзвешенное расстояние транспортирование, график работы карьера и т.п.). Полученные данные о количестве оборудования были использованы в расчетах уровня энтропии для четырех условных технологических схем ведения работ, для каждой из которых принято количество сообщений по характерным группам, приходящееся на единичный объект (для оценки взяты три вида объектов – экскаваторы, автосамосвалы и пункты разгрузки). Возможности возникновения отдельных сообщений были приняты равновероятными, то есть функциональной переменной при расчете энтропии в данном случае является только количество сообщений.

Результаты проведенных расчетов (см. таблицу) показывают, что при росте производственной мощности карьера наблюдается относительно устойчивый рост количества экскаваторов и автосамосвалов, находящихся в эксплуатации, в силу чего пропорционально увеличивается число сообщений, поступающее в процессе работы комплекса, а, следовательно, и уровень энтропии.

Это значит, что технологические схемы экскаваторно-автомобильных комплексов со сравнительно большим объемом грузоперевозок обладают более сложной информационной структурой, трудоемкость обработки данных которой зависит от применяемых средств и способов. Графический анализ зависимости уровня энтропии от производительности карьера показывает, что наибольшая интенсивность роста исходной неопределенности в ансамбле сообщений технологических схем приходится на карьеры с мощностью до 3 млн. м³ в год.

* Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. Изд. 2-е. – М.: Недра, 1974. – 520 с.

Расчет показателя энтропии для технологических схем карьеров различной мощности

Предприятие	Объем перевозок, млн т	Грузо-подъемность автосамосвала, т	Парк автосамосвалов, ед.	Емкость ковша экскаватора	Парк экскаваторов	H, бит
Туканский рудник	0,147	30	1	5	1	3,901
Хвощевский карьер	0,28	30	2	5	1	4,306
Златоустовское рудоуправление	0,38	30	2	5	1	4,306
Щелковское рудоуправление	0,69	30	4	5	1	4,862
Гороблагодатское рудоуправление	1,4	30	7	5	1	5,406
Бакальские рудники	2	55	7	5	2	5,531
Билимбаевский рудник	2,2	55	8	5	2	5,659
Тургорское рудоуправление	3,1	55	10	5	2	5,883
Южный ГОК	3,7	55	12	5	3	6,150
Гальянский карьер	3,9	55	13	5	3	6,231
Краснокамское рудоуправление	4,7	55	16	5	3	6,447
Тейское рудоуправление	5,4	55	18	5	4	6,626
Доломит	6,1	80	12	5	4	6,222
Башкирский медно-серный комбинат	8,6	80	17	5	6	6,670
Качканарский ГОК	10,1	80	19	8	5	6,731
Сафьяновская медь	10,3	80	19	8	5	6,731
Руда	10,43	80	19	8	5	6,731
Оренбургские минералы	10,7	80	20	8	5	6,783
Ирбинское рудоуправление	11,1	80	21	8	5	6,834
Коршуновский ГОК	20,7	130	26	12,5	6	7,096
Комбинат Магnezит	22,41	130	29	12,5	7	7,244
Центральный ГОК	24,6	130	31	12,5	7	7,314
Донской ГОК	24,9	130	32	12,5	7	7,347
Горно-обогатительное производство ММК	25,7	130	33	12,5	7	7,380
Стойленский ГОК	34	130	41	15	9	7,663
Лебединский ГОК	39,9	130	48	15	10	7,854
Олкон	42,9	130	52	15	11	7,959
Северный ГОК	44,6	130	54	15	11	8,000
Полтавский ГОК	50,11	130	61	15	12	8,150
Уральский асбестовый ГОК	51,6	130	70	20	12	8,301
Ковдорский ГОК	60,7	130	83	20	13	8,506
Карельский окатыш	62,7	130	85	20	14	8,544
Ингулецкий ГОК	62,9	130	86	20	14	8,557
Михайловский ГОК	69,7	130	95	20	15	8,681
Соколовско-Сарбайский ГОК	77,2	130	105	20	17	8,814

Анализируя результаты проведенной работы можно сказать, что оценка процессов, с точки зрения сложности информационных потоков, может являться перспективным направлением в развитии систем управления производственными процессами, а значит, и технологии этих процессов, поскольку объем потоков информации и горнотехнические факторы состоят в функциональной зависимости. Возможность количественной оценки сложности управления с информационной точки зрения может служить основой для разработки методики выбора способов обработки данных и управления информацией в каждом конкретном случае, в том числе обоснованием для применения автоматизированных средств управления и контроля. Такие решения могут существенно повысить производительность и экономическую эффективность работы, упростить процесс сбора информации о состоянии объектов производства и повысить комфортность условий труда.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ТРЕБОВАНИЙ СЫРОЙ РУДЫ НА ГЛАВНОМ КАРЬЕРЕ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ХАЙС С. Ю.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Гусевогорское месторождение титаномагнетитовых руд представлено одноименным пироксенитовым массивом, являясь составной частью Качканарского габбро-дунит-пироксенитового межформационного факолита.

На месторождении разведано 8 залежей. Более 95 % разведанных запасов сосредоточено в 6 из них: Северной, Главной, Западной, Промежуточных I, II и Южной, которые разрабатываются тремя карьерами: Главным, Западным и Северным. Балансовые запасы руд на 01.01.2008 г. составляют 5210,48 млн. т, в том числе по категориям В+С1 – 2799,92 млн. т.

По химическому составу руды месторождения относятся к малотитанистым ванадийсодержащим железным рудам с очень низким содержанием вредных примесей (серы и фосфора).

Содержание железа в них колеблется от 15 до 17 %, среднее по месторождению – 15,7 %. Железа рудного (магнетитового) преимущественно 10-14%, содержание железа, связанного с нерудными минералами, изменяется от 3,6 до 6,95 %. Содержание V_2O_5 изменяется от 0,08 до 0,28 %, преимущественно в диапазоне 0,0-18 %, среднее – 0,12 %. Содержание TiO_2 в среднем по месторождению 1,17%, частные значения колеблются от 0,43 до 1,88 %.

Основными требованиями к качеству руды со стороны обогатительного передела являются: допустимая влажность исходной руды (источником информации являются данные сменной пробы руды установки «Башня проб», передает информацию ОТК с периодичностью 1 раз в смену); содержание железа общего в исходной руде (см. таблицу), определяемое по данным ежесменного химанализа сменной пробы руды; содержание железа магнитного в исходной руде, определяемое также по данным ежесменного химанализа сменной пробы руды. Нормативы потерь по Главному карьере составляют 3,3 %, нормативы засорения 1,6 %. По факту потери руды составили 3,4 % в 2008 и 3,3 % – в 2009 г.

Среднее содержание компонентов в рудах Гусевогорского месторождения составляет: железа – 16,6 %, двуокиси титана – 1,22 %, серы – 0,02 %, фосфора – 0,05 %.

Согласно нормативам потерь, при проектировании предприятий железорудной промышленности нормы потерь составляют 4-5 %, а согласно проекту плана развития горных работ на 2009 год обоснованные потери составили 3,3 %.

Эксплуатационные потери связаны со взрывными работами, выемкой руды вместе с пустой породой на участках контакта руды и породы и с транспортировкой рудной массы. В целом по комбинату они составляют 1577 тыс. т или 3,3 %, в том числе по Главному карьере 469 тыс. т, или 3,4 %.

Засорение руды происходило за счет маломощных прослоев пустых пород и в связи с прихватом боковых пород при добыче руды в приконтактных частях рудного массива.

Руды (с учетом засорения пустыми породами) добыто и отправлено на фабрику в 2009 году 47353 тыс. т с содержанием Fe 15,50 % и V_2O_5 0,129 %, в том числе из Главной и Южной залежи (см. таблицу).

Содержание Fe и V_2O_5 в добытой руде Главной и Южной залежи

Наименование залежи	Отгружено на фабрику, тыс. т	Содержание, %%			
		Fe (норма)	Fe (факт)	V_2O_5 (норма)	V_2O_5 (факт)
Главная	8854	15,64	15,53	0,136	0,126
Южная	2908	15,3	16,22	0,135	0,133

С лета 2009 года на Главном карьере комбината работает технология, позволяющая снизить засорение руды вскрышными породами (см. рисунок).

Горнодобывающий комплекс является достаточно энергоемким и затратным процессом. В силу этого снижение материальных и трудовых затрат, повышение степени извлечения полезного ископаемого из недр и, как следствие этого, обеспечение устойчивой рентабельности горного производства составляют важное направление исследований, теоретические аспекты которых могут быть представлены следующим образом*:

1. Горно-геометрический анализ данных разведки и эксплуатации.
2. Компьютеризация процессов планирования и диспетчерского управления.
3. Разработка технических средств автоматизированного контроля качества сырья.
4. Разработка технологических схем управления качеством сырья при добыче и переработке.

При существующей технологии требуемое качество сырой руды формируется в процессе планирования работ в карьере, в процессе валовой выемки.



Схемы выемки руды на контактах

Качество сырья на Главном карьере можно улучшить путем применения, при реализации технологии добычи, специальных приемов селективной выемки на контакте вмещающих пород и рудного тела:

- внутрizaбойная селекция;
- выборочная селекция;
- выемка узкими заходками.

Допустимые отклонения качественных характеристик сырой руды могут быть $\pm 0,2\%$.

В качестве организационно-технологических направлений повышения качества сырой руды, по нашему мнению, могут быть:

1. Выемка горной массы на контактах руды и вмещающей породы узкими заходками, с параметрами, позволяющими вынимать 2 заходки без перемещения путей.
2. Использование гидравлических экскаваторов, способных работать в скальных породах и, в силу кинематической характеристики рабочего оборудования, осуществлять достаточно эффективное разделение в забоях руды и породы.
3. Использование специальных схем коммутации зарядов, позволяющих максимально сохранить структуру расположения руды и вмещающих пород в разрабатываемой заходке.
4. Применение раздельного взрывания полезного ископаемого и пустой породы.

* Гальянов А. В., Лаптев Ю. В. Рудоподготовка на карьерах. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999, С. 426

КОМПЬЮТЕРНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ ФРАКТАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНЫХ ПОРОД

ЕРЕМИЗИН А. Н., МАТВЕЕВ А. А.
ОАО «Уралгипротранс»

Для вычисления фрактальной размерности трещин в исследуемых нами образцах горных пород используются различные методы, например, метод циркуля или метод покрытия. Но они являются крайне неудобными из-за своей трудоемкости, так как приходится измерять каждую трещину по отдельности. Для ускорения вычисления фрактальных размерностей на кафедре шахтного строительства проф. О. Г. Латышевым была разработана программа, вычисляющая фрактальную размерность, угол наклона и линейную длину трещины по известным ста координатам по осям OX и OY . Далее вставал вопрос о наиболее приемлемом по скорости способе получения этих координат. Нами была разработана методика определения координат трещин с помощью приложения *AutoCAD*, которая позволяет извлечь в файл приложения *Microsoft Excel* координаты любого количества трещин за один раз. Ниже приводится пошаговая инструкция получения этих координат, рассчитанная даже на людей, не имеющих никакого представления о приложении *AutoCAD*.

После запуска *AutoCAD 2008* выбираем любой стандартный шаблон и вставляем на вкладку **Модель** фотографию образца горной породы с явно выраженным рисунком трещин. Для этого в меню **Вставка** выбираем команду **Вхождение растрового изображения**.

Вставить картинку можно в любое место в **Модели**, но рекомендуется привязать левый нижний угол фотографии к началу координат. Для этого во время вставки изображения в *Окне вхождения растрового изображения* присваиваем *Точке вставки* координаты (0; 0; 0).

Далее обрисовываем трещину(ы). Удобнее всего для этой цели подходит инструмент *Полилиния*. Максимально точно стараемся повторить контур необходимой трещин(ы).

Теперь нет необходимости в растровом изображении, и можно его удалить.

Соединяем прямой линией начало и конец трещины. Далее эту прямую с помощью команды *Подобие* дважды копируем таким образом, чтобы образовалась область между получившимися параллельными прямыми, полностью вмещающая в себя трещину.

При помощи команды *Свойства* (правой кнопкой мыши) определяем линейную длину трещины (длину отрезка, соединяющего начало и конец трещины). И так как нам необходимо будет получить 100 точек – координат трещины, то эту длину делим на 99. Запоминаем число.

Убираем исходную (центральную) прямую, а начала образованных с помощью команды *Подобие* прямых соединяем отрезком. Полученный отрезок параллельно самому себе распространяем на всю длину трещины. Для этого используется команда *Массив*. В появившемся окне выбираем *Прямоугольный массив* (он стоит по умолчанию в большинстве случаев).

Далее заполняем таблицу: ряд – 1, столбцов – 100; расстояние между рядами – 0, между столбцами – полученное от деления линейной длины трещины на 99 число; указываем угол поворота массива с помощью мыши.

Выбираем объект – наш отрезок – и нажимаем *OK*.

Следующим шагом необходимо обрезать полученные 100 отрезков до пересечения их с полилинией, обрисовывающей контур трещины. Выбираем команду *Обрезать*. Левой кнопкой мыши указываем границу обрезания (наша полилиния), нажимаем *Enter*. Обрезаем отрезки.

Теперь две линии, полученные с помощью команды *Подобие*, можно удалить, также нет необходимости теперь и в полилинии, которую теперь тоже можно удалить (можно не удалять).

Теперь получаем координаты трещины. Для этого в меню **Сервис** выбираем команду **Извлечение данных**.

AutoCAD попросит сохранить чертеж, соглашаемся. После сохранения в появившемся окне выбираем пункт *Создать новое извлечение*. Пишем имя промежуточного файла, который необходим программе для дальнейшего вывода данных. Нажимаем *Далее*. На 3-м шаге выбираем *Линия*, нажимаем *Далее*. На 4-м шаге оставляем отмеченными только координаты начала и конца по X и по Y .

Далее, на 5-м шаге, необходимо выбрать параметры сортировки столбцов. Выбор того, что сортировать: начало или конец X зависит от того, как расположены отрезки относительно трещины (выше или ниже). Нажимаем *Далее*.

На последнем шаге выбираем пункт в *Параметрах вывода* – во внешний файл. Даем ему название, прописываем путь, нажимаем *Далее* и затем *Готово*.

Из полученного файла приложения *Microsoft Excel* извлекаем координаты трещин и вставляем их поочередно в программу проф. Латышева О. Г.

УДК 622.271.1

РАЗРАБОТКА НОРМАТИВОВ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУЛЬДОЗЕРНО-РЫХЛИТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ В УСЛОВИЯХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АЛМАЗОВ АК «АЛРОСА»

МАМАНОВА А. А., ФИЛАТЬЕВА К. П.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Россыпные месторождения алмазов, разрабатываемые приисками АК «АЛРОСА», представлены Эбеляхской и Иреляхской россыпями, расположенными в зоне вечной мерзлоты.

Нижняя граница зоны вечной мерзлоты предположительно находится на глубине около 800 м. Верхняя граница определяется мощностью деятельного слоя, достигающей в конце июля 0,8 м. Мощность почвенного покрова колеблется от 0,1 до 0,3 м.

Мощность многолетнемерзлых пород составляет 325-390 м. Мощность деятельного слоя достигает 2 м (от поверхности).

Мощность продуктивного пласта в среднем составляет 1,84 м и варьируется по отдельным выемочным блокам от 1,08 до 2,30 м; мощность торфов – 2,91 м при варьировании по отдельным выемочным блокам от 0,97 до 4,90 м. Средний коэффициент вскрыши составляет 1,60.

Продуктивный пласт россыпи представлен песчано-гравийно-галечно-щебнистым материалом, который в различных концентрациях содержит глинистую фракцию и валунно-глыбовый материал.

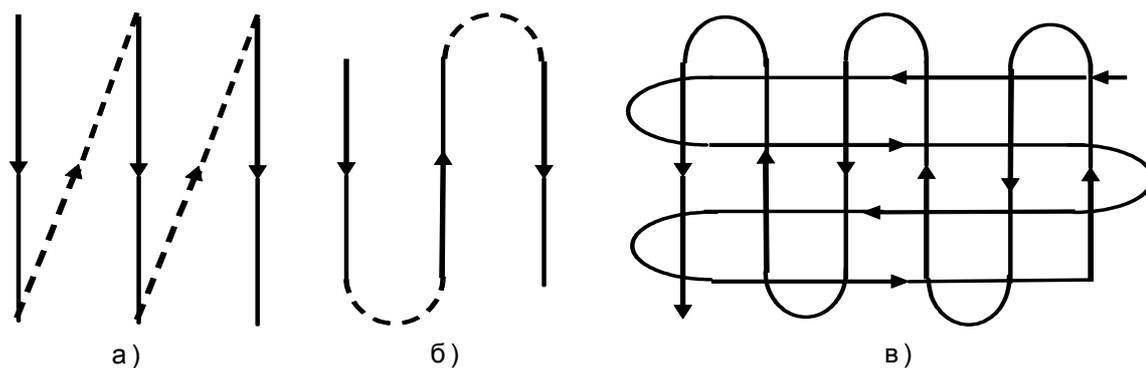
Литологический состав торфов имеет схожий с песками характер. Рыхлые отложения характеризуются высокой льдистостью.

Подготовка к выемке горной массы в холодный (зимний) период при мощности разрабатываемых слоев более 2 м ведется с помощью буровзрывных работ. А менее мощные слои разупрочняются механическим рыхлением мощными навесными рыхлителями, которые на заданной площади формируют систему параллельных борозд глубиной, определяемой прочностными свойствами пород, мощностью и конструкцией рыхлительного агрегата. Прохождение борозд по площади осуществляется по одной из ниже приведенных схем (см. рисунок).

Работы по рыхлению торфов и песков на россыпных месторождениях АК «Алроса» ведутся бульдозерно-рыхлительными агрегатами (БРА) на базе тракторов D275A-5 и D355A-3 фирмы «Komatsu» и Т-15.01 ОАО «Промтрактор»[3].

Рыхление производится участками квадратной или близкой к квадратной формы с линейными размерами от 6-10 м до 40-70 м. Размеры определяются последующим технологическим назначением образованной выемки, погодными условиями, характеристикой пород и особенностью местности. В некоторых случаях БРА работает на площадке длиной, соразмерной с длиной агрегата и шириной, соразмерной с шириной агрегата. Для обеспечения заданной ширины шага рыхления машинист БРА при передвижении ориентируется на ранее пройденную борозду или на след гусеницы от предыдущего прохода.

Глубина рыхления зависит от состояния пород. Для торфов, на которых был проведен лесосвод, и в течение лета их не трогали, глубина рыхления составляет 0,7-0,8 м. Там, где лесосвод был проведен в текущем году, глубина рыхления составляет 0,5-0,7 м. На песках глубина рыхления – 0,2-0,5 м.



Технологические схемы работы рыхлителя:

а – возвратно-поступательная (челночная); б – продольно-кольцевая (продольная); в – продольно-поперечная (перекрестная)

Длительность рабочей смены БРА 8 часов (480 мин), в том числе 40 мин. – подготовительно-заключительные операции (ПЗО); 30 мин. – заправка дизтопливом, смазка рабочего оборудования и трактора; 20 мин. – перерыв на обед; 30 мин. – замена наконечника (коронки) на зубе рыхлителя. Если при этом заклинит шплинт, то БРА отправляют на площадку ТО, где шплинт срезают. Тогда перерывы в рыхлении по этой причине достигают двух часов.

Эффективность использования БРА в значительной мере определяется надежностью и точностью планирования, основанного на нормативах производительности, дифференцированных по конкретным условиям работы.

Для разработки таких нормативов в условиях рассыпных месторождений АК «АЛРОСА» выполнен комплекс эмпирических исследований параметров работы БРА в конкретных условиях на приисках и при применяемой там технологии.

С учетом результатов этих исследований и представленных в технической литературе методов расчета [1, 2] производительности БРА предложена формула производительности БРА, универсальная для любой схемы рыхления:

$$P_{\text{рых}} = \frac{3600Zh_3C_{\text{пр}}K_{\text{пу}}K_{\text{ку}}K_{\text{нр}}K_{\text{нг}}K_{\text{ос}}K_{\text{и}}}{\left(\frac{1}{V_{\text{р}}} + \frac{1}{V_{\text{х}}}\right)(1+k_1) + (t_{\text{п}} + t_{\text{зв}})(1+k_1k_2)} \frac{1}{L_{\text{пр}}}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где Z – число зубьев рыхлителя; h_3 – эффективная глубина послойного рыхления, м; $V_{\text{р}}$ – скорость рабочего хода при рыхлении, м/с; $V_{\text{х}}$ – скорость холостого хода при возвратно-поступательной (челноковой) схеме движения рыхлителя, м/с; $L_{\text{пр}}$ – величина рабочего хода рыхлителя в продольном направлении, м; $t_{\text{п}}$ – время маневров для переезда рыхлителя на следующую борозду, с (при возвратно-поступательных челноковых схемах равно нулю); $t_{\text{зв}}$ – время на заглупление и выглупление зуба рыхлителя, с; $K_{\text{пу}}$ – коэффициент, учитывающий погодные условия, при которых ведется рыхление; $K_{\text{ку}}$ – коэффициент, учитывающий качество управления БР; $K_{\text{нр}}$ – коэффициент, учитывающий несовершенство конструкции рыхлительного оборудования; $K_{\text{нг}}$ – коэффициент, учитывающий неоднородность разрабатываемого грунта; $K_{\text{ос}}$ – коэффициент снижения производительности, связанного с остановками БРА, из-за крупных валунов и плит, и выглуплением зуба; $K_{\text{и}}$ – коэффициент, учитывающий использование рабочего времени смены; $k_1 = \frac{C_{\text{пр}}}{C_{\text{поп}}}$;

$k_2 = \frac{L_{\text{пр}}}{L_{\text{поп}}}$; $C_{\text{пр}}$ – шаг рыхления – расстояние между соседними зубьями или параллельными

бороздами, в продольном направлении, м; $C_{\text{поп}}$ – шаг рыхления в поперечном направлении при рыхлении перекрестными ходами (продольно-поперечные схемы), м; $L_{\text{пр}}$ – величина рабочего хода рыхлителя в продольном направлении, м; $L_{\text{поп}}$ – величина рабочего хода рыхлителя в поперечном направлении при рыхлении перекрестными ходами, м.

На базе этой формулы и данных эмпирических исследований разработана компьютерная программа расчета производительности БРА в конкретных условиях приисков АК «АЛРОСА», с помощью которой разработаны нормы выработки для машинистов БРА D275A-5, D355A-3 и Т-15.01. Внедрение норм выработки позволит усилить контроль со стороны горного надзора за выполненными объемами и качеством работ, полнее и эффективнее использовать принцип материального стимулирования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 1. – М.: Недра, 1985. – 280 с.
2. Трубецкой К. Н., Леонов Е. Р., Панкевич Ю. Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. – М.: Недра, 1990. – 255 с.
3. Раннев А. В., Полосин М. Д. Устройство и эксплуатация дорожно-строительных машин. – М.: 2008.

УДК 622.015.002.5; 622.271.3; 622.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ МАЛОЙ МОЩНОСТИ

БУТКОВ О. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При проектировании карьеров любой мощности одной из первостепенных задач, решение которой требует рассмотрения большого количества условий и факторов, является задача выбора оптимальных параметров горнотранспортного оборудования и непосредственно самих моделей оборудования. Эта задача является одной из важных, поскольку от решения ее зависят основные показатели работы карьера, к которым относятся технико-экономические, энергетические и экологические, что в итоге влияет на рентабельность и срок окупаемости, величину капитальных и текущих затрат. При определении оптимальных параметров оборудования необходимо учитывать такие факторы, как горнотехнические, горно-технологические, географо-климатические, экологические условия и ряд других условий и параметров месторождения и места его расположения. Все это определяет важность оптимального выбора параметров горнотранспортного оборудования карьеров.

При проектировании карьеров, а следовательно, при определении параметров горнотранспортного оборудования, чаще всего приходится иметь дело с карьерами малой мощности в силу их большей распространенности. К таковым относятся карьеры строительных материалов: щебня, грунта, песка и т. п., карьеры редких полезных ископаемых, таких, например, как хром, и карьеры других полезных ископаемых.

Согласно классификации проф. Агошкова М. И., к карьерам малой мощности относятся карьеры с занимаемой площадью до 0,5 км² и скоростью понижения горных работ 10-20 м/год*.

В настоящее время активно происходит строительство новых и поддержание в технически исправном состоянии уже существующих зданий и сооружений, различных трубопроводов, дорог

* Агошков М. И., Борисов С. С. Разработка рудных и нерудных месторождений: учебник для техникумов, 3-е изд., переп. и доп. – М.: Недра, 1983. – 269 с.

и дорожных развязок, а это означает существование спроса на целый ряд разнообразных стройматериалов, в связи с этим карьеры строительных материалов являются весьма распространенными. Они нередко характеризуются площадным залеганием полезного ископаемого и имеют относительно небольшую глубину разработки. Карьеры по добыче прочих полезных ископаемых, относящиеся к карьерам малой мощности, также нередко встречаются и зачастую характеризуются ограничениями по занимаемой площади при довольно существенной глубине разработки, что, в свою очередь, накладывает определенные приоритеты при выборе оборудования и устанавливает особые условия на выбор машин. А это, в свою очередь, влияет на технологию ведения работ и ряд прочих показателей.

