

УДК 622.27

Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник

## ПУТИ УТИЛИЗАЦИИ ПОРОДЫ ОТ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Семинар № 13

Для стабильной работы и развития горнорудных компаний необходимо повышать эффективность производства за счет снижения затрат на добычу руды. Одним из путей повышения эффективности производства является утилизация отходов горного производства.

В последнее время компании, разрабатывающие месторождения руд цветных металлов Восточного Казахстана, много внимания стали уделять вопросам утилизации отходов горнорудного производства. Как известно, размещение горнорудными предприятиями пустой породы от проходческих работ в породных отвалах на поверхности приводит к увеличению налоговых отчислений по охране окружающей среды, а также влечет за собой дополнительные затраты на транспортирование и выдачу на поверхность пустой породы. Так, на Малеевском руднике Зыряновского горно-обогатительного комплекса АО «Казцинк» при годовой добыче руды 2,25 млн т объем пустой породы от проходки разведочных, горно-капитальных, подготовительных и нарезных выработок эксплуатационного характера в 2004 году составил 115 тыс. м<sup>3</sup> (рисунок).

На Малеевском руднике для отработки рудных тел Родниковой рудной зоны применяется сплошная многоступенчатая выемка руды в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства.

Камеры I очереди (ширина 20 м, длина - на всю горизонтальную мощность рудного тела, вы-

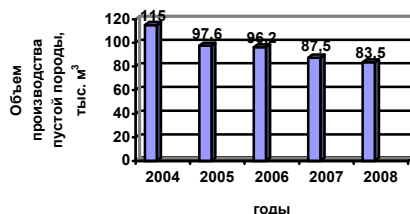
сота - до 70 м) обрабатывают этажно-камерной системой разработки с подэтажной отбойкой руды и закладывают твердеющими смесями нормативной прочности 4 МПа. Отработку блоков на выclinках рудных тел производят этажно-камерной системой разработки с камерно-целиковой выемкой руды (нормативная прочность закладочного массива камер I очереди - 5 МПа, прочность закладочного массива междукамерных целиков не нормируется). Камеры II-IV очередей обрабатывают подэтажно-камерной системой разработки с высотой подэтажа до 30 м и закладывают закладочными смесями нормативной прочностью 2,5-3,0 МПа следующего состава:

- цемент - 70 кг/м<sup>3</sup>;
- доменный гранулированный шлак молотый - 280 кг/м<sup>3</sup>;
- инертный заполнитель измельченный - 1125 кг/м<sup>3</sup>;
- вода - 460 кг/м<sup>3</sup>.

В соответствии с принятым проектом многоступенчатой технологии добычи руды Малеевского месторождения системами разработки с закладкой предусматриваются следующие виды закладки пустот: закладка твердеющей смесью; комбинированная закладка (бутобетонная закладка твердеющей смесью совместно с сухой породой от проходческих работ); закладка сухой породы от проходческих работ и смесью ненормируемой прочности (гидрозакладка).

При затратах на твердеющую закладку 4,79 долл. США/м<sup>3</sup> и породную - 2,0 долл. США/м<sup>3</sup> эффективность утилизации породы от проходческих работ без выдачи ее на поверхность очевидна.

Однако, в настоящее время объемы утилизации породы от проходческих работ в закладку еще недостаточно большие. В 2004 году



Объем производства пустой породы на Малеевском руднике АО «Казцинк»

объем утилизации породы от проходческих работ без выдачи ее на поверхность на Малеевском руднике составил 17,4 % от общего производства породы.

Основными причинами незначительного объема утилизируемой породы в закладку являются:

- недостаточность или отсутствие разработанных технологических схем доставки породы от проходческих забоев до мест закладки в зависимости от технологического порядка отработки рудных залежей;

- отсутствие методики выбора и оптимизации технологического оборудования на погрузке и доставки породы от проходческих работ;

- недостаточность разработанных технологий формирования закладочных массивов переменной прочности с максимальным использованием породы из проходческих забоев в зависимости от технологии обработки рудных залежей.

Сотрудниками Казахского национального технического университета им. К.И. Сатпаева, ДГП «ВНИИцветмет», Восточно-Казахстанского государственного технического университета им. Д. Серикбаева в 2004 году в рамках научно-исследовательских работ на Малеевском руднике с учетом горно-технических возможностей разработаны схемы утилизации породы от проходческих работ в камерах I-IV очередей с применением самоходных погрузочно-доставочных машин, в том числе с дистанционным управлением:

- подача породы в камеры II, III очередей самоходным оборудованием из штрековых и ортовых заездов с формированием породного массива ниже отметки разгрузки породы и параметрами, обеспечивающими гарантированную устойчивость борта камеры пропитанного твердеющей закладкой при последующем его обнажении;

- подача породы в камеры IV очереди, ограниченные с двух сторон камерами с затвердевшей закладкой, самоходным оборудованием из ортовых заездов с формированием породного массива ниже отметки разгрузки породы;

- подача породы в подэтажные камеры II, III очередей самоходным оборудованием из штрековых и ортовых заездов с формированием навала

породы максимальной высоты выше отметки поверхности заезда и параметрами, обеспечивающими гарантированную устойчивость борта камеры пропитанного твердеющей закладкой при последующем его обнажении;

- подача породы в подэтажные камеры II, III, IV очередей самоходным оборудованием из ортовых заездов с формированием породного массива ниже отметки разгрузки породы и параметрами, обеспечивающими гарантированную устойчивость борта камеры пропитанного твердеющей закладкой при последующем его обнажении;

- подача породы осуществляется в камеры самоходным оборудованием через отрезной восстающий с выше расположенных горизонтов, пройденный предварительно на все высоту отрабатываемой камеры.

С целью установления глубины пропитки породы от проходческих работ твердеющей смесью в ДГП «ВНИИцветмет» были проведены лабораторные исследования глубины пропитывания смешанных фракций пустой породы Малеевского месторождения с различным гранулометрическим составом. Кроме того, на основании исследований по формированию закладочных массивов переменной прочности, проведенных на территории бетонно-закладочного комплекса Малеевского рудника, были установлены корреляционные зависимости глубины пропитки породы закладочной смесью от ее кусковатости.

В разработанных схемах закладки пустот породы от проходческих работ может частично использоваться для закладки без выдачи ее на поверхность и складирования в породных отвалах.

Внедрение на Малеевском руднике Зыряновского горно-обогатительного комплекса АО «Казцинк» технологии закладки пустот, предусматривающей частичную утилизацию пустой породы от проходческих работ дало возможность сократить объемы твердеющей закладки, подаваемой в шахту с бетонно-закладочного комплекса, снизить расход дорогостоящего цемента и улучшить экологическую обстановку.

### **Коротко об авторах**

*Круупник Л.А.* – доктор технических наук, профессор, Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева.

*Шапошник Ю.Н.* – кандидат технических наук, доцент, Зыряновский центр Восточно-Казахстанского государственного технического университета.

© Г.Г. Пирогов, 2005

*Г.Г. Пирогов***СТРУКТУРА И СОСТАВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ  
СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
НА БАЗЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ  
КОМПЛЕКСОВ**

Семинар № 13

**В** настоящее время одним из перспективных направлений повышения эффективности подземной разработки рудных месторождений является разработка на базе подземных горно-обогатительных комплексов с закладкой выработанных пространств текущими хвостами, образующимися в процессе подземного обогащения, опыт реализации которого известен из зарубежной горнорудной практики. В России развитию направления посвящены работы Р.И. Семигина, Ю.Д. Шварца, И.С. Зицера и ряда других исследователей. Положительная оценка направлению дана в монографии члена-корр. РАН Д.Р. Каплунова.

Размещение обогатительного комплекса (технологической части обогатительной фабрики) в подземном пространстве обуславливает формирование в недрах новой геотехнической системы, базирующейся на принципах ресурсосбережения, малоотходности, рационального природопользования, частичного воспроизводства минеральных ресурсов. В процессе разработки месторождения осуществляется геотехногенное преобразование недр на более высоком качественном уровне, в частности, полная закладка хвостами всех выработанных пространств способствует повышению промышленной безопасности ведения горных работ, а также экологической безопасности, поскольку одновременно исключается сооружение на земной поверхности хвостохранилищ – источников длительного опасного воздействия на окружающую среду.

