

УДК 622.272

*И.Н. Савич***ГЛУБИНА ПЕРЕХОДА К ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Семинар № 13

Основание предельной глубины перехода к подземной разработке следует производить с учетом изменения горнотехнических условий, движения запасов месторождения и чистых денежных потоков.

Горнотехнические условия претерпевают изменения в связи с отработкой части запасов месторождения открытым способом. При разработке кимберлитовых трубок Якутии это изменение ландшафта, пересечение карьерами ряда водоносных горизонтов, изменение глубины залегания месторождения и объемов его запасов.

Кимберлитовую трубку можно представить как перевернутый конус с углом при вершине не более 30°, в основании которого обычно лежит эллипс или фигура, близкая к кругу. Таким образом, объем запасов для карьера – это усеченный конус, а объем запасов для подземного рудника – это конус с основанием, равным площади рудного тела на дне карьера. Суммарная стоимость запасов в недрах изменяется пропорционально объему запасов и практически, за редкими исключениями, пропорциональна изменению площади сечения рудных тел. Анализ горно-геологических условий показывает, что уменьшение объемов запасов с глубиной происходит относительно равномерно, что подтверждается зависимостями, демонстрирующими изменение запасов на трубках «Мир» и «Удачная».

При последовательной разработке кимберлитовых месторождений, осуществляемой на российских и зарубежных горнодобывающих предприятиях, основные проблемы возникают на стадии перехода от открытой к подземной добыче. Практически на всех месторождениях делают реконструкцию карьеров с разноской бортов и увеличением глубины разработки. В России открытыми горными работами извлекают до 70 % запасов кимберлитовых трубок, за рубежом – лишь 25-30 %.

Любое решение, связанное с увеличением глубины карьера, приводит к снижению эффективности открытых и подземных горных работ и, в конечном итоге, может возникнуть вопрос о целесообразности строительства подземного рудника, а, следовательно, о вызванных неправильными решениями безвозвратных потерях большей части запасов месторождения.

Таким образом, можно констатировать, что техногенные изменения горнотехнических условий оказывают существенное влияние на технологию и параметры подземной разработки.

Для отработки всех запасов месторождения, а это может быть обеспечено только при доработке остающихся подкарьерных запасов подземным рудником, необходимо чтобы после открытой разработки оставалось такое количество запасов, которое гарантировало бы при существующих мировых ценах на алмазы рентабельную работу предприятия. В настоящее время при оценке эффективности отработки месторождений полезных ископаемых принято исходить из суммарной прибыли полученной от открытой и подземной эксплуатации месторождения. Однако на практике после постановки карьера в проектный контур производят оценку целесообразности производства подземных горных работ. И не всегда при этом получают положительный эффект.

Например, к моменту перехода на подземную разработку, на трубке «Мир», стоимость руды в недрах не превышает 1/3 от общей стоимости месторождения.

Стоимость строительства подземного рудника как при условии полной отработки запасов месторождения, так и его части после завершения работы карьера без учета инфляции остается неизменной. При изменившихся запасах месторождения удельные капитальные вложения увеличиваются в 2,5 – 3 раза.

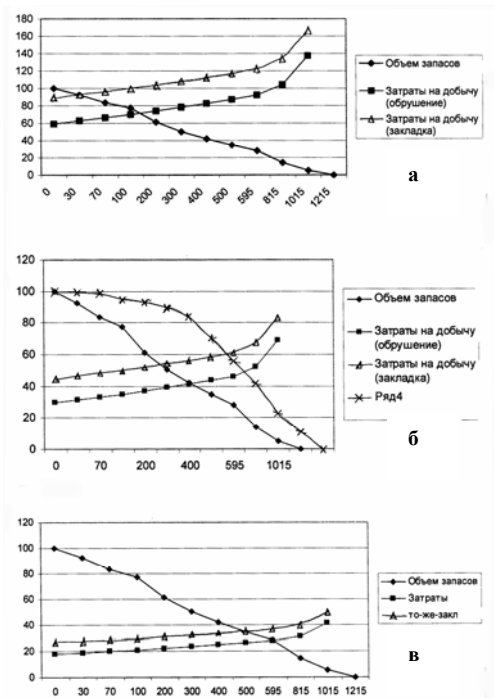


Рис. 1. Изменение глубины перехода к подземной разработке в зависимости от ценности запасов месторождения: а – ценность руды – 150долл/т; б – 300 долл/т; в – 500долл/т.

ства и принудительным обрушением руды от глубины разработки и экономически целесообразную глубину перехода к отработке запасов при изменении их ценности в пределах 150–500 долл./т.

На рис. 2. представлены зависимости, показывающие влияние технологии разработки на глубину перехода к подземной добыче. При ценности тонны добываемой руды в пределах 150 долларов, глубина перехода к подземной добычи не должна превышать 100–150 м от поверхности. Если ценность руды до 300 долл/т, то глубина перехода – 350–450 м и т.д. На некоторых месторождениях объем запасов с глубиной изменяется менее интенсивно, чем на других. Например, при разработке трубки «Удачная» предельная глубина перехода на подземную разработку – 600 м.

Анализ ситуации, складывающейся на разрабатываемых АК «АЛРОСА» месторождениях показывает, что не следует прибегать к реконструкции карьера с целью увеличения его глубины, а надо стремиться к тому, чтобы разрыв между завершением открытых горных работ и началом подземной добычи был сведен к минимуму или вообще отсутствовал.

Для обеспечения этих условий, как упоминалось, необходимо осуществлять вскрытие прибортовых и подкарьерных запасов из контура карьера. Это важно, поскольку начало строительства подземного рудника из карьера практически означает, что решение принято окончательно и возможная углубка может происходить без разноски бортов карьера, хотя и это, в общем, отрицательно скажется на подземной разработке.

Общая рекомендуемая последовательность выбора технологических решений и конструк-

Таким образом, если исходить из необходимости полного погашения запасов месторождения с учетом того, что стоимость строительства рудника остается неизменной, удельные капитальные вложения будут тем выше, чем больше глубина открытых работ. Т.е., чем раньше осуществляется переход к подземной разработке, тем выше ее эффективность.

На рис. 1 а, б, в представлены графики, показывающие зависимость изменения стоимости запасов месторождения и себестоимости производства подземной добычи при применении систем с закладкой выработанного простран-

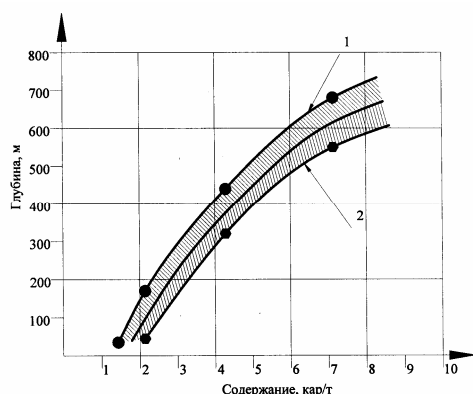


Рис. 2. Изменение глубины перехода к подземной разработке в зависимости от технологии разработки и ценности запасов: 1 – для систем с закладкой; 2 – для систем с обрушением.

ции вариантов систем разработки включает анализ постоянных и переменных факторов с учетом природных особенностей формирова-

ния кимберлитовых трубок во взаимосвязи с изменением техногенной обстановки, складывающейся к моменту перехода на подземную добычу.

Анализ горнотехнических условий, движения запасов месторождения и изменения чистых денежных потоков показывает, что переход к подземной разработке следует

осуществлять на глубине, при которой объем оставшихся запасов богатых кимберлитовых руд составляет не менее 30 % от утвержденных. При разработке рядовых руд остающиеся запасы должны составлять не менее 50% от общих запасов руды. Это позволит обеспечить рентабельность подземного рудника и полное извлечение запасов месторождения.

Коротко об авторах

Савич Игорь Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Технология, механизация и организация подземной разработки руд», Московский государственный горный университет.



© **Е.В. Кузьмин, А.Р. Узбекова,**
2005

УДК 622.23:001.33

Е.В. Кузьмин, А.Р. Узбекова

РЕЙТИНГОВЫЕ КЛАССИФИКАЦИИ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД И ИХ ПРАКТИЧЕСКОЕ ПРИМЕНЕНИЕ

Семинар № 13

Необходимость систематизации и сведения к общему числовому показателю разрозненных данных описания характеристик массива возникла вследствие большого разнообразия свойства горных массивов.

Для определения допустимых размеров обнажений трещиноватых руд и пород, оценки устойчивости целиков и других конструктивных элементов систем подземной разработки рудных месторождений, приуроченных к трещиноватым вмещающим породам, используются различные критерии устойчивости.