В связи с распространенностью карьеров малой мощности и особенностями выбора параметров горнотранспортного оборудования актуально в настоящее время создание методики, позволяющей выбрать те параметры оборудования, которые будут наиболее целесообразными в каждом конкретном случае при проектировании карьеров малой мощности.

Методическое обоснование параметров горнотранспортного оборудования должно существенно облегчить решение задачи выбора оптимальных параметров машин. При этом методикой должны приниматься во внимание все ключевые особенности условий отработки каждого месторождения, экономические условия, такие как стоимость оборудования, текущие затраты на содержание машин и т. д., экологические показатели ведения работ, кроме того, должны быть учтены энергетические показатели отработки, которые напрямую влияют на экономическую и экологическую составляющие ведения работ.

Для того чтобы показать разницу в подходах к выбору оборудования, рассмотрим два месторождения, первое – месторождение строительного грунта, которое характеризуется площадным залеганием полезного ископаемого и незначительной глубиной, порядка 6-10 м, второе – месторождение, представленное рудным телом, имеющим крутой угол падения с незначительными размерами в плане с глубиной залегания 150-200 м.

Первое месторождение целесообразно обрабатывать в несколько этапов, при этом на первом этапе производить внешнее отвалообразование, далее отвалообразование следует производить в выработанное пространство. При ведении работ лучше применить экскаватор типа «обратная лопата» с вместимостью ковша до 5 м³, который работал бы на подступе с совмещением нижнего и верхнего черпания и отгрузкой в автотранспорт, располагаемый выше уровня стояния экскаватора. Такая схема позволит увеличить высоту уступа по сравнению с уступом «прямой лопаты» и наилучшим образом использовать преимущества выбранного типа экскаватора. Ключевыми параметрами оборудования здесь, пожалуй, являются радиус черпания экскаватора и максимальная высота разгрузки. Также необходимо отметить следующее: нужно подобрать такое оптимальное сочетание машин – выемочно-погрузочного и транспортного – которое обеспечило бы в итоге наилучший экономический эффект при ведении работ. Кроме того, стоит отметить, что небольшая глубина отработки и значительная площадь месторождения позволят обеспечить необходимые длину съездов и ширину площадок для разворота автотранспорта. Таким образом, скорее всего целесообразным будет выбор небольших машин типа КамАЗ, HOWO и т. п. с возможностью преодолевать уклоны до 100-120 % и грузоподъемностью порядка 20-40 тонн.

Второе месторождение характеризуется значительной глубиной отработки и малыми размерами рудного тела в плане, это определяет необходимость свести к минимуму разнос бортов карьера и тем самым максимально снизить коэффициент вскрыши. Отвалообразование при отработке такого рода месторождения возможно только внешнее, хотя могут быть и исключения. Главным приоритетом при выборе горнотранспортного оборудования будет являться возможность максимального увеличения уклонов вскрывающих выработок, а также уменьшение ширины рабочих площадок, чего можно добиться, используя автотранспорт с шарнирно-сочлененной рамой и полным приводом. В этом случае также стоит вопрос о выборе оптимальных параметров оборудования выемочно-транспортного комплекса. Кроме того, необходимо определить, действительно ли увеличение уклонов вскрывающих выработок позволит повысить экономическую эффективность отработки месторождения за счет уменьшения капитальных затрат на разнос бортов карьера, так как одновременно с увеличением уклонов вырастут текущие затраты на транспортирование горной массы, что связано с меньшей энергетической эффективностью транспорта при преодолении уклонов порядка 160-180 %. Одновременно с этим необходимо решить вопрос о достаточном проветривании карьерного пространства, т. е. рассмотреть экологические условия отработки месторождения,

поскольку уменьшение разноса бортов карьера ухудшит проветривание карьерного пространства, особенно в нижней части карьера. Решение о целесообразности применения больших уклонов вскрывающих выработок как способа сократить затраты при отработке месторождения необходимо уточнять еще потому, что капитальные затраты на импортный автотранспорт с шарнирно-сочлененной рамой намного больше, чем затраты на обычные машины отечественного производства, хотя текущие затраты на ремонтные работы и содержание машин у импортного оборудования ниже.

Рассмотрев приведенные примеры, которые только поверхностно раскрывают особенности выбора горнотранспортного оборудования на карьерах малой мощности, видно, что решение задачи составления методике выбора машин является актуальной в настоящее время и способно упростить рассматриваемую задачу, а главное, позволит подобрать более рациональное сочетание оборудования. Методика же, в свою очередь, может быть реализована в виде программного алгоритма и выполняться посредством компьютерной техники. Реализовать эту идею возможно за счет применения программных сред, использующих, например, нечеткую логику или же алгоритмы, применяющие метод экспертных оценок.

За счет реализации методики определения параметров оборудования в виде программного кода появляется возможность за более короткий период определить интересующие нас значения при разных «входных» и «промежуточных» условиях для одного и того же месторождения, что позволит сделать более детальным и обоснованным выбор оборудования и увеличить экономическую эффективность отработки месторождений.

УДК 622.271.45

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ОТВАЛ № 12» ОАО «МАЛЫШЕВСКОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ»

БЕЛЯЕВ В. Л., КОСТИН А. Л., ЕЛЬКИН Е. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время Свердловская область обладает значительными накопленными объемами отходов горно-обогатительного и металлургического производства. Эти отходы можно назвать техногенными месторождениями, в случае если проведенные предварительное и тщательное изучение их подтверждает возможность использования в качестве минеральных источников.

В результате изучения минерального сырья отвалов разрабатываются новые рентабельные способы, позволяющие извлечь полезные компоненты, которые до настоящего времени считалось обогащать невыгодно или невозможно.

Роль техногенных месторождений возрастает, благодаря тенденциям, развивающимся в мире:

- потребление сырья возрастает, а качество источников ухудшается. Источников, имеющих высокую концентрацию определенных химических веществ, практически не осталось;
- большое количество накопленных отходов металлургических заводов, горно-обогатительных комбинатов, электростанций;
- рост объемов отходов горного производства происходит быстрее, чем наращивание запасов полезных ископаемых;
- благоприятное местоположение отвалов относительно промышленных районов, наличие коммуникаций;
- в отвалах и хвостохранилищах происходит образование новых минералов под воздействием окружающей среды [1].

Сложившаяся ситуация дала положительный толчок к разработке техногенных месторождений в Свердловской области. Одним из таких техногенных месторождений является отвал № 12 в 8,0 км к югу от поселка Малышева.

Отвал № 12 является одним из трех отвалов (№№ 6, 12, 15) полевошпат-слюдистого сырья (пегматоидными гранитами), образованных вскрывными породами западной части Квартального тантал-бериллиевого (Ta-Be) месторождения, при отработке его открытым способом в период с 1967

по 1986 г. Данные породы являются сырьем на неметаллические полезные ископаемые – полевой шпат и мусковит.

Кроме Отвала № 12 в контурах этого участка, имеющего прямоугольную форму и размеры 600×700 м, расположен Отвал № 11, частично подстилая и перекрывая его. Отвал № 12 расположен на юго-западном фланге земельного участка. Подошва отвала имеет форму прямоугольника размером 240×180,0 м, вытянутого в субмеридиональном направлении. Верхняя (северо-восточная) часть Отвала № 12 перекрыта слоем перекрывающих пород (мощностью 12-22 м). Высота Отвала № 12 составляет 78 м (гор. 234-312 м), угол погашения откосов отвала 30°.

Отвал сложен одним типом горных пород – пегматоидными гранитами, которые сами по себе являются полевошпат-слюдистым сырьем, а содержащиеся в них полезные компоненты являются породообразующими минералами этих гранитов, и распределение содержаний этих компонентов в объеме отвала – весьма равномерное.

Гранулометрический состав образований отвала весьма неоднородный. Преобладают куски размером 100-600 мм (60,0 %), остальное количество представлено песком, дресвой, щебнем – 20,0 % и «негабаритами» размером >600 мм – 20,0 %. Естественная влажность сырья – 0,7 %, коэффициент крепости пород – 8, объемная масса сырья – 2,0 т/м³, коэффициент разрыхления – 1,5. Запасы полезных ископаемых категории С₂ составляют – 4,2 млн. т.

Производительность отвала по добыче – 500,0 тыс. т в год и обусловлена производственной мощностью обогатительной фабрики ОАО «МРУ».

Добычные и вскрышные работы планируется вести послойно 10-метровыми уступами одним экскаватором ЭКГ-5А типа «прямая лопата» (имеющимся на балансе предприятия) с ковшем емкостью 5,0 м³. При необходимости предусмотрена предварительная подготовка горной массы к выемке с применением рыхлителей и переходом на бульдозерный забой с перемещением горной массы в штабель к экскаватору.

Минеральное сырье из Отвала № 12 доставляется на промплощадку действующей обогатительной фабрики ОАО «МРУ», средняя дальность транспортирования составляет 15,5 км. Вскрыша размещается в выработанном пространстве карьера «Квартальный», средневзвешенная дальность транспортирования с учетом транспортных перевозок внутри карьера и отвала составляет 3,5 км.

По горнотехническим условиям, а именно необходимости обеспечения грузотранспортной связи с рабочими горизонтами, полная отработка запасов Отвала № 12 невозможна без предварительного удаления покрывающих тело отвала, пустых пород, в ходе горно-подготовительных работ и организацией доступа к горизонту +312 м (кровля полезной толщи Отвала № 12).

Доступ к обрабатываемым горизонтам отвала № 12 осуществляется за счет организации внешних полутраншей, пройденных по западному борту отвала (рис. 1-2).

При подходе к предельным границам отработки рабочие уступы объединяются по четыре в один погашенный уступ с выдерживанием устойчивого угла погашения не более 36° (угол естественного откоса). Это позволяет минимизировать площадь отвала в плане и уменьшить потери минерального сырья в отвале.

В связи с тем, что угол погашения ярусов отвала принят 36°, предложена технологическая схема постановки рабочих уступов в предельное положение.

При подходе горных работ к предельному контуру карьера на каждом рабочем уступе оставляется приконтурная полоса шириной не менее ширины экскаваторной заходки. Уступ делится на два подступа высотой по 5 м. Верхний подступ обрабатывается с переэкскавацией горной массы на нижнюю рабочую площадку. Нижний подступ обрабатывается широкой заходкой по развалу.

Приведение борта отвала в устойчивое состояние предусмотрено осуществлять с применением одного экскаватора ЭО-5126 типа «обратная лопата» с емкостью ковша 1,45 м³. Схема работы экскаватора показана на рис. 3.

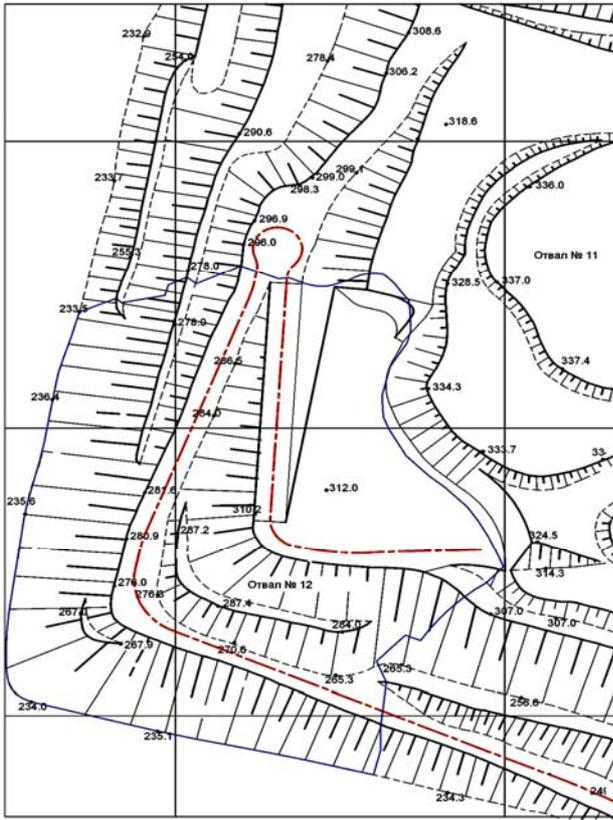


Рис. 1. Вскрытие гор +312 м внешней полутраншей

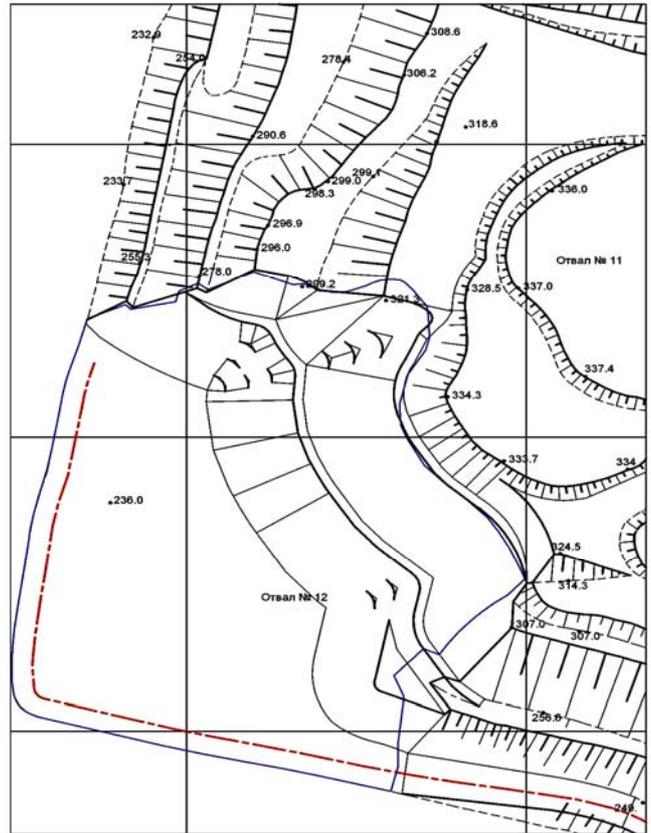
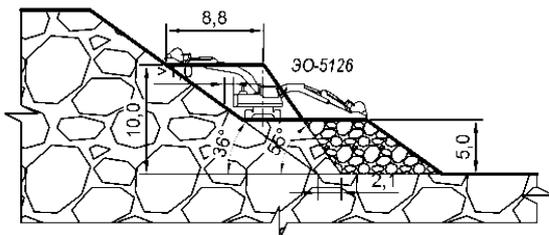


Рис. 2. План отвала на конец обработки

Перевалка пород верхнего подступа



Отработка нижнего подступа

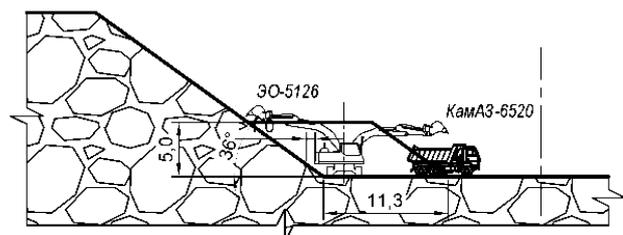


Рис. 3. Схема заоткоски уступов при постановке их в предельное положение

Таким образом, предложенная технологическая схема позволяет вести горные работы на уступах с учетом их постановки в предельное положение под углом 36° . Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется по уже существующей форме трассы с заездом транспортных средств на рабочие уступы с внешних полутраншей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Маляров И. П. Разработка техногенных месторождений. – Магнитогорск: 2002.– 145 с.
2. Проект рекультивации нарушенных земель, занятых отвалом № 12 карьера «Квартальный», с попутной добычей полевошпат-слюдистого сырья. – г. Екатеринбург, ООО «Инновационно-экспертный центр ИГД УрО РАН», 2009. Том 2.

УДК 004.942:553.94

ОСОБЕННОСТИ ГЕОИНФОРМАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПЛАСТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

КОРНИЛКОВ С. В., СТАРИКОВ А. Д., ИСАКОВ С. В., МУСИХИНА О. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В 2008-2009 гг., в рамках работ по составлению Технологического регламента отработки Эльгинского каменноугольного месторождения, перед учебно-производственной лабораторией САПР кафедры РМОС была поставлена задача геоинформационного обеспечения горно-геометрического анализа месторождения*.

Поставленная задача, в соответствии с планом основных работ по составлению регламента, делилась на два этапа. На первом этапе, существенно ограниченном по времени, требовалось разработать методологию геоинформационного моделирования месторождения и последующих горно-геометрических расчетов с учетом требований проектировщиков, а также создать модель месторождения, которая бы позволила провести укрупненный горно-геометрический анализ с погрешностью, не превышающей 7-10 %. На втором этапе планировалось осуществить более детальное планирование режима горных работ, на отдельных перспективных участках. Погрешность данных расчетов была ограничена 2-3 %. Кроме того геоинформационная модель должна была обеспечить возможность задания качественных характеристик углей и удобную для восприятия визуализацию залегания пластов.

Информационной базой для моделирования являлись геологические данные, утвержденные протоколом ГКЗ РФ от 21.03.1997 г. по рассмотрению материалов ТЭО кондиций Северо-Западного участка Эльгинского каменноугольного месторождения в Тонкинском районе Южно-Якутского бассейна за 1991-1996 гг.

Для решения поставленных задач, была разработана комплексная информационная модель месторождения. С целью поэтапного уточнения сведений о полезном ископаемом залегание пластов и размещение межпластовой вскрыши в пространстве описано тремя группами моделей: гипсометрическая; упрощенная геометрическая (пластинчатая); блочная.

В данном случае гипсометрическую модель удалось создать в кратчайшие сроки и с минимальными трудозатратами, благодаря тому, что необходимые для нее данные частично формировались на начальном этапе создания *SOLID* (твердотельных) моделей, а частично уже имелись в виде бумажных гипсометрических планов. Модель позволила произвести первичный анализ площади месторождения, результаты которого были использованы как для оптимизации методики дальнейшего моделирования, так и при решении проектных задач.

Упрощенная геометрическая (пластинчатая) модель описывает пласты и междупластья в виде слоев, соответствующих вычисленной постоянной средней мощности каждого пласта и каждого междупластья.

Простая геометрическая модель использована для первичных горно-геометрических расчетов на стадии установления основных зависимостей, увязывающих перемещение горных работ, извлекаемых объемов угля и вскрыши, а также анализа текущих коэффициентов вскрыши на стадии

* Технологический регламент отработки Эльгинского каменноугольного месторождения (Основные предварительные решения). – ИГД УрО РАН, Екатеринбург, 2009 г.

предварительной раскройке карьерного поля, определения календарных графиков отработки по вскрыше при заданном графике добычи и предварительного обоснования порядка и интенсивности отработки месторождения в целом.

В связи с весьма незначительными углами падения флангов мульды (4-6 °), положение пластов в модели условно принято горизонтальным. Данное допущение соответствует методике подсчета запасов на стадии разведки месторождения, поскольку истинные площади пластов и их проекции на горизонтальную площадь в материалах геологического отчета приняты, как показал анализ, равными.

Геометризация осуществлялась с использованием поперечных сечений и пластовых планов с привлечением данных статистической обработки геологического отчета, а также данных координат подсечений пластов и междупластий, полученных при создании гипсометрических моделей.

На подготовительном этапе были векторизованы контуры пластов в плане с проверкой погрешности векторизации по их площадям. Относительная погрешность подсчета площадей пластов в модели не превышает 0,5 %. Таким образом, стадии векторизации площадей адекватность модели обеспечивается.

Относительная средне взвешенная погрешность объемов пластов в простой геометрической - пластинчатой модели не превышает 1,0 %, в целом по месторождению составляя 0,5 %, при этом, однако, по отдельным участкам месторождения, особенно в местах со сложным рельефом, погрешность доходит до 5-10 %.

На данном этапе моделирования объемы пропластков пустых пород не учитывались, поскольку объемы вскрыши, рассчитанные на стадии подсчета и утверждения запасов по месторождению, также определялись вычитанием абсолютных высотных отметок по основным пластам.

Блочная модель отличается от пластинчатой учетом изменения мощности пластов по протяженности геологических разрезов, включая изменение мощности пропластков вскрышных пород (см. рисунок). В модели каждый пласт разбит на отдельные блоки, соответствующие принятым ранее при подсчете геологических запасов. Междупластья описываются на основании пластовых планов изолиний и имеют переменную мощность по площади пластов в соответствии с их гипсометрией.

Моделирование реализовано в среде пакета *AutoCAD* с использованием его возможностей при работе со сплошными телами (солидами).

Плоские контуры пластов размещены на свои высотные отметки (по почве) так же, как и в «пластинчатой» модели. В границах плоских контуров пластов дополнительно векторизованы контуры подсчетных блоков, выделенных при подсчете запасов на стадии их утверждения, каждый из которых имеет свою отличную от соседних блоков мощность.

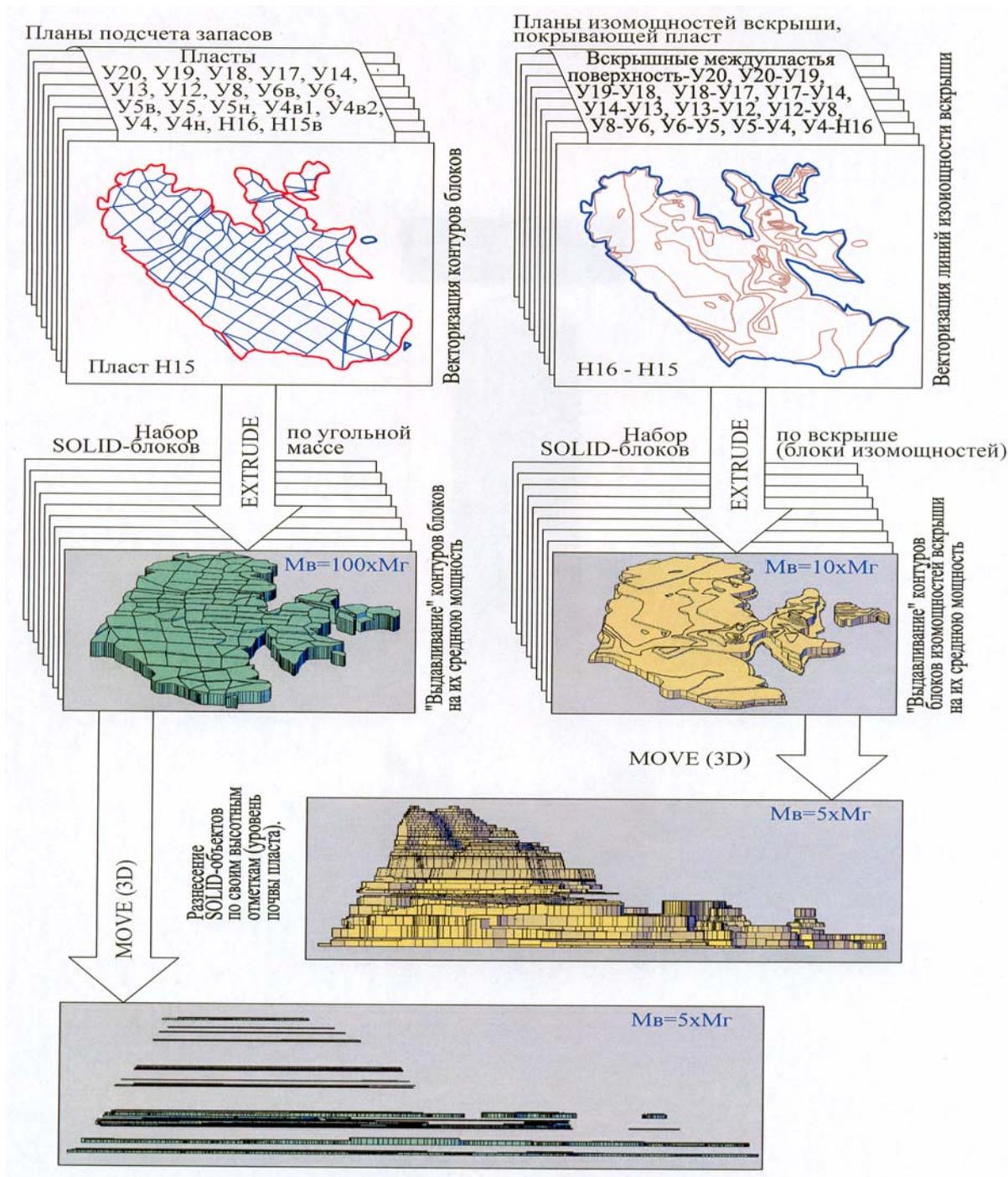
Подсчитанные по сформированной модели объемы *SOLID*-пластов сопоставлены с соответствующими объемами по данным геологического отчета. Относительная погрешность объемов пластов в модели не превышает 2 %, в целом по месторождению составляя 0,12 %.

Породные междупластья (вскрыша в «блочной» модели) описывались на основании планов рельефа кровли пластов, включающих также линии изомощностей покрывающей пласт вскрыши до вышележащего пласта (или дневной поверхности).

Выделенные при авторском подсчете запасов линии изомощностей междупластьев были векторизованы в замкнутые контуры и из них получены объемные *SOLID*-участки вскрыши за счет вертикального «выдавливания» на изомощность покрывающей пласт вскрыши. Полученная совокупность *SOLID*-участков в каждом междупластье объединена в единое *SOLID*-междупластье, имеющее переменную мощность, соответствующую исходным изомощностям покрывающей пласт вскрыши.