Широкое распространение направления сдерживается рядом факторов, среди которых мы выделяем следующие: недостаточно разработаны методология, научно-методические принципы и основы проектирования; более высокие капитальные затраты на строительство подземного обогатительного комплекса, спуск и монтаж крупногабаритного обогатительного оборудования (превышение в 1,3...1,5 раза в сравнении с обогатительной фабрикой), что

однако компенсируется пониженными эксплуатационными затратами; отсутствие специализированных организаций по подземному строительству сооружений подобного типа; определенный психологический барьер, связанный с переносом цикла обогащения в недра.

При проектировании разработки рудных месторождений на базе подземных горно-обогатительных комплексов важное место занимает типовая технологическая схема разработки. Нами в первом приближении предложена и обоснована технологическая схема. В структуру схемы в качестве ключевых элементов мы включаем (рис. 1) вскрытие месторождения с учетом особенностей новой геотехнической системы; технологию очистной выемки с одновременной закладкой выработанного пространства хвостами подземного обогащения; размещение обогатительного комплекса в подземном пространстве; специальную горную подготовку обогатительного комплекса; подземный закладочный комплекс; формирование подземных техногенных минеральных объектов.

Связующими элементами в технологической схеме разработки рудных месторождений на базе подземных горно-обогатительных комплексов (далее – технологическая схема) являются рудопотоки от очистных блоков до рудоприемного горизонта обогатительного комплекса, текущие хвосты, перемещаемые по цепочке обогатительный комплекс – закладочный комплекс – выработанное пространство и конечные продукты обогащения – концентраты. По рудопотокам технологическая схема имеет много общего с традиционной. Принципиальное отличие состоит в том, что рудопотоки не выходят на земную поверхность, а заканчиваются на приемном горизонте, расположенном в недрах на определенной глубине и имеющем резервные буферные емкости, что учитывается при решении проектных задач вскрытия.

Таблица 1

*Выход хвостов и остаточное содержание полезных компонентов в месторождениях Забайкалья (по В. П. Мязину и др., 1998, с изменениями)*

Месторождения	Выход хвостов, %	Cu %	Au г/т	Ag г/т	Fe %	TiO <sub>2</sub> %	WO <sub>3</sub> %	Mo %
Чинейское Железорудное	85,0	0,14	–	–	9,8	2,7	–	–
Кручининское титанмагнетитовое	62,6	–	–	–	7,5	1,1	–	–
Спокойнинское вольфрамовое	95,5	–	–	–	–	–	0,06	–
Бом-Горхонское вольфрамовое	91,5	–	–	–	–	–	0,09	0,1
Жирекенское вольфрамовое	90,6	0,01	–	–	–	–	–	0,006
Бугдаинское золото-молибденовое	95,7	0,02	0,13	4,08	–	–	0,014	0,074
Дарасунское золото-рудное	90,5	–	0,38	–	–	–	–	–

В новой геотехнической системе хвосты обогащения складываются и хранятся в выработанных пространствах, выполняя при этом важную функцию эффективного средства управления напряженно-деформированным состоянием породного массива. В состав производственных процессов традиционной технологической схемы добавляются процессы горизонтального и вертикального перемещения хвостов. Важными условиями размещения текущих хвостов в недрах являются во-первых, соответствие объемов выработанных пространств и выхода хвостов; во-вторых, включение процесса размещения хвостов в очистной цикл, что позволяет избежать их промежуточного складирования. Как известно, выход хвостов зависит от содержания полезных компонентов в руде и концентрате и комплексности их извлечения. Сведения о выходе хвостов некоторых рудных месторождений Забайкалья приведены в табл. 1.

Проектирование вскрытия крутопадающих месторождений базируется на следующих положениях: 1) полное заполнение закладкой выработанных пространств исключает развитие существенных деформаций в породных массивах, что позволяет приближать стволы к месторождению; 2) отбитая руда части месторождения, расположенной выше рудоприемного горизонта, перепускается на него по капитальным рудоспускам; 3) в связи с тем, что подъем руды осуществляется только до приемного горизонта обогатительного комплекса, при том не всего ме-

сторождения, а его нижней части, выгодным становится клетевой подъем. При этом подъем руды и ее транспортирование по приемному горизонту производится в одних и тех же шахтных вагонетках; отпадает потребность в проходке выработок и сооружении погрузочно-разгрузочных устройств скипового подъема.

Состав и содержание технологии очистной выемки в новой геотехнической системе определяются возможностью использования текущих хвостов в качестве дешевых закладочных материалов, а также их своевременным размещением, исключающим перебои в работе обогатительного комплекса. В настоящее время в отечественной и зарубежной горнорудной практике применяются различные системы разработки с закладкой, которая, как известно, может быть одновременной, входит в очистной цикл, и последующей, когда очистная камера закладывается после ее полной отработки. Определенный интерес представляют системы сплошной слоевой выемки вертикальных прирезок с закладкой, производимой одновременно с очистной выемкой, позволяющих использовать современные комплексы высокопроизводительных самоходных машин. Нами предложена классификация технологических схем очистной выемки с закладкой на основе текущих хвостов подземного обогащения.

Важное место в технологической схеме занимает размещение обогатительного комплекса в подземном пространстве. Выбранное место размещения должно удовлетворять усло-



*Принципиальная структура типовой технологической схемы разработки рудных месторождений на базе подземных горно-обогатительных комплексов с закладкой выработанных пространств. ОК – обогатительный комплекс*

вию минимальных затрат на проходку и поддержание горных выработок, транспортирование грузов в направлениях по простиранию и вквост простирания месторождения, подъем (спуск) грузов, с последующей корректировкой места по геомеханическим, тектоническим и гидрогеологическим условиям. Первая часть задачи более точно решается в объемной системе координат.

Безопасное и эффективное функционирование обогатительного комплекса в недрах достигается непрерывной и надежной связью с рудником и земной поверхностью, что достигается его **специальной горной подготовкой**. Понятие предложено нами и означает проходку горных выработок для установления связи с рудником и земной поверхностью, инженерного, технологического и вентиляционного обеспечения обогатительного комплекса в период его строительства и эксплуатации. Под термином «**специальная горная подготовка**» понимается подготовка объекта в недрах, не связанная с подготовкой месторождения. Возможны следующие основные варианты специальной горной подготовки обогатительного комплекса: 1) обособленная (автономная); 2) с частичным использованием рудничных выработок; 3) на базе рудничных выработок. Последний вариант относится к разработке мелких месторождений.

Для спуска и перемещения крупногабаритного обогатительного оборудования в специ-

альной горной подготовке предусматриваются грузовой ствол и транспортные тоннели достаточных поперечных размеров, а также выработки для обособленной вентиляции комплекса.

В процессе разработки технологической схемы на базе типовой существенное внимание уделяется закладочному комплексу. Значимость вопроса обусловлена полным переходом технологии очистных работ на технологию с закладкой. Состав закладочного комплекса определяется выбранным видом закладочной смеси. Так, для образования и последующего трубопроводного транспортирования пастовой смеси предусматривают в комплексе, кроме смесителей, активаторы-взвихриватели. В случае использования хвостов в виде гранулированной закладочной смеси в состав комплекса включают грануляторы.

В технологической схеме расположение закладочного комплекса возможно на земной поверхности или на самом верхнем горизонте рудника, чтобы обеспечить минимальную дальность самотечного транспортирования закладочной смеси до выработанных очистных пространств.

К принципиальным особенностям технологической схемы относим формирование подземных техногенных минеральных объектов. Обзор современной горнотехнической литературы позволяет сделать вывод, что хвосты обогащения, достаточно широко используемые на отечественных и зарубежных рудниках, не рассматриваются в качестве техногенных запасов, способствующих частичному воспроизводству минеральных ресурсов. Однако в хвостах могут содержаться остаточные или невостребованные в настоящее время полезные компоненты. Иллюстрацией могут служить сведения, приведенные в табл. 1 и 2.

Формирование подземных минеральных объектов (ПТМО) включает проведение до-

Таблица 2

*Содержание полезных компонентов в хвостах Забайкалья (по Л. Ф. Наркелюну, А. В. Фатьянову, 1996, с изменениями)*

Промышленные типы полезных ископаемых	Наименование хвостов	Сведения о содержании полезных компонентов
Свинцово-цинковые руды	Отвальные хвосты флотации	Свинец (0,12-0,6 %), цинк (0,49-1,19 %), золото (0,05-0,33 г/т), серебро (7,5-19,2 г/т)
Оловянные руды	Отвальные хвосты гравитационного обогащения	Олово (0,1-0,15 %), свинец (0,14-0,39%), медь (0,03-0,08 %), висмут (30-80 г/т)
Молибденовые руды	Хвосты флотации	Молибден – 0,03 %, медь – 0,04 %
Вольфрамовые руды	Отвальные хвосты	Вольфрам (0,15-0,25 %), бериллий – 0,03 %, висмут (0,01-0,02 %)
Флюоритовые руды	Отвальные хвосты	Флюорит (10-12 %)

полнительных работ по изоляции выработанных пространств в целях исключения воздействий окружающей среды и учет техногенных

запасов. Решение по целесообразности формирования ПТМО принимается в процессе проектирования.