Одной из первых попыток соотнести показатели устойчивости массивов горных пород к

принятию определенных решений на их основе была сделана Риттером в 1879 году. Он с позиций теории упругости определял параметры свода естественного равновесия и пытался объяснить явление сводообразования и определения допустимых пролетов незакрепленной кровли горизонтальных выработок. Его теория не нашла практического применения из-за того, что она применима в весьма ограниченном числе случаев.

Основной вклад Риттера заключался в предложении применить общий подход к проектам проходки выработок, в частности выбору их крепления, на основе опытных данных.

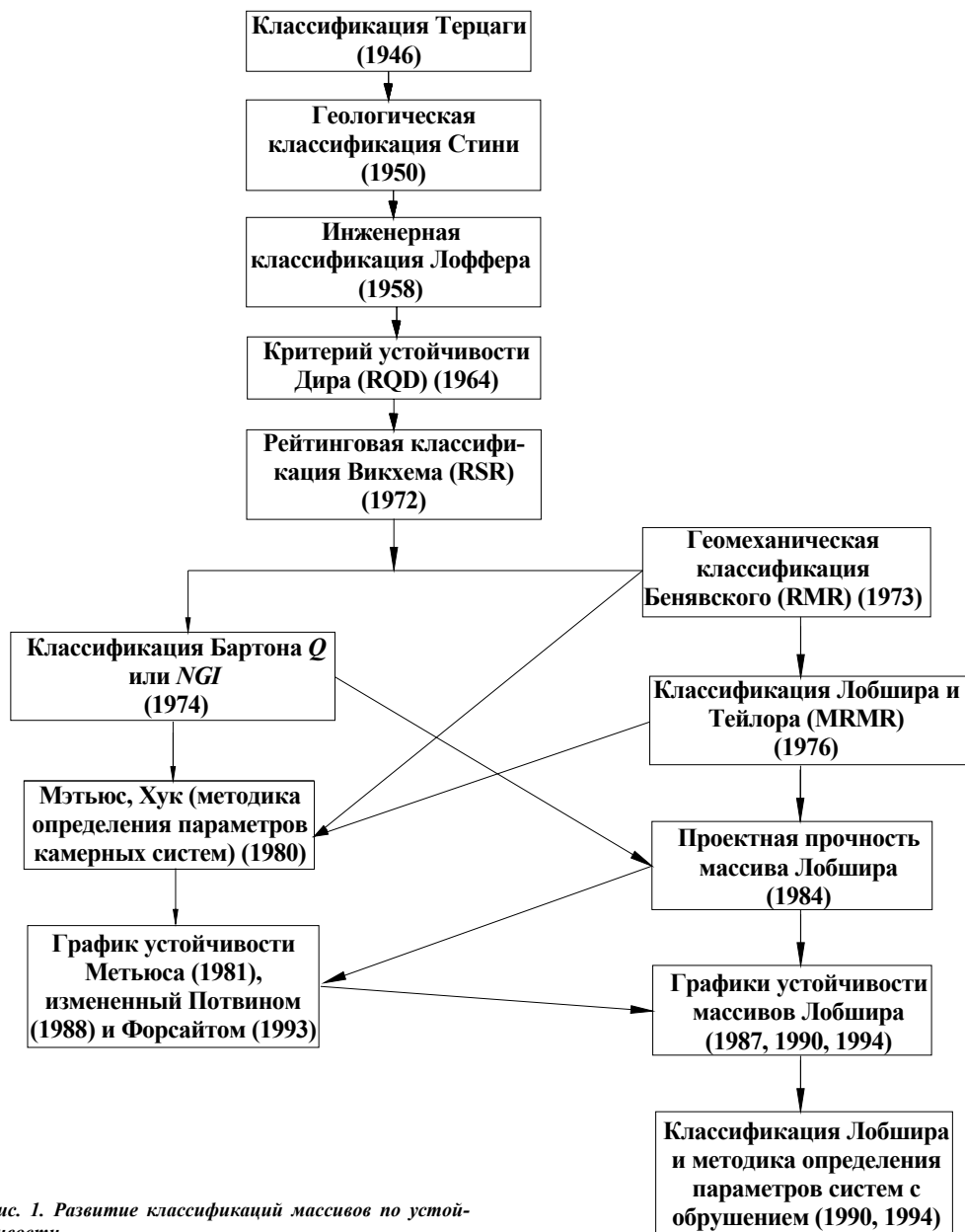


Рис. 1. Развитие классификаций массивов по устойчивости

Важным этапом в развитии горной науки в части рудничного крепления явились исследования проф. М.М. Протодьяконова, опубликованные в горном журнале 1907 г. Им создана теория свода естественного равновесия, не утратившая своей правомерности до настоящего времени, которая позволяет определять только высоту свода в зависимости от пролета, вели-

чиной которого следует задаваться при расчетах. Однако на практике необходимо определять пролеты плоской и сводчатой кровли широких камер, приуроченных к трещиноватым рудам и породам, устойчивость которых не может характеризоваться только коэффициентом крепости.

Представление о напряженном состоянии массива горных пород с теоретических позиций впервые высказано А.Н. Динником в 1925 г. в связи с расчетом крепи круглой шахты. В работе он указывал, что нельзя охватить все разнообразие возможных случаев одной схемой и рекомендовал выбирать, как лучше вести расчет - по теории сыпучих или упругих тел. В 1960 г. акад. Л.Д. Шевяков доказал актуальность определения размеров опорных целиков и потолочин для горной промышленности. Он отмечал, что опорные целики должны выдерживать максимальные нагрузки, которые определяются весом пород, приходящимся на столб. На ленточный целик, находящийся между двумя камерными выработками, может давить не весь объем пород, находящийся над ним, а часть его, ограниченная автоматический метод расчета, предложенный им в 1941 г. до сих пор применяется при определении размеров целиков при камерно-столбовой системе разработки в случаях, когда можно применять методы теории упругости.

В мировой практике для более универсального подхода к характеристикам массивов горных пород развитие в области геомеханических оценок получили классификации пород по критерию устойчивости на основе эмпирических данных с учетом и строения массива, и его физико-механических свойств. Первые классификации были описательными и предназначались для выбора вида крепления. Затем были предложены рейтинговые классификации, представляющие собой количественную оценку устойчивости массивов. Дальнейшее развитие классификаций происходило не только в направлении выбора крепления выработок, в том числе и очистных, но и для определения устойчивости пролетов обнажений камер, а затем и параметров систем с обрушением на основе эмпирических данных (рис. 1).

Ранние упоминания использования классификации массивов для выбора крепи выработок имеются в работе *Терцаги* (1946), где нагрузка на несущие оклады крепи оценивается на основе описывающей массив классификации. В настоящее время она практически не используется, но основное внимание в ней Терцаги уделяет характеристикам, которые имеют наиболее определяющее влияние на устойчивость массивов.

В 1958 г. *Лоффер* предположил, что время устойчивости для определенного пролета обнажения можно соотнести с геомеханическими характеристиками породы. В его классификацию были внесены изменения многими учеными, и сейчас она является частью подхода к проведению выработок. Одна из самых значительных концепций в его работе заключается в том, что увеличение пролета обнажения приводит к значительному сокращению времени устойчивости до установки крепи.

В 1967 г. *Диром* был предложен критерий устойчивости массива по данным кернового бурения названный «Индекс качества породы» (RQD).

Показатель определяется как отношение общей длины кусков керна (длиной более 10 см) к общей его длине:

$$RQD = \frac{\sum l_{(ф10см)}}{l_{керна}}$$

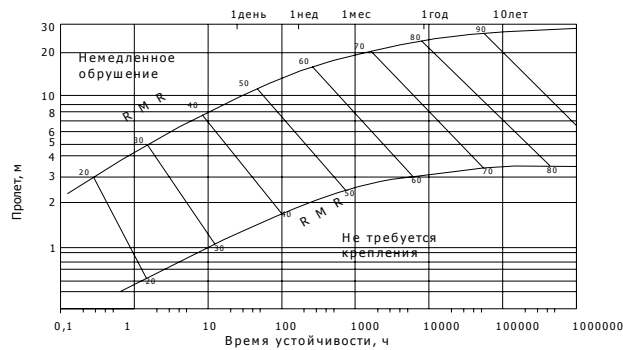
где RQD – показатель, имеющий прямо пропорциональную зависимость от числа трещин и его значение может значительно изменяться в зависимости от направления бурения. Использование подсчета трещин в объеме массива уравнивает данную анизотропию и дает более наглядную оценку.