Особенностью моделирования размещения пространственного положения пород вскрыши явилось то обстоятельство, что в составе исходных данных представлены только междупластья, заключенные между основными пластами.

Следует отметить, что блочная модель месторождения достаточно точно учитывает рельеф местности по сравнению с простой пластинчатой, поэтому общая модель представляет собой уточненное объемное представление о залегании угольных пластов и распространении вскрыши по площади месторождения. Модель использована для уточненных расчетов, связанных с раскройкой карьерного поля и окончательным формированием порядка отработки месторождения.



Технологическая схема создания блочной модели месторождения

Следует отметить, что моделирование геологических условий и запасы, подсчитанные с помощью двух описанных моделей в целом по месторождению, практически равнозначны, но значительно различаются по локальным участкам. Достаточно существенные расхождения отмечаются в подсчетах пород междупластий. Анализ расхождений показал, что более точно особенности рельефа местности учтены в блочной модели.

Примененный в данном случае комплексный подход к моделированию месторождения позволил обеспечить качественное геоинформационное сопровождение процесса разработки проектной документации и выдержать заданные сроки работ.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ВЕСЕННЕЕ» ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

САНТАЛОВ П. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Весенне-Аралчинское месторождение располагается на территории Республики Казахстан и Российской Федерации. Южная часть месторождения расположена в Хромтауском районе Актюбинской области.

На месторождении установлено 10 рудных тел (4 на Весеннем участке и 6 на Аралчинском). Большая часть запасов месторождения (88 % от балансовых запасов) заключена в рудном теле № 3, на участке «Весенний» на территории Российской Федерации.

Рудные тела крутопадающие (50-80 градусов), средняя их мощность 10-15 м, протяженность по простиранию 250 м. Плотность сплошных медно-цинковых и медных руд составляет 4,3 т/м³.

Руды в основном крепкие и имеют коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову (f), равный 8-12. Средний коэффициент крепости вмещающих пород $f = 7$. Руды и вмещающие скальные породы характеризуются, в основном, удельным сцеплением 30-40 МПа и углом внутреннего трения 35-45 °.

Многие действующие и строящиеся карьеры запроектированы на большую глубину.

Для открытой разработки месторождений, особенно для глубоких карьеров, большое экономическое значение имеет угол откоса борта: для карьера глубиной 300 м с углом откоса борта 36 ° снижение последнего на 1 ° ведет к росту общего объема вскрыши на 2,2 млн. м³ по каждому километру контура карьера.

С другой стороны, необоснованно крутые откосы бортов и его уступов приводят к развитию деформаций в виде оползней и обрушений. Ликвидация деформаций требует затрат времени и средств. Наличие оползневых зон требует уменьшения размеров взрывного блока, увеличения частоты взрывов. Иногда оползнеопасные участки борта требуют консервации, перепроектирования карьера, в результате которого часть залежи теряется или усложняется технология горных работ.

На основе расчета технико-экономических показателей доказана экономическая целесообразность открытого способа разработки месторождения на глубину 280 м. План карьера на конец отработки представлен на рис. 1, основные параметры карьера на конец отработки занесены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры карьера на конец отработки

Наименование параметров	Единица измерения	Значение
Глубина карьера	м	280
Размеры карьера по поверхности:		
– длина	м	700
– ширина	м	570
Эксплуатационные запасы руд	тыс. т	6 044,0
Количество пород вскрыши	тыс. м ³	34 012
Средний коэффициент вскрыши	м ³ /м ³	23,8
	м ³ /т	5,6

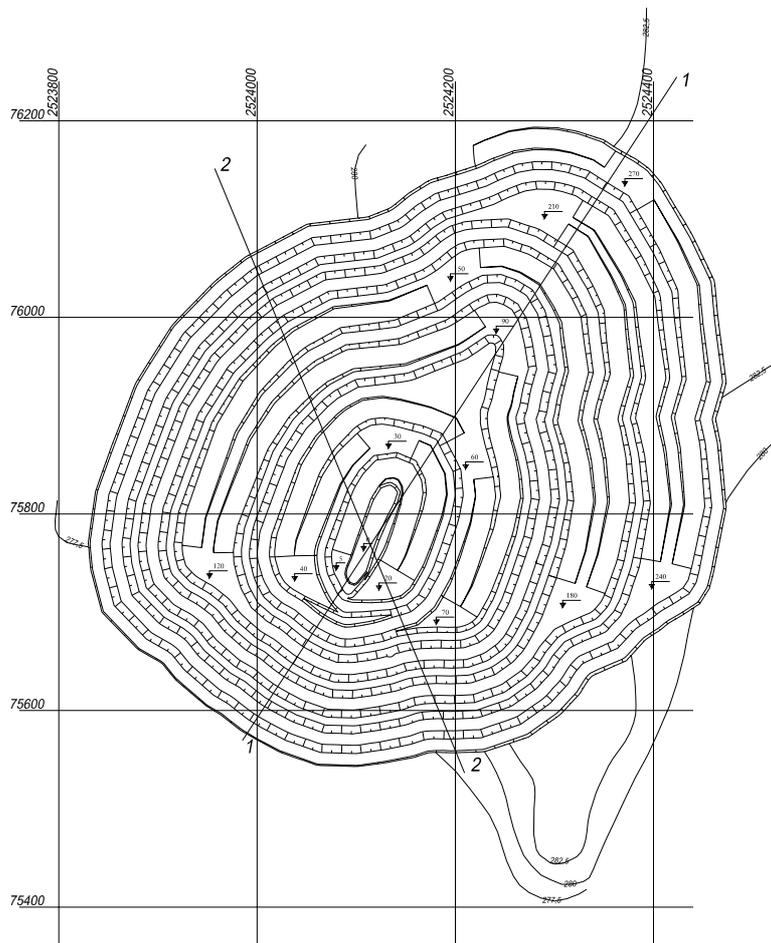


Рис. 1. План карьера «Весенний» на конец отработки

Объем строительства карьера 9290 тыс. м³, срок строительства – 3 года. Попутная добыча руды в период строительства составит 300 тыс. т. Средняя годовая производительность карьера по вскрыше в период эксплуатации 2625 тыс. м³.

Углы погашенных откосов бортов карьера по разным сечениям составили 45-55 градусов, поэтому была выполнена оценка устойчивости нерабочих бортов карьера. Расчеты проводились по кругло-цилиндрической линии скольжения методом алгебраического сложения сил по 2 разрезам (рис. 1).

Коэффициенты запаса устойчивости составили: для разреза 1-1 в Северо-Восточной части – 1,15, в Юго-Западной – 1,54; для разреза по линии 2-2 в Юго-Восточной части – 1,26, в Северо-Западной – 1,18 (табл. 2).

Не все полученные коэффициенты запаса устойчивости соответствуют сроку освоения месторождения, необходим коэффициент запаса устойчивости 1,3. Известно, что коэффициенты запаса устойчивости, полученные по методике ВНИМИ, имеют заниженные значения, по сравнению с фактическими значениями, так как не учитывают объемного действия сил в откосе. В связи с этим для откосов с недостаточным коэффициентом запаса устойчивости была проведена оценка устойчивости по методике (разработана на кафедре ОРМП И МГТУ им. Г. И. Носова [2]), учитывающей объемное напряженное состояние массива. На рис. 2 показаны схемы к расчету устойчивости по сферической поверхности скольжения для Северо-Восточной части разреза 1 и Северо-Западной части разреза 2.

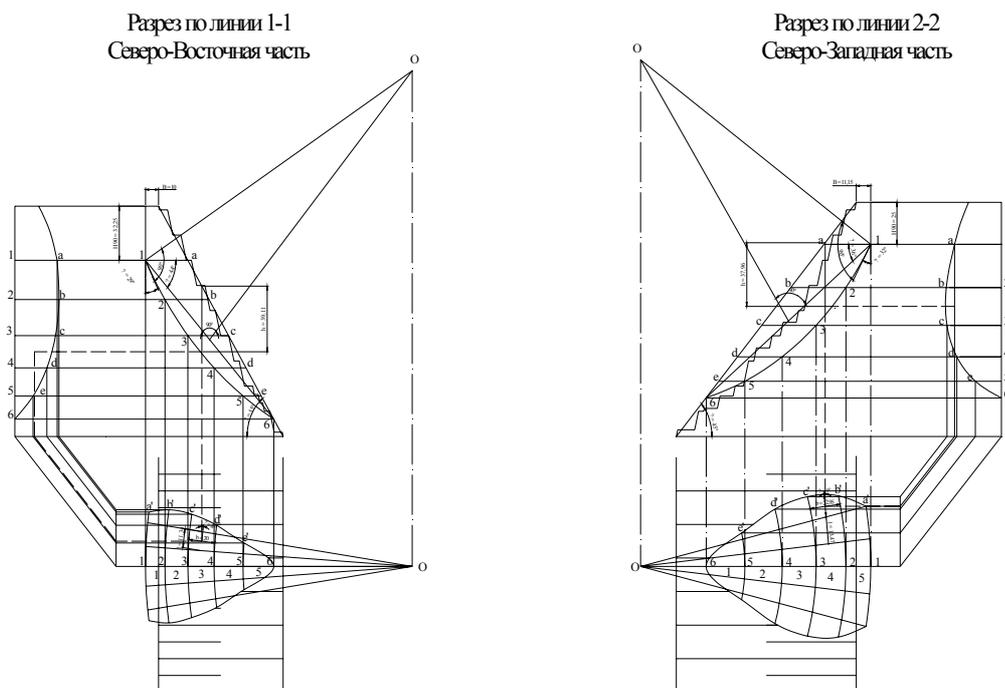


Рис. 2. Схемы к расчету устойчивости Северо-Восточной части (разрез 1) и Северо-Западной части (разрез 2)

Таблица 2

Результаты расчета по методике ОРМПИ МГТУ им. Г.И. Носова

Разрез	Физико-механические свойства			Параметры откоса		ρ , град	H_{90} , м	Θ , град	K_{3y} – по объемной задаче	K_{3y} – по методике ВНИМИ
	C , МПа	φ , град.	γ , кг/м ³	H , м	α , град.					
Разрез 1	0,49	32	2700	247,5	55	44	64,5	29	1,45	1,15
Разрез 2	0,428	27	2800	279	45	36	50	32	1,49	1.18

Коэффициенты запаса устойчивости, соответственно 1,45 и 1,49, что соответствует требуемому запасу прочности по условию обеспечения безопасности ведения горных работ на нижних горизонтах.

Вывод: существующие инженерные геомеханические методы расчетов для оценки устойчивости откосов бортов и уступов карьеров не учитывают характер распределения напряжений в объемном состоянии. Это ведет к упрощению расчетов, результаты которых не отражают реальных условий устойчивости откосов

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Русаков Б. А. Геомеханические расчеты для открытых горных работ: Монография. – Магнитогорск: 2001.
2. Черчинцева Т. С., Кузнецова Т. С. Геомеханические основы прогноза объемных деформаций и устойчивости откосов горных пород: монография. – Магнитогорск: 2007.

АНАЛИЗ ПУТЕЙ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ВСКРЫТИЯ И ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТИПА «ШЕМУР»

АНТОНИНОВ Д. Ю., КОЛОДИН М. А., МИШАКИН Л. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Потребность в рудном сырье увеличивается, а технические возможности цивилизации не успевают возрастать и совершенствоваться соответствующим образом. Поэтому существует необходимость изыскивать менее трудоемкие, затратные и наукоемкие способы разработки полезных ископаемых. Кроме того, истощаются месторождения равнинного типа и неизбежно все шире вовлекаются в разработку нагорные месторождения. Количество карьеров, разрабатывающих нагорные месторождения, увеличивается с каждым годом. Это требует новых технологических решений для их эффективной разработки. При этом нужно учитывать отличительными особенностями разработки нагорных месторождений. К ним относятся: сложный горный рельеф; труднодоступность района разработки месторождения; резко-континентальный климат; сложность организации перемещения горных работ (движение груженого транспорта на спуск и подъем; большой удельный вес кривых по трассе движения). В большинстве случаев, малые сроки разработки месторождения; ограниченность карьерного пространства; сложность отведения и очистки подземных и поверхностных вод.

Одним из представителей нагорных месторождений, является Шемурское месторождение медноколчеданных руд, расположенное на восточном склоне Северного Урала, характеризующегося резко континентальным суровым климатом и весьма сложным рельефом. Главными полезными химическими компонентами в рудах Шемурского месторождения являются – медь, цинк и сера. Попутными компонентами – кобальт, золото, серебро, селен, теллур, свинец, висмут, германий, галлий, индий, таллий, а также молибден, кадмий, никель.

Согласно проекту разработки месторождения, вскрытие должно осуществляться двумя системами обособленных автомобильных заездов, обеспечивающих доступ к нагорной части месторождения. Вскрытие глубинной части предусматривается спиральными автомобильными съездами. Предложенная проектом технология предполагает использование фронтального погрузчика *KOMATSU WA-700* с емкостью ковша ($E_k=8,7 \text{ м}^3$) для выемки рудной массы и экскаватора *KOMATSU PC-2000* ($E_k=11 \text{ м}^3$) для выемки вмещающих пород, работающих с погрузкой в автосамосвалы.

Вышеприведенные проектные решения, на наш взгляд, обладают следующими недостатками: формирование необходимого парка автосамосвалов требует существенных капитальных затрат, как на транспортные единицы, так и на материально-техническую базу, а также на сооружение карьерных автодорог. Кроме того, эксплуатация автосамосвалов и карьерных автодорог потребует значительных текущих затрат. Работа автосамосвалов в карьере сопровождается значительным выделением выхлопных газов от двигателей и пыли от автодорог. Значительная энергоемкость и затратность перемещения горной массы автомобильным транспортом.

Чтобы избежать этих недостатков, нужно воспользоваться опытом предприятий, занимающихся разработкой подобных месторождений [1].

К таким месторождениям относятся месторождения гранита «Гленсанд», «Кригджион».

Месторождение гранита «Гленсанд», расположенное на западном побережье Шотландии у глубоководного устья р. Лох – Линн. Месторождение типа «гора-залежь», весь склон на значительную глубину сложен кондиционным гранитом. Проектная производительность карьера – 7,5 млн. т/год при односменной работе. В проект предприятия заложены технические решения, направленные на уменьшение отрицательного влияния карьерных разработок на окружающую среду, в особенности на ландшафт. Такое решение определило целесообразность использования подземных выработок для транспортировки полезного ископаемого к дробильно-сортировочному комплексу на берегу залива. Карьерное поле подсекается снизу штольной протяженностью 1,8 км, от которой по центру карьера проходит вертикальный рудоспуск высотой 300 м отработка месторождения ведется горизонтальными слоями сразу до предельного контура.

В карьере используется мобильный дробильный комплекс производительностью 5 тыс. т/ч, работающий в комплексе со станками вращательного бурения *DM-45* компании *Atlas Copco*, мощным экскаватором и системой мобильных конвейеров. Последние доставляют дробленый материал в рудоспуск, по которому он перепускается на горизонт штольни.

Ленточный конвейер по штольне выдает материал на поверхность к складу ДСК. Комплекс ДСК состоит из корпуса вторичного дробления и дробильно-грохотильного отделения, после чего дробленый продукт поступает в штабель. Далее полученный продукт поступает на перегрузочный пункт погрузки в самоходные баржи.

Вторым месторождением, также относящимся к типу «гора-залежь», является месторождение гранита «Кригджион», находящееся в центральной части Уэльса в 22 км к юго-западу от г. Шрусбери на подступах к Кемберийским горам. Оно также отличается оригинальной схемой транспортировки полезного ископаемого. Транспортная система карьера состоит из рудоспуска с подземной дробилкой и конвейерной линией в штольне.

Используемая на вышеописанных месторождениях схема вскрытия, очевидно, требует затрат, сопоставимых с таковыми применительно к сооружению системы карьерных, автомобильных коммуникаций. Но при этом исключаются все другие недостатки, заложенные в проектных решениях по вскрытию Шемурского месторождения. Это является основанием для предложения использовать, применительно к Шемурскому месторождению, вариант вскрытия «Рудоспуск – откаточная штольня». Такой вариант вскрытия предполагает транспортирование горной массы с помощью конвейерного транспорта.

Конструкция системы конвейерного транспорта должна предусматривать его мобильность. Конвейерный транспорт требует более мелкого дробления горной массы. Процесс дробления исходной рудной массы предшествует и стадии рентгено-радиометрической сепарации. Учитывая это, целесообразно включить в технологию добычи руды мобильный дробильный комплекс типа *KOMATSU BR 550 JG 1*, предназначенный для дробления горных пород с коэффициентом крепости пород по шкале профессора Протодяконова 8-16 щековыми дробилками.

Для проходки подземных выработок представляется рациональным использование установки «Роббинс» шведской фирмы «Атлас Копко» [2]. Буровая установка перемещается при помощи гусеничного хода, после остановки оборудование выравнивается с помощью опорных плит, имеется возможность изменить наклон агрегата.

Рядом с установкой имеется пульт дистанционного управления, что позволяет манипулировать буровым инструментом и непосредственно следить за процессом бурения.

Бурение установкой «Роббинс» возможно осуществлять как снизу вверх, так и сверху вниз. В процессе бурения пилотной скважины происходит постепенное наращивание бурового става с помощью трубокладчика. После завершения бурения пилотной скважины на конец бурового става монтируют расширитель, после чего производят разбуривание восстающего до заданного размера.

Что касается проходки подземных выработок, наиболее распространенным вариантом является проходка с помощью установки.

Следует отметить, что описанные выше системы проходки являются оптимальными и экономически-обоснованными для самых затратных работ при вскрытии нагорных месторождений. В процессе обработки месторождения пройденные выработки являются основой для транспортно-выемочной системы горного предприятия, которая основывается на конвейерном транспорте и мобильном дробильном оборудовании.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Нагорные карьеры мира С. А. Ильин. – Москва: ИАЦ Горных наук, 1993.
2. <http://www.mining-solutions.ru/product/173>.

ВЛИЯНИЕ КРУПНОСТИ ЧАСТИЦ СЕРПЕНТИНИТА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МАГНИЯ В КОЛОННАХ ПУЛЬСАЦИОННОГО ТИПА

ТУМАШОВ А. А.
ОАО «Русский магний»

ВАЛИЕВ Н. Г.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Серпентиниты – водные силикаты магния с примесями оксидов железа, алюминия, марганца, никеля, кобальта, меди, хрома и др. – одни из самых распространенных горных пород. Они сопутствуют месторождениям многих полезных ископаемых, могут быть вмещающей породой и, соответственно, отходом добывающей промышленности, в частности, отходом производства асбеста.

Серпентиниты могут быть использованы в производстве металлического магния, магнезиальных огнеупоров, химически чистой магнезии, активного кремнезема, кобальт-никелевого концентрата, железооксидных пигментов и др. Основной стадией комплексной переработки серпентинитов с целью раздельного извлечения из них ценных компонентов является выщелачивание минеральными кислотами.

Для выщелачивания магния из серпентинита используется пульсационная колонна, заполненная 18 % соляной кислотой и нагретая до 90 °С. Температура в колонне фиксируется 4 термодатчиками, равномерно распределенными по всей длине аппарата. После того, как во всех 4 точках устанавливается постоянная температура, начинается заполнение колонны серпентинитом из накопительного бункера. В результате взаимодействия серпентинита с соляной кислотой образуется раствор хлоридов металлов (неочищенный хлормагниевый раствор), входящих в состав серпентинита, и остаток после выщелачивания (ОПВ) – аморфные частицы, на 85-90 % состоящие из оксида кремния.

При заполнении колонны серпентинитом образующийся хлормагниевый раствор (ХМ р-р), через верхний слив попадает в бочку-уловитель, где происходит улавливание частиц серпентинита, унесенных раствором, путем их оседания на дно бочки. Из бочки-уловителя хлормагниевый раствор, освобожденный от частиц серпентинита, по трубопроводу поступает в накопительные емкости.

Материальный баланс при оптимальном режиме работы колонны: загрузка серпентинита – 30 кг/ч; концентрация соляной кислоты – 18-20 %; расход кислоты – 120 л/ч; температура процесса – 95-105 °С; амплитуда пульсаций – 900 мм; частота – 26-28 пульс/мин.

Для определения влияния крупности частиц серпентинита на выщелачивание магния были проведены процессы выщелачивания на фракциях -0,3 +0,1 мм и -0,5+0,3 мм:

- 2,5 тонны серпентинита фракции -0,3 +0,1;
- 2,5 тонны серпентинита фракции -0,5+0,3;
- 20 тонн соляной кислоты (36 %).

Основными показателями при проведении исследования являются: унос ОПВ в верхнем сливе, некондиционный ХМ р-р, кондиционный ХМ р-р, пульпа ОПВ, средняя температура процесса, степень извлечения магния.

Унос в верхнем сливе показывает количество ОПВ, унесенное с раствором хлоридов магния из колонны, и не должен превышать 5 % от всего объема ОПВ. Раствор считается кондиционным, если содержание в нем $MgCl_2$ не менее 190 г/л, HCl – не более 10 г/л. Оптимальная температура процесса 95-105 °С. Степень извлечения показывает отношение содержания компонентов (MgO , SiO_2 , FeO , NiO и др.) в ОПВ к содержанию этих компонентов в серпентините и рассчитывается по формуле:

$$\eta_k = (m_{нач} - m_{кон}) / m_{нач} \cdot 100 \%,$$

где $m_{нач}$ – масса компонента в серпентините; $m_{кон}$ – масса компонента в ОПВ.

Процентное содержание и масса компонентов в серпентините, вступившем в реакцию, и степень извлечения приведены в табл. 1, результаты материального баланса приведены в табл. 2.

Процентное содержание и массы компонентов, вступающих в реакцию с соляной кислотой
в серпентините, массой 2528 кг, и степень извлечения

Компонент	Масса, кг	Фракция -0.5+0.3		Фракция -0.3+0.1	
		Масса ОПВ	Степень извлечения	Масса ОПВ	Степень извлечения
MgO	821,600	53,900	93,440	30,800	96,22
SiO ₂	844,352	719,026	14,843	620,756	26,48
FeO	55,255	0,000	100,000	0,000	100,000
NiO	5,469	0,549	89,966	0,649	88,113
Cr ₂ O ₃	27,343	10,564	61,363	12,664	53,681
Al ₂ O ₃	55,411	7,115	87,160	8,251	85,109
CuO	0,411	0,054	86,874	0,074	81,995
Fe ₂ O ₃	310,583	10,780	96,529	15,780	94,944

Таблица 2

Сравнение результатов материального баланса

Наименование	-0,5+0,3 мм	-0,3+0,1 мм
Количество исходного серпентинита, кг	2528	2528
Унос в верхнем сливе, кг	34,5	344,5
Некондиционный ХМ р-р, кг	446	645
Кондиционный ХМ р-р, кг	10984,2	10425,8
Пульпа ОПВ, кг	1070,446	1095,425
Средняя температура процесса, °С	108,6	112,5
Средняя степень извлечения Mg, %	93,4	96,22
Выход с 1 т исходного сырья, кг	400	250

По результатам баланса можно сделать вывод, что размер частиц серпентинита оказывает существенное влияние на процесс выщелачивания магния: чем меньше размер частиц, тем выше степень извлечения магния, содержащегося в растворе хлоридов металлов. Но, в ту же очередь, мелкие частицы приводят к увеличению уноса ОПВ в верхнем сливе колонны, и температура процесса становится неустойчивой. Увеличение уноса и нестабильность температуры приводят к нарушению технологического режима процесса выщелачивания.

УДК 622.271:622.8

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ И ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ СУЩЕСТВУЮЩИХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

СТАРИКОВ А. Д., МУСИХИНА О. В., ИСАКОВ С. В.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Сложность разработки напрямую зависит от горнотехнических условий эксплуатации месторождения, которые определяются рядом факторов: рельефом поверхности, геологическим строением, тектоникой, динамикой поверхностных и подземных вод, физико-механическими свойствами пород. Одним из условий, значительно усложняющих разработку месторождения полезных ископаемых, является наличие на его территории законсервированных подземных выработок, с помощью которых месторождение эксплуатировалось ранее.

Существование подземных выработок в пределах будущего карьерного поля предполагает необходимость проведения ряда специальных технических, технологических и организационных

мероприятий, направленных на обеспечение безопасности ведения открытых горных работ в зоне влияния подземных выработок:

- предусматривается выделение на территории карьерного поля зон возможных провалов, в пределах которых необходимо вести горные работы с учетом ограничений;

- шурфы, стволы и подземные выработки, определяющие положение опасных зон, должны быть показаны на планах горных работ;

- зоны должны быть ограничены на плане по результатам маркшейдерской съемки.

На границах зон должны быть установлены предупреждающие знаки;

- при подходе горных работ к опасной зоне должно производиться опережающее разведочное бурение;

- транспортное оборудование не должно находиться в опасной зоне. Экскаваторы при отработке горной массы в опасной зоне должны располагаться перпендикулярно оси подземных выработок;

- работы требуется производить в соответствии с п. п. 36, 62, 69, 71 «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом»;

- при обнаружении признаков сдвижения пород работы должны быть прекращены и возобновлены только по специальному проекту организации работ, утвержденному техническим руководителем организации и согласованному с территориальными органами Ростехнадзора;

- на отработку опасных зон на предприятии должны составляться паспорта, утверждаемые техническим руководителем организации.