### **Коротко об авторах**

*Пирогов Г.Г.* – кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры ПРМПИ, ЧитГУ.

## ДИССЕРТАЦИИ

### **ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ**

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
<b>ИНСТИТУТ ХИМИИ И ТЕХНОЛОГИИ РЕДКИХ ЭЛЕМЕНТОВ И МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ им. И.В. ТАНАНАЕВА</b>			
АЛИШКИН Альберт Рифгатович	Разработка взрывчатых веществ с улучшенными экологическими свойствами на основе продуктов кислотной переработки нефелина и нефелиносодержащих отходов	25.00.36	к.т.н.



© Э.Ю. Мещеряков, А.В. Сараскин, 2005

УДК 622.343.5:622.273

Э.Ю. Мещеряков, А.В. Сараскин

## ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБОВ И ПАРАМЕТРОВ КРЕПЛЕНИЯ МЕТАСОМАТИЧЕСКИ ИЗМЕНЕННЫХ ПОРОД МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Семинар № 13

**Ф**ормирование колчеданных месторождений Южного Урала связано с процессами динамотермального метаморфизма, рудные тела образовывались в результате преобладающего специфического гидротермально-осадочного отложения сульфидов в сочетании с метасоматическим рудоотложением [1]. Наряду с весьма важным в рудообразовании значением процессов метасоматоза, серьезной проблемой является обеспечение устойчивости метасоматитов, обнажаемых подземными выработками. Обнажение метасоматитов инициирует процесс водопоглощения по многочисленным капиллярным трещинам, что провоцирует процесс гидратации водных алюмосиликатов – хлорита, серицита, серпентина, эпидота, монтмориллонита, иллита. Процессы гидратации приводят к увеличению в объеме метасоматически измененных пород и снижению с течением времени их прочностных характеристик.

Применяемая на рудниках Учалинского ГОКа железобетонная штанговая, набрызгбетонная и комбинированная крепи не обеспечивают надежного и долговременного поддержания выработок. Вывалы, как в кровле, так и в боках выработок, вследствие постепенного разупрочнения и набухания метасоматитов, зачастую, происходят вместе с анкерами.

Известно, что устойчивость обнажений подземных выработок в основном определяют следующие факторы: физико-механические свойства вмещающих выработку пород и структурная нарушенность массива; статические нагрузки, обусловленные действием гравитационных и тектонических сил; динамические нагрузки на стадии буровзрывных работ. Для оценки влияния вышеперечисленных факторов на устойчивость обнажений выработок, пройденных в метасоматически измененных породах, были проведены исследования по определению физико-механических свойств метасоматитов, оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающего выработку массива и сейсмического действия взрывов.

В ходе исследований физико-механических характеристик пород было установлено, что метасоматически измененные породы Учалинского и Узельгинского месторождений отличаются широким диапазоном плотности  $2,6 \div 4,0 \text{ т/м}^3$ , изменение плотности обусловлено содержанием в метасоматитах сульфидов. Дальнейшие исследования показали, что содержание сульфидов определяет не только плотность метасоматитов  $\gamma$ , но и их прочностные и деформационные характеристики. Зависимости предела прочности на сжатие  $[\sigma_{сж}]$ , модуля деформации  $E_{деф}$ , сцепления  $C$ , угла внутреннего трения  $\varphi$  и коэффициента Пуассона  $\mu$  от значений плотности  $\gamma$  удовлетворительно аппроксимируются степенным трендом при коэффициентах детерминированности  $R = 0,70-0,85$ . Проведенные в выработках рудников Учалинского ГОКа замеры параметров трещиноватости позволили определить коэффициенты структурного ослабления пород и осуществить переход к их физико-механическим свойствам в массиве.

Медноколчеданные месторождения Учалинской группы отличает наличие горизонтальных составляющих поля напряжений величиной от 4 до 18 МПа и значительный диапазон глубин, на которых ведутся горные работы – 200÷700 м, поэтому оценка НДС массива, вмещающего подземные выработки, осуществлялась математическим моделированием упруго-пластической среды с помощью программного комплекса FEM (ИГД УрО РАН).

Моделировалось НДС одиночной выработки арочной формы сечения шириной 4 м, высотой 4 м в следующих условиях: глубина заложения выработки  $H = 200 \div 800 \text{ м}$ ; тектоническая составляющая напряжений  $T = 0 \div 20 \text{ МПа}$ ; четыре группы свойств метасоматитов, соответствующих наиболее представительным значениям их плотности:

1)  $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$  ( $[\sigma_{сж}] = 30 \text{ МПа}$ ,  $E_{деф} = 2,5 \times 10^4 \text{ МПа}$ ,  $C = 3 \text{ МПа}$ ,  $\varphi = 34 \text{ град.}$ ,  $\mu = 0,27$ );

2)  $\gamma = 3,1 \text{ т/м}^3$  ( $[\sigma_{сж}] = 20 \text{ МПа}$ ,

$E_{\text{деф}} = 1,2 \times 10^4$  МПа,  $C = 2$  МПа,  $\varphi = 37$  град.,  $\mu = 0,2$ );

3)  $\gamma = 3,6$  т/м<sup>3</sup> ( $[\sigma_{\text{сж}}] = 10$  МПа,  $E_{\text{деф}} = 0,5 \times 10^4$  МПа,  $C = 1$  МПа,  $\varphi = 40$  град.,  $\mu = 0,15$ );

4)  $\gamma = 4,0$  т/м<sup>3</sup> ( $[\sigma_{\text{сж}}] = 5$  МПа,  $E_{\text{деф}} = 0,25 \times 10^4$  МПа,  $C = 0,5$  МПа,  $\varphi = 43$  град.,  $\mu = 0,10$ ).

Анализ зависимостей глубины зон неупругих деформаций (ЗНД) от глубины заложения выработки и тектонических сил, построенных по результатам моделирования, показал, что наибольшие глубины ЗНД (до 2 – 2,5 м) отмечаются в слабых метасоматитах с плотностью выше 3,6 т/м<sup>3</sup>:

- в боках выработки ( $h_{\text{знд}}^{\text{б}}$ ) – при глубине заложения более 500 м и отсутствии, небольших (до 5 МПа) значениях тектонической составляющей поля напряжений, действующей в плоскости поперечного сечения выработки;

- в кровле ( $h_{\text{знд}}^{\text{к}}$ ) – при глубине заложения выработки  $H > 600$  м и тектонических напряжениях  $T > 10$  МПа.

Компоненты установленных функций глубин зон неупругого деформирования  $h_{\text{знд}}^{\text{б}}$ ,  $h_{\text{знд}}^{\text{к}}$  =  $f(H, T, \gamma)$  были подвергнуты множественному регрессионному анализу с использованием программного комплекса «Statistica». В результате получены следующие многопараметрические уравнения.

$$h_{\text{знд}}^{\text{б}} = 0,27g + 0,045T + 0,0014H - 1,2, \quad (1)$$

при коэффициенте корреляции  $R = 0,93$ ;

$$h_{\text{знд}}^{\text{к}} = 0,31g + 0,04T + 0,0005H - 0,6, \quad (2)$$

при коэффициенте корреляции  $R = 0,90$ .

Решением данных уравнений для условий подземных рудников Учалинского ГОКа получены следующие параметры ЗНД для выработок, пройденных по весьма измененным метасоматитам ( $\gamma = 4,0$  т/м<sup>3</sup>) на наибольших глубинах горных работ:

- Учалинский рудник (гор. 540 м,  $T = 7$  МПа):

$$h_{\text{знд}}^{\text{б}} = 0,95 \text{ м}; h_{\text{знд}}^{\text{к}} = 1,2 \text{ м};$$

- Узельгинский рудник (гор. 640 м,  $T = 18$  МПа):

$$h_{\text{знд}}^{\text{б}} = 1,6 \text{ м}; h_{\text{знд}}^{\text{к}} = 1,7 \text{ м}.$$

Полученные значения глубин ЗНД имеют удовлетворительную сходимость с параметрами

ми вывалообразований, зафиксированными в выработках рудников УГОКа.