Критерий Дира широко использовалось в течение 25 лет для определения допустимого давления и выбора крепления, а в настоящее время, этот показатель, является существенным компонентом при подсчете рейтинговых показателей в других классификациях. Показатель трещиноватости, который лежит в основе данной классификации, имеет очень высокую степень влияния на устойчивость обнажений горных пород.

В нашей стране также имеются методики расчета параметров крепей, в которых трещиноватость рассматривается как основной фактор. В работах С.В. Ветрова, С.Н. Чернышева четко определены основные термины и характеристики трещиноватости.

Однако, как показывает практика, трещиноватость является одним из основных влияющих на устойчивость факторов, но не единственным, поэтому в дальнейшем стали появляться классификации, учитывающие сразу несколько параметров для оценки устойчивости массивов.

Рис. 2. Соотношения между временем устойчивости, пролетом обнажения по рейтинговым показателям RMR Беняевского



В 1972 г. Викхем предложил использовать количественный метод для описания качественных характеристик массива и для выбора соответствующего крепления на основе классификации RSR. В данной классификации продемонстрировано логическое направление в развитии систем количественной оценки массива горных пород. Это одна из первых попыток внедрения рейтинговых показателей в описание массивов.

Рейтинг RSR складывается из трех составляющих: $RSR = A+B+C$.

Параметр А представляет общую оценку геологического строения, В - учитывает влияние трещиноватости массива по отношению к направлению проведения выработки, на основе, С - влияние подземных водопритоков и трещиноватости. Максимальный показатель RSR=100. По графикам подбирали соответствующее крепление.

В настоящее время RSR практически не используется, однако эта система являлась еще одним шагом в эволюции классификаций массивов по критерию устойчивости.

В 1973 г. Беняевский предложил новый рейтинговый критерий устойчивости массива. В 1976 г. он опубликовал классификацию массивов горных пород, названную геомеханической классификацией или рейтингом массива горных пород (RMR).

В классификации используются следующие 6 параметров: прочность пород на одноосное сжатие; RQD; расстояние между трещинами; условия трещиноватости; условия подземных вод; направление трещин.

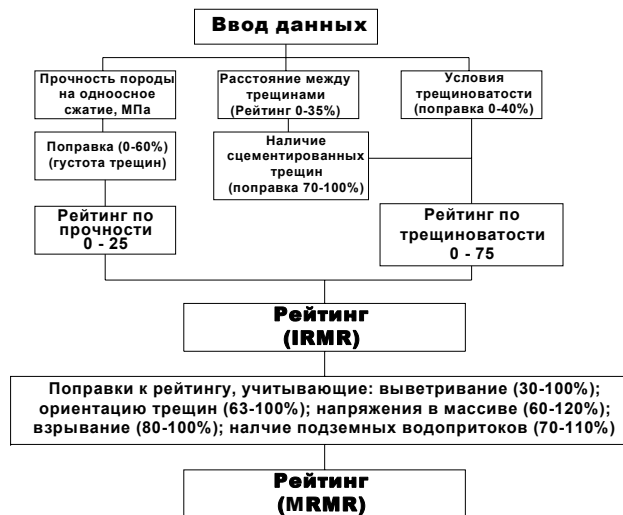
При применении этой классификации, массив горных пород разделены на число структурных областей, и каждая область имеет свой рейтинговый показатель. Обычно эти границы совпадают с основными геологическими структурами или характеризуются изменением типов пород.

В 1989 г., Беняевский опубликовал комплекс систем крепления для имеющихся диапазонов показателей RMR.

На основе классификации и эмпирических данных были созданы графики зависимости времени устойчивости выработок от пролета обнажения по системе RMR (рис. 2).

Классификация Q или NGI – (Норвежского геотехнического института) была разработана Бартоном, Лиеном и Люндом в 1974 г. На основе анализа большого количества проходческих работ, Бартон (1974) в Норвежском геотехническом институте предложил для опреде-

Рис. 3. Алгоритм к определению рейтингового показателя MRVR по классификации проф. Д. Лобишира



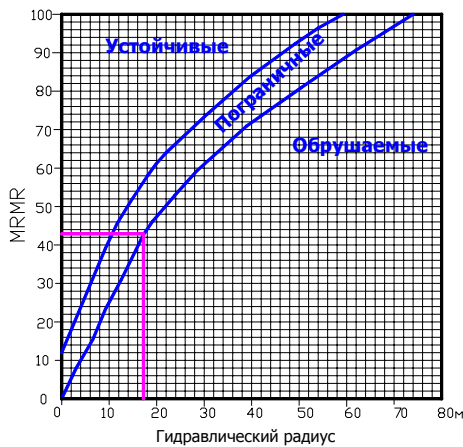


Рис. 4. График к определению гидравлического радиуса при системах с самообрушением по показателям MRMR Лобшира (1994 г.)

ления характеристик массива и обоснования выбора крепления использовать «индекс качества массива» для проходческих работ Q. Значение показателя варьирует от 0,001 до 1000 по логарифмической шкале и определяется по формуле:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_v}{SRF}$$

где RQD – индекс качества породы Дира; J_n – количество систем трещин; J_r – показатель шероховатости трещин; J_a – показатель сцепления поверхностей трещин; J_v – фактор наличия воды в трещинах; SRF – учитывает напряжения массиве.

В порядке отношения подсчитанного значения Q к требованиям крепления подземных выработок, Бартон, Лиен и Люнд в 1974 г. предложили использовать отношение пролета выработки (диаметр, м) к коэффициенту необходимого времени устойчивости крепления ESR. Этот показатель получил название «эквивалентный размер» (De).

Вследствие того, что критерии Беньявского и Бартона были приурочены для подземного строительства гражданских сооружений, возникла необходимость в разработке специальной класси-

фикации, адаптированной к горнодобывающей промышленности.

Кендорским был изменен рейтинг Беньявского для использования его для систем с обрушением. Система получила распространение в США.

Проф. Д. Лобширом (1977–1990) разработан «горный рейтинг массива горных пород» (MRMR). Классификация основывается на рейтинговой системе проф. З. Беньявского (RMR), но в нее были внесены дополнительные параметры влияния напряжений в нетронутом массиве и привнесенного давления, влияния взрывных работ, смерзаемости, водопритоков и выветривания. Схема к определению рейтингового показателя массива на основе этой геомеханической классификации показана на рис. 3.

По рейтинговым показателям были разработаны системы к определению крепления выработок, выбору параметров уступов карьера, а также для определения устойчивости и обрушаемости пород.

На основе физического моделирования и анализа опыта применения систем с обрушением проф. Д. Лобширом разработана методика определения параметров систем с самообрушением, исходя из результатов рейтинговых показателей массивов. Методика является общепринятой во многих странах и успешно используется уже более 25 лет.

Кроме того, проф. Д. Лобширом построен график зависимости величины гидравлического радиуса от показателя MRMR, с делением массивов горных пород на области обрушаемые, переходные и устойчивые (рис. 4).

Коротко об авторах

Кузьмин Евгений Викторович – профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой,

Узбекова Алина Рашидовна – горный инженер, ассистент,

кафедра «Технология, механизация и организация подземной разработки руд», Московский государственный горный университет.

УДК 622.272

В.В. Набатов**ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ОСНОВАНИЙ БЛОКОВ
НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ**

Семинар № 13

Традиционно применяемая технология проходки подготовительно-нарезных выработок оснований блоков приводит к тому, что откаточные и погрузочно-доставочные выработки, проходимые в очистных блоках в первую очередь, воспринимают на себя значительную нагрузку от опорного давления, производства массовых взрывов и т.п., что приводит к росту затрат на крепление и поддержание основных выработок блока, срок службы которых определяется сроком отработки блоковых запасов (пункты выпуска) и сроком эксплуатации горизонта.

К внедрению в условиях повышенного горного давления на новых горизонтах Таштагольского месторождения предлагается технология подготовки оснований блоков, разработанная на кафедре ТПР совместно со специалистами Таштагольского и Абаканского рудоуправлений.

Целью предлагаемой технологии является создание таких условий для основных выработок днища блока, в которых максимально возможно снизить величину опорного давления на эти выработки и уменьшить срок их эксплуатации.