Отработку месторождения в пределах выделенных опасных зон возможно вести, используя технологию управляемого опережающего взрывного обрушения подземных выработок в пределах горизонтов отработки открытым способом. В 2009-2010 гг. Проектно-методическим институтом ООО «Научно-производственное объединение УГГУ» была разработана такая технология для условий участка «Додо» Неройского месторождения жильного кварца, расположенного в Тюменской области ХМАО.

Участок «Додо» является одним из самых значительных месторождений горного хрусталя и жильного кварца. На участке имеются разветвленная система подземных горных выработок, развитая на 8-ми штольневых горизонтах, а на поверхности – заброшенные карьеры и отвалы подземных выработок. Открытую добычу кварца планируется вести при эксплуатации жилы № 59. Подземные очистные работы велись поэтажными выработками с использованием деревянного крепления. Зон обрушения и сдвижения над подземными выработанными пространствами не наблюдается.

Погашение разведочных выработок (высотой до 2,5 м). Пространство выработки гасится при отработке вышележащего уступа, отметка которого (нижняя бровка) находится выше кровли выработки на 2,0-2,5 м. Выработка гасится взрывным обрушением. Контур выработки по почве обуривается наклонными скважинами до почвы выработки. При обуривании массива над выработкой («потолочины») взрывные скважины не добуриваются на 0,5 м от кровли выработки (для исключения «прострела» ВВ в выработку). Взрывание обуренной выработки производится вместе с взрыванием обрабатываемого уступа. После отгрузки развала горной массы и зачистки подошвы уступа на рабочей площадке остается заполненная горной массой полость погашенной выработки, в пределах которой уже допустимо движение людей и техники по отбитой горной массе.

На рис. 1, в качестве одного из вариантов паспортов отработки уступа, показана технология отработки с погашением выработки при ее размерах в сечении 2,5×2,5 м и залегании на 2,5 м ниже уступа (кровля выработки на уровне нижней бровки уступа).

В зависимости от конкретных горно-технических условий на каждый взрыв по погашению подземной выработки предприятием разрабатывается отдельный проект на взрывание, учитывающий специфику расположения и размеров подземной выработки относительно обрабатываемого уступа в карьере.

Погашение эксплуатационных выработок (высотой до 10,0 м). Пространство выработки готовится к погашению взрывным способом при выходе открытых горных работ на горизонт, обеспечивающий высоту целика над подземной выработкой (карьерной «потолочины») от 3,0 до 5,0 м.

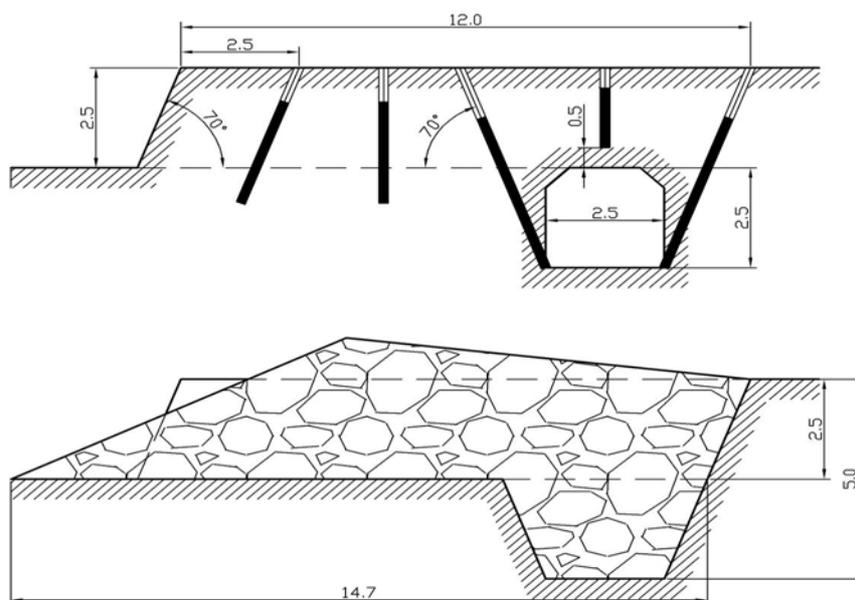


Рис. 1. Технология отработки уступа с погашением подземной разведочной выработки взрывным обрушением

Перед взрывным обрушением и погашением выработки контур по ее дну обуривается наклонными скважинами до почвы выработки. Взрывные скважины по целику («потолочине») не добуриваются на 0,5 м от кровли выработки для исключения «прострела» ВВ.

Взрывание обуренной выработки производится однократно, аналогично взрыву при проходке котлована. После оседания горной массы в погашенной выработке и зачистки рабочей площадки допустимо движение людей и техники по отбитой горной массе, заполняющей полость погашенной выработки.

На рис. 2, в качестве одной из технологических схем погашения эксплуатационной выработки, показана технология погашения выработки подгоризонта штольни № 28 в районе РЛ-VIII.

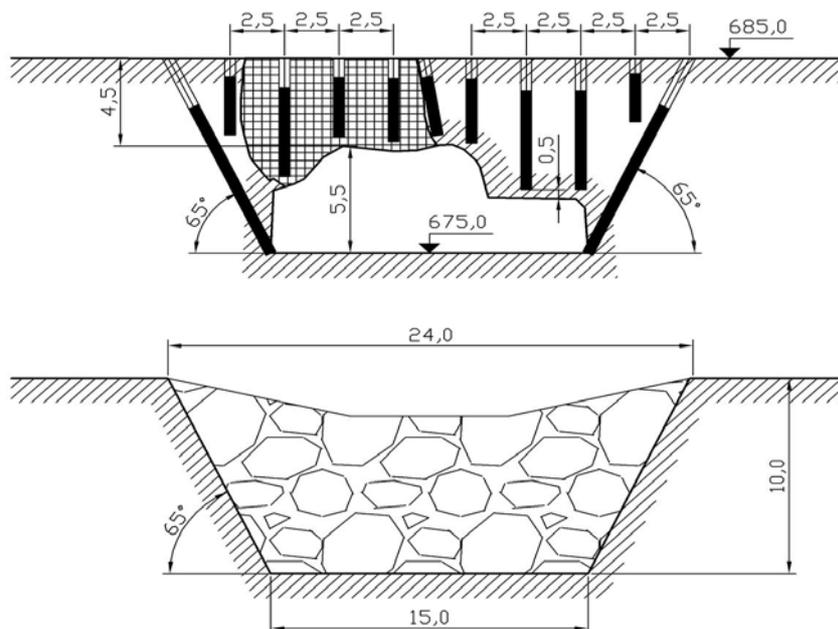


Рис. 2. Технология погашения взрывным обрушением подземной эксплуатационной выработки подгоризонта штольни № 28 в районе РЛ-VIII

Наряду с усложнением горнотехнических условий отработки месторождения и необходимости разработки особых технологий ведения горных работ, наличие подземных выработок характеризуется и рядом преимуществ:

- предварительная эксплуатация месторождения подземным способом дает наиболее полное представление о геологических и гидрогеологических условиях залегания полезных ископаемых;
- появляется возможность опережающего осушения карьерного поля за счет откачивания вод из существующих подземных горных выработок, расположенных ниже уровня дна карьера.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дополнение к Проекту разработки Неройского месторождения прозрачного жильного кварца «Проект открытой разработки жилы № 59». – Екатеринбург: ООО «НПО УГГУ». – 2010. – Том 1.
2. Проект карьера для отработки хромовых руд месторождения «Вершина реки Алапахихи». – Екатеринбург: ООО «НПО УГГУ». – 2007. – Том 1.
3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. ПБ 03-948-02. – М.: Госгортехнадзор.

УДК 622.242.27

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗЛИЧНЫХ МОДЕЛЕЙ БУРОВЫХ СТАНКОВ В УСЛОВИЯХ КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

ЗАХАРОВ А. В.

ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн СНГ», Уральский филиал

ТОПОРОВ А. В., ЦВЕТКОВ А. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В 2004 году на Качканарском ГОКе в рамках «Программы модернизации буровой техники» был разработан проект замены парка бурового оборудования. Целью проекта являлось повышение производительности и снижение себестоимости бурения за счет замены буровых станков СБШ-250МНА-32 с электрическим приводом на дизельные станки импортного производства. Рассмотрена возможность приобретения для испытаний станков следующих моделей:

1. Модель *SKS*. Производитель фирмы «*Reeddrill*» (США).
2. Модель *D-75KS*. Производитель фирмы «*Driltech Mission*» (США).
3. Модель *PV-270*. Производитель фирма «*Atlas Copco Drilling Solutions*» (США).

В марте 2005 г. был поставлен на комбинат и запущен в эксплуатацию на Северном карьере первый станок *SKS*. Отличительными характеристиками станка *SKS* являются:

- оптимальное соотношение между усилием подачи, крутящим моментом и скоростью вращения, что ведет к увеличению скорости бурения и производительности;
- структурная целостность, обеспечиваемая поперечными связями и усиленной прочностью основной рамы; устойчивая против скручивания конструкция мачты;
- трехточечная конструкция подвески ходовой тележки «плавающего типа», позволяющая преодолевать неровности поверхности без передачи осевых скручивающих нагрузок на основную раму;
- четыре горизонтирующих домкрата, увеличивающих устойчивость и обеспечивающих полное использование усилия подачи;
- один цилиндр и тросовая система подачи, обеспечивающие усилие подачи, равное усилию подъема, простоту регулировки и снижение эксплуатационных затрат;
- гидравлически управляемая система свинчивания и развинчивания труб (НОВО), приводимая в действие из кабины и являющаяся наиболее эффективным механизмом для развинчивания тугих соединений труб;

- большая неподвижная задняя платформа, увеличивающая безопасность и обеспечивающая доступ к мачте и главной палубе во время всех буровых операций, включая бурение под углом;
- эффективная система пылеулавливания без подвижных частей, которая уменьшает износ и стоимость обслуживания.

Годовая выработка на одного машиниста на станке *SKS* в 2006 г. составила 18215 п. м, что в 3,14 раза выше, чем на станках СБШ-250МНА-32. С учетом разного выхода горной массы с 1 п. м скважины при использовании долот различного диаметра производительность труда на станках *SKS* в 3,67 раза превысила производительность СБШ-250МНА-32.

Полная себестоимость бурения за указанный период станками СБШ-250МНА-32 составила 12,92 руб./м³, станками *SKS* – 13,79 руб./м³.

Себестоимость бурения станками характеризуется различной структурой затрат. Так, при эксплуатации станка с дизельным приводом за счет высокой производительности сокращаются затраты по статьям «зарплата с начислениями», «услуги автотранспортного цеха», «общехозяйственные расходы». При снижении затрат на шарошечные долота затраты на сменное оборудование (буровые штанги) у станков *SKS* выше, чем у СБШ-250МНА-32. Это обусловлено приобретением небольшой партии штанг импортного производства по цене,кратно превышающей себестоимость штанг, изготовленных в ремонтно-механических мастерских комбината, но не имеющих преимуществ по стойкости.

Значительную долю в себестоимости бурения станками *SKS* составляют затраты на дизельное топливо и масла.

Обозначим

$$\mu = \frac{P_T}{P_3}, \quad (1)$$

где μ – соотношение между стоимостью дизельного топлива и электроэнергии, кВт·ч/кг; P_T – стоимость дизельного топлива, руб./кг; P_3 – стоимость электроэнергии, руб./кВт·ч.

За период с 2004 по 2008 гг. соотношение μ в условиях Качканарского ГОКа увеличилось с 11,7 до 20,9 кВт·ч/кг, т. е. в 1,8 раза. Это привело к снижению конкурентоспособности мобильного дизельного оборудования по сравнению с оборудованием с электроприводом. В 2009 г. соотношение μ упало до 11,6 кВт·ч/кг, и экономические показатели бурения станками *SKS* стали сопоставимы с показателями станков СБШ-250МНА-32. Вместе с тем, следует отметить, что равенство энергозатрат в стоимостном выражении данных моделей станков будет наблюдаться при $\mu=4\div 5$ кВт·ч/кг, что в современных экономических условиях обеспечить маловероятно.

Для оценки сравнительной энергетической эффективности станков СБШ-250МНА-32 и *SKS* в июле 2006 г. был проведен промышленный эксперимент на горизонте +250 м Северного карьера в течение шести 12-часовых смен. Фиксировались средние скорости бурения, производительность и удельные энергетические затраты. Результаты эксперимента приведены в таблице.

Наиболее объективное сопоставление энергетических затрат на бурение различными станками можно получить путем приведения расхода электроэнергии и дизельного топлива к расходу первичных энергоресурсов, т. е. к «условному топливу» (у. т.). В отечественной практике в качестве условного топлива используется так называемый угольный эквивалент – 7000 ккал (29,3 мДж) – теплота, которая выделяется при сжигании 1 т высококачественного угля.

В соответствии с этим

$$\omega_{у.т.} = \omega_T k_T, \quad (2)$$

$$\omega_{у.т.} = \omega_3 k_3, \quad (3)$$

где $\omega_{у.т.}$ – удельный расход условного топлива на бурение, кг/п. м; кг/м³; k_T – коэффициент, учитывающий разницу удельной теплоты сгорания дизельного и условного топлива ($k_T = 1,437$); ω – удельный расход дизельного топлива на бурение, кг/п. м; кг/м³; ω_3 – удельный расход электроэнергии на бурение, кВт·ч/п. м, кВт·ч/м³; k_3 – показатель, учитывающий затраты условного топлива на получение 1 кВт·ч электроэнергии, г/кВт·ч, ($k_3 = 397$ г/кВт·ч).

В результате проведенного эксперимента установлено, что удельная энергоемкость бурения (кг у. т./п. м) станками *SKS* на 11,9 % выше, чем станками СБШ-250МНА-32. В то же время объемная энергоемкость бурения дизельными станками (кг у. т./м³) на 4,6 % ниже, чем станками СБШ-250МНА-32.

Энергетическая эффективность различных моделей станков шарошечного бурения
(экспериментальные данные)

Показатель	Ед. измер.	Модель станка	
		СБШ-250МНА-32	SKS
Категория пород по буримости	–	17	17
Диаметр долота, d_d	мм	250,8	269,9
Время бурения, T_b	ч	72	72
Объем бурения, V_b	п. м	716	935
Сменная производительность станка, $P_{см}$	п. м/смену	119,25	155,75
Средняя скорость бурения, v_b :			
	линейная	п. м/ч	9,94
объемная	м ³ /ч	1,96	2,97
Выход горной массы с одного п.м скважин, $q_{г. м}$	м ³ /м	23,0	27,5
Удельный расход электроэнергии, $\omega_э$			
	кВт·ч/п. м	19,44	-
	кВт·ч/м ³	98,43	-
Удельный расход электроэнергии на 1 м ³ обуренной горной массы, $\omega'_э$	кВт·ч/м ³	0,845	-
Удельный расход дизельного топлива, ω_t			
	кг/п. м	-	6,01
	кг/м ³	-	26,28
Удельный расход дизельного топлива на 1 м ³ обуренной горной массы, ω'_t	кг/м ³	-	0,219
Удельный расход условного топлива, $\omega_{у. т}$			
	кг/п. м %	7,72/100	8,64/111,9
	кг/м ³ %	39,08/100	37,76/96,6
Удельный расход условного топлива на 1 м ³ обуренной горной массы, $\omega'_{у. т}$	кг/м ³ %	0,335/100	0,315/93,9

Наиболее объективное сопоставление энергоемкости бурения можно получить по удельному расходу условного топлива на 1 м³ обуренной горной массы (см. таблицу). Данный показатель у станков SKS на 6,1 % ниже, чем у станков СБШ-250МНА-32. Таким образом, дизельные станки SKS обеспечивают не только более высокую производительность, но и характеризуются более высокой энергетической эффективностью по сравнению со станками СБШ-250МНА-32. Станки SKS имеют хорошие перспективы применения на карьерах Качканарского ГОКа.

УДК 622.1

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА НАВИГАЦИОННО-ГЕОДЕЗИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

ГОЛУБКО Б. П., ЯКОВЛЕВ В. Н., СУСЛОВ К. А.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Технологическая схема навигационно-геодезического обеспечения горных работ с использованием глобальных навигационных спутниковых систем в общем виде включает [1]: подготовительные работы, полевые измерения, камеральную обработку полевых измерений, оценку точности измерений.

В состав подготовительных работ входят:

- составление прогноза видимости спутников на участке работ;
- предварительный расчет геометрического фактора;
- определение рационального времени проведения съемочных работ;
- составление схемы передвижения между определяемыми точками маршрута;

– подготовка каталога координат точек маршрутов с занесением их в накопитель данных (контроллер).

Составление прогноза видимости спутников позволяет определить интервалы времени непрерывной видимости заданного числа спутников на участке съемочных работ.

Составление прогноза видимости спутников и расчет геометрического фактора производится на основе альманаха, принимаемого навигационной аппаратурой пользователя. Также альманах может быть загружен с использованием ресурсов глобальной сети Интернет, например, с официального сайта фирмы «Trimble» (<http://www.trimble.com/gpsdataresources.shtml>).

Расчет видимости спутников и параметров геометрического фактора производится в вычислительном устройстве самого приемника или на персональном компьютере.

Выполнение расчета на компьютере предпочтительнее, так как позволяет быстро выявить все необходимые сведения о состоянии созвездия навигационных спутников с распечаткой (при необходимости) этих сведений на принтере.

Для расчета видимости спутников и геометрического фактора кроме альманаха в память вычислительного устройства приемника должны быть занесены: дата и время выполнения работ, приблизительные географические координаты района работ, высота, маска по возвышению спутников.

Большое значение при планировании *GPS*-съемок имеет правильный выбор минимального значения маски угла возвышения. При установленной маске угла возвышения приемник начинает вести прием радиосигнала не от всех спутников, а только от тех, угол возвышения которых больше или равен маске угла возвышения. Это позволяет избежать влияния атмосферных эффектов и интерференции радиоволн, вызванной близко расположенными объектами. В соответствии с инструктивно-нормативными документами [2, 3] не рекомендуется наблюдать спутники, возвышение которых над горизонтом составляет менее 15° , так как в противном случае полученные данные будут значительно искажаться влиянием атмосферной рефракции. В работе [4] указывается, что для рядовых работ маска угла возвышения обычно принимается равной 15° , а для особо ответственных – $17-21^\circ$.

Например, планирование полевых работ с применением аппаратуры фирмы «Trimble» выполняется в программном пакете «Trimble Geomatics Office» с использованием утилиты «Planning». Выбор времени наблюдений осуществляется на основе графиков «Количество наблюдаемых спутников» (рис. 1) и «Показатели точности наблюдений» (рис. 2).

Показатель *DOP* является индикатором качества *GPS*-определений координат точек, учитывающий расположение каждого спутника относительно других спутников созвездия и их расположение относительно *GPS*-приемника. Низкое значение *DOP* указывает на более высокую вероятность получения результатов с высокой точностью.

Одним из основных показателей точности является критерий точности определения положения точки *PDOP*. Геометрически величина *PDOP* обратно пропорциональна объему пирамиды, образованной линиями, исходящими из приемника до четырех наблюдаемых спутников.

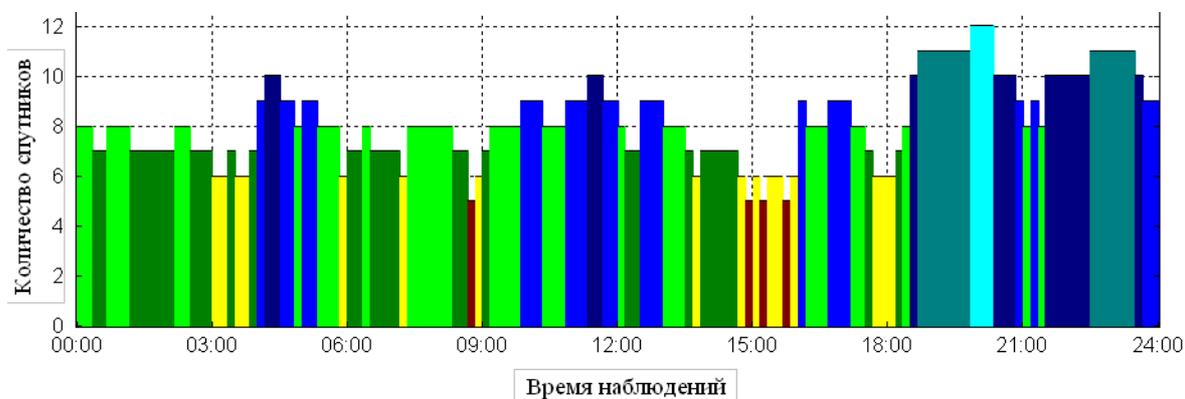


Рис. 1. Количество наблюдаемых спутников

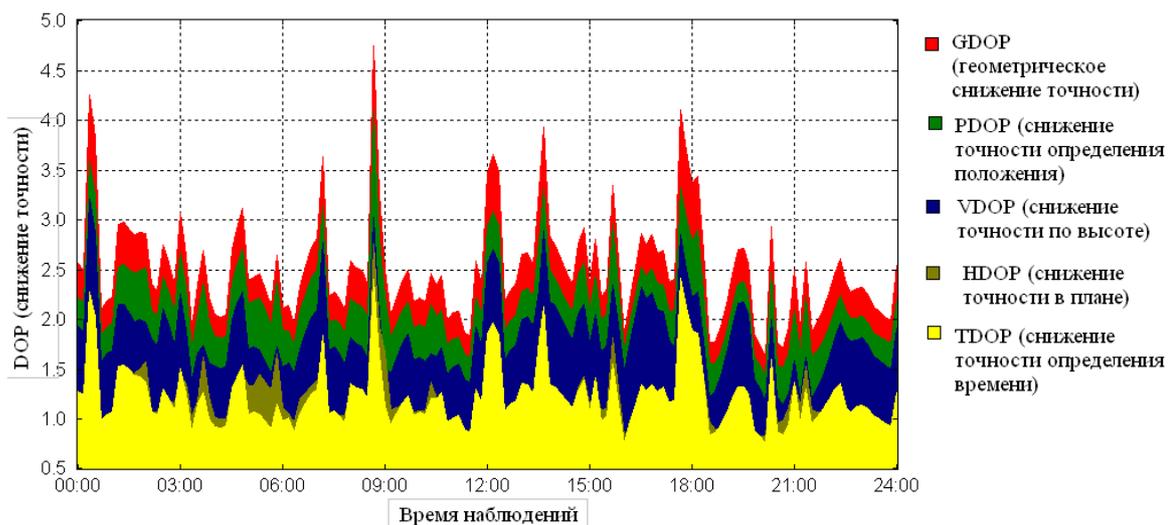


Рис. 2. Показатели точности наблюдений

Численно считается, что значения $PDOP$, лежащие в пределах от 1 до 7, являются хорошими для производства топографо-геодезических работ, в эти интервалы времени рекомендуется производить спутниковые определения координат, а значения $PDOP$, большие 7 – плохие, и в этот период времени необходимо воздержаться от выполнения спутниковых измерений. При выполнении высокоточных геодезических работ значения $PDOP$ не должны превышать 3-4. Предельное значение фактора $PDOP$, принятое для определенного вида работ, называется маской $PDOP$, приемник спутниковых сигналов постоянно вычисляет значение фактора $PDOP$, и если его значение начинает превышать заранее установленное значение маски, то приемник прекращает запись спутникового радиосигнала во внутреннюю память до тех пор, пока значение $PDOP$ не снизится до допустимых значений [4].

Подготовка координат заключается в выборке их значений из каталогов или снятии с топографических карт масштабов 1:10000-1:50000 (в зависимости от требуемой точности), перевычисления координат в рабочую систему координат приемника, занесении в библиотеку путевых точек приемника.

Занесение координат точек в память приемника производят вручную с использованием контролера или из компьютера через порт связи. В последнем случае координаты должны быть записаны в файле в соответствующем формате.

При спутниковых наблюдениях, например в режиме статики, как правило, используются следующие стандартные установки приемников: интервал записи измерений 5 секунд, ограничения по возвышению спутников 15 градусов, время сбора данных при приеме с 6 и более спутников 8 минут.

Существенное влияние на точность спутниковых определений оказывают: время накопления информации на точке, выбор времени измерений в соответствии с расчетом видимости достаточного количества спутников и параметров геометрического фактора, закрытие видимости на отдельные спутники деревьями или искусственными сооружениями.

В работе [5] приводится следующая классификация способов определения координат объектов посредством спутниковых навигационных систем:

- абсолютные (безотносительные) способы определения геоцентрических координат: автономный (*autonomous*); дифференциальные (кодовые $DGPS$ и фазовые $PDGPS$ определения);
- относительные способы определения пространственных векторов – базовых линий: статические (ускоренная статика, псевдостатика); кинематические (непрерывная, постобработка; «стой и иди», постобработка; реального времени).

Камеральная обработка спутниковых определений, выполненных абсолютным методом в статическом режиме, включает:

- осреднение накоплений на определяемых точках;
- перевычисление координат в систему относимости, принятую для данной съемки;
- оценку точности;
- формирование каталога координат, в том числе подготовку данных для программ последующей обработки.

Обработка определений, выполненных абсолютным методом в кинематическом режиме, включает:

- перевычисление координат;
- формирование каталогов для программ последующей обработки;
- вывод графической информации.