Оценку воздействия взрывов на состояние приконтурного массива пород осуществляли расчетом разрушающих скоростей сжатия и растяжения для четырех вышеуказанных групп метасоматитов [2, 3]. В качестве объекта исследований рассматривалась действующая технология проведения выработок, характеризующаяся следующими параметрами: длина отбойных шпуров  $H_{\text{отб}} = 3$  м, длина заряда в шпуре  $l_3 = 2,6$  м, расстояние между соседними шпурами  $a = 0,6$  м; масса заряда в оконтуривающих шпурах  $Q_1 = 2,6$  кг. Параллельно производилась оценка целесообразности перехода на контурное взрывание с использованием шпуровых зарядов массой  $Q_2 = 1,3$  кг.

Результаты расчетов, показали, что при взрывах в шпурах длиной 2,6 м зарядов массой 2,6 кг размеры зон законтурных нарушений в малоизмененных метасоматитах составляют 0,12 м вдоль оси заряда, 0,4 м – против центра заряда и до 2 м в призабойной зоне. В весьма измененных метасоматитах вдоль оси заряда в массив и против центра заряда размеры зон трещинообразования увеличиваются незначительно (на 20-25 %), но в призабойной зоне область влияния взрыва резко увеличивается в 2,5 раза, что свидетельствует о важности крепления призабойной зоны с наименьшим отставанием крепи особенно в наименее прочных метасоматитах.

При сохранении длины (2,6 м), уменьшение массы шпурового заряда в 2 раза практически не сказывается на размерах зон законтурных нарушений во всех категориях метасоматитов против торца и центра шпурового заряда и приводит к незначительному (в среднем на 25 %) снижению ширины зоны трещинообразования в призабойной зоне. Размеры зон наведенной взрывом трещиноватости в направлении перпендикулярном к простиранию выработки во всех рассмотренных случаях не превышают 0,5 м. Таким образом, применение контурного взрывания в метасоматитах не обеспечит значимого снижения влияния взрыва на окружающие породы и основными факторами образования ЗНД вокруг выработок, пройденных по метасоматитам, следует считать способность к водопоглощению и действующее горное давление.



*Расстояние между анкерами для рудников УГОКа*

Условия рудников	Самозакливающиеся анкера с установкой	
	без заполнителя	с бетонным заполнителем
Учалинского (гор. 540 м, Т = 7 МПа, $\gamma = 3,6 \text{ т/м}^3$ , $h_{\text{знд}}^k = 1,2 \text{ м}$ )	0,9	1,55
Узельгинского (гор. 640 м, Т = 18 МПа, $\gamma = 3,6 \text{ т/м}^3$ , $h_{\text{знд}}^k = 1,7 \text{ м}$ )	1,0	1,8

С целью предотвращения процесса водопоглощения обнажаемыми метасоматитами рекомендовано применять для крепления выработок модифицированный набрызгбетон с добавлением полимерных добавок, применяющихся в гражданском строительстве для гидроизоляции сооружений. Исследования характеристик модифицированного набрызгбетона с 3% полимерной добавкой «Акватрон-6» показали, что помимо повышения гидроизолирующих свойств отмечается увеличение прочности образцов крепи на сжатие и растяжение в 3÷5 раз, что позволяет уменьшить толщину набрызгбетонной крепи с 4-6 до 1-2 см.

Так как в условиях метасоматически измененных пород, обладающих повышенной степенью трещиноватости и низкими прочностными свойствами, понижающимися с течением времени, работа железобетонных анкеров по схеме «сшивание» оказалась неэффективной, на основе конструктивных решений, предложенных в работе [4], были разработаны анкера с самозакливающимся устройством, обеспечивающие их работу по схеме «подвешивание».

В этом случае расстояние между анкерами в ряду  $a_p$  для выработок сводчатой формы будет определяться по формуле:

$$a_p = \sqrt{Q / (\gamma \cdot l_n \cdot k)}, \text{ м}; \quad (3)$$

где  $\gamma$  – средний объемный вес закрепляемых пород,  $\text{т/м}^3$ ;  $l_n$  – мощность «подвешиваемых» пород кровли, м;  $Q$  – допускаемая нагрузка на анкер, т;  $k$  – коэффициент пригрузки от горного давления.

В качестве мощности «подвешиваемых» пород принимаются глубины зоны неупругих деформаций  $h_{\text{знд}}$ , определяемые по зависимо-

стям (1,2). Допускаемые нагрузки на анкер были определены в результате опытно-промышленных испытаний самозакливающих анкеров в выработках гор. 380 м Учалинского рудника. Результаты испытаний показали, что самозакливающиеся анкера непосредственно после их установки в шпур способны нести нагрузку  $q = 2,3-2,4 \text{ т}$ . При установке анкеров с бетонным заполнителем по истечении семи суток их несущая способность достигает  $q = 7,2 \text{ т}$ .

Используя значения показателей  $h_{\text{знд}}$  и  $q$  в качестве соответственно  $l_n$  и  $Q$  определено расстояние между анкерами в ряду  $a_p$  (3) для условий рудников УГОКа (табл.).

В первую очередь, самозакливающиеся анкера могут использоваться в качестве временной крепи, способной противостоять статическим (под действием силы тяжести отслаивающихся пород) и динамическим (от действия взрыва) нагрузкам непосредственно у проходческого забоя. При установке анкера с предварительным нагнетанием в шпур бетонной смеси самозакливающиеся анкера можно применять в качестве постоянной крепи, с несущей способностью от 2,3-2,4 т и постепенным ее ростом по мере твердения бетона.

Расчет себестоимости крепления выработок рекомендованными способами показал, что совместное применение самозакливающих анкеров и модифицированного набрызгбетона, за счет снижения расхода материалов (арматурных стержней, компонентов бетонной смеси) приводит к сокращению себестоимости крепления 1 м выработки на 25-30 % по сравнению с традиционными вариантами комбинированной крепи.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Минеральные ресурсы Учалинского горно-обогатительного комбината /И.Б. Серавикин, П.И. Пирожок, В.Н. Скуратов и др. -Уфа: Башк. кн. изд., 1994. - 328 с.  
2. Пергамент В.Х. Критические скорости и параметры буровзрывных работ. //Методы управления дей-

ствием взрыва/ сб. научн. тр. МГМИ.– Вып.89.– Магнитогорск, 1971.– С. 3-14.  
3. Богацкий В.Ф., Пергамент В.Х. Сейсмическая безопасность при взрывных работах/ сер. Безопасность буровзрывных работ – М. Недра, 1978, - 128 с.

4. Совершенствование анкерной крепи на рудниках Жезказгана /Алипбергенов М.К., Есенбаев С.Е., Аманжолов Э.А. и др. /Горный журнал, № 5. – 2002 – С. 76-78.

Таблица 1  
*Объемы добычи железных руд при повторной отработке*

Шахта	1980 г., тыс. т	По состоянию на 1.01.81 г., тыс. т
"Октябрьская"	-	200,6
"Большевик"	-	318,5
Им. "Коммунар"		519,1
		247,9
		229,6
		468,5
		3816
"Коммунар"	-	1222,4
"Центральная"	401,9	4155,2
Всего	902,4	11658,7

### **Коротко об авторах**

*Мецераков Эдуард Юрьевич* – доцент, кандидат технических наук, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова.

*Сараскин Александр Викторович* – главный инженер Учалинского подземного рудника ОАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат».



© Ю.П. Капленко, Е.И. Логачев,  
Н.И. Ступник, М.И. Кудрявцев,  
2005

УДК 622.354.3(0 48.8)

*Ю.П. Капленко, Е.И. Логачев, Н.И. Ступник, М.И. Кудрявцев*

## **ПОВТОРНАЯ ОТРАБОТКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД И ДОБЫЧА СОПУТСТВУЮЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ШАХТАХ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА**

Семинар № 13

**Р**ассмотрена возможность отработки ранее потерянных запасов железной руды на вышележащих горизонтах, коммуникации которых позволяют дополнительно обрабатывать ограниченные участки залежей сопутствующего минерального сырья.

Интенсивное понижение уровня очистных работ вызывает необходимость изыскания дополнительных объемов полезных ископаемых, извлечение которых будет компенсировать снижающуюся в связи с отработкой запасов первой ступени вскрытия годовую производительность железорудных шахт.

Проблемы совершенствования технологии вторичной отработки железных руд в условиях Криворожского бассейна возникали и ранее, как правило, в периоды истощения запасов руд на дорабатываемых горизонтах. Характеристика

объемов добычи при повторной отработке железных руд в бассейне представлена в табл. 1 [1].