Существо предлагаемой технологии заключается в определенной последовательности ведения работ:

После проходки полевых штреков производят проходку откаточных ортов встречными забоями до границы с рудным телом. В торцевой части ортов проходят камеры ВДПУ и осуществляют монтаж установок по обе стороны подготавливаемого блока. После монтажа вибропитателей осуществляют проходку встречными забоями траншейных ортов (рисунок) с отгрузкой горной массы с помощью скреперных лебедок через

ВДПУ в вагон. Из траншейных выработок проходят ходки и рудоспуски на буровой горизонт и ведут нарезные работы. Одновременно, по трассе траншейных ортов в зонах тектонических нару-

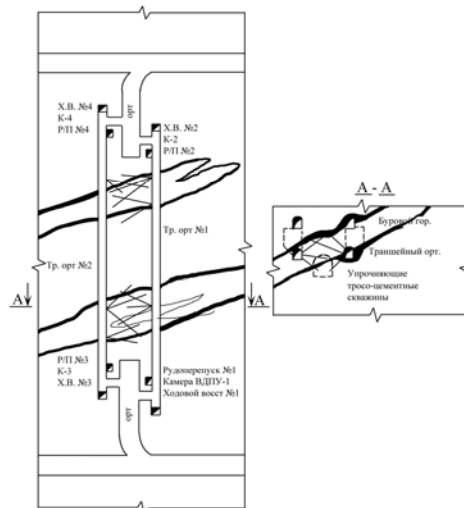


Рис. 1 Способ опережающей подготовки оснований блоков в сложных горно-геологических условиях

шений бурят скважины, где размещают предварительно напряженные анкера (тросовые либо тросо-цементные).

В разгруженной, упрочненной зоне проходят откаточные орты и камеры ВДПУ.

Тем самым, достигают равномерного распределения давления в основании блока, что позволяет добиться равномерной нагрузки на откаточный орт, исключить значительные нарушения целостности крепи вывала из кровли при проходке и эксплуатации ортов.

Коротко об авторах

Набатов В.В. – Московский государственный горный университет.

УДК 622.34

А.Б. Макаров, С.В. Огородников

**ПРОГНОЗ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ГОРНЫХ УДАРОВ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ
ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ НИСХОДЯЩИМИ СЛОЯМИ
С ЗАКЛАДКОЙ**

Семинар № 13

Орловский рудник Жезкентского ГОКа в Восточно-Казахстанской области обрабатывает мощные наклонные залежи ценных медно-цинковых руд системой горизонтальных слоев с твердеющей закладкой в нисходящем порядке. Начиная с глубины 600 м, Орловское месторождение отнесено к опасным по горным ударам. Добычу руды ведут вариантом слоевой системой разработки, предложенным институтом ВНИИцветмет. Отработку блока ведут одновременно на нескольких подэтажах, разделенных рудным или бетонным целиком высотой не менее 15 м. Очистные работы в слое и заключаются в отработке из разрезного штрека слоевых заходок сечением 4×3,5 м вкрест простирания рудного тела до контактов с висячим и лежащим боком. Данная технология позволяет вести одновременную отработку в слое нескольких заходок, разделенных между собой рудными или искусственными целиками. Практически все очистные работы ведутся под искусственной

кровлей из твердеющей закладки с нормативной прочностью на сжатие 4 МПа. Исключение составляет отработка в каждом блоке слоев, которыми начинается отработка подэтажей. В этих случаях кровля очистных выработок представлена рудой.

Характерными особенностями всех, наблюдавшихся в практике разработки Орловского месторождения, динамических проявлений горного давления являются:

- по сортам руд – приуроченность к массивам сплошных барит-полиметаллических (чаще всего), медно-цинковых и медно-колчеданных руд (рис. 1); во вкрапленных рудах регистрировались единичные признаки удароопасности;

- по месту проявления – в нарезных и очистных выработках первых слоев на подэтажах, у которых кровля и почва представлены рудой; при отработке последующих слоев в нисходящем порядке под искусственной кровлей динамические проявления горного давле-

Рис. 1. Частота динамических проявлений горного давления в разных сортах руд: 2 – барит-полиметаллическая; 3 – медно-цинковая; 4 – медная; 5 – вкрапленная медная

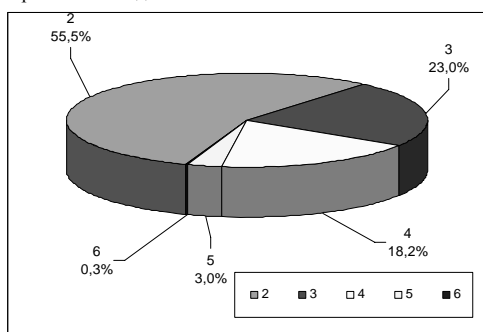
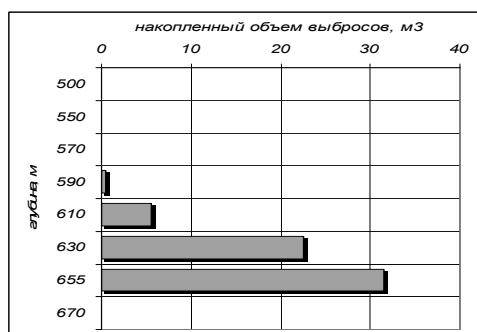


Рис. 2. Нарастание суммарного объема выбросов руды при микроударах с увеличением глубины горных работ



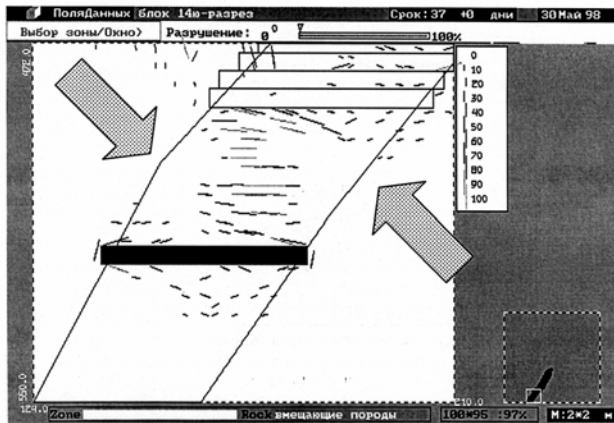


Рис. 3. Образование трещин в целике между обрабатываемыми слоями на разных подэтажах (стрелками показаны направления доминирующих смещений массива)

работ под целиками вышележащего слоя;

- по времени – после отработки примерно половины запасов слоя, т.е. когда действующие напряжения в целиках (еще не отработанных заходках) увеличиваются до предела прочности массива руды на сжатие;

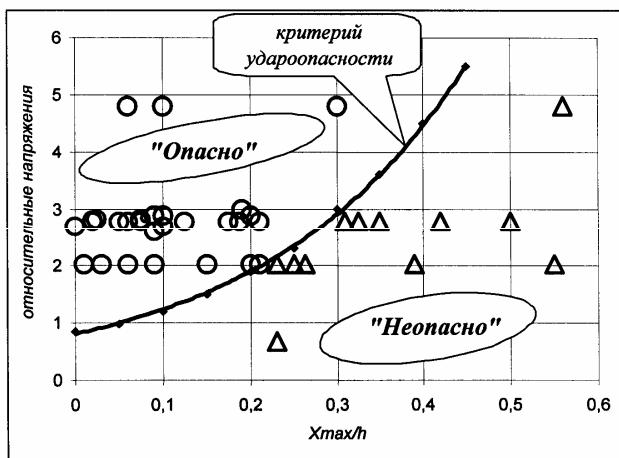
- по глубине – нарастание частоты и интенсивности (мощности) динамических проявлений горного давления с увеличением глубины горных работ (рис. 2): начиная с глубины 590 м, появились микроудары с выбросом руды в выработки, которые сопровождаются резким звуком, треском и сотрясанием массива. Ранее, на меньшей глубине самыми интенсивными проявлениями были стреляния.

Наблюдаемые на практике закономерности появления удароопасных ситуаций при отработке первых слоев на подэтажах и их исчезновения при ведении очистных работ под искусственной кровлей объясняются возникнове-

нием над и под отработанным и заложным первым слоем защищенных зон, где действующие напряжения разгружены до величин, меньших прочности массива на сжатие. За пределами защищенной зоны в массиве формируется зона опорного давления, где происходит концентрация действующих напряжений. Динамические проявления горного давления сосредоточены, в основном, вблизи висячего бока в сплошных барит-полиметаллических и полиметаллических рудах за пределами защищенной зоны, разгруженной отработкой вышележащего горизонта.

При ведении горных работ на нескольких подэтажах рудные массивы, расположенные между ними, подвергаются действию срезающих напряжений. Они возникают за счет оседания пород висячего бока в выработки нижележащего слоя и подъема пород лежачего бока под выработками вышележащего слоя (рис. 3).