Обработка спутниковых определений, выполненных относительным методом с постобработкой информации, проводится в следующей последовательности:

- перезапись файлов полевых накоплений в директорию с файлами базовой станции для совместной обработки;
- определение варианта фильтрации измеренных величин и других параметров обработки;
- управление программами обработки;
- подготовка каталога координат для программ последующей обработки (при необходимости в комплексе с геолого-геофизической информацией).

При оценке качества измерений и оптимизации результатов обработки *GPS*-определений используются следующие информационные показатели [6]: тип решения; коэффициент дисперсии; СКО (*RMS*); сводки отслеживания на станциях и объединенная сводка; графики поправок навигационных спутников.

Для оценки точности спутниковых определений выполняют контрольные измерения на геодезических пунктах с известными координатами, а также повторные измерения на тех же пунктах. По завершении полевых и камеральных работ сдаче подлежат: материалы полевых измерений, материалы камеральных работ, схема района работ; каталоги координат точек наблюдений; пояснительная записка.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Инструкция по топографо-геодезическому и навигационному обеспечению геологоразведочных работ. Министерство природных ресурсов РФ, 1996, 45 с.
2. Геодезические, картографические инструкции, нормы и правила. ГКИНП (ОНТА)-01-271-03. Руководство по созданию и реконструкции городских геодезических сетей с использованием спутниковых систем ГЛОНАСС/GPS. – М., ЦНИИГАиК, 2003, 65 с.
3. Инструкция по развитию съемочного обоснования и съемке ситуации и рельефа с применением глобальных навигационных спутниковых систем ГЛОНАСС и GPS. ГКИНП (ОНТА)-02-262-02. Утверждена Федеральной службой геодезии и картографии России 18.01.02 г. – М., ЦНИИГАиК, 2002.
4. Голубко Б. П., Панжин А. А. Маркшейдерские работы при разработке месторождений открытым способом: учебное пособие для студентов специальности 090100 – «Маркшейдерское дело». Направление 650600 «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. – 154 с.
5. Серапинас Б. Б. Глобальные системы позиционирования: учеб. изд. – М.: ИКФ «Каталог», 2002. – 106 с.
6. Руководство пользователя программного обеспечения «Trimble Geomatics Office». Том «Wave Baseline Processing». Версия 1.50. Вариант А. – США. Trimble Navigation, 2001. – 84 с.

НАБЛЮДЕНИЕ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ САРБАЙСКОГО КАРЬЕРА АО «ССГПО»

МИХНО А. А., ГОЛУБКО Б. П., ЖАБКО А. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На Сарбайском карьере ввиду его значительной глубины и сложных инженерно-геологических условий, заключающихся в наличии трещиноватости массива скальных пород, поверхностей ослабления, падающих в сторону выработанного пространства, особое внимание уделяется вопросу оценки и контроля устойчивости бортов карьера.

С ростом глубины Сарбайского карьера увеличивается высота нерабочих бортов, следовательно, и опасность их деформации.

Безопасная и эффективная разработка возможна только при организации систематических инструментальных наблюдений за состоянием устойчивости прибортовых массивов.

В систему маркшейдерского геомониторинга входит наблюдательная станция, которая представляет собой целую систему профильных линий, состоящих из опорных реперов, наблюдательных опорных пунктов, контрольных пунктов и рабочих реперов. Все наблюдательные станции находятся в единой системе координат и высот карьера Сарбайского месторождения.

Систематические наблюдения на станциях заключаются в определении плано-высотного положения рабочих реперов профильных линий на данный момент времени с помощью геодезических приборов, в изучении возникающих нарушений устойчивости, установлении их характера, степени опасности и причин возникновения.

Проведение маркшейдерского геомониторинга позволяет дать количественную оценку деформаций откоса, помогает выявить характер начавшейся деформации, что дает возможность сделать прогнозы относительно ее развития во времени и пространстве, наметить мероприятия по устранению причин, вызывающих развитие опасных деформаций.

Каждая профильная линия должна состоять из 2-3 опорных реперов и серии рабочих реперов, количество которых зависит от глубины карьера, горно-геологических и гидрогеологических условий карьера. Расстояния между рабочими реперами, расположенными в пределах призмы возможного обрушения, принимаются равными 10 м, по мере удаления от нее – 20-30 м; расстояния между опорными реперами – 40-50 м (рис. 1). На каждой площадке (берме) уступа или яруса отвала должно быть заложено не менее двух реперов: один вблизи бровки уступа, другой – у подошвы вышележащего уступа. При закладке рабочих реперов на уступах расстояние между ними зависит от ширины бермы.

Закладываемые опорные реперы должны располагаться вне зоны деформаций верхней площадки и основания борта карьера. Расстояние от крайнего опорного репера до верхней бровки откоса борта карьера (рис. 1), т. е. длина одной профильной линии по земной поверхности, принимается равной $1,5H$ (H – глубина карьера).

На Сарбайском карьере проектируется заложить наблюдательную станцию, состоящую из шести профильных линий.



Рис. 1. Схема профильной линии на борту карьера

Для производства систематических инструментальных наблюдений за состоянием прибортовых массивов проектируется в системе мониторинга заложить три наблюдательных опорных пункта на Сарбайском карьере.

Пункты должны располагаться в относительно устойчивых местах вне зоны ведения горных работ. С наблюдательных пунктов должна обеспечиваться хорошая геометрия на контрольные пункты с отражателями, число контрольных пунктов в геометрической сети должно быть не менее трех. С наблюдательных пунктов должна быть обеспечена видимость на максимальное количество рабочих реперов. Положение наблюдательных пунктов должно быть в местах, обеспечивающих возможность определения координат пункта при помощи *GPS*-приемников – спутниковой системы позиционирования.

Первый наблюдательный пункт I (рис. 2) проектируется закрепить на Западном борту карьера, с которого открывается возможность производить наблюдения за рабочими реперами профильных линий 1-1, 3-3 и 4-4. Второй наблюдательный пункт II (рис. 2) проектируется закрепить на площадке бермы под станцией «Мирная», что позволит наблюдать за положением рабочих реперов профильной линии 2-2, а также представляется возможным производить наблюдения по линии 3-3 Восточного борта. Третий наблюдательный пункт III (рис. 2) проектируется совместить с пунктом опорной сети карьера «Виразж-3», с которого будут выполняться наблюдения за рабочими реперами профильных линий 4-4 и 5-5 Восточного борта и линии 6-6 Западного борта.

Глубина закладки опорных реперов h относительно земной поверхности определяется по формуле

$$h = h_{\max} + a + b,$$

где h_{\max} – максимальная глубина промерзания грунта, м; a – высота якоря репера, $a = 0,4-0,5$ м; b – запас на возможную ошибку определения глубины промерзания, м;

Система геомеханического мониторинга основана на инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдениях за смещениями и деформациями реперов наблюдательных станций с использованием электронного тахеометра, которые необходимо проводить не реже 2-х раз в год.

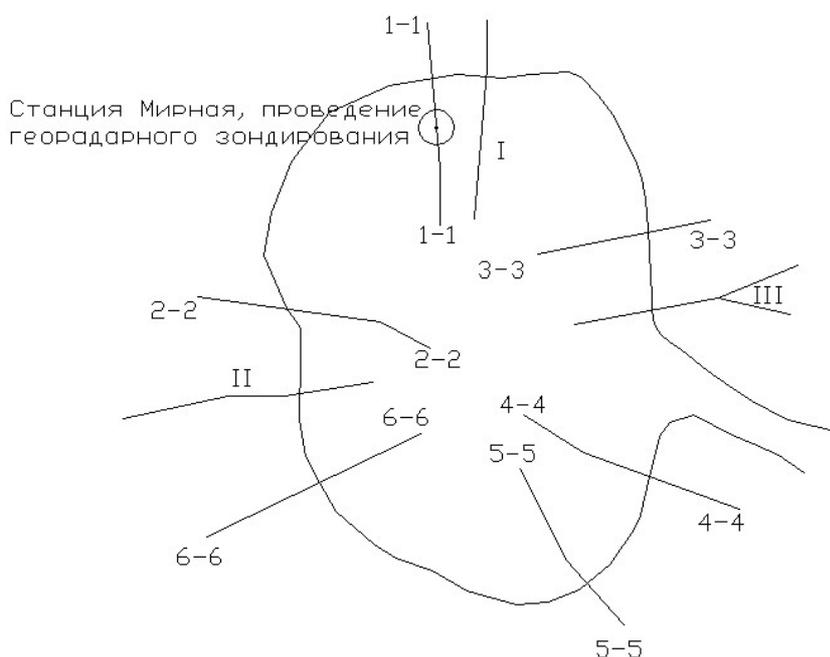


Рис. 2. Схема расположения профильных линий (1-1, ..., 6-6), наблюдательных опорных линий (I, ..., III)

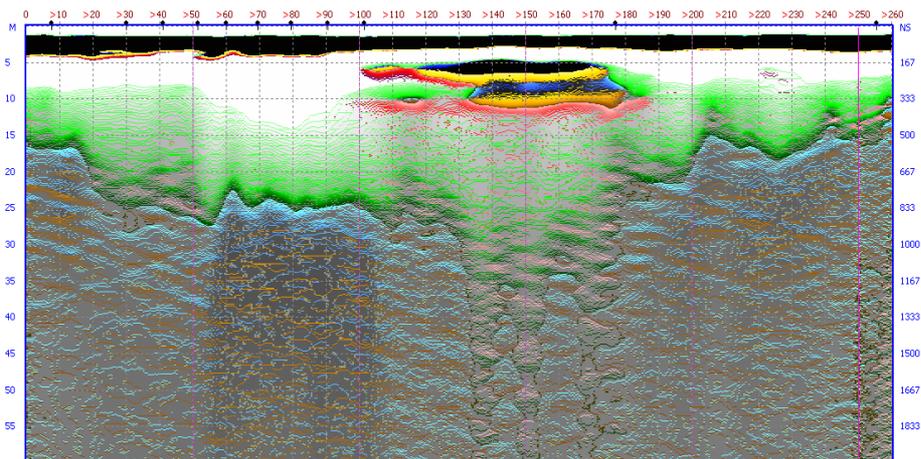


Рис. 3. Георадарный разрез. Сарбайский карьер, район ст. Мирная, отм.+106 м

Вертикальные смещения реперов η , мм определяются по формуле

$$\eta = H_n - H_{n+1},$$

где H_n – отметка репера из предыдущего или начального наблюдения; H_{n+1} – отметка репера из последующего наблюдения.

Горизонтальные смещения ξ реперов вдоль профильных линий за период между двумя наблюдениями определяются по формуле

$$\xi = D_2 - D_1,$$

где D_1, D_2 – расстояния от опорного репера до данного репера, соответственно из начального (или предыдущего) наблюдения и из последующего наблюдения.

Горизонтальные смещения интервала между реперами за период между двумя наблюдениями определяются по формуле

$$\xi = d_2 - d_1,$$

где d_1, d_2 – горизонтальная длина интервала из предыдущего и последующего наблюдений.

В условиях Сарбайского карьера метод георадарного зондирования является весьма информативным и перспективным в вопросе выявления тех участков прибортового массива, на которых возможны неблагоприятные геомеханические явления.

Применение данного метода на Сарбайском карьере позволяет в довольно сжатые сроки провести геологические изыскания для выявления наиболее «проблемных» участков.

Измерения проведены на Северном и Северо-Западном бортах Сарбайского карьера (ст. Мирная, отм. +106 м).

Как видно из георадарного разреза (рис. 3), на участке профиля от 100 до 180 м выявлена какая-то аномальная зона по глубине от 5 до 15 м.

На георадарном разрезе довольно четко выявлена граница разных типов пород на глубине 15÷30 метров, причем на длине 100÷180 м, эта граница более размыта. Возможно, это связано с повышенной увлажненностью массива. Точно выявлена граница коренных пород.

В условиях открытых горных работ метод георадарного зондирования универсален, практически не имеет технических ограничений по применению, так как работает на любых поверхностях. Компьютерная обработка позволяет получать четкие границы выявленных неблагоприятных зон на глубину до 120 м. Может работать в условиях мощных промышленных помех. Для точной геодезической привязки мест измерений используется аппаратура *GPS*.

ИССЛЕДОВАНИЕ АНТИПИРОГЕННЫХ СВОЙСТВ ЗАИЛОВОЧНЫХ ПУЛЬП

КОКАРЕВ К. В., СУХАНОВ А. Ю., ТЮЛЬКИН В. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Наиболее распространенным способом профилактики эндогенных пожаров на угольных шахтах является заиливание выработанного пространства. При подаче заиловочной песчано-глинистой пульпы в выработанное пространство происходит заполнение трещин и пустот в угольных целиках и скоплениях разрыхленного угля.

Механизм действия заиловочных пульп на снижение эндогенной пожароопасности выемочных участков в настоящее время объясняется по-разному. Одни считают, что пульпа только изолирует выработанное пространство от притока воздуха и поэтому для получения высокого эффекта заиловочных работ следует стремиться к полному заиливанию выработанного пространства. Другие считают, что пульпа, кроме того, обладает антипирогенными свойствами и снижает сорбционную способность угля. При этом заиловочную пульпу относят к химико-механическому классу антипирогенов [1, 2]. В отношении антипирогенных свойств пульп существуют разные мнения: ее относят либо к катализаторам, либо к ингибиторам, либо считают нейтральным веществом. Так, исследованиями эффективности заиловочных пульп на шахтах Кузбасса, проведенными ВостНИИ [1, 3], установлено, что применение пульп консистенцией Т:Ж = 1 : 8 и ниже способствует не снижению, а, наоборот, повышению пожароопасности систем разработки. Установлено, что эффективность заиловочных пульп одного состава для разных шахтопластов не одинаковая.

С целью изучения влияния заиловочных пульп на сорбционную способность углей Черногорского месторождения нами были проведены специальные лабораторные исследования углей, обработанных заиловочными пульпами разной консистенции. Кроме того, исследовалось влияние различных добавок химических веществ на изменение антипирогенных свойств песчано-глинистых пульп. В качестве твердого материала пульп была взята песчано-глинистая смесь, используемая на шахтах Черногорского месторождения. Исследованиям химической активности подвергались:

- исходный необработанный уголь;
- уголь, обработанный дистиллированной водой;
- угли, обработанные пульпами консистенцией: Т:Ж=1:2; Т:Ж=1:4; Т:Ж=1:6; Т:Ж=1:10; Т:Ж=1:20;
- угли, обработанные заиловочной пульпой консистенцией Т:Ж=1:4; с добавками: 5, 15 и 20 % хлористого кальция (CaCl_2); 1, 2, и 5 % гашеной извести ($\text{Ca}(\text{OH})_2$); 0,5, 1, 2 и 10 % жидкого стекла (Na_2SiO_3).

Для сравнения испытывались угли, обработанные 5 и 10 %-ми растворами хлористого кальция (CaCl_2); 0,5 и 5 %-ми суспензиями гашеной извести ($\text{Ca}(\text{OH})_2$); 0,5, 1, 2 и 10 % растворами жидкого стекла (Na_2SiO_3).

Исследованиями установлено, что средняя скорость сорбции кислорода необработанным углем составляет 0,0079 мл/(г·ч), а увлажнение его способствует снижению сорбционной активности на 25 %.

Испытания углей, обработанных заиловочными пульпами разной консистенции, показали, что в отличие от результатов исследований, полученных другими авторами [1, 3], обработка углей Черногорского месторождения пульпой любой консистенции не приводит к увеличению химической активности угля. Исследованные пульпы обладают слабыми антипирогенными свойствами и снижают среднюю скорость сорбции кислорода на 9...28 %. Причем пульпы любой консистенции дают практически одинаковый эффект.

При обработке угля заиловочной пульпой консистенцией Т:Ж=1:4; с добавками: 5, 15 и 20 % хлористого кальция (CaCl_2) установлено, что пульпа с добавкой 5 % хлористого кальция является нейтральным веществом. При большей концентрации добавки (15 % и выше) пульпа начинает проявлять свойства катализатора процесса окисления угля. При этом скорость сорбции кислорода возрастает в 1,13...1,17 раз. С увеличением в составе заиловочной пульпы концентрации хлористого кальция сорбционная активность угля возрастает.

Введение в состав пульпы гашеной извести нейтрализует ее антипирогенные свойства и резко увеличивает катализационные свойства. Добавка к пульпе 1, 2 и 5 % гашеной извести способствует возрастанию скорости поглощения кислорода углем, соответственно, в 2,03, 1,61 и 2,63 раза.

Добавка в состав пульпы 0,5, 1 и 2 % жидкого стекла не изменяет ее антипирогенных свойств. При этом средняя скорость сорбции кислорода углем, по сравнению с необработанным углем, уменьшается примерно одинаково (на 2...7 %). Добавка к заиловочной пульпе 10 % Na_2SiO_3 делает ее катализатором и вызывает увеличение скорости сорбции кислорода в 1,51 раза.

Испытания углей, обработанных однокомпонентными растворами CaCl_2 , $\text{Ca}(\text{OH})_2$, Na_2SiO_3 , показали следующие результаты.

Обработка угля 5 и 20 %-ми растворами хлористого кальция увеличивают скорость окисления исследованных проб угля, соответственно, в 1,11 и 1,67 раза.

Несколько слабее свойства катализатора проявили 1 и 10 %-е растворы жидкого стекла. Установлено, что с увеличением концентрации раствора жидкого стекла химическая активность угля возрастает. Рост скорости сорбции кислорода, по сравнению с необработанным углем, для 1 %-го раствора составил 1,16 раза, а для 10 %-го – 1,31 раза.

Суспензии гашеной извести (0,5 и 5 %-е) также катализируют процесс окисления угля, увеличивая сорбционную способность поверхности в 1,41 и 2,16 раза.

Анализ результатов исследований антипирогенных свойств заиловочных пульп различной консистенции, применяемых на шахтах Черногорского месторождения, показал, что они обладают практически нейтральными свойствами. Следовательно, эффективность заиловочных пульп как средства для профилактики эндогенных пожаров проявляется только в тампонаже разрыхленного угля и ограничении доступа к нему кислорода воздуха.

Эффективность использования заиловочной пульпы может быть резко повышена за счет приготовления ее на 3...5 %-м растворе жидкого стекла с последующим введением в ее состав коагулирующих добавок, например, хлористого аммония. Изменяя количество коагулянта, можно в широких пределах регулировать момент начала гелеобразования. Вода, являющаяся жидкой фазой заиловочной пульпы, при приготовлении ее на коагулирующем растворе переходит в момент образования геля кремневой кислоты в связанное состояние. Этим достигается существенное уменьшение расхода пульпы и вероятность заиливания действующих горных выработок.

В момент гелеобразования пульпа из жидкого текучего состояния переходит в студенеобразную массу, которая более эффективно изолирует скопления разрыхленного угля от действия кислорода воздуха.

Многолетний опыт применения тампонажных силикатных и глинисто-силикатных гелей в промышленном строительстве [4] показал их высокую химическую устойчивость, водостойкость и долговечность.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Линденау Н. Н., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. - М.: Недра, 1977. – 320 с.
2. Кузминский С. П. Научные основы профилактики эндогенных пожаров на угольных шахтах Средней Азии. – Фрунзе: Илим, 1977. – 219 с.
3. Маевская В. М. Антипирогены для профилактики и тушения эндогенных подземных пожаров // Горный журнал. Известия вузов. – 1961. – № 8. – С. 120-125.
4. Соколов В. Е. Химическое закрепление грунтов. – М.: Стройиздат, 1980. – 119 с.

ДИНАМИКА САМОНАГРЕВАНИЯ И САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЕЙ ЧЕРНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

КОКАРЕВ К. В., ПОПОВ Н. С., ТЮЛЬКИН В. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В основе механизма самонагрева и самовозгорания угля лежит процесс окисления угля кислородом воздуха. Физические условия возникновения эндогенных пожаров предполагают наличие угля, склонного к низкотемпературному окислению, приток к углю воздуха и накопление тепла в угольном скоплении. Устранение любого из перечисленных условий приводит к невозможности развития процесса самонагрева и самовозгорания угля.

При окислении угля кислородом воздуха можно выделить следующие стадии [1, 2, 3]: диффузия кислорода к реагирующей поверхности; физическая и химическая адсорбция молекул кислорода веществом угля; десорбция кислорода и продуктов реакции и их отвод от реагирующей поверхности.

При физической адсорбции молекулы кислорода за счет сил межмолекулярного взаимодействия удерживаются молекулами угля, но в химическую связь с ним не вступают. Физическая адсорбция при нормальных условиях протекает с большой скоростью.

При химической адсорбции (хемосорбции) молекулы кислорода вступают в химическое взаимодействие с молекулами угля и образуют химические соединения. При низких температурах химическая адсорбция протекает с небольшой скоростью, которая возрастает с повышением температуры.

Процесс химической адсорбции кислорода углем носит экзотермический характер и сопровождается выделением в среднем 18,03 Дж тепла на 1 мл поглощенного кислорода [4].

Самонагревание и самовозгорание возможно в том случае, если количество выделяемого тепла при поглощении кислорода больше его потерь за счет рассеивания в окружающую среду.

При недостаточном притоке воздуха скорость процесса окисления угля существенно замедляется, и начинают преобладать десорбционные процессы, т. е. разрушение окисленного слоя на поверхности частиц угля. Установлено, что при низких температурах процесс восстановления химической активности поверхности угля протекает длительное время.

Если после восстановления химической активности угля возникают условия, обеспечивающие приток воздуха к угольному скоплению, то процесс адсорбции начинает протекать с первоначальной скоростью, характерной для неокисленного угля. При наличии условий, способствующих аккумуляции тепла, может начаться самонагревание угля, что подтверждается многочисленными примерами из практики.

В шахтных условиях в развитии процесса самовозгорания угля, оставленного в выработанном пространстве, выделяются три стадии.

В первый период значительная скорость поглощения кислорода неокисленным углем способствует быстрому повышению температуры угольного скопления. При этом на поверхности кусков и зерен происходит образование слоя окисленного угля, толщина которого постепенно увеличивается. В результате этого скорость диффузии молекул кислорода в глубину зерен резко уменьшается, что приводит к замедлению интенсивности процесса окисления угля. Значительное уменьшение количества поглощаемого кислорода в конце первой стадии окисления угля, подтверждаемое многочисленными исследованиями [1, 2, 3], приводит к уменьшению количества генерируемого тепла и замедлению процесса самонагрева угля.

Характерной особенностью процесса окисления угля является то, что одновременно с образованием окисленного, дезактивированного слоя угля за счет десорбционных процессов происходит его разрушение. В определенный момент времени наступает адсорбционное равновесие, при котором устанавливается равенство скоростей процессов адсорбции и десорбции. Как отмечалось выше, при низких температурах (10...20 °С) процесс десорбции кислорода и продуктов реакции молекул кислорода и веществ угля протекает с весьма незначительной скоростью и длительное время. В результате разогревания угля в течение первой стадии скорость разрушения окислительного слоя угля резко возрастает [1], и время, затрачиваемое на активацию

угля, сокращается. Интенсивная десорбция продуктов реакции при повышенной температуре сопровождается выносом потоком воздуха большого количества влаги. Как только степень разрушения окисленного слоя достигнет такой величины, что скорость адсорбции кислорода превысит скорость образования окисленного слоя, процесс самонагрева угля переходит в третью стадию – интенсивного окисления. Существенное влияние на динамику процесса окисления на этой стадии оказывает увеличение сорбирующей поверхности угля в конце второй стадии за счет освобождения порового пространства в угле, ранее заполненного водой.

Увеличение скорости сорбции кислорода способствует увеличению количества генерируемого тепла, а, следовательно, и температуры угля, что, в свою очередь, способствует возрастанию скорости поглощения кислорода и т. д. Вследствие резкого роста температуры скорость разрушения окисленного слоя угля значительно превышает скорость его образования. Толщина его становится незначительной, и он практически перестает оказывать влияние на протекание процесса самовозгорания угля.

Продолжительность первой и второй стадий процессов самовозгорания являются его инкубационным периодом. Для полуадиабатического процесса окисления угля, характерного для шахтных условий, такой расчет весьма сложен ввиду больших трудностей экспериментального определения исходных данных, входящих в уравнение теплового баланса.

На практике важно знание продолжительности инкубационного периода для наиболее опасного случая, соответствующего адиабатическому процессу окисления угля, при котором он будет наименьшим. В данных условиях потери тепла за счет конвекции и теплопроводности отсутствуют, и генерируемое тепло полностью расходуется на нагревание угля в угольном скоплении и десорбцию метана [5].

Для адиабатических условий продолжительность инкубационного периода самовозгорания углей Черногорского месторождения может быть определена из выражения

$$r = \frac{(1 + 0,00333 \cdot W_p)(t_{кр} - t_0) + \mu}{51,6 \cdot K_{25 \div t_{кр}} \cdot C_0},$$

где r – продолжительность инкубационного периода самовозгорания угля, сут.; W_p – рабочая влажность угля, %; μ – природная газоносность угля, см³/г; t_0 – температура угля в массиве, град; $t_{кр}$ – критическая температура, град; $K_{25 \div t_{кр}}$ – среднее значение константы скорости сорбции в интервале температур $K_{25 \div t_{кр}}$, мл/(г·ч); C_0 – концентрация кислорода в выработке, доли объема; U – теплота сорбции кислорода углем, Дж/мл.