Как видно из таблицы, объемы железной руды, условно отнесенные к категории подлежащих повторной отработки, составляют несколько годовых производительностей шахт. Поэтому решение задач, связанных с изысканием эффективной технологии отработки железных руд на ранее эксплуатируемых горизонтах, является весьма актуальным.

Для снижения капитальных затрат и времени на восстановление транспортных коммуникаций ранее отработанных горизонтов предлагается осуществлять на них повторную отработку полезного ископаемого с применением самоходного погрузочно-доставочного оборудования. Принципиальная технология отработки ограниченных участков потерянных железных руд при этом может выглядеть следующим образом (рис. 1).

Подготовка блока заключается в проходке штрека лежачего бока, доставочных ортов и разбивке блока по вертикали на подэтажи. В пределах подэтажа проходят доставочные и буровые выработки. Вентиляция очистных и нарезных работ осуществляется через хозяйственные и буровые выработки с подачей загрязненной струи воздуха на вышележащий горизонт. Отбойка обеспечивает дополнительное разрыхление горной массы, подлежащей повторной отработке. Вертикальные слои руды обрушают взрыванием зарядов глубоких скважин (штанговых шпуров) на "зажимающую" среду. Руду выпускают самоходным погрузочным (погрузочно-доставочным) оборудованием, эксплуатируемым в доставочных и буровых выработках 3,5. Через рудосвалочный выстакующий 1, руду перепускают на транспортный горизонт, где ее перемещают в пункты перегрузки.

Уровень расчетных технико-

экономических показателей по рассматриваемой технологии следующий:

- расход подготовительно-нарезных выработок 2–3 м/тыс. т;
- производительность очистного забоя 400–600 т/см;
- себестоимость добычи составляет 30–50% от себестоимости добычи традиционными технологиями, используемыми при выемке основных запасов железных руд на эксплуатируемых горизонтах.

Так, как вторичная отработка железных руд часто приурочена и может осуществляться вблизи запасов тальковых сланцев, диабазов и красковых руд, то с для соблюдения рационального порядка и принципа комплексности при отработке месторождения, самоходное оборудование целесообразно использовать одновременно и в отработываемых блоках сопутствующего минерального сырья.

В этом случае сущность технологии отработ-

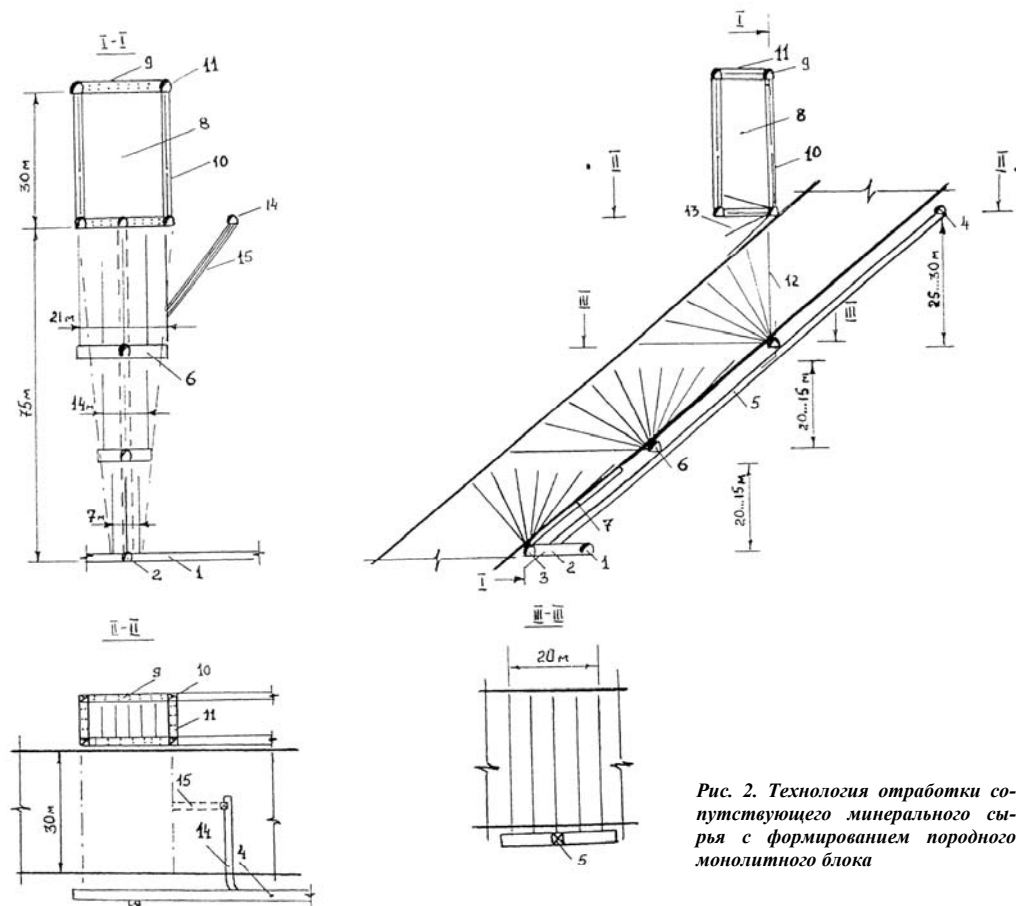
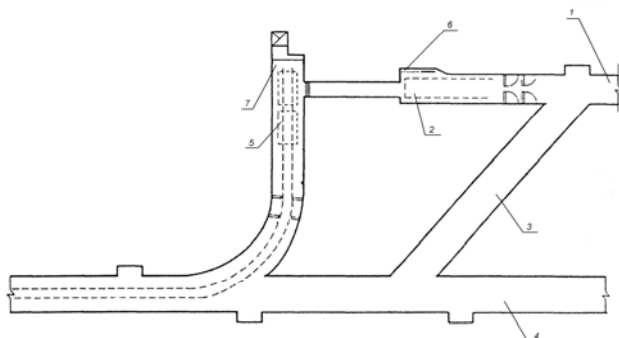


Рис. 2. Технология отработки сопутствующего минерального сырья с формированием породного монолитного блока

Таблица 2  
Технологические показатели предлагаемой системы разработки

Технологические показатели	Величина показателей
1. Выход руды с 1 м скважины, т/м	руда - 25 породный блок-15
2. Расход подготовительно-нарезных выработок, м/тыс. т	рудный массив- 6,3...14,3 породный блок-3,62
3. Расход ВВ, кг/т	рудный массив-0,14 породный блок-0,11...0,12

Рис. 3. Пункт заправки и камера хранения ГСМ



ки запасов сопутствующего минерального сырья заключается в следующем [2]. В породах всячего бока проходят буровые оконтуривающие выработки 9,11 (рис. 2). Пробуренные из них спаренные глубокие скважины взрывают на отрезные восстающие 10. Из бурового штрека всячего бока бурят дополнительные веера скважин 13 для придания нижней торцевой грани монолитного блока 8 угла наклона, придающего ему клинообразную форму. Добыча рудной массы осуществляется следующим образом. На откаточном горизонте из штрека 1 проходят погрузочные орты 2, в торцах которых формируют траншейную подсечку путем взрывания глубоких скважин на отрезной восстающей 7.

Нижележащий и вышележащий откаточные горизонты соединяются блоковыми вентиляционно-ходовыми восстающими 5, из которых проходят буровые штреки 6. Массив полезного ископаемого разбуривают восходящими веерами 12 из буровых штреков. После обрушения рудного массива в пределах контура залежи осуществляют отбойку вееров 13 на "зажатую" среду с замедлением.

В процессе выпуска и доставки руды самоходным погрузочно-доставочным оборудованием в поток рудной массы, движущийся параллельно плоскости всячего бока, вовлекаются обру-

шенные породы, являющиеся опорой монолитного блока 8.

В результате этого монолитный блок перемещается вниз по вертикали. После достижения нижней торцевой гранью монолитного блока плоскости лежащего бока осуществляют массовый довыпуск руды под прикрытием породного блока. Для снижения вероятности сдвижения рудного массива по простиранию выемочный блок формируют с параметрами, уменьшающимися от вышележащего горизонта к нижележащему.

Данная технология предотвращает образование зоны сдвижения вблизи обрабатываемого технологического участка с обеспечением устойчивости капитальных выработок, эксплуатирующихся на вышележащих горизонтах.

Уровень технических показателей предлагаемой технологии проиллюстрирован табл. 2.