Под действием срезающих напряжений происходит разрушение рудного массива сдвигом. Направления образующихся трещин показаны на рис. 3. На практике разрушение руды сдвигом выражается в многочисленных толчках в глубине массива без видимых проявлений в выработках обрабатываемых слоев. При этом люди, находящиеся на верхнем слое, ощущают их в почве, а на нижнем слое – в кровле. Толчки и сотрясения массива с сильным треском возникают в рудном массиве, когда на нижележащем слое обрабо-



тано, примерно, половина запасов.

В блоке 12с проведено бурение 23 контрольных скважин на

Рис. 4. Оценка удароопасности рудных целиков на 17 слое 11 горизонта и 7 слое 12 горизонта по дисквацию зерна

дискование керна. Они бурились насквозь целиков между отработанными заходками вблизи границы отработки медных руд, т.е. в зоне максимального опорного давления. По результатам бурения контрольных скважин произведена оценка удароопасности рудных целиков. Сводные результаты представлены на рис. 4.

Оказалось, что 74 % всех обнажений рудных целиков являются удароопасными. Это связано с тем, что из-за сужения фронта очистных работ добыча руды ведется одновременно на нескольких слоях в незащищенных зонах.

При отработке защитных слоев возможны горные удары в заходках, обрабатываемых в

последнюю очередь. Поэтому для приведения массива в неопасное состояние в качестве альтернативы рекомендовано разгрузить обрабатываемые горизонты от опорного давления бурением и камуфлетным взрыванием строчки наклонных скважин по простиранию рудного тела у висячего бока залежи. Плоскость разгрузочной щели должна быть перпендикулярна направлению действия в массиве максимальных напряжений в массиве. В зоне опорного давления они по результатам численного моделирования действуют, примерно, по нормали к падению рудной залежи. Поэтому наклон разгрузочных скважин задан равным углу падения залежи.

Коротко об авторах

Макаров А.Б., Огородников С.В. – Московский государственный геологоразведочный университет.

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

НОВИНКИ

Моссаковский Я.В. Экономика горной промышленности: Учебник для вузов. — 525 с.: ил.
ISBN 5-7418-0292-3 (в пер.)

Рассмотрен комплекс вопросов, определяющих экономику горно-добывающего производства и его предприятий. В их числе: объект конкретной экономики — минерально-ресурсный потенциал страны, методы его экономической оценки, производственный потенциал горной промышленности, его роль и значение в народном хозяйстве России; производственные ресурсы горных предприятий и результаты их использования в процессе добычи полезных ископаемых; методы оценки эффективности реализации инвестиционных проектов, внедрения новой техники и другие вопросы. Материал учебника проиллюстрирован конкретными статистическими данными и необходимыми методическими разработками.

Я.В. Моссаковский — д-р экон. наук, проф. кафедры «Экономика и планирование горного производства» Московского государственного горного университета.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Экономика и управление на предприятии (горная промышленность)» и по направлению подготовки дипломированных специалистов «Горное дело». Может быть полезен экономистам и инженерно-техническим работникам горно-добывающих отраслей промышленности.

УДК 622:338.45

© **Э.И. Богуславский, Ф.С. Усыпко,
К.В. Демидов, С.К. Ларионов,
2005**

УДК 622.34

Э.И. Богуславский, Ф.С. Усыпко, К.В. Демидов, С.К. Ларионов
**ОРГАНИЗАЦИЯ УСРЕДНЕНИЯ КАЧЕСТВА РУДЫ
ПРИ ЕЕ ВЫПУСКЕ И ДОСТАВКЕ**

Семинар № 13

Выпуск и доставка - это важнейшие производственные процессы очистной выемки, в значительной степени определяющие эффективность добычи в целом. Удельный объем трудовых и материальных затрат на выпуск и доставку руды составляет 30-50 % всех затрат на очистную выемку. Выбор видов доставки в значительной мере определяет организацию работ на горизонте и в целом по руднику. Наиболее производительным и перспективным видом доставки является доставка при помощи погрузо-доставочных машин. Эти машины совмещают в одном агрегате функции погрузки и доставки горной массы и позволяют повысить производительность труда за счет уменьшения количества применяемых машин. Для обеспечения максимальной производительности и экономической эффективности выпуска и доставки руды необходимо правильно подобрать погрузо-доставочное оборудование и организовать его работу в блоке.

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

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

- количество выработок выпуска;
- количество используемых погрузо-доставочных машин;

- содержание полезного компонента в выработках выпуска;

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

Результаты были проверены на стенде физического моделирования. Он представляет собой короб с выпускными отверстиями в нижней части, моделирующий в масштабе 1:150 эксплуатационный блок длиной 90 м., высотой 50 м., шириной 15 м., углом наклона 90 градусов и расстоянием между выпускными отвер-

стиями 15 м. (рис. 1).

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

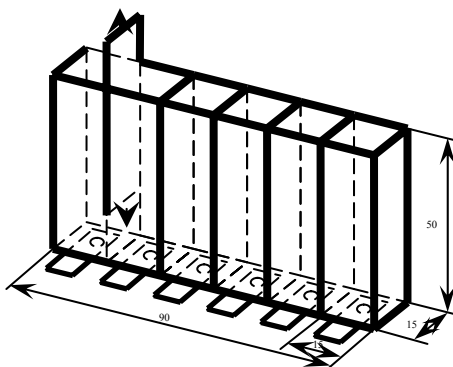


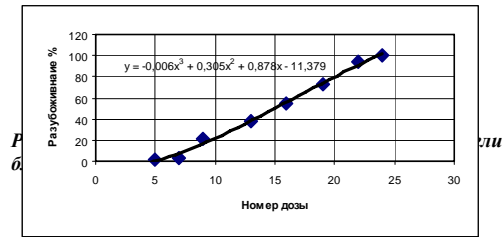
Рис. 1. Схема экспериментального стенда



Рис. 2. Стенд физического моделирования на начальной стадии эксперимента

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

По результатам моделирования можно сделать вывод, что уменьшение содержания полезного компонента руды в дозе выпуска происходит равномерно по всей длине блока за счет разубоживания. Влияние примесей из со-



седних секций на изменение содержания полезного компонента не рассматривалось, из-за отсутствия таковых или их минимального количества в дозе выпуска. Это объясняется отсутствием взаимодействия эллипсоидов выпуска в соседних секциях.

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

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

Коротко об авторах

Богуславский Э.И., Усытко Ф.С., Демидов К.В., Ларионов С.К. – Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет).



© Ю.В. Демидов, А.А. Леонтьев,
А.В. Кравцов, А.Н. Рыжков,
2005

Ю.В. Демидов, А.А. Леонтьев, А.В. Кравцов, А.Н. Рыжков

**РАЦИОНАЛЬНЫЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ ПОДЗЕМНОГО
РУДНИКА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО
КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВА (НА ПРИМЕРЕ
КОАШВИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОАО «АПАТИТ»)**

Семинар № 13

Коашвинское месторождение входит в состав месторождений Хибинского щелочного массива и расположено в 20 км к востоку от г. Кировска в районе горы Коашва и долины реки Вуоннемйок. Месторождение включает 8 основных и 7 мелких рудных тел. Залегание основных рудных тел – субпараллельное. Длина по простиранию рудных тел изменяется от нескольких сот метров до 3 км, по падению от нескольких десятков метров до 2 км. Нижняя отметка залежи –1180 м. Абсолютные отметки рельефа находятся в пределах +200 – +900 м. Мощность рудных тел изменяется от 15 до 80 м, прослоев уртитов – от 8-10 до 150-160 м. Средняя горизонтальная площадь рудных тел равна 43 тыс. м². Угол падения находится в пределах 20-45°.

Средние содержания компонентов в балансовых запасах апатит-нефелиновых руд в целом по месторождению составляют: P₂O₅ – 16,62 %, TiO₂ – 2,78 %, Al₂O₃ общ. – 12,14 %, Na₂O – 6,48 %, K₂O – 2,96 %, SrO – 1,56 %, TR₂O₃ – 0,41 %, F – 1,28 %, Rb₂O – 63,7 г/т, Cs₂O – 0,22 г/т.

Разработка месторождения открытым способом ведется с 1978 года. По предварительным данным института Гипроруда граничная отметка дна карьера составит -124 м, запасы – около 100 млн т руды. Коэффициент вскрыши равен 8,45 м³/м³. При проектной производительности карьера 4 млн т/год отработка запасов будет завершена к 2027-29 году. Подземную отработку месторождения планировалось начать после завершения открытых горных работ.