Под критической температурой самовозгорания угля понимается такая температура угля, выше которой заметно возрастает скорость его окисления, и процесс переходит в возгорание. Обычно в расчетах она принимается равной 80 °С [4, 5].

Минимальная величина инкубационного периода самовозгорания углей Черногорского месторождения приведена в таблице.

Минимальная продолжительность инкубационного периода самовозгорания углей Черногорского месторождения

Показатель	Пласт			
	Двухаршинный	Великан II	Мощный	Гигант I, Гигант II
W_p , %	4,5	4,5	4,6	4,6
μ , см ³ /г	0	0	0	0
$t_{кр}$, град	80	80	80	80
t_0 , град	10	10	10	10
$K_{25 \div t_{кр}}$, мл/(г·ч)	0,042	0,089	0,117	0,099
C_0 , %	20	20	20	20
Инкубационный период r , сут	185	88	67	80

Продолжительность инкубационного периода самовозгорания угля можно регулировать за счет изменения отдельных параметров физико-химического состояния угля: концентрации кислорода в атмосфере выработанного пространства, влажности и его химической активности.

Установлено, что увеличение влажности углей до 10 %, по сравнению с их естественной влажностью, способствует увеличению продолжительности инкубационного периода в 1,2 раза, а увлажнение до 50 % – в 2,3 раза.

При уменьшении концентрации кислорода в атмосфере выработанного пространства до пожаробезопасной величины (8...10 %) продолжительность инкубационного периода увеличивается в 2,0...2,5 раза. Это можно достигнуть путем тщательной изоляции выработанного пространства и применения других технических мероприятий по снижению утечек воздуха через обрушенные породы.

Снижение химической активности углей на 20...30 % за счет обработки их антипирогенами приводит к увеличению инкубационного периода в 1,2...1,5 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Линденау Н. Н., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 320 с.
2. Веселовский В. С., Алексеев Н. Д., Виноградова Л. П. и др. Самовозгорание промышленных материалов. – М.: Наука, 1964. – 245 с.
3. Саранчук В. И., Баева Х. А. Теоретические основы самовозгорания угля. – М.: Недра, 1976. – 151 с.
4. Исследовать тепловые эффекты низкотемпературного окисления углей: отчет/ ВНИИГД; руководитель работы Альперович В. Я.; № гр. 75086452; инв. № Б636457. Донецк, 1977. – 48 с.
5. Инкубационный период самовозгорания угля / Альперович В. Я., Чунту Г. И., Пашковский П. С. и др. Безопасность труда в промышленности, 1973, № 3, с. 43-44.

УДК 620.016:622.333

ВЛИЯНИЕ АНТИПИРОГЕНОВ НА ПРОЦЕСС НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОКИСЛЕНИЯ УГЛЕЙ ЧЕРНОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

КОКАРЕВ К. В., ПРАСИН А. А., ТЮЛЬКИН В. П.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одним из путей борьбы с эндогенными пожарами является разработка профилактических мероприятий, направленных на торможение процесса окисления угля в начальной его стадии. Установлено, что чем меньше начальная величина скорости сорбции кислорода, тем менее интенсивно протекают хемосорбционные процессы окисления угля. Снижение скорости окисления угля приводит к уменьшению генерации тепла и при определенной его величине тепловой баланс уравнивается, т. е. величина потерь тепла за счет конвекции и теплопроводности становится равной количеству генерируемого тепла [1].

Торможение процесса окисления угля может быть достигнуто при обработке угля антипирогенами. Анализ литературных источников показывает, что результаты оценки эффективности воздействия одних и тех же веществ на химическую активность угля, полученные разными авторами, противоречивы. Так, в работе [1] установлено, что суспензия гашеной извести является одним из наиболее эффективных антипирогенов. В то же время исследования В. С. Веселовского [2] показали, что она является катализатором процесса окисления угля или нейтральным веществом.

Такое несоответствие между результатами испытаний одних и тех же веществ объясняется различными физико-химическими свойствами углей разных месторождений, концентрацией антипирогена и методиками оценки их эффективности.

Опыт применения антипирогенов для профилактики эндогенных пожаров на шахтах Черногорского месторождения отсутствует. Поэтому были проведены специальные лабораторные исследования с целью оценки ранее предложенных для других бассейнов и месторождений антипирогенов и выбора из них наиболее эффективных для условий рассматриваемых шахт.

Были испытаны следующие водные растворы антипирогенов:

- 5, 10, 15, 20 %-е растворы хлористого натрия (NaCl);
- 5, 10, 15, 20 %-е растворы хлористого кальция (CaCl₂);
- 5, 10, 15, 20 %-е растворы хлористого аммония (NH₄Cl);
- 0,5, 1, 2, 5 %-е растворы гашеной извести (Ca(OH)₂);
- сложные растворы, аналогичные отходам содового производства.

Кроме того, было исследовано влияние на процесс окисления угля дистиллированной воды и водопроводной воды, подаваемой в шахту. В качестве эталона использовался необработанный антипирогенами воздушно сухой уголь.

Исследование антипирогенных свойств рассмотренных растворов химических веществ показали, что общей закономерностью процесса низкотемпературного окисления углей Черногорского месторождения является постепенное затухание его во времени. Изменение скорости поглощения кислорода углем происходит по гиперболическому закону. Стабилизация скорости сорбции кислорода углем наступает через 8...14 суток после начала окисления свежееобнаженной поверхности. При обработке углей разными растворами скорость сорбции кислорода в период ее стабилизации была примерно одинаковой. Это указывает на то, что при низкотемпературном окислении угля в изотермических условиях рассмотренные водные растворы химических веществ оказывают влияние на интенсивность процесса окисления угля только в начальный промежуток времени, пока на поверхности зерен не образовался слой окисленного угля достаточной толщины. В период стабилизации скорости сорбции наступает равновесие сорбционных и десорбционных процессов. При этом, как показали исследования других авторов [1], при прекращении доступа кислорода в скопление угля преобладают десорбционные процессы и, следовательно, постепенно будет восстанавливаться первоначальная химическая активность угля. При повторном воздействии кислорода воздуха на уголь интенсивность сорбционных процессов резко возрастет и при недостаточной теплоотдаче в окружающую среду начинается самонагревание угля. Это говорит о том, что для увеличения периода десорбции должны выбираться такие антипирогены, которые препятствуют десорбции кислорода и продуктов окисления угля от реагирующей поверхности.

Исследования показали, что не все из рассмотренных растворов веществ обладают антипирогенными свойствами. Ряд растворов проявили свойства катализатора или оказались нейтральными.

Установлено, что наибольшей химической активностью обладают необработанные растворами и водой угли, а также угли всех пластов, обработанные суспензиями гашеной извести концентрацией свыше 1 %. Поэтому рекомендации института «Востсибгипрошахт» о применении 2 %-й суспензии гашеной извести для снижения в два раза химической активности углей Черногорского месторождения следует считать недостаточно обоснованными. Как показали исследования, обработка углей 2 %-й суспензией гашеной извести, наоборот, увеличивает скорость сорбции кислорода в среднем по всем пластам в 1,33 раза. То же самое следует отметить в отношении эффективности применения 5...10 %-го раствора жидкого стекла: данные растворы проявляли весьма слабые антипирогенные свойства при воздействии их на угли пластов Великан II и Гигант II. Обработка углей пласта Мощного этими растворами катализирует процесс окисления угля и увеличивает его сорбционную способность в среднем в 1,23 раза. Установлено, что эффективность данных антипирогенов при наименьшей концентрации растворов в указанных диапазонах практически остается постоянной.

Рекомендуемые антипирогены для условий шахт Черногорского месторождения и их эффективность по снижению химической активности угля представлены в таблице.

Заслуживают внимания результаты исследований влияния на химическую активность угля его увлажнения. В отличие от исследований других авторов не подтверждено катализирующее действие воды на окислительную способность угля. Установлено, что в среднем по всем пластам увлажнение угля (25 мл воды на 100 г угля естественной влажности) способствует снижению скорости сорбционного процесса на 25 %. Влияние воды на снижение скорости окисления углей, по-видимому, объясняется заполнением водой крупных пор в зернах и пустот между ними. В результате этого затрудняется доступ кислорода воздуха к реагирующей поверхности.

Рекомендуемые антипирогены для условий шахт Черногорского месторождения

Индекс пласта	Наименование антипирогена	Химический состав	Снижение химической активности угля, %
Двухаршинный	3 %-й раствор хлористого натрия	NaCl	26
Великан II	2 %-й раствор хлористого натрия	NaCl	46
	Сложный раствор, аналогичный отходам содового производства	NaCl+Ca(OH) ₂ + +CaCl ₂ +NH ₄ OH	25
Мощный	10 %-й раствор хлористого натрия	NaCl	40
	15 %-й раствор хлористого кальция	CaCl ₂	35
	Сложный раствор, аналогичный отходам содового производства	NaCl+CaCl ₂ + +Ca(OH) ₂ +NH ₄ OH	39
Гигант II	Сложный раствор, аналогичный отходам содового производства	NaCl+CaCl ₂ + +Ca(OH) ₂ +NH ₄ OH	41
	15 %-й раствор хлористого натрия	NaCl	54

Испытания ингибиторных свойств коагулирующих растворов смеси жидкого стекла и хлористого аммония показали, что за исключением смеси 5 % Na₂SiO₃ + 1 % NH₄Cl они обладают свойствами катализатора процесса окисления угля. Причем с увеличением процентного содержания жидкого стекла свойства коагулирующих растворов как катализаторов ослабевают. Коагулирующий раствор Na₂SiO₃ + 1 % NH₄Cl практически обладает нейтральными свойствами. Однако, несмотря на то, что растворы Na₂SiO₃ + 1 % NH₄Cl не ингибируют окисление углей, их следует отнести к достаточно эффективным антипирогенам, так как основные антипирогенные свойства они проявляют в направлении тампонирувания трещин и разрыхленного угля гелем кремнекислоты, в результате чего прекращается доступ воздуха внутрь угольного скопления. Кроме того, образующийся при коагуляции гель увеличивает теплопроводность [3] угля и тем самым уменьшает количество аккумулирующего тепла.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Линденау Н. Н., Маевская В. М., Крылов В. Ф. Происхождение, профилактика и тушение эндогенных пожаров в угольных шахтах. – М.: Недра, 1977. – 320 с.
2. Веселовский В. С., Алексеев Н. Д., Виноградова Л. П. и др. Самовозгорание промышленных материалов. – М.: Наука, 1964. – 245 с.
3. Руководство по применению ингибиторов, антипирогенов и покрытий на шахтах Управления угольной промышленности Казахской ССР. – Караганда: 1967. – 13 с.

УДК 622.2

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПУЧАЩИХ И ДИСПЕРГИРУЮЩИХ РУД И ПОРОД

КОТЛЯРОВ В. В.

ОАО «Сибирьполиметаллы»

ВАЛИЕВ Н. Г., ГОБОВ Н. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

С увеличением глубины ведения горных работ и ухудшением горно-геологических условий настало время отработки полиметаллических месторождений сложного морфологического состава, которые при контакте с водной средой склонны к намоканию, пучению и полной потере прочностных свойств.

Рубцовское месторождение полиметаллических руд Алтайского края является одним из таких залежей, которые по сложности залегания, морфологическим свойствам и опыту ведения очистных работ не имеет аналогов в отечественной и зарубежной практике.

Из анализа следует, что на сегодняшний день нет разработанных методических положений по обоснованию и выбору эффективных технологических решений и параметров систем разработки с учетом воздействия шахтных вод на прочностные и деформационные свойства гигроскопичного рудного массива.

В УГГУ для технологов курс «Управление качеством продукции горного производства» переведен в ранг необязательных для посещения студентов – «Курс по выбору».

В НИР кафедры горного дела изложена попытка исследовать закономерности увлажнения гигроскопичного рудного массива на его прочностные и деформационные свойства и методы предотвращения его нелегативного воздействия путем выбора и обоснования технологии очистной выемки, позволяющей обеспечить повышение эффективности горнорудного предприятия [1, 2, 3].

Получены уравнения, позволяющие количественно оценить кинетику увлажнения горных пород на всех стадиях водонасыщения.

Результаты исследований дают возможность прогнозировать влияние увлажнения на прочностные характеристики горных пород.

Разработана модель распределения нагрузок вокруг выработки, пройденной в пучащих породах, где выделена упруго-пластическая зона водонасыщения и приконтурная зона, параметры которых позволяют определить степень устойчивости выработок в зависимости от степени увлажнения рудного массива.

Разработаны методические положения экономической оценки системы разработки на основе выведенных закономерностей изменения затрат на содержание выработок очистного пространства, извлечения полезных компонентов при добыче и обогащении от качества извлекаемой рудной массы с учетом фактора водонасыщения рудного массива.

Эффективность отработки полиметаллических месторождений, руды и породы которых при контакте с водной средой склонны к пучению и диспергированию, оценивалась на основе выведенных закономерностей лабораторных и опытно-промышленных исследований горных пород и массива, промышленных результатов, технологии ведения очистных работ системой слоевого обрушения и опыта существующей слоевой системы с закладкой, качества выдаваемой руды и извлечения полезных компонентов при обогащении.

Затраты на добычу руды в зависимости от увлажнения рудного массива приведены на рис. 1:

- влажность рудного массива при системе слоевого обрушения не превышала 2,0 %;
- средняя влажность рудного массива при слоевой системе с закладкой составляла 7,11 %, которая колебалась в пределах от 5,4 % до 10 %.

Зависимости прибыли при сравниваемых системах с обрушением и закладкой при отработке гигроскопичных руд приведены на рис. 2 и 3.

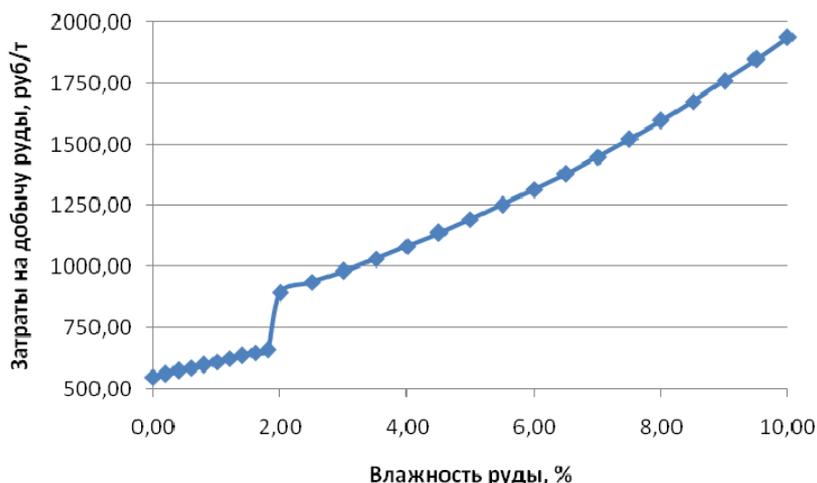


Рис. 1. Затраты на добычу руды в зависимости от ее влажности на шахте «Рубцовская»

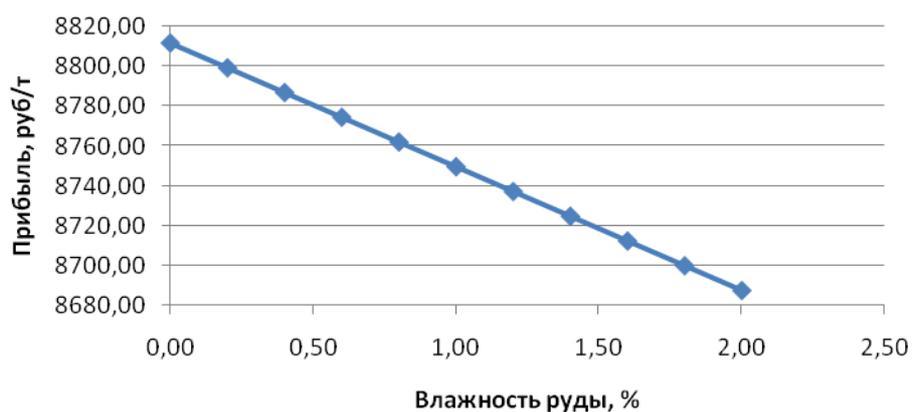


Рис. 2. Зависимость прибыли от влажности руды при системе слоевого обрушения

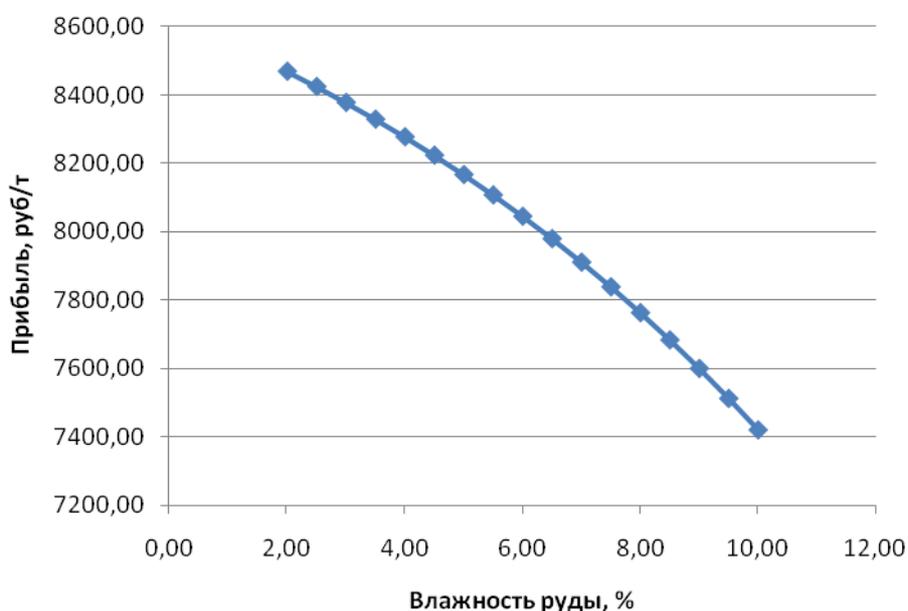


Рис. 3. Зависимость прибыли от влажности руды при слоевой системе с закладкой

Годовой экономический эффект от внедрения системы слоевого обрушения при средних показателях влажности рудного массива с учетом 30 % объема выемки полиметаллических руд Рубцовского месторождения составит 34 млн. руб. (цены на металлы взяты условно).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гобов Н. В., Котляров В. В., Осинцев В. А., Славиковский О. В. Изыскание рациональной технологии добычи гигроскопичных руд на Рубцовском полиметаллическом месторождении // Изв. вузов. Горный журнал. – 2009. – № 3. – С. 7-15.
2. Латышев О. Г., Гобов Н. В., Котляров В. В. Исследование влияния увлажнения на свойства руд и вмещающих пород Рубцовского месторождения // Изв. вузов. Горный журнал. – 2009. – № 7. – С. 35-39.
3. Аксенов А. А., Гобов Н. В., Котляров В. В. Исследование геомеханического состояния гигроскопичного массива при системах разработки с закладкой и обрушением // Изв. вузов. Горный журнал. – 2010. – № 2.

ОБОСНОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ГИГРОСКОПИЧНЫХ РУД И ПОРОД РУБЦОВСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

КОТЛЯРОВ В. В.

ОАО «Сибирьполиметаллы»

ВАЛИЕВ Н. Г., ГОБОВ Н. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Неблагоприятные горно-геологические и горно-технические условия определили повышенные требования к применяемой горной технологии на Рубцовском месторождении. Первостепенное значение в условиях подземной разработки месторождения имеют вопросы техники безопасности, но особое значение они приобретают при отработке участков вкрапленных гигроскопичных руд. Проведение подготовительных, нарезных и очистных выработок на этих участках характеризуется интенсивным проявлением горного давления: вывалами в кровле и бортах, пучением почвы, деформацией и разрушением крепи. Восстановление и поддержание этих выработок производится специальными методами и приемами, требующими высокой квалификации рабочих и ИТР, соблюдения особых мер техники безопасности, что, в свою очередь, ведет к увеличению затрат на их эксплуатацию.

Отсутствие эффективной технологической схемы переработки (обогащения) некоторых типов руд (например, окисленные руды 1-го горизонта, глиноподобная и сажисто-подобная руды) привело к выборочной отработке месторождения, в основном, центральной его части, сложенной сплошными полиметаллическими рудами с коэффициентом крепости по шкале проф. Протоdjeконова 10-12. К настоящему времени объем вовлекаемых в отработку запасов вкрапленных гигроскопичных руд (находящихся, в основном, на флангах месторождения) составляет более 70 %.

Поэтому основной задачей является разработка и внедрение новой технологии очистной выемки вкрапленных гигроскопичных руд. Выбор правильных технических решений должен быть основан на детальном изучении физико-механических свойств массива и анализе практического опыта в этих условиях.

Рудная зона Рубцовского месторождения включает в себя 5 рудных тел. 99 % запасов балансовых руд и 99,6 % суммарных запасов металлов находится в рудном теле. Рудное тело обусловлено сложной гипсометрией и представляет собой лентообразную залежь с отношением мощности к длине по простиранию и падению 1:140:40. Максимальная длина рудного тела по простиранию составляет 800 м. Длина рудного тела по падению в среднем составляет 200 м. Средняя мощность рудного тела составляет 5,0 м. Угол падения рудного тела изменяется от 10° до 40° и более.

Контакты сплошных руд с вмещающими породами четкие, а границы вкрапленных руд устанавливаются по опробованию. Кровлю рудного тела слагают, главным образом, кремнистые алевролиты и аркозовые песчаники. Реже туффиты и липаритовые порфиры. В верхней части залежи они переходят в хлорит-серицит-каолиновые метасоматиты. В почве рудного тела залегают серицит-хлоритовые породы и кремнистые алевролиты. Вмещающие породы и вкрапленные руды по степени устойчивости классифицируются как весьма неустойчивые и способны даже при обнажении на небольшой площади под давлением налегающей толщи обрушаться. По данным эксплоразведочного бурения, залегание рудного тела оказалось более сложным, чем предполагалось. Резкое изменение элементов залегания отмечается как по простиранию, так и по падению рудного тела в пределах одного блока. Это является одним из главных факторов, повлиявших в процессе эксплуатации месторождения на изменение параметров очистных и подготовительно-нарезных выработок, а также невозможности использования отечественного самоходного оборудования, предусмотренного проектом (ПТ-4).

В соответствии с проектом для отработки Рубцовского месторождения полиметаллических руд, разработанного ОАО «Сибгипроруда», предусматривается система горизонтальных слоев с твердеющей закладкой и нисходящим порядком выемки, обеспечивающая сохранность

поверхности, безопасность горных работ в сложных горно-геологических условиях, высокие показатели извлечения ценных руд, механизацию технологических процессов.

На основании выполненных расчетов, а также с учетом габаритных размеров самоходного оборудования (ПТ-4) и опыта отработки Орловского рудника, проектом были установлены оптимальные по условиям безопасности ведения горных работ параметры очистных заходок: ширина – 4,0 м, высота – 3,5 м.

За один год работы рудника стало ясно, что поддержание выработок с установленными проектом параметрами невозможно. Из-за сложной гипсометрии рудного тела высоту обрабатываемого слоя пришлось снизить до 2,5 м, а ширину заходок до – 3 м.

В настоящее время на руднике ведутся опытно-промышленные испытания системы слоевого обрушения. Опытно-промышленные исследования отработки гигроскопичных руд на Рубцовском руднике базируются на многолетнем опыте применения системы слоевого обрушения на шахтах СУБРа и других горнорудных предприятиях, а также проектных решениях ОАО «СУБР-Проект», фирмы ООО «ГЕО-СЕРВИС».

В феврале 2009 г. были начаты очистные работы в опытно-промышленном блоке 1-1 по отработке окисленных руд выше 1-го горизонта и продолжаются по сегодняшний день. Было отработано два слоя 10 и 9 объемом 4 тыс. м³.

УДК 622.2

К ВОПРОСУ РАЗРАБОТКИ РУБЦОВСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

СОЛОМЕИН Ю. М.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Анализ проектно-технической документации по отработке Рубцовского месторождения полиметаллических руд подземным способом и фактических показателей работы Рубцовского рудника при эксплуатации месторождения в течение последних лет позволяют говорить о существенном различии в оценках возможной производительности предприятия.

Производительность Рубцовской обогатительной фабрики по переработке сырой руды составляет 400 тыс. т в год.

Естественно, администрацией УГМК перед руководством Рубцовского рудника поставлена задача об изыскании возможностей полной загрузки имеющегося обогатительного передела.

ОАО «Сибирь-Полиметалл» рассмотрело дополнительно вариант отработки месторождения с годовой производительностью рудника 400 тыс. т сырой руды в год. Проектная производительность рудника достигается на 3-й год эксплуатации месторождения. Время затухания горных работ 3 года.

Проектом установлено, что технологическое оборудование и средства механизации основных технологических процессов (подъем, вентиляционная установка, закладочный комплекс) при организации работ в 4 смены, вместо рекомендуемого проектом 3-х сменного режима, обеспечит требуемую производительность рудника – 400 тыс. т/год.

В то же время, имеющийся опыт отработки Рубцовского месторождения позволяет говорить о больших горно-геологических сложностях, возникших при эксплуатации месторождения, многие из которых, в первую очередь, геомеханическая обстановка, при ведении очистных работ недостаточно полно учитывались при проектировании, что не позволяет предприятию при существующей технологии ведения горных работ выйти на проектную мощность. Фактическая годовая производительность рудника за 2005 г. составила 160 тыс. т.