Для эффективной эксплуатации самоходного оборудования, была разработана конструкция склада горюче-смазочных материалов (ГСМ) и пункта заправки (рис. 3) применительно к условиям шахт Криворожского бассейна. Склад ГСМ, служащий для заправки работающих на подэтажах дизельных машин, включает камеру для стоянки передвижных емкостей 7 и наклонный съезд 1, который соединяет камеру заправки 2 с буровым горизонтом. К заправочному пункту примыкает сбойка 3, служащая для соединения откаточной выработки 4 с наклонным съездом. Самоходная машина съезжает с бурового горизонта по съезду 1 и попадает непосредственно в камеру 2, где с помощью ручного настенного или механического насоса, оператор ПДМ перекачивает горючее из передвижной емкости 5 в топливозаправочную емкость дизельных машин. При необходимости замены масло сливается из емкостей машины в переносную тару, размещенную в приемке 6. После заправки самоходная машина по съезду 1 попадает на буровой горизонт к месту работы.

Разработанные технологические решения позволяют значительно повысить концентрацию горных работ и обеспечить рациональное

распределение материальных и трудовых ресурсов у лежащего бока залежи на ранее отра-

ботанных горизонтах.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Исследование, выбор и внедрение эффективной технологии повторной подземной разработки месторождений Криворожского бассейна. Заключительный отчет по теме 412-27-79, НИГРИ, Кривой Рог, 1981.

2. Logatchov E., Stupnik N. The technology of mineral raw material by-product mining in zones of influence of un-

derground mining operations. –Proceedings of the International Symposium on Geotechnological Issues of Underground Space for Environmentally Protected World, Dnipropetrovsk, Ukraine, 2001, p.91-93.

#### Коротко об авторах

Капленко Ю.П. – доктор технических наук,  
Логачев Е.И., Ступник Н.И., Кудрявцев М.И. – кандидаты технических наук,  
Криворожский технический университет, Украина.

© В.В. Глотов, А.А. Ольшевский,  
Ю.А. Маклаков, 2005

УДК 622.342.1

*В.В. Глотов, А.А. Ольшевский, Ю.А. Маклаков*

### **ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНОГО ПРОХОДЧЕСКО-ОТЧИСТНОГО КОМПЛЕКСА ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕЛКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Семинар № 13

**М**елкие месторождения, как объекты легко доступные малому горному бизнесу, начинают играть большую роль в развивающейся рыночной экономике России.

Рентабельная разработка мелких месторождений достигается за счет небольших капитальных вложений на строительство рудника при быстром вводе в эксплуатацию, упрощенной организации работ (вахтовый метод), элементарной инфраструктуры, применения простых способов вскрытия и технологии ведения очистных работ.

Широко распространенные на мелких месторождениях вскрывающие выработки, штольни, наклонные тупиковые или спиральные съезды, одновременно используются как горно-подготовительные.

Финская компания «Оутокумпу» разрабатывает мелкие месторождения комплексных руд цветных металлов малыми предприятиями «Хаммаслахти», «Ваммала» и «Виртасалми». Нарезку блоков осуществляют непосредственно из наклонного съезда, а выпуск руды из блоков через погрузочные выработки в автоса-

мосвалы, которыми она и выдается на поверхность. На проходке наклонных съездов и при ведении очистных работ применяются одни и те же машины и оборудование: три погрузо-доставочных машины «Эймко-913» с емкостью ковша 1,7 м<sup>3</sup>, четыре автосамосвала «Эймко 913 T13N» грузоподъемность 12 т, одна двухстреловая буровая каретка «Мицун-Дзосэн 111.707VJ» с мощностью дизеля 36775 Вт, четыре вспомогательных автомобиля «Мицубиси J-24» с мощностью двигателя 44130 Вт, компрессор и вентилятор. Весь этот комплекс горношахтного оборудования обеспечивает производительность рудника 10 тыс. т руды в месяц, численность подземных рабочих 28 человек, в том числе 9 подрядчиков, выполняющих транспортировку горной массы [1].

Унификация проходческо-очистных комплексов позволит сократить капитальные затраты на их приобретение и существенно повысить коэффициент использования во времени. Важным условием эффективной работы оборудования является правильный подбор машин и механизмов, соответствующих

друг другу по производительности, типу привода, виду потребляемой энергии, беспрепятственный спуск и подъем по шахтным стволам и передвижения штольням, возможности использования как на горно-проходческих, так и на очистных работах.

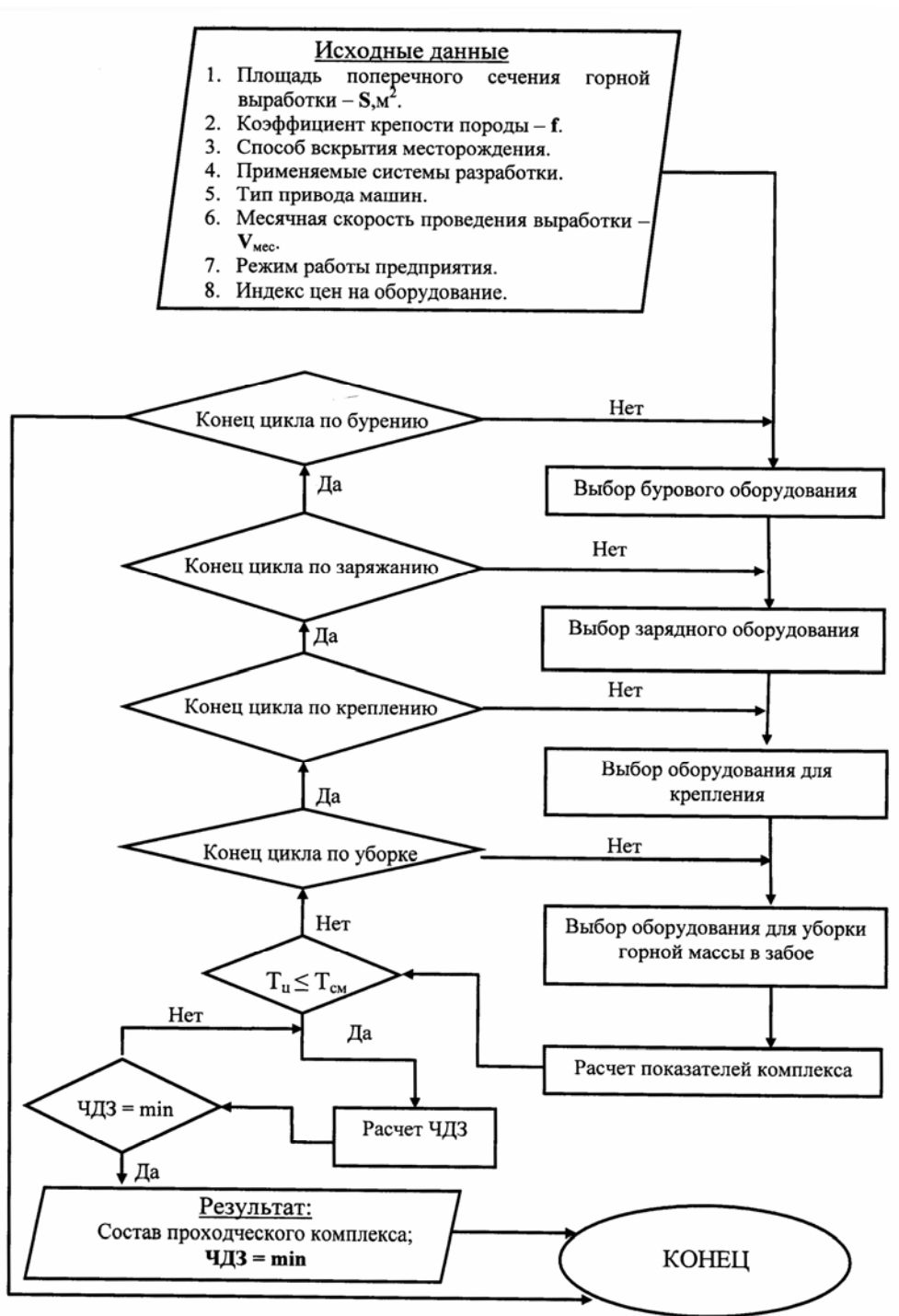
Применение случайного сочетания, даже высоко производительных машин, не даст требуемого эффекта и сведет на нет результаты механизации отдельных процессов. Поэтому в процессе проектирования выбор рациональных комплексов машин для механизации производственных процессов является сложной задачей, что так же обусловлено необходимостью учета разнообразия горногеологических, технологи-

ческих, технических и организационных факторов.