Существующие решения по освоению Коашвинского месторождения связаны с большим объемом горно-капитальных работ на первом этапе строительства при сравнительно небольшой производительности подземного рудника до 2027 года, что приводит к низкой эффективности использования капитальных вложений. Имеющиеся технические решения не предусматривают совместного использова-

ния подземных выработок и карьерного транспорта руды на различных этапах развития работ. В связи с этим, потребовалось проведение дополнительных исследований для повышения эффективности совместной отработки Коашвинского месторождения открытым и подземным способами, которые включали:

- обоснование места расположения и типа основных вскрывающих выработок, порядка развития работ в прибортовой и подкарьерной части месторождения;
- разработку временной схемы проветривания на период отработки прибортовых запасов месторождения;
- составление календарного плана строительства и отработки Коашвинского месторождения карьером и подземным рудником на различных этапах освоения;
- разработку вариантов систем разработки с обрушением и с открытым очистным пространством с рудной подготовкой и утилизацией породы проходки в отработанных пустотах.

В основу выбора рациональной схемы вскрытия запасов месторождения, на наш взгляд, должны быть положены следующие принципы:

1. Поэтапное освоение месторождения комбинированным и подземным способами;
2. Минимальные затраты на горно-капитальные работы с рациональными, согласованными с 1 этапом отработки сроками строительства главных вскрывающих выработок;
3. Возможность выдачи руды с нижних горизонтов карьера через подземные выработки;
4. Выдача на поверхность воды из карьерного пространства в процессе эксплуатации по подземным коммуникациям;
5. Расположение выработок выдачного комплекса руды вблизи центра тяжести запасов подземного рудника для минимизации транспортных затрат;

6. Обеспечение доставки крупногабаритного горного и дробильного оборудования на все эксплуатационные горизонты подземного рудника.

Для реализации вышеперечисленных принципов и ускорения ввода в эксплуатацию подземного рудника предложено осуществить вскрытие западного участка месторождения по временной схеме вентиляции за счет проходки вентиляционного восстающего и штолен в юго-западном борту карьера. При этом здание для вентиляторно-калориферной установки возводится на берме карьера.

Для подкарьерных запасов месторождения предложены два варианта вскрытия с использованием выработанного карьерного пространства:

1. С наклонным конвейерным стволом, Главным стволом и автосъездом, пройденными с рабочей площадки карьера, что позволяет осуществить строительство комплекса для выдачи карьерной руды за 5 лет;

2. С Главным стволом, расположенным за пределами южного борта карьера в районе перегрузочного склада руды, Вспомогательным стволом и автосъездом, пройденными с бермы карьера (рис. 1).

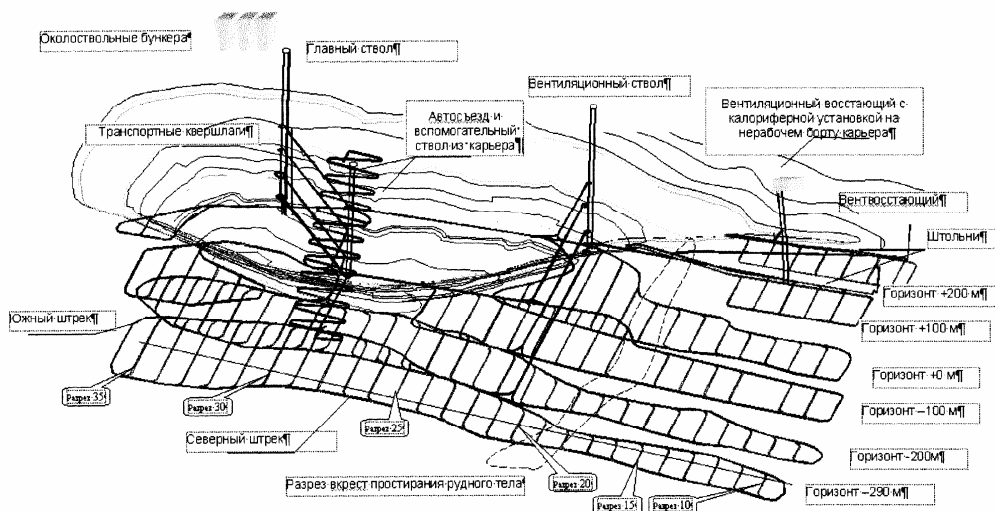
Весьма стесненные условия на площадке между бортом карьера и перегрузочным складом руды затрудняют реализацию 1 варианта вскрытия. В связи с этим для проектных работ принят вариант вскрытия 2, который включает проходку: вентиляционного ствола в районе

разреза 21, Главного ствола, расположенного за пределами южного борта карьера в районе перегрузочного склада руды, Вспомогательного ствола и автосъезда, проходимых с бермы карьера на отметке +170 м и системы рудоспусков на концентрационные горизонты подземного рудника (рис. 1).

Отличие данного варианта от варианта 1 заключается в изменении схемы выдачи руды. При этом варианте появляется возможность осуществить отработку всех запасов подземного рудника и часть запасов нижних горизонтов карьера на один подземный дробильный комплекс, расположенный ниже отметки -280 м в районе Главного или Вспомогательного ствола.

При размещении комплекса подземного дробления в районе Вспомогательного ствола на уровне отметки -350 м проходится квершлаг, который оборудуется конвейером для доставки дробленой руды в дозаторную камеру. При этом отпадает необходимость в проходке транспортных квершлагов на отметках ±0, -100, -200, -290 м и сокращается длина откатки на этих горизонтах, что позволит несколько снизить эксплуатационные расходы при подземной добыче руды. Кроме того, если конвейерную выработку пройти под углом 12°, то глубину Главного ствола можно уменьшить на 130 м. Главный ствол оборудуется бункера-

Рис 1. Схема вскрытия подземного рудника с использованием выработанного карьерного пространства (вариант 2)



ми для погрузки руды в думпкары.

Подготовка рудного поля при отработке подкарьерных запасов производится откаточными концентрационными горизонтами, располагаемыми на отметках ± 0 м, -100 м, -200 м, -290 м. Учитывая значительную протяженность рудного поля (более 3 км) на концентрационных горизонтах принимается электровозная откатка руды.

Горизонты подготавливаются по кольцевой схеме в составе Южного и Северного откаточных штреков и погрузочных ортов, расположенных через 100 м по горизонтали. Из погрузочных ортов проходятся рудоспуски на эксплуатационные подэтажные горизонты. Висячем боку рудной залежи проходится вентиляционно-сборочный штрек и серия вентиляционных восстающих для выдачи исходящей струи.

Подземную отработку месторождения предложено осуществлять двумя вариантами системы разработки. Отработка запасов выше дна карьера производится вариантом с открытым очистным пространством. Ниже дна карьера на участках рудных тел мощностью более 40 м целесообразно использовать вариант системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды. При этом выемка должна начинаться со стороны висячего бока с целью обязательного обрушения борта карьера для образования породной подушки над отработываемым рудным массивом. Высота подэтажа принята в размере 20 м как наиболее эффективная с точки зрения полноты извлечения руды и расходов на ГПР. Расстояние между буродоставочными выработками равно 18,0 м, между погрузочными заездами – 15,0 м. Расход ГПР на 1000т отбиваемых запасов ориентировочно составит: для системы с открытым очи-

стным пространством - 4,0 м/1000 т; для системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды - 4,6 м/1000 т.

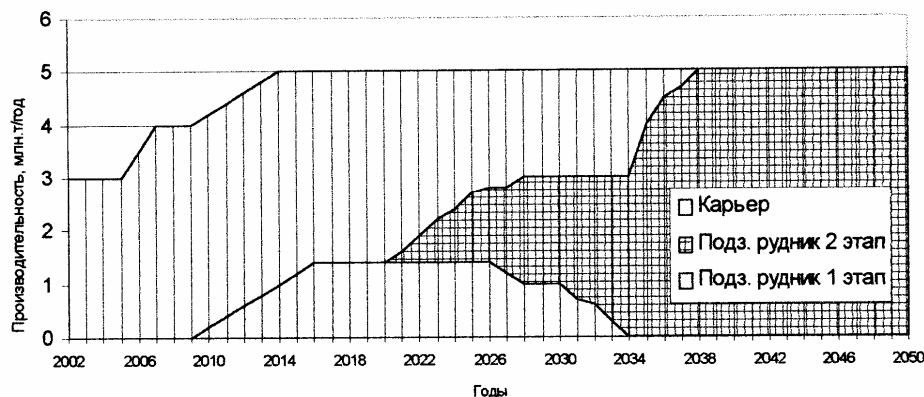
Бурение скважин и доставка руды осуществляется с использованием самоходного оборудования (Симба, Торо) при электровозной откатке руды к стволу по основным горизонтам.