Целью технического анализа является установление соответствия между применяемой технологией ведения горных работ, параметрами очистной выемки и средств механизации основных технологических процессов и рекомендациям проекта, а также установление причины отклонения проектных показателей от фактических и соответствие проектных решений горнотехническим условиям отработки месторождения.

На основании существующей на предприятии технологии ведения горных работ и сложившихся на месторождении горно-технических условий ведения очистной выемки, для

определения возможной годовой производительности предприятия на ближайшую перспективу необходима разработка предварительных рекомендаций по выходу рудника на проектную мощность.

К настоящему времени месторождение вскрыто двумя вертикальными стволами «Главный» и «Вентиляционный» и горными выработками на двух горизонтах: 1-й горизонт – отметка + 130 м, 2-й горизонт – отметка + 95 м.

1-й горизонт – тупиковый, на нем со стороны ствола «Вентиляционный» пройдены околоствольный двор, квершлаг, полевой штрек, пять ортов и выработки экспериментального блока.

2-й горизонт вскрыт двумя стволами («Главный» и «Вентиляционный») и горизонтальными горными выработками. На горизонте пройдены околоствольные дворы, квершлаг, полевой штрек, шесть ортов и камерные выработки.

Одним из последних проектных решений (проект отработки технологических блоков) для отработки Рубцовского месторождения принят вариант системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой выработанного пространства и нисходящей выемкой слоев.

В настоящее время принят следующий режим работы рудника: двухсменная работа, вахтовый график без выходных. Количество рабочих дней в году 365. Продолжительность смены – 11 часов.

Рудная зона залегает согласно с напластованием рудовмещающей толщи и прослеживается по простиранию на 1350 м в северо-восточном направлении. Протяженность рудной зоны по падению колеблется от 150 до 400 м. Максимальная мощность зоны 40 м. Рудная зона включает 5 рудных тел, причем 99,2 % запасов руды и 99,6 % суммарных запасов металлов сосредоточено в одном рудном теле.

Тело 1 залегает на глубинах от 78 до 215 м от дневной поверхности, между горизонтами + 159,0 и + 25,5 м. На разведочных линиях I и IV рудное тело выходит под рыхлые отложения, длина выхода 112 м, средняя мощность 4,5 м. В целом, рудное тело по форме представляет лентообразную залежь, имеющую максимальную длину по простиранию 800 м. Длина рудного тела по падению изменяется от 50 до 340 м при характерном увеличении размеров с запада на восток. Мощность тела колеблется от 0,5 до 17,6 м, средняя составляет 5,0 м. Наибольшие мощности отмечаются в центральной части рудного тела (р. л. V и р. л. VI), с постоянным уменьшением их на флангах и по падению залежи.

Рудное тело сложено на 97 % смешанными рудами, окисленные руды (3 %) слагают верхнюю часть залежи, выходящую на древний эрозионный срез.

Руды представлены следующими текстурными разновидностями: сплошными массивными – 42 %, сплошными сажистоподобными – 3 %, вкрапленными плотными – 49 % и вкрапленными глиноподобными – 6 %. Главными ценными компонентами смешанных руд являются медь, свинец и цинк, окисленных – медь и свинец. Сплошные руды имеют наиболее высокие содержания как основных металлов, так и попутных компонентов – серы, золота, серебра, кадмия, висмута и др.

Вскрытие месторождения. Проектом предусматривается вскрытие месторождения с максимальным использованием существующих горных выработок.

Рубцовское месторождение вскрыто двумя стволами – «Главным» и «Вентиляционным», заложенными в лежачем боку месторождения.

В соответствии с принятой высотой этажа (35 м) приняты следующие отметки рабочих горизонтов: + 130 м; + 95 м; + 60 м; + 25 м.

1-й горизонт тупиковый, вскрывается со стороны ш. «Вентиляционная»; 2-й и 3-й горизонты вскрываются двумя стволами «Главный» и «Вентиляционный», этажными квершлагами, 4-й горизонт вскрывается уклоном с 3-го горизонта. Горизонт + 145 м – закладочный.

«Главный» ствол оборудован двумя клетями и предназначен для выдачи руды, породы, спуска и подъема людей и подачи свежего воздуха в шахту.

«Вентиляционный» ствол оборудован клетью и предназначен для обслуживания горных работ в период проведения ремонтно-восстановительных работ, отработки 1-го горизонта и выдачи отработанного воздуха из шахты.

Очистные работы. Проектом для отработки Рубцовского месторождения была предусмотрена система разработки горизонтальных слоев с твердеющей закладкой и нисходящим порядком выемки, обеспечивающая сохранность поверхности, безопасность горных работ, высокие показатели извлечения ценных руд в сложных горно-геологических условиях.

Элементарная выемочная единица (ЭВЕ) – очистной блок. Границы блока: по вертикали – кровля вышележащего и нижележащего рабочих горизонтов. По горизонтали – наклонные блоковые восстающие (два), пройденные с нижележащего горизонта на вышележащий, смещенные от ортов на

толщину охранного целика. Каждый наклонный блоковый восстающий находится в эксплуатации при отработке 2-х смежных блоков.

Геометрические параметры блока: длина – 50 м, соответствует расстоянию по горизонтали между блоковыми восстающими; ширина – соответствует мощности рудного тела, величина переменная, в среднем составляет 5 м; высота – 35 м (по вертикали), соответствует высоте этажа; высота слоев – 3; 3,5 и 2,5 м; количество подэтажей – 2.

Одновременно в работе находятся 2 подэтажа; очистные заходки проходятся со слабым наклоном – 3-7°.

Отработка ЭВЕ включает следующие основные технологические операции: подготовка блока к очистной выемке, очистная выемка, закладочные работы.

Подготовка блока включает в себя проходку ортов и штреков на уровне откаточного горизонта, наклонного восстающего по почве залежи между верхним и нижним горизонтами, рудоспусков и вентиляционно-закладочных восстающих.

Очистные работы ведутся послойной отработкой в нисходящем порядке в пределах этажа или подэтажа. Выемка руды в слоях осуществляется заходками, которые в зависимости от мощности рудного тела располагаются вкрест или по простиранию месторождения. Первый слой отрабатывается под естественной кровлей, а часть каждого из последующих слоев – под искусственной.

Расчетный допустимый пролет выработки – 4,36 м.

Параметры заходки, в зависимости от крепости и устойчивости руды: ширина – 2,5-4 м, высота – 3,5 м. Между заходками первой очереди оставляют целики шириной 2,5-3,5 м. Заходки второй очереди с одной стороны примыкают к закладочному, а с другой – к рудному массивам. Заходки третьей очереди вынимаются между искусственными массивами.

Закладочное хозяйство Рубцовского рудника включает в себя поверхностный комплекс для приготовления закладочной смеси и подземные трубопроводы для подачи ее в очистные горные выработки.

Закладочная смесь подается в шахту с поверхности по двум скважинам, пробуренным до уровня 1-го горизонта. Доставка закладки по вертикали осуществляется по трубам, проложенным в восстающих выработках.

Выемка заходок на границе с закладочным массивом начинается после набора им прочности 0,7-1,0 МПа, а над закладочным массивом – при его прочности 2,5-3,0 МПа.

Принятый состав закладочной смеси позволяет получить такую прочность соответственно через 7 и 28 суток.

Предлагаемый вариант системы разработки горизонтальными слоями с нисходящим порядком выемки. В предлагаемом варианте, насколько возможно, сохранен существующий порядок отработки. Но нарезка слоя производится не разрезными штреками, а разрезными ортами, и слой отрабатывается заходками, ориентированными по простиранию. Блок делится на два полублока длиной по 25 м. Для этого по середине блока проводится дополнительный вентиляционно-закладочный наклонный восстающий, такой же, как и по границам блока. Из каждого восстающего проводится разрезной орт до контактов с вмещающими породами. Очистные заходки, как и в применяемых вариантах, отрабатываются через одну (первая очередь), длина их 15...20 м. После их закладки и набора прочности отрабатываются заходки второй, а при значительной мощности, возможно, и третьей очереди. Заходки, проводимые по контакту с вмещающими породами, как лежащего, так и висящего боков, позволят вынимать треугольники руды в стенках заходки, снижая потери руды. При этом предполагается применение усиленной крепи (органки).

С одной стороны, деление блока на два полублока увеличивает объем подготовительно-нарезных работ (дополнительный наклонный восстающий), с другой стороны, позволит увеличить интенсивность отработки слоя, тем самым снижая время сохранения разрезных ортов, что может значительно снизить затраты на их поддержание.

Очистные заходки отрабатываются из разрезных ортов одновременно в двух полублоках в направлении к закладочному (центральному) восстающему с подъемом 3...7°. Отбитая руда доставляется на разрезной орт и далее в наклонный восстающий.

Для сравнения вариантов (существующего и предлагаемого) предлагается определить объемы подготовительно-нарезных работ в блоке и время отработки блока. В качестве примера принят блок № 5-2 в первом этаже основной залежи.

На каждом слое проходилась разрезной штрек по существующей на руднике технологии, или три разрезных орта по предлагаемой технологии.

Принимая среднюю площадь поперечного сечения нарезных выработок $7,5 \text{ м}^2$, можно определить их объем, умножив на длину (табл. 1).

Таблица 1

Объем нарезных работ в блоке 5-2

№ п/п	Наименование выработки	Объем ПНР, м ³ (существующая технология)	Объем ПНР, м ³ (предлагаемая система)	Полный объем слоя, м ³
1	наклонный восстающий	$70 \times 7,5 = 525$	$140 \times 7,5 = 1050$	
2	р. штрек (орт) на слое 1	$37,5 \times 7,5 = 281$	$60 \times 7,5 = 450$	2720
3	р. штрек (орт) на слое 2б	$37 \times 7,5 = 277$	$62,5 \times 7,5 = 469$	1001
4	р. штрек (орт) на слое 3	$35 \times 7,5 = 262$	$53 \times 7,5 = 398$	1545
5	р. штрек (орт) на слое 4	$40 \times 7,5 = 300$	$49 \times 7,5 = 367$	1450
6	р. штрек (орт) на слое 5	$45 \times 7,5 = 337,5$	$33 \times 7,5 = 247$	1129
7	р. штрек (орт) на слое 6	$60 \times 7,5 = 450$	$34 \times 7,5 = 255$	1286
8	р. штрек (орт) на слое 7	$45 \times 7,5 = 337$	$40 \times 7,5 = 300$	1639
9	р. штрек (орт) на слое 8	$45 \times 7,5 = 337$	$50 \times 7,5 = 375$	1995
10	р.штрек (орт) на слое 8 б	$46 \times 7,5 = 345$	$57 \times 7,5 = 427$	1925
11	р. штрек (орт) на слое 9	$55 \times 7,5 = 412$	$47,5 \times 7,5 = 356$	1867
12	р. штрек (орт) на слое 10	$50 \times 7,5 = 375$	$42,5 \times 7,5 = 319$	1710
13	р. штрек (орт) на слое 11	$50 \times 7,5 = 375$	$20 \times 7,5 = 150$	675
	Итого	4276	5163	

Из табл. 1 видно, что суммарный объем нарезных выработок по предлагаемой технологии больше на 17...20 %, главным образом, за счет дополнительного наклонного восстающего, хотя на отдельных слоях такой закономерности нет.

Таблица 2

Время отработки слоя (поддержания разрезных выработок)

№ слоя	Полный объем слоя, м ³	Объем ПНР		Объем слоя за вычетом ПНР		Время отработки слоя, сутки		Сокращение времени поддержания разрезных выработок
		с. т.	п. т.	с. т.	п. т.	с. т.	п. т.	
1	2720	281	450	2439	2270	148	69	2,1 раза
2 бис	1001	277 м^3	469	724	532	44	17	2,6
3	1545	262	398	1283	1147	77	35	2,2
4	1450	300 м^3	367	1150	1083	70	33	2,1
5	1129	$337,5 \text{ м}^3$	247	791	882	48	27	1,7
6	1286	450 м^3	255	836	1031	51	32	1,6
7	1639	337	300	1302	1339	79	41	1,9
8	1995	337 м^3	375	1658	1620	101	49	2,06
8 бис	1925	345	427	1580	1498	96	46	2,08
9	1867	412 м^3	356	1492	1511	91	46	1,9
10	1710	375 м^3	319	1335	1391	81	42	1,9
11	675	375	150	300	525	19	16	1,18
Итого						905	453	2

Таким образом, из табл. 2 видно, что срок поддержания разрезных выработок в рабочем состоянии по предлагаемой технологии в 1,5...2 раза меньше, чем при существующей на руднике, а значит, и затраты на их поддержание также будут значительно меньше. Это позволит более интенсивно, а, следовательно, более эффективно и безопасно вести очистные работы в блоке.

ВЛИЯНИЕ ОРИЕНТАЦИИ КУСКОВ НА ТОЧНОСТЬ ОЦЕНКИ СОДЕРЖАНИЯ КОМПОНЕНТОВ ПРИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ С ПОВЕРХНОСТНЫМИ ПРИЗНАКАМИ

АРИНОВ К. Н.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Основная масса руд, обогащаемых радиометрическими методами, представляют собой куски-сростки, меньшая часть – породные куски. Особую роль при поверхностных методах разделения играет точность и эффективность радиометрической сепарации.

При поверхностном способе измерения характер соответствия измеряемых свойств массовой доле компонента зависит от вида минерализации куска-сростка, преобладания той или иной формы кусков в массиве, от способа получения информации о куске (интегральный, односторонний, двусторонний осмотр).

Рассмотрим один из способов получения информации о куске-сростке – односторонний «осмотр» на движущейся плоскости (конвейерной ленте).

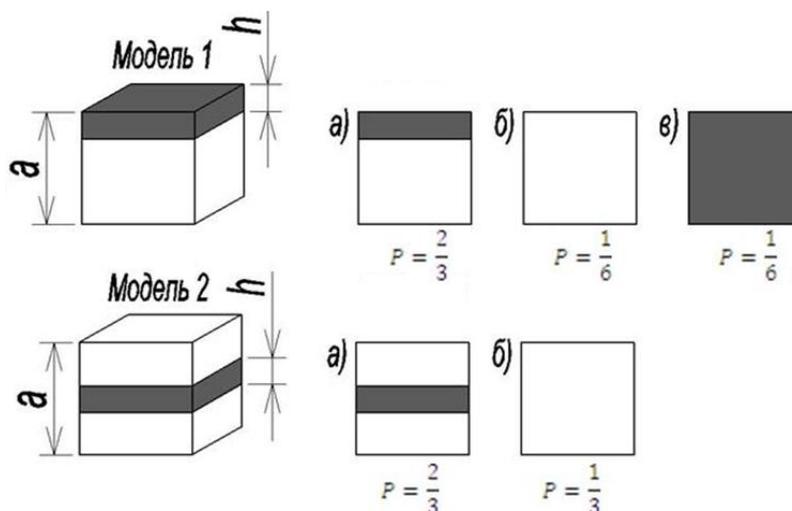


Рис. 1. Модели кусков-сростков и их вероятные положения на движущейся площади

При теоретическом анализе приемлемой моделью является куб. Выбранные модели представлены на рис. 1: куб, характер минерализации – краевой сросток (модель 1) и куб, характер минерализации – срединный сросток (модель 2), проходя через зону сканирования, изменяет свою ориентацию на плоскости, перпендикулярной излучению.

При моделировании предполагалось, что у куска, движущегося по плоскости, в момент прохождения через зону измерения контролировалась только одна поверхность. Кусок в момент измерения поверхностных свойств с равной вероятностью может быть обращен одной из своих сторон к измерительной системе, а другие пять сторон поверхности остаются неконтролируемыми. Для модели 1 таких положений три, а для модели 2 – два (рис. 1). Наиболее вероятные положения модели 1 являются вариант (а) с вероятностью того, что кусок окажется обращенным к измерительной зоне $2/3$, а положения (б) и (в) имеют одинаковую наименьшую вероятность $1/6$. Для модели 2 наиболее вероятным положением является вариант (а), вероятность которого $2/3$, менее вероятным (б), вероятность которого $1/3$. При этом в выбранных моделях при вариантах положения куска (б) и (в) оценка массовой доли находится в крайних значениях.

Учитывая данные обстоятельства, были получены формулы для расчетов поверхностного содержания минеральной фазы в кусках-сростках.

Для модели 1 поверхностное содержание

$$a_s = P_1 \frac{ah}{a^2} + P_2 \cdot 0 + P_3 \frac{a^2}{a^2} = \frac{4h+a}{6a} = \frac{2h}{3a} + \frac{1}{6}, \text{ д. ед.},$$

где a – высота куба; h – толщина слоя минеральной фазы; P_i – вероятность положения куска-сростка на плоскости.

Для модели 2 поверхностное содержание

$$a_s = P_1 \frac{ah}{a^2} + P_2 \cdot 0 = \frac{4h+a}{6a} = \frac{2h}{3a}, \text{ д. ед.},$$

Случайные погрешности определяются вероятностью и соотношением площадей фаз. Среднеквадратические отклонения поверхностного содержания минеральной фазы были рассчитаны по следующим формулам.

Для модели 1

$$S = \sqrt{\frac{(24h^2 - 8ha + 15a^2)}{90a^2}}, \text{ д. ед.}$$

Для модели 2

$$S = \frac{2h}{a} \sqrt{\frac{1}{15}} = 0,52 \frac{h}{a}, \text{ д. ед.}$$

По рис. 2 видно, что оценка массовой доли для выбранных моделей имеет большие колебания, а среднее значение отношения площади проекции к общей площади проекции куска существенно отличаются от массовой доли в куске.

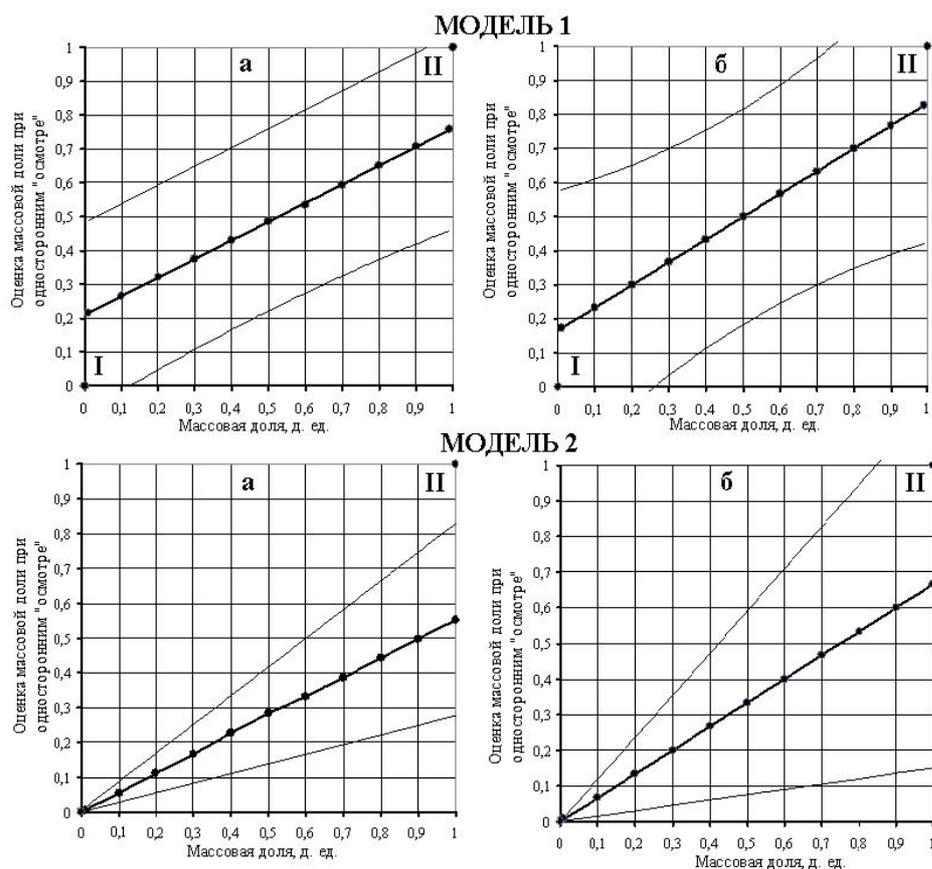


Рис. 2. Зависимость оценки массовой доли минеральной фазы от массовой доли при одностороннем осмотре при случайных (а) и вероятных (б) положениях куска

Это связано с наличием «краевого эффекта», физический смысл которого заключается в том, что при бесконечно малой толщине минерального или породного слоя при определенных положениях куска массовая доля не соответствует реальному значению.

Краевой эффект у модели 1 проявляется при крайних значениях массовой доли $\alpha_m=0$ д. ед. (точка I) и $\alpha_m=1$ д. ед. (точка II):

- в точке I: при $\alpha_m \rightarrow 0$ д. ед., тогда $\alpha_s=0,18$ д. ед.;
- в точке II: при $\alpha_m \rightarrow 1$ д. ед., тогда $\alpha_s=0,81$ д. ед.

Краевой эффект у модели 1 проявляется при крайних значениях массовой доли $\alpha_m=1$ д. ед.

- в точке I: при $\alpha_m \rightarrow 1$ д. ед., тогда $\alpha_s=0,66$ д. ед.

В то время как в идеальной модели должно быть следующее:

- при $\alpha_m \rightarrow 0$ д. ед., тогда $\alpha_s=0$ д. ед.
- при $\alpha_m \rightarrow 1$ д. ед., тогда $\alpha_s=1$ д. ед.

Случайные положения куска в измерительной зоне характерны в случае движения кусков по поверхности или падения в пространстве, например, движения кусков по желобу. Вероятные положения куска характерны в случае статического положения куска на плоскости (конвейере) в момент измерения поверхностных свойств. Анализируя полученные зависимости оценки массовой доли от массовой доли, можно прийти к выводу, что измерение поверхностного содержания минеральной фазы в куске-сростке при одном и том же способе «осмотра» (одностороннем) для кусков со случайным положением куска выгоднее, чем для кусков с вероятным положением.

УДК 622

ПАСПОРТ ПРОЧНОСТИ КАК КРИТЕРИЙ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ

СОКОЛОВ В. В., СЫНБУЛАТОВ В. В.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Важнейшей задачей проектирования разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом является обеспечение устойчивости горных выработок. Решению данной задачи посвящены многочисленные научные исследования, основные результаты которых нашли отражение в Строительных нормах и правилах (СНиП). Однако по общему признанию единой работоспособной теории устойчивости пород в выработках до настоящего времени не создано, что обусловлено неисчерпаемым многообразием как инженерно-геологических особенностей породных массивов, так и технологии строительства подземных выработок. Рекомендации СНиП носят лишь самый общий характер, и в них прямо указывается на необходимость дополнительных исследований факторов, определяющих устойчивость пород в выработке.

Критерии устойчивости горных пород основаны, как правило, на сопоставлении прочности породного массива и напряжений на контуре выработки. Для обоснованного использования результатов лабораторного изучения прочностных характеристик пород необходимо учитывать влияние влажности, горного давления, масштабного эффекта и трещиноватости породного массива на его прочность. Величина действующих напряжений определяется их концентрацией на контуре горной выработки. Действие данных факторов имеет вероятностную природу, что необходимо учитывать при оценке устойчивости горных пород в выработке.

Решение вопроса устойчивости горных пород в выработках является неотъемлемой частью проектирования строительства шахт и подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Представленные в работе результаты базируются на обширной базе данных кафедры шахтного строительства УГГУ по свойствам горных пород и инженерно-геологическим условиям различных месторождений Урала, а также на собственных исследованиях авторов по изучению свойств и состояния пород Юбилейного медноколчеданного месторождения (Башкирия).

Комплексной характеристикой разрушаемости скальных пород служит их паспорт прочности, представляющий собой нелинейную огибающую предельных кругов напряжений Мора. Положение огибающей определяет такие важные для проектирования параметры, как сцепление и угол внутреннего трения горных пород. Анализ применяемых в настоящее время уравнений огибающей, основанных на экспериментально измеренных значениях прочности пород при растяжении σ_p и сжатии $\sigma_{сж}$ показывает, что они дают явно завышенные значения угла внутреннего трения φ . Так, широко используемое уравнение гиперболы $\tau = \tau_{\max} [(\sigma_{вр} + \sigma)^2 / ((\sigma_{вр} + \sigma)^2 + a^2)]^{3/8}$

(М. М. Протодьяконов) при $\sigma_{сж}/\sigma_p > 3$ (а это справедливо практически для всех скальных пород) дает угол φ всегда больше 45 градусов. Если воспринимать коэффициент трения пород как $f_{тр} = \operatorname{tg}\varphi$, то углы $\varphi > 45^\circ$ вообще недопустимы, поскольку при этом $f_{тр} > 1$ [2].