В качестве критериев сравнительной оценки проходческо-добычных комплексов в заданных условиях и с заданной производительностью приняты продолжительность проходческого цикла комплекса ( $T_{ц}$ ) и чистые дисконтированные затраты (ЧДЗ) на приобретение и эксплуатацию оборудования.

Чистые дисконтированные затраты определяются по формуле:

$$ЧДЗ = \sum_{t=1}^{T_0} \frac{1}{(1+E)^t} (K_t + \mathcal{E}_t - A_{об,t}) \quad (1)$$



Укрупненная блок-схема подбора оборудования в унифицированный проходческий комплекс и расчет его технико-экономических показателей

где  $t$  - год эксплуатации комплекса, лет;  $T_0$  – срок полезного использования оборудования, лет;  $E$  – норма дисконта;  $K_t$  и  $\Delta_t$  – соответственно капитальные затраты и эксплуатационные расходы, произведенные в  $t$  – ом году, руб;  $A_{об,t}$  – сумма амортизационных отчислений, начисленная в  $t$ -ом году, руб.

Анализ отечественной и зарубежной практики разработки мелких месторождений позволил выделить пять основных операций, оказывающих решающее значение на технико-экономические показатели проходческих и очистных работ: бурение комплекта шпуров, зарядание шпуров, погрузка горной массы в проходческом забое и руды из очистного блока в транспортные средства, транспортирование горной массы и доставка руды до рудоспуска, опрокидывателя, склада, а так же возведение крепи. [2]. В соответствии с выполняемыми операциями были систематизированы технические параметры машин каждой группы, определены горно-технологические условия работы.

На рис. 1 представлена укрупненная блок – схема подбора унифицированных проходческо–очистных комплексов для разработки мелких месторождений.

Процесс выбора состоит из трех взаимосвязанных последовательных этапов.

**1 этап.** Отбор по первоначальным параметрам. Из общего количества доступных машин и оборудования по первоначальным признакам отбираются подходящие для данных условий. Здесь же рассчитываются основные параметры ВБР.

**2 этап.** Расчет продолжительности технологических процессов, составляющих проходческий цикл, выполняются исходя из производительности оборудования требуемого объема работ. По результатам расчета формируют комплексы оборудования, способные обеспечить заданную скорость проведения горной выработки при соответствующих параметрах месторождения.

**3 этап.** Производится экономическое сравнение вариантов проходческо–очистных комплексов по критерию минимальные чистые дисконтированные затраты.

На дисплее компьютера выводится состав комплекса и соответствующее ему значение ЧДЗ. Экономико-математическая модель апробирования при составлении ТЭО на отработку ряда мелких флюоритовых месторождений Восточного Забайкалья.

---

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ивановский Э.С., Левина Г.А. Разработка мелких месторождений за рубежом.// Цветная металлургия №19, с. 18-20.

2. Глотов В.В., Жеребцов Г.Н., Горбунов В.И. Обоснование рационального горно-проходческого

комплекса для проведения горизонтальных выработок.// Проблемы горного производства Восточной Сибири. Новосибирск, Наука 1991, с. 97-100.

---

#### Коротко об авторах

Глотов Валерий Васильевич – кандидат технических наук, доцент, Читинский государственный университет.  
Ольшевский А.А., Маклаков Ю.А. - Читинский государственный университет.





*В.Е. Подопригора***ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ  
ПАРАМЕТРОВ ПОДЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ  
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ  
МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ**

Семинар № 13

**В** решении проблемы повышения эффективности разработки месторождений высокой категории сложности в условиях напряженного состояния массива особое место занимает разработка эффективной технологии выемки запасов и обоснование рациональных параметров системы разработки.

В исследованиях, ранее выполненных авторами для условий отработки запасов мощных и средней мощности залежей на одном из сложноструктурных месторождений Забайкалья, был предложен вариант технологии ведения очистных работ, предусматривающий очистную выемку высокопроизводительной и малозатратной подэтажно-камерной системой с твердеющей закладкой с уменьшенными размерами очистных камер. По мнению авторов конструктивные особенности предлагаемой технологии позволяют решить весьма актуальную проблему: во первых – снижения уровня разубоживания при выемке камерных запасов посредством оставления временного рудного целика у висячего бока залежи, а во-вторых – уменьшения потерь при погашении надортовых целиков [1, 2].

В связи с тем, что переход на предлагаемую технологию неминуемо повлечет за собой увеличение удельного объема подготовительно-нарезных выработок, весьма актуальной является задача определения максимально-возможных параметров камер с учетом условий, определяемых конкретным состоянием массива.

Проблеме изучения напряженного состояния массива уделяли внимание многие исследователи [3-12]. В целом авторы отмечают, что:

а) напряжённое состояние массива рассматривается как результат действия гравитационных сил, сил бокового распора, а так-

же сил, обусловленных тектоникой, орогенезом и другими процессами, происходящими в земной коре и оказывающими влияние на формирование напряжённого состояния;

б) по измерениям на разных глубинах от земной поверхности установлена устойчивая тенденция возрастания горизонтальных компонент главных напряжений, причем их ориентация остается постоянной;

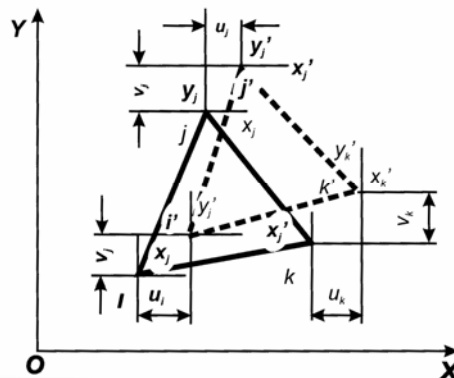
в) физико-технические и физико-механические характеристики массива, определяемые лабораторными испытаниями отдельных образцов, в целом не соответствуют их реальным значениям в нетронутом массиве.

Частным подтверждением последнему является несоответствие основных физико-технических характеристик образцов пород Стрельцовского рудного поля, определенные лабораторными испытаниями реальным значениям характеристик нетронутого массива. Доказательством этому служат исследования напряженного состояния нетронутого массива на глубоких (до 1000 м) горизонтах рудника, обрабатывающего сложноструктурное месторождение «Антей» [10]. Лабораторными (в том числе в режиме запредельного деформирования) и натурными (МГД, методом дискования керна) установлена потенциальная удароопасность месторождения, причем выявлено, что максимальное сжатие ориентировано в субмеридианальном направлении с погружением северном направлении на  $30^{\circ}$  [9]. В работе подчеркивается также, что соотношение значений главных компонент напряжений на месторождении, определенных методом параллельных скважин, составляет 2,5:1 и 4:1, а минимальные напряжения соответствуют давлению вышележащей толщи пород. Проведенными в 1977–1981 гг. исследованиями установлены соотношения главных напряжений на различных глубинах. В

Рис. 1 Схема деформации треугольного элемента при применении МКЭ;  $x_i, y_i, x_j, y_j, x_k, y_k$  - координаты узлов;  $u, v$  - перемещения узлов треугольного элемента

частности, на глубине 470 м от земной поверхности было зафиксировано соотношение между величинами вертикальной и горизонтальной компонент 1:1,61 при их фактических значениях соответственно 18,0 и 29,0 МПа, на глубине 650 м – 1:1,33 (30,0 и 40,0 МПа). На замерной станции, находящейся на глубине 750 м, с помощью метода параллельных скважин установлено соотношение 1:1,56 (27,0 и 42,0 МПа), а на глубине 870 м соответственно 1:1,45 (31,0 и 45,0 МПа). На основе анализа изменения соотношений главных компонент напряжения с глубиной, выполненного проблемной лабораторией ОАО «ППГХО», дан предварительный прогноз, согласно которому гидростатическое начальное напряженное состояние может иметь место на глубине около 2000 м от поверхности.