В результате расчетов установлено, что для усредненных горно-геологических условий месторождения при мощности рудных тел 20-40 м и угле падения 35 градусов потери отбитой руды для систем разработки с открытым очистным пространством составляют 5-8 % при разубоживании 11-15 %. Использование систем разработки с обрушением и торцевым выпуском руды при выемке рудных тел мощностью менее 20-25 м не представляется возможным в связи с высокими потерями (более 50 %). С увеличением мощности до 30-40 м потери снижаются соответственно до 30 и 15 % при разубоживании 15-20 %.

Для сокращения затрат на выдачу породы от проходки выработок предусматривается ее размещение в смежных отработанных камерах после начала очистной выемки. Возможен также вариант первоочередной отработки очистных камер в одиночных рудных телах после проходки участка южного штрека и воздухоподающего квершлага для складирования в них породы от горно-подготовительных работ на горизонте.

Учитывая состояние рудно-сырьевой базы ОАО «Апатит» необходимо исходить из условия сохранения уровня добычи руды на Коаш-

Рис. 2. Календарный план развития работ по добыче руды Коашвинским карьером и подземным рудником, обеспечивающий производительность 5 млн т/год



винском месторождении в объеме 5 млн т/год на длительную перспективу. Для предотвращения спада производства в 2029-2038 гг. необходимо начать отработку подкарьерных запасов до окончания работ в карьере. Как видно из рис. 2 очистные работы в подкарьерной части месторождения следует начать в 2020 г. Это предусмотрено графиком строительства подземного рудника, который позволяет уже к 2021 году производить выдачу подземной руды на поверхность через основные вскрывающие выработки. При этом отработка руды на карьере может быть продлена до 2036 г с некоторым снижением объемов добычи до 2 млн т/год, на-

чиная с 2028 года. Использование варианта системы разработки с открытым очистным пространством с подэтажной отбойкой и траншейным выпуском руды позволит начать отработку подкарьерных запасов до окончания работ в карьере. Предложенная стратегия предусматривает достижение производительности рудника 5.0 млн т/год к 2014 году с удержанием ее на длительный период времени. На основании проведенных исследований разработан регламент, который принят институтом «Гипроруда» для составления проекта «Реконструкции Коашвинского рудника» с производственной мощностью 5.0 млн т/год.

Коротко об авторах

Демидов Ю.В. – доктор технических наук,
Леонтьев А.А. – кандидат технических наук,
Горный институт КНЦ РАН,

Кравцов А.В. – горный инженер
Быжков А.Н. – горный инженер,
ОАО «Апатит»

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

<i>Автор</i>	<i>Название работы</i>	<i>Специальность</i>	<i>Ученая степень</i>
ОАО НПО «БУРЕНИЕ»			
ГРИНЬКО Юрий Вячеславович	Разработка комплексных реагентов-компаундов для цементирования продуктивных пластов	25.00.15	к.т.н.



© А.А. Еременко, В.М. Серяков,
В.А. Еременко, А.В. Пестерев,
И.Л. Громова, В.А. Штирц,
2005

УДК 622.831

***А.А. Еременко, В.М. Серяков, В.А. Еременко,
А.В. Пестерев, И.Л. Громова, В.А. Штирц***

ОПЫТ ОТБОЙКИ РАЗРЕЗНОГО БЛОКА НА ВОСТОЧНОМ УЧАСТКЕ ТАШТАГОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Семинар № 13

Алтае-Саянский регион — важная железорудная база Сибири. На протяжении нескольких десятилетий здесь разрабатывается ряд месторождений, основным из которых является Таштагольское [1]. В пределах рудной зоны Таштагольского месторождения выделен ряд участков, из которых в настоящее время отрабатывается только Восточный и взорван первый технологический блок на Юго-Восточном участке. Предел прочности рудных тел на Восточном участке на сжатие 120-140 МПа, в тектонических зонах 60-100 МПа. Горизонтальная мощность рудных тел изменяется от 20 до 60 м. Общая же горизонтальная мощность рудных тел с прослоями пустых пород составляет 100-120 м. Угол падения залежи изменяется от 70 до 90°. Вмещающие породы представлены сиенитами, скарнами, сланцами и порфиритами. Предел их прочности на сжатие изменяется от 50 до 180 МПа. Разработка месторождения ведется системой этажного принудительного обрушения. Рудное тело разделяется на этажи высотой 70 м, которые далее делятся на панели шириной 13,5-27 м. Длина панели равна мощности рудного тела. Руда отбивается непрерывным фронтом по простиранию рудного тела. По мере выпуска руды объем отрабатываемого блока постепенно заполняется разрушенными горными породами. После выемки рудного тела в пределах одного этажа выработанное пространство полностью заполняется вмещающими породами. Разрушенные породы оказывают влияние на деформации рудного и вмещающего массивов при дальнейшем ведении очистных и подготовительных работ.

Месторождение вскрыто до горизонта - 350 м (отметка поверхности составляет +452 м) четырьмя стволами: Ново-Капитальным, Северным, Западным и Южным. Горизонтом - 350 м ограничиваются технические возможности

этих стволов. В стадии строительства находится ствол Сибиряк.

Запасы Восточного участка по этажам выше гор. -350 м по состоянию на 01.01.2004 г. приведены в таблице. Следует отметить, что подтверждаемость параметров запасов в процессе ведения эксплуатационной разведки и добычи руды на месторождении очень высокая, и удовлетворяет процессу планирования горного производства. Из таблицы видно, что основные горизонты, отработка которых позволит извлекать необходимое количество руды -280 и -350 м. Действительно, в настоящее время отрабатывается гор. -280 м, который яв-

Этаж, м	Всего запасов	
	Q тыс.т	Fe, %
-70±0	490	34,2
-140±-70	2419	52,4
-210±-140	5546	52,4
-280±-210	11216	46,6
-350±-280	13051	46,5
Всего	32722	47,8

ляется основным добычным горизонтом, введен в эксплуатацию гор. - 350 м, осуществляется подготовка к вводу в эксплуатацию участка Юго-Восточный.

Установлено, что наиболее рациональным путем развития последовательности очистных работ на месторождении является отработка запасов Восточного участка с последующим вовлечением в отработку запасов охранных целиков северо-западного фланга Восточного и Северо-Западного участков, где находится 33,5 млн т с содержанием Fe – 48,6 %. Добыча руд Юго-Восточного участка должна составлять не более 20 % от общего количества добываемых руд, чтобы не вызвать большого снижения качества концентратов ДОФ.

Ввод в эксплуатацию новых горизонтов Восточного участка приводит к дальнейшему увеличению глубины ведения очистных работ. Для горизонта -350 м она уже превышает 800 м. Вместе с тем с глубины 530 м (гор. -70 м)) Таштагольское месторождение отнесено к опасным по горным ударам. С увеличением глубины разработки возрастает опасность возникновения горных ударов. С 300 м начало проявляться стреляние горных пород, а с глубины 600 м стали возникать горные удары, микроудары и толчки.

По инструментальным наблюдениям, наиболее сильные по энергетическим показателям динамические явления происходят во время проведения массовых взрывов при обрушении блоков. Массовые взрывы инициируют горные удары, микроудары и толчки. Из-за высоких горизонтальных напряжений, большой прочности пород и руд, крупных тектонических нарушений, пересекающих месторождение, создаются сложные геодинамические ситуации. За период с 1987 по 2003 гг. при ведении горных работ на месторождении зарегистрировано свыше 8000 проявлений горного давления в динамической форме с энергией до 1×10^9 Дж.

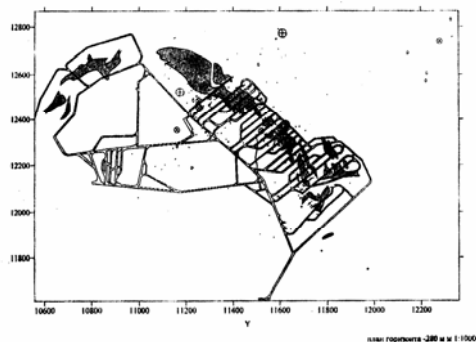
Такая геомеханическая обстановка на месторождении предопределила условия отработки разрезного блока № 17 на горизонте -350 м. В мае 2004 года был взорван I слой этого блока в рудном теле 6,9. Блок расположен в центре Восточного участка и является разрезным. В процессе дальнейшей отработки фронт очистных работ будет развиваться на Юг и Север к флангам. В пределах блока № 17 рудное тело 6,9 представлено двумя линзами: мощной восточной и западной. Запасы рудной массы первого слоя блока № 17 – 141,5 тыс. т, количество использованных ВВ – 88 т, удельный расход ВВ на отбойку – 0,622 кг/т. Блок отра-

батывается системой этажно-принудительного обрушения (отбойка руды в два слоя).