В этой связи представляется плодотворной концепция Г. Г. Литвинского, названная им «аналитической (дифференциальной) теорией прочности» [1]. Она основывается на гипотезе о том, что разрушение сдвигом определяется наличием двух видов трения – сухого и когезионного (жидкостного). Аналитическое представление огибающей в этом случае описывается уравнением

$$\tau = \tau_0 (\sigma/\sigma_0 + 1)^\alpha, \quad (1)$$

где $\tau_0 = \sigma_0 f$ – сцепление, которое интерпретируется автором как произведение когезии разрыва σ_0 (т. е. удельной силы взаимодействия атомов горной породы) на коэффициент трения $f = \operatorname{tg}\varphi_c$. Показатель степени α ($0 < \alpha < 1$), названный коэффициентом хрупкости, характеризует долю сухого трения. При $\alpha = 0$ сухое трение полностью отсутствует, и материал идеально пластичен; при $\alpha = 1$ трение полностью сухое, и наблюдается идеально хрупкое разрушение. Предлагаемая методика построения паспорта прочности опирается на априори известное значение угла внутреннего трения φ_c горной породы. Однако величина φ_c достаточно изменчива и нуждается в непосредственном определении для конкретной породы.

Анализ теории и многочисленных экспериментальных данных позволяет нам сформулировать следующий подход. По сути выше указанной концепции показатель φ_c , который назван углом внутреннего трения при сжатии, должен определяться в точке огибающей, соответствующей некоторому сжимающему усилию. В общем виде уравнение огибающей можно представить в виде:

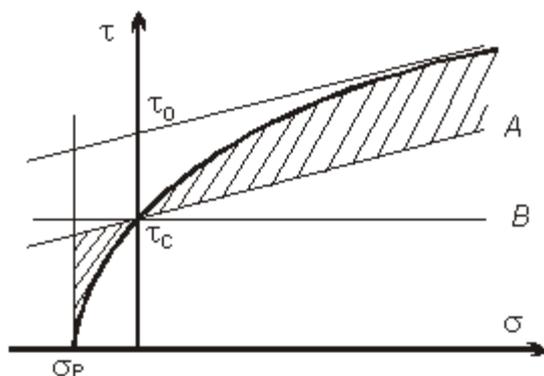
$$\tau = [K(\sigma_p + \sigma)]^{1/2},$$

где показатель формы кривой в соответствии с уравнением Рихтера $K = 2\sigma_p - 2[\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{сж})]^{1/2} + \sigma_{сж}$. Уравнение касательной к огибающей в точке с абсциссой $\sigma_i = X$ запишется в виде

$$\tau = \sqrt{K(\sigma_p + X)} \left[\frac{\sigma - X}{2(\sigma_p + X)} + 1 \right]. \quad (2)$$

Для определения координаты X выполнена серия испытаний пород Юбилейного месторождения на срез со сжатием. Установлено, что экспериментальные значения угла внутреннего трения точно (в пределах доверительного интервала) соответствуют расчетным значениям $\varphi_0 = \operatorname{arctg}(K/2\tau_0)$ в точке с абсциссой $\sigma_i = X = 0,7\sigma_{сж}$.

Установлено (А. Н. Ставрогин и др.), что для скальных пород при $\sigma > 1/2 \sigma_{сж}$ график нелинейной огибающей практически вырождается в прямую линию, т. е. ее угол наклона остается постоянным. В этой связи выражение (2) при $\sigma_i = X = 0,7\sigma_{сж}$ можно рассматривать как уравнение наклонной асимптоты огибающей предельных кругов напряжений. Ее положение определяет нарушенность горных пород и ее изменение при различных нагрузках. Если перенести асимптоту в точку с ординатой τ_c , то разность ординат огибающей и линии А (заштрихованные участки на рисунке) будет соответствовать изменению прочности породы за счет смыкания или раскрытия трещин.



Огибающая кругов напряжений Мора

Действительно, в правой части графика по мере роста сжимающих напряжений происходит все большее закрытие трещин, и в пределе при полностью закрытых трещинах огибающая сливается с асимптотой. В левой части графика, напротив, происходит раскрытие трещин, и при некотором

растягивающем напряжении происходит разрушение породы. Это напряжение соответствует прочности при одноосном растяжении σ_p . Разница в ординатах прямых A и B соответствует изменению предельных касательных напряжений за счет сближения (при сжатии) или удаления (при растяжении) атомов в узлах кристаллической решетки. Таким образом, график огибающей кругов напряжений Мора в координатах $[\tau - A]$ можно интерпретировать как характеристику трещиноватости пород в зависимости от величины действующих напряжений.

Параметр α в уравнении паспорта прочности (1) зависит от степени трещиноватости (дефектности) горной породы, которую предлагается (Л. М. Качанов) учитывать показателем сплошности горных пород ψ . Данный показатель ($0 < \psi < 1$) можно трактовать как отношением истинной площади сечения минерального скелета горной породы (т. е. за исключением площади сечения трещин и пор) S_0 к общей площади образца S . В соответствии с предложенной выше интерпретацией асимптоты огибающей мерой нарушенности и оценкой параметров α и ψ может служить отношение

$$k_c = S/S_0 = \tau_0/\tau_c. \quad (3)$$

Опытная величина сцепления τ_c определится точкой пересечения огибающей предельных кругов напряжений с осью ординат. Истинное значение τ_0 как предельной величины прочности на срез при полностью сомкнутых трещинах может быть найдено по асимптоте огибающей (см. рисунок). Корреляционный анализ, выполненный для базальтов Юбилейного месторождения, показал существование надежной зависимости, которую можно описать уравнением

$$\alpha = 0,63 + 0,16 \ln (1/k_c) \quad (4)$$

Близкий к единице коэффициент корреляции линеаризованного уравнения связи ($R = 0,997$) позволяет надежно использовать данную зависимость при анализе и построении паспортов прочности.

Таким образом, положение наклонной асимптоты огибающей предельных кругов напряжений Мора служит характеристикой изменения нарушенности пород под нагрузкой и определяет параметры паспорта прочности, соответствующие непосредственно измеряемым величинам сцепления и угла внутреннего трения горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Литвинский Г. Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с.
2. Черняк И. Л., Ярунин С. А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.

УДК 622.234.42.001.573

ПОДХОД К ИЗУЧЕНИЮ СТРАТЕГИИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

КАРАКОЦКАЯ И. А.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Математическое моделирование технологического комплекса скважинного подземного выщелачивания (ТКСПВ) является основой решения оптимизационных задач, направленных на рациональное использование минерально-ресурсного потенциала месторождения [1].

Под стратегией математического моделирования ТКСПВ будем понимать способы совместной обработки информации, полученной из различных источников, алгоритмы решения задач идентификации параметров ТКСПВ и процедуры прогнозирования значений геотехнологических показателей, позволяющих обеспечить эффективное функционирование технологического комплекса.

При построении стратегии математического моделирования будем исходить из того, что ТКСПВ относится к классу объектов, с которым можно проводить эксперименты и получать путем измерения его характеристики.

Условие адекватности объекта-оригинала O_{op} и объекта-модели $O_{бм}$ запишем в виде:

$$M_{ад} \left(O_6^{op}, O_6^M \right) \geq \varepsilon_{доп}, \quad \varepsilon_{доп} > 0, \quad (1)$$

где $M_{ад}$ – мера адекватности; $\varepsilon_{доп}$ – допустимая погрешность.

Предложенная нами стратегия математического моделирования ТКСПВ включает в себя следующие этапы:

- описание структуры ТКСПВ;
- описание процесса функционирования отдельных эксплуатационных блоков (ЭБ) как сложных динамических систем, меняющих свое состояние под действием внешних и внутренних факторов;
- декомпозиция видов движения, возникающих в процессе скважинного подземного выщелачивания (СПВ) в масштабах ЭБ;
- описание движения минеральных ресурсов в масштабах отдельных ЭБ;
- описание движения минеральных ресурсов в масштабах ТКСПВ.

Под функционированием мы будем понимать процессы, происходящие в системе, стабильно реализующей фиксированную цель.

Предложенная стратегия основана на следующих допущениях.

1. ТКСПВ состоит из множества ЭБ, каждый из которых характеризуется ориентировочными оценками величины запасов полезного компонента (ПК) (рис. 1) и времени отработки этих запасов и, следовательно, имеет вложенную иерархическую структуру, допускающую естественное агрегирование и декомпозицию. Оценки запасов ПК в масштабах ЭБ определяются результатами эксплуатационной разведки.

Агрегированное состояние ТКСПВ X_A является композицией состояний ЭБ $X_{ЭБ_i}$, принадлежащих данному комплексу:

$$X_A = \bigcup_{\forall i} X_{ЭБ_i}, \quad (2)$$

где i – индекс ЭБ, обрабатываемого методом СПВ, $i = 1, \dots, L$.

2. Состояние запасов минеральных ресурсов ТКСПВ принимается в каждый момент времени из конечного множества $Z_{ТКСПВ} = \{z_1, z_2, \dots, z_L\}$.

Вероятность соответствия состояния запасов минеральных ресурсов ТКСПВ определенному уровню вычисляется как условная вероятность состояния запасов отдельных ЭБ ($z_i/z_{ЭБ_1}, \dots, z_{ЭБ_L}$).

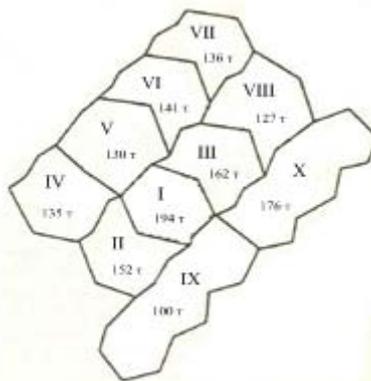


Рис. 1. Схема участка месторождения, состоящего из множества ЭБ, каждый из которых характеризуется величиной запасов ПК

3. В общем случае метод СПВ, предназначенный для отработки бедных руд, может использоваться одновременно с традиционными технологиями горных работ. Тогда общий объем минеральных ресурсов (рис. 2), который потенциально может быть использован, вычисляется как объединение различных видов ресурсов

$$Z_0 = \left(\bigcup_{\forall i} Z_{ЭБ_i} \right) \cup Z_m, \quad (3)$$

где m – индекс минеральных ресурсов, обрабатываемых с использованием традиционной технологии.

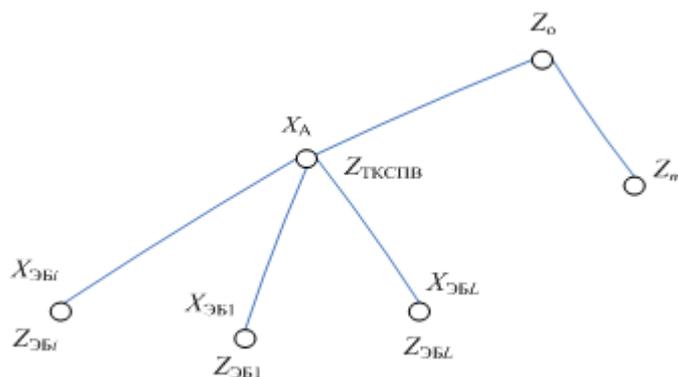


Рис. 2. Структура минерально-сырьевых ресурсов месторождения

4. Обрабатываемое месторождение характеризуется геолого-экономическими границами, характеризуемыми, например, областями рационального использования традиционной технологии и СПВ. На рис. 3 представлены области использования традиционной технологии и СПВ.

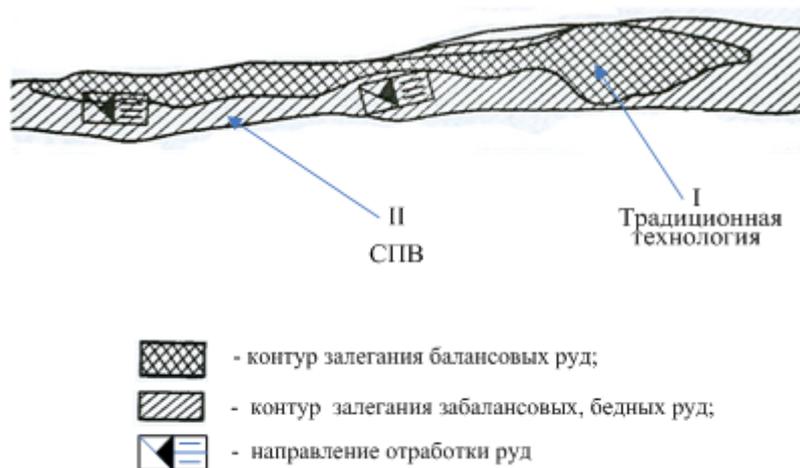


Рис. 3. Области использования традиционной технологии и СПВ

Границей областей I и II являются эксплуатационные кондиции, обеспечивающие стабильную безубыточную работу технологического комплекса с учетом изменения конъюнктуры на минеральное сырье, продукты его переработки и цен на энергоресурсы [2].

Таким образом, предложена стратегия математического моделирования функционирования ТКСПВ, обеспечивающая оптимальную работу системы с учетом рационального использования минерально-ресурсного потенциала месторождения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каракоцкая И. А. Построение информационных систем для предприятий минерально-сырьевого комплекса // Промышленный Урал XXI века: материалы Международной научно-практической конференции. – Екатеринбург, 2006, С. 36-37.
2. Баранников А. Г., Макарова С. В. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. – 95 с.

К ПРОБЛЕМЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

САПОЖНИКОВ М. Г.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

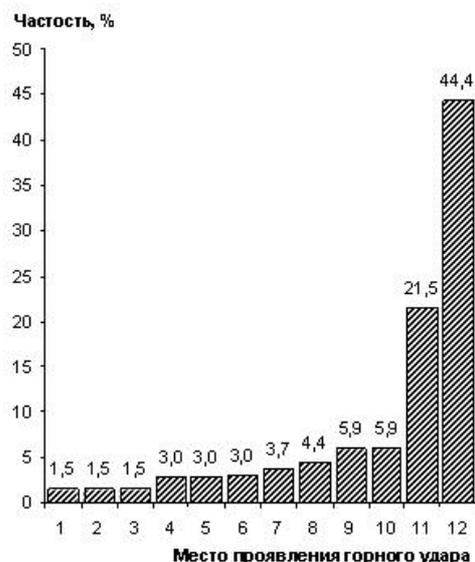
Подземная разработка угольных пластов является техногенным воздействием на массив горных пород и несет в себе опасность, которая выражается в возникновении сложного процесса деформирования пород, накопления напряжений в горном массиве, и при критических значениях напряжений происходит их разрушение в виде горного удара.

При прогнозе горных ударов возникает задача определения местоположения точек контроля удароопасности. Для решения этой задачи воспользуемся методами статистического анализа. Исходя из анализа данных о горных ударах на угольных шахтах [1, 2, 3] нами установлено, что 87 % горных ударов происходят в горном массиве на расстоянии менее 100 м от лавы. Остальные 13 % горных ударов происходили более чем в 100 метрах от лавы. Исходя из этого, можно сделать вывод, что наиболее опасными по горным ударам являются участки выработок, входящие в стометровую область зоны ведения горных работ. Например, при столбовой системе разработки такой областью являются 100 метров вдоль конвейерного и вентиляционных штреков от их сопряжения с лавой. На рисунке представлено распределение горных ударов по месту их проявления.

Распределение горных ударов по месту его проявления:

1 – полускат с квершлага; 2 – грузовой уклон; 3 – очистной забой; 4 – скат; 5 – сбойка; 6 – бремсберг; 7 – выемочная печь; 8 – охранные целики; 9 – уклон; 10 – квершлаг; 11 – лава; 12 – штрек

На диаграмме видно, что существует значительная разница между частотой проявления горных ударов в лаве и штреках от частоты проявления в местах менее активного ведения горных работ, поэтому фактор места проявления горного удара является информативным и значимым, а значит, должен быть принят в список параметров для построения модели удароопасности.



БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каталог горных ударов на шахтах СССР (1965-1972 гг.). – Л.: МУП СССР, ВНИМИ, 1973. – 183 с.
2. Каталог горных ударов на шахтах СССР (1973-1980 гг.). – Л.: МУП СССР, ВНИМИ, 1981. – 82 с.
3. Каталог горных ударов на шахтах СССР (1981-1989 гг.). – Л.: МУП СССР, ВНИМИ, 1990. – 78 с.

ТЕХНОЛОГИЯ СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПЕГМАТИТОВЫХ РУД ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ КВАРЦ-ПОЛЕВОШПАТОВОЙ СМЕСИ

КУТЕНЁВ А. А., ВАЛИЕВ Н. Г.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В промышленности неметаллорудных материалов полевошпатовое и кварцевое сырье занимает ведущее место. Суммарная добыча полевошпатового сырья достигает 1,2 млн. т в год. Значительной перспективой для извлечения сырьевой базы пегматитовых руд является месторождение Адуйского поля (в Асбестовском районе Свердловской области).

В общем случае процесс обогащения пегматитовых руд включает следующие операции*:

- дробление и измельчение породы с целью раскрытия сростков минералов, а также для доведения материала до верхнего нормированного предела крупности;
- классификация по крупности для получения заданного гранулометрического состава материала;
- удаление вредных минеральных примесей;
- отделение полевых шпатов и плагиоклазов;
- разделение калиевых полевых шпатов и плагиоглазов;
- обезвоживание и сушка концентратов до заданной влажности.

Наиболее распространенным методом очистки от зернистых минеральных примесей является флотация. Существенным недостатком флотационного обогащения является низкое извлечение полевого шпата.

В настоящее время разработаны технологии сухого обогащения с применением гравитационной, электромагнитной, трибо- и электростатической сепарацией позволяющие повысить извлечение кварц-полевошпатовой продукции. Разработаны ТУ, ГОСТы для получения кварц-полевошпатовых смесей (КПШС).

Цель нашего исследования – разработка технологической схемы сухого обогащения пегматитовых руд Адуйского поля (Участок № 5) для получения КПШС (см. таблицу).

Задачи исследования:

- исследование избирательного раскрытия минералов при дроблении в дробилках различного типа;
- распределение минералов по продуктам магнитной и трибоэлектростатической сепарации.

Технология получения КПШС включает сушку исходного материала, предварительную обработку кварц-полевошпатового продукта путем дезинтеграции с последующей классификацией на гравитационно-воздушном классификаторе, сухую магнитную сепарацию для обезжелезнения продуктов.

Дезинтеграция осуществляется в 2 стадии – она первой в центробежно-ударной дробилке и на второй в грохоте *Kroosher* с одновременной классификацией по пяти классам крупности +1; -1 +0,5; -0,5 +0,25; -0,25 +0,1; -0,1 +0 мм, которые направляют на сухую магнитную сепарацию, осуществляемую в 2 стадии с получением двух магнитных и одной немагнитной фракций от каждого класса крупности, при этом немагнитные фракции классов крупности +1; -1 +0,5 направляют на доизмельчение до крупности -0,5 мм и далее вместе с немагнитными фракциями крупности -0,5 +0,25; -0,25 +0,1 подают на перемешку, на вторую стадию магнитной сепарации, причем на вторую стадию дезинтеграции подают материал, полученный на гравитационно-воздушном классификаторе.

Схема цепи аппаратов включает:

- оборудование доставки и приёмки (самосвал, колосниковый грохот, приёмный бункер, вибропитатель);
- оборудование сушки (тольно-сушильный агрегат, вентиляторы, блок циклонов);
- центробежно-ударную дробилку;

* Ревнивцев В. И. Обогащение полевых шпатов и кварца. – М.: Недра, 1970. – 128 с.

- гравитационно-воздушный классификатор;
- инерционный грохот;
- грохот *Kroosher*;
- сухой валковый магнитной сепаратор;
- стол по трению.

Технологическая схема сухого обогащения учитывает особенности вещественного исходного сырья: его ожелезненность, агрегативное срастание кварца и полевого шпата с другими породными минералами.

Максимальное раскрытие минералов выполняется путем двойной дезинтеграции на центробежно-ударной дробилке и грохоте *Kroosher*.

Узкая классификация осуществляется на гравитационно-воздушном классификаторе. Обезжелезнение продуктов достигается с помощью сухой магнитной сепарации с использованием аппаратов с постоянным магнитом.

Сортовой состав КПШС

Продукт	Выход от исходного, %	Содержание Fe ₂ O ₃ , %
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,1 %	27,01	0,10
КПШС Fe ₂ O ₃ , 1,5 %	43,54	0,14
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,20 %	49,11	0,20
КПШС Fe ₂ O ₃ , 0,25 %	52,83	0,24

Вовлечение в разработку пегматитового месторождения с обогащением сухим методом позволит снизить себестоимость КПШС и повысит извлечение полевого шпата.

УДК 622

МЕХАНИЗАЦИЯ ОСНОВНЫХ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ НА БАЗЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОГО САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

ПАРЫГИН К. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Перспективы создания высокоэффективной технологии выемки руды связаны с широким внедрением самоходного бурового, погрузочно-доставочного транспортного оборудования с последующей автоматизацией основных технологических процессов.

Распад СССР привел к тому, что в России практически нет горного машиностроения для производства самоходного оборудования. Таким образом, в настоящее время внедрение на отечественных рудных шахтах высокоэффективной конкурентоспособной технологии добычи возможно только при ориентации на широкое применение импортной самоходной техники.

Наблюдение по созданию и выпуску горного оборудования для подземных работ показало, что большинство развитых стран имеют собственную машиностроительную базу, обеспечивающую свои рудники горным оборудованием, однако на мировой рынок горного оборудования выходят не все фирмы.

Известными фирмами, поставляющими самоходную горную технику для подземных работ на мировой рынок, являются: «Атлас Копко» (Швеция), «Тамрок» (Финляндия), «Ингерсолл Ренд» и «Гарнер Денвер» (США), «Секома» (Франция), «Фурукава» и «Кавасаки» (Япония), «Легмен» (Польша), «Таве» (Испания) и другие.

Изучение мирового рынка бурового горного оборудования для подземных работ позволило установить, что основными поставщиками бурового горного оборудования являются следующие фирмы: «Тамрок» (35 % в общем объеме поставок), «Атлас Копко» (25 %), «Фурукава» (16 %), «Секома» (8 %).

Перспективы развития буровой техники для бурения глубоких скважин на мировом уровне связаны, в первую очередь, с созданием самоходного бурового оборудования. Однако необходимо

отметить, что за рубежом самоходное буровое оборудование применяется в комплексе с самоходным погрузочно-доставочным и транспортным оборудованием. Только такие технологические схемы, где во всех звеньях работает самоходное оборудование, позволяют существенно повысить эффективность на буровых работах и упростить перемещение руды от забоя до ствола шахты.

Эффективность бурового оборудования определяется двумя основными параметрами: производительностью и минимальной потерей времени, связанной с простоями.

Производительность оборудования обусловлена высокими скоростью бурения, коэффициентом эксплуатации оборудования, а также качеством пробуренных шпуров и скважин с минимальными затратами на буровой инструмент.

Минимальные потери времени на вспомогательные работы обусловлены простотой и четкостью в техническом обслуживании.

При создании нового оборудования за рубежом ориентируются на широкое применение гидравлических перфораторов, разработке и совершенствованию которых за последнее время уделяется большое внимание.

Широкое использование гидроперфоратора — одно из главных направлений совершенствования буровых работ. Применение гидроперфоратора позволяет в 1,3-1,4 раза повысить производительность на бурении, существенно (на 30 %) повысить срок службы бурового инструмента по сравнению с применением пневмоударника.

Маркетинг мирового уровня продаж бурового оборудования показал, что основными поставщиками его на мировой рынок являются две фирмы: «Атлас Копко» (Швеция) и «Тамрок» (Финляндия). Фирма «Тамрок» выпускает широкий ряд гидроперфораторов для подземных буровых установок.

Обе ведущие фирмы для бурения скважин выпускают самоходные буровые станки, как с пневмоударниками, так и с гидроперфораторами.

Самоходные буровые станки фирмы «Атлас Копко» выпускаются двух типов: Симба Н, оборудованные гидроперфораторами, для бурения скважин диаметром от 51 до 165 мм; Симба, оборудованные пневмоударниками, для бурения скважин диаметром от 85 до 165 и глубиной до 160 метров.

Основные преимущества буровой техники фирмы «Атлас Копко»:

- высокий технический уровень исполнения изделий,
- высокая надежность в работе,
- высокая производительность на бурение скважин,
- высокая точность бурения.

Основные преимущества буровых станков фирмы «Тамрок»:

- относительно высокая скорость бурения,
- низкий уровень давления,
- возможность работы на отечественных маслах,
- метод бурения бурильными трубами обеспечивает дополнительно высокую точность бурения.

Основными зарубежными фирмами по изготовлению и поставке на мировой рынок самоходного погрузочно-доставочного оборудования являются «Атлас Копко», «Тамрок», «Кавасаки», «Фандрома». Самоходное погрузочно-доставочное оборудование фирмы «Атлас Копко» представлено моделями «Скооптрам» с электрическим и дизельным двигателем, грузоподъемностью от 700 до 20412 кг, что позволяет применять их в разных горно-геологических условиях, как при обработке мощных месторождений, так и маломощных.

Самоходные ПДМ фирмы «Тамрок» представлены моделями типа ТОРО как с электрическим, так и с дизельным приводом, грузоподъемностью от 3500 до 25000 кг. Фирме выдан международный сертификат, отвечающий требованиям ISO 9001 с 1993 года.

В настоящее время много внимания уделяется автоматизации работ ПДМ, при этом конечной целью становится внедрение полностью дистанционного управления машинами с поверхности.

Техническое перевооружение – одно из основных направлений повышения эффективности основных технологических процессов и, как следствие, улучшения технико-экономических показателей работы шахты в целом. При этом необходимо учитывать, что только полностью переход на новые технологии обеспечит необходимый.