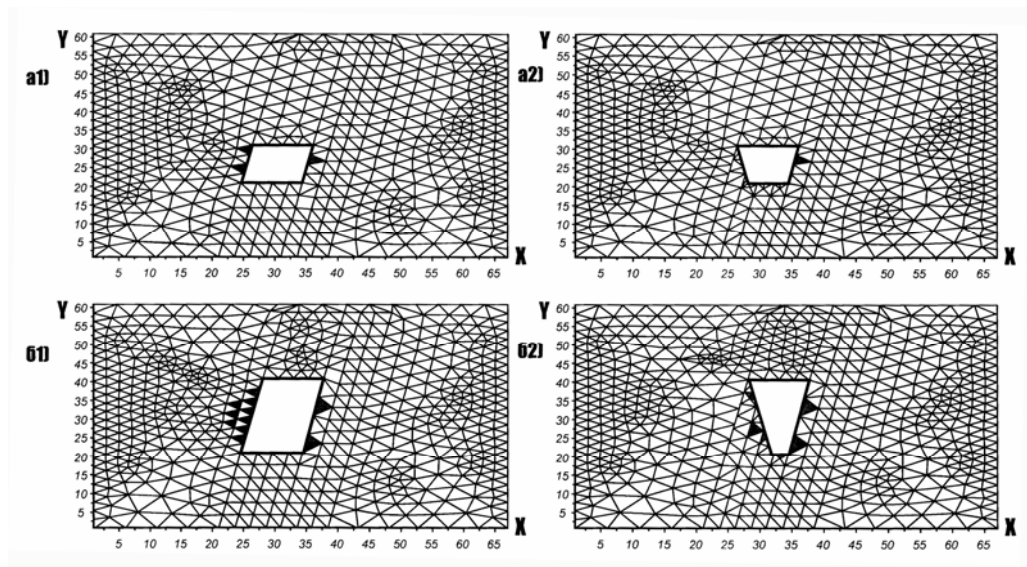
Очевидно, что для объективного прогноза состояния нетронутого горного массива задача определения приращения компонент напряжений в конкретном интервале глубин может быть решена исключительно натурными наблюдениями, поскольку расчетное определение значений главных компонент напряжений на основе интер- и экстраполяции в ус-



ловиях отработки сложноструктурных месторождений даст результаты, отличающиеся высокой погрешностью.

При этом одним из путей решения поставленной задачи с высокой достоверностью результатов решения является применение метода конечных элементов (МКЭ), являющегося одним из основных инструментов численного моделирования задач геомеханики в варианте плоской задачи теории упругости [12]. На рис.

Рис. 2. Напряженное состояние массива в зоне влияния горных работ при значениях компонент главных напряжений  $\sigma_x = 18$  МПа и  $\sigma_y = 29$  МПа: а и б - при высоте камеры соответственно 10,0 м и 20,0 м; а1 и б1 - без оставления временного рудного целика; а2 и б2 - с оставлением целика;  $\blacktriangle$  - зоны пластических деформаций



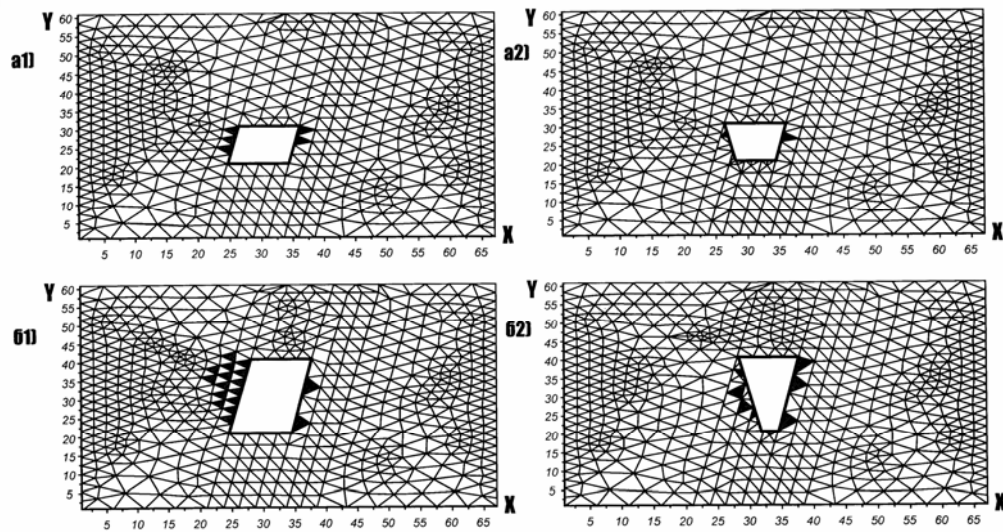


Рис. 3. Напряженное состояние массива в зоне влияния горных работ при значениях компонент главных напряжений  $\sigma_x = 27$  МПа и  $\sigma_y = 42$  МПа: а и б - при высоте камеры соответственно 10,0 м и 20,0 м; а1 и б1 - без оставления временного рудного целика; а2 и б2 - с оставлением целика;  $\blacktriangle$  - зоны пластических деформаций

1 отражена схема деформации треугольного элемента при применении метода конечных элементов (МКЭ).

На рис. 2 и 3 показаны границы областей развития пластических деформаций в процессе нагружения массива в различных вариантах, полученные с применением МКЭ.

Рис. 2 и 3, иллюстрируют результаты исследований напряженного состояния массива соответственно при использовании традиционной технологии (без оставления временного рудного целика) и предлагаемого авторами технического решения (с оставлением у лежачего бока залежи временного рудного целика). При сравнении схем достаточно четко прослеживается существенное снижение вероятности развития зоны пластических деформаций со стороны висячего бока залежи в варианте с оставлением временного рудного целика.

Таким образом, на данной стадии исследований с определенным уровнем надежности можно сделать заключение, что уже в интервале значений главных компонент напряжений  $\sigma_x = 18,0$  МПа и  $\sigma_y = 29,0$  МПа возможность отработки очистных камер с высотой, приближающейся к 20,0 м по традиционной технологии является весьма проблематичной вследствие образования обширных зон пластических деформаций и, как следствие, высокой вероятности обрушения пород висячего бока. В свою очередь, оставление временного рудного целика (рис. 3) при высоте камеры 20,0 м при условии существенного нарастания горного давления, когда  $\sigma_x = 27,0$  МПа и  $\sigma_y = 42,0$  МПа, развитие зоны пластических деформаций не так велико и вероятность обрушения пород со стороны висячего бока существенно снижается.

Таким образом, выполненные авторами статьи исследования с применением МКЭ с определенным уровнем надежности позволяют сделать заключение, что применение предлагаемого технического решения позволит повысить полноту и качество выемки запасов и в больших объемах применять мало затратные и высокопроизводительные системы разработки.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Патент РФ № 2223401 на изобретение «Способ разработки сложноструктурных месторождений» / Лизункин В.М., Подопригора В.Е., Овсейчук В.А. Приор.

изобр. от 20 февраля 2002 г., заявка № 20021046424. Запатентован в Гос. реестре изобретений 10 февраля 2004 г.

2. *Подопригора В.Е.* Способ разработки сложно-структурных месторождений. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: 2004, изд-во МГТУ.
3. *Динник А.Н.* О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты.-В кн.: Статьи по горному делу. – М.: Углетехиздат, 1957.
4. *Петухов И.М.* Развитие теории горных ударов. – Сб.научн. трудов ВНИМИ. – Горные удары. – Л.: изд. ВНИМИ, 1989, с.4-10.
5. *Хаст Н., Нильссон Т.* Измерение напряжения в скальных породах и их значение для строительства плотин. – В кн.: Проблемы инженерной геологии, вып.4. – М. Мир, 1967,-С.13-22.
6. *Алексеев С.Ф.* Экспериментально-аналитическое определение вертикальной компоненты горного давления // Изв. ВУЗов, Горн.журнал. –1985, № 9. – С.33-35.
7. *Ерофеев Н.П., Тюпкин Г.М., Ерофеев Ю.Н.* К теории устойчивости горных выработок при подземной разработке рудных месторождений// Изв. ВУЗов, Горн.журнал. –1989, № 7. – С.33-35.
8. *Картозия Б.А.* Механика подземных сооружений. – Сб.научн.трудов, - М.: изд-во МГИ, 1981. - С.39-40.
9. *Медведев Р.В.* Состояние кристаллических пород в стенках глубоких и сверхглубоких скважин.// Механика горных пород в подземном строительстве и освоении месторождений на больших глубинах. – Л.: Наука, 1983. - С.128-134.
10. *Ахметгареев Р.А.* Комплексный прогноз и предотвращение горных ударов при отработке сложно-структурного месторождения «Антей»: Автореф.дисс...канд.техн.наук. –Кемерово, 1994, – 16с.
11. *Барышиников В.Д., Володина Е.Н., Мацуков В.И., Пирля К.В.* Геомеханический анализ устойчивости обнажений при ведении горных работ // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых: Новосибирск: Наука, 1987, № 5,-С.23-28.
12. *Фадеев А.Б.* Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987, -221 с.

### Коротко об авторах

*Подопригора В.Е.* – горный инженер, доцент кафедры ПРМПИ, Читинский государственный университет.

### 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