Первым слоем обрушен массив восточной линзы пучками нисходящих скважин, и пучками горизонтальных скважин в потолочине. Обрушение произведено на две компенсационные камеры круглой формы. Подсечка блока плоская. При выпуске руды использовано 5 установок ВДПУ-4ТМ, расположенных в орте № 17 горизонта - 350 м.

Как было отмечено, общая мощность рудных тел на Восточном участке не превышает 150 м, а глубина ведения очистных работ на горизонте -350 м приближается к 900 м. При такой геометрии выработанного пространства один из размеров зоны отработки (мощность) значительно меньше двух других (простираения и высоты). При формулировке математической задачи расчета напряженного состояния породного массива в окрестности мест ведения очистных работ зон у отработки можно представить разрезом. Как показывает анализ распределений полей напряжений вблизи разреза, на его продолжении возникает область значительной концентрации сжимающих напряжений, действующих вкрест простираения разреза. На Таштагольском месторождении исходное напряженное состояние массива характеризуется преобладающими значениями горизонтальных напряжений. Иные значения превосходят вертикальную компоненту $\sigma_1 = \gamma H$, где γ — объемный вес налегающих пород, H — расстояние до земной поверхности, в 1,2÷3.0 раза. Вкрест простираения рудного тела на Восточном участке действует исходное напряжение $\sigma_2 = 1,2 \div 1,5\gamma H$. В зоне концентрации, на продолжении разреза, величина σ_2 может достигать $5\gamma H$. С увеличением же глубины ведения очистных работ эта концентрация будет расти.

Рис. 1. Толчки в шахтном поле Таштагольского рудника в период подготовки массового взрыва блока 17



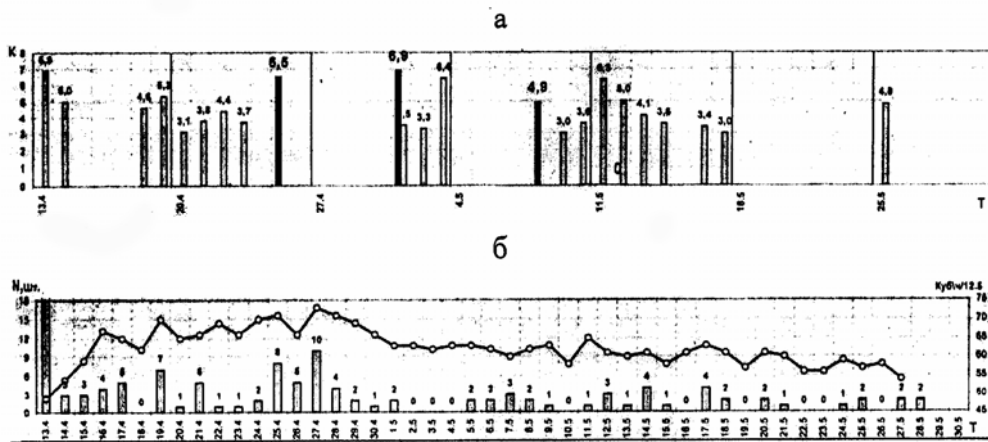


Рис. 2. Энергетический класс взрывов и сейсмобойный класс более 3 (а) и посуточный объем водопритока с количеством толчков (б) в период подготовки массового взрыва блока 17

Таким образом, увеличение глубины разработки Таштагальского месторождения приводит к значительному росту величин напряжений на нижележащих горизонтах и вызывает существенное осложнение геомеханических условий отработки месторождения. Наиболее сложные условия возникают при отработке разрезных блоков, в частности, на горизонте -350 м это первая очередь блока № 17. Анализ геодинамической обстановки в период подготовки к отбойке первой очереди этого блока показал, что она определяется также и сейсмической активностью в местах ведения очистных и подготовительных работ на других горизонтах. За период времени в полтора месяца перед отбойкой блока на Восточном участке произошло более 370 динамических событий, в основном

1,2 классов, из них 140 — в районе 17 блока (рис. 1). После 13.04.04 произошло 20 событий 3-6,9 классов (рис. 2). Они отмечены в три периода времени. Первый — при росте водопритока в шахту, после первой подсечки блока № 25 с 12 по 27.04.04 г. (рис. 2а). Второй — после второй подсечки блока № 25 (рис. 2б). Третий — после подсечки первого отработываемого блока на Юго-Восточном участке 9.05.04 г.

Анализ геодинамической обстановки перед проведением массового взрыва блока № 17 позволил дать перспективную оценку развития процесса деформирования массива после его проведения и разработать ряд рекомендаций по ходу дальнейшего проведения горных работ. Так, активный период перераспределения полей напряжений в массиве горных пород следует ожидать более длительным, чем после массовых взрывов блоков, расположенных в вышележащих горизонтах. Количество событий с энергией больше третьего класса должно сохраниться на уровне, зарегистрированном до взрыва. Наибольшее число проявлений крупных событий следует ожидать в 1-3 сутки после проведения массового взрыва.

Рекомендовано возобновить горные работы на Восточном участке с проходкой забоев в смежных выработках. Буровые работы следует начинать после инструментальной оценки на-

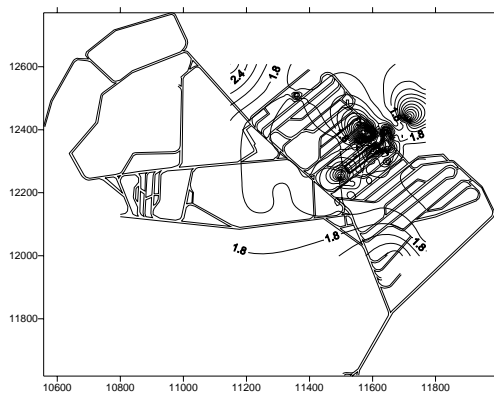


Рис. 3. Класс динамических явлений, произошедших после отбойки 1-ой очереди блока № 17 горизонта -350 м. 10600-11800 и 11800-12600 — соответственно координаты X и Y; 1.8-2.4 — класс сейсмических событий

пряженно-деформированного состояния массива; при проведении всех проходческих работ особое внимание следует обращать на состояние контуров горных выработок.

Массовый взрыв 17 блока подтвердил правильность разработанных рекомендаций и перспективную оценку характера деформирования массива. Наибольшее число крупных динамических явлений произошло в 1-3 сутки после разрушения блока. Отмечены значительные вывалы руды и вмещающих пород из приконтурной области массива. Активный период пе-

рераспределения полей напряжений был более длительным, чем при отбойке разрезных блоков на вышележащих горизонтах. На рис. 3 приведена сейсмокарта динамических явлений в массиве горных пород, произошедших после взрыва 17 блока. Наиболее мощные явления наблюдались непосредственно у границ разрезного блока. Ряд динамических проявлений горного давления был отмечен в ранее установленных активных районах, расположенных восточнее и западнее воронки обрушения Восточного участка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курленя М.В., Еременко А.А., Шрепп Б.В. Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. Новосибирск: Наука, 2001.

Коротко об авторах

Еременко Андрей Андреевич — доктор технических наук, зав. лаб. физико-технических геотехнологий,
Серяков Виктор Михайлович — доктор технических наук, гл. научный сотрудник,
Еременко Виталий Андреевич — кандидат технических наук, ст. научный сотрудник,
ИГД СО РАН.

Пестерев Андрей Владимирович — горный инженер,
Громова Ирина Леонидовна — горный инженер,
Горно-Шорский филиал ОАО «Евразруда».

Штирц Владимир Александрович — горный инженер Таштагольский филиал ОАО «Евразруда».

НОВИНКИ

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Петросов А.А., Фефелов А.В. Экономика и организация разработки россыпных месторождений золота артелями старателей: Учебное пособие для вузов. — 344 с.: ил.

ISBN 5-7418-0316-4 (в пер.)

Рассмотрена минерально-сырьевая база россыпных месторождений золота. Приведены организационно-технологические схемы их разработки. Описаны организация управления артелью, оплаты труда, режимы ее работы. Дано экономическое обоснование эффективности разработки россыпных месторождений золота артелями старателей Иркутской области. Описано воздействие старательской добычи золота на окружающую природную среду.

Для инженерно-технических работников золотодобывающей промышленности.
УДК 658:622.342

