

УДК 622.272

Е.В. Кузьмин, А.Р. Узбекова

ПРИМЕНЕНИЕ СИСТЕМ С САМООБРУШЕНИЕМ В УСЛОВИЯХ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД

Семинар № 13

Переход к подземному способу отработки кимберлитовых трубок Якутии вызвал множество вопросов о возможных системах разработки, приемлемых для дальнейшей отработки запасов. Неоднозначность ситуации при выборе систем подземной разработки кимберлитовых месторождений объясняется отсутствием опыта отработки кимберлитовых руд, суровыми климатическими и сложными гидрогеологическими условиями ведения горных работ.

Экономическая ситуация вынуждает применять технологии с низкой себестоимостью и высокой производственной мощностью. Этим требованиям в большой степени соответствуют при разработке мощных рудных тел системы с самообрушением.

В полной мере это относится и к отработке кимберлитовых месторождений, поскольку строение и геомеханические характеристики горных пород, слагающих рудные тела, благоприятны для применения систем с самообрушением. Важным также является то, что использование при добыче алмазосодержащих руд систем с самообрушением позволяет снизить негативное влияние взрывных работ на кристаллы алмазов.

Эффективность применения систем с самообрушением очевидна, их внедрение позволило вести подземную разработку месторождений с очень низким содержанием полезного компонента, этим объясняется их повсеместное внедрение на рудниках ЮАР. Рудник Коффифонтейн, обрабатывающий кимберлитовую трубку с низким содержанием алмазов, на протяжении своей более чем столетней истории несколько раз закрывался как нерентабельный и перепродавался разным компаниям. После перехода к системе этажного самообрушения с фронтально-торцевым выпуском рудник относится к рентабельным и имеет устойчивую перспективу.

Принципиальная возможность применения систем с самообрушением зависит от физико-механических свойств пород, трещиноватости массива и параметров рудных тел. Свойства горных массивов достаточно разнообразны, и для определения их устойчивости или обрушаемости в мировой практике используются классификации, в которых физико-механические и геомеханические характеристики массивов систематизированы и сведены к числовому рейтинговому показателю.

Проф. Д. Лобширом разработан «горный рейтинг массива горных пород» (MRMR). Классификация охватывает весь комплекс физико-механических свойств горных пород и приурочена к методике определения параметров систем с самообрушением, составленной на основе физического моделирования и анализа опыта применения систем с обрушением также проф. Д. Лобширом. Методика является общепринятой во многих странах и успешно используется уже более 25 лет.

Основным показателем обрушаемости массива является «гидравлический радиус», определяемый как отношение площади обнажения пород к его периметру, при которых начинается процесс его естественного обрушения. При круглой форме подсечки, диаметр подсечки, а при квадратной – ширина подсечки, равны 4 линейным величинам гидравлического радиуса (рис. 1).

На основе больших объемов эмпирических данных проф. Д. Лобширом построен график зависимости величины гидравлического радиуса от показателя MRMR, с делением массивов горных пород на области обрушаемые, переходные и устойчивые.

Подсечку необходимой площади реально сразу создать невозможно, она создается постепенно при поэтапном обрушении участков массива с частичным выпуском руды. При

Гидравлические радиусы обрушения и размеры рудных тел

Рудное тело (интервалы абсолютных отметок)	MRMR	HRo, м	Размеры р.т. по осям, м	HRр.т., м	Возможность применения системы
Трубка «Мир»					
-280м и выше	24-29,4	9,8-12	310 × 130	46,4	+
-500/-280 м	24-29,4	9,8-12	370 × 120	34,7	+
-700/-500 м	24-29,4	9,8-12	400 × 60	21,4	+
-900/-700 м	24-29,4	9,8-12	400 × 30	13,9	+
Трубка «Айхал»					
Юго-западное (+230/+150 м)	32,6	12,9	173 × 22	12,1	+/-
Северо-восточное (+230/+150 м)	32,6	12,9	327 × 40	22,9	+
Юго-западное (+150/0 м)	36,5	14,4	151 × 24	11,94	-
Северо-восточное (+150/0 м)	36,5	14,4	290 × 20	15,8	+
Юго-западное (0/-100 м)	33,2	13,2	118 × 14	8,9	-
Северо-восточное (западный столб) (0/-100м)	33,2	13,2	166 × 30	13,05	+/-
Северо-восточное (восточный столб) (0/-100 м)	33,2	13,2	84 × 22	11,2	-
Трубка «Удачная»					
Западное (-290/-590 м)	30,5	12,5	Ø 270	51,4	+
Западное (-590/-1080 м)	35,15	14,2	Ø 110	27,4	+
Восточное (-290/-590 м)	36,5	15	Ø 250	56	+
Восточное (-590/-1080 м)	41,8	16,7	180 x 280	52,3	+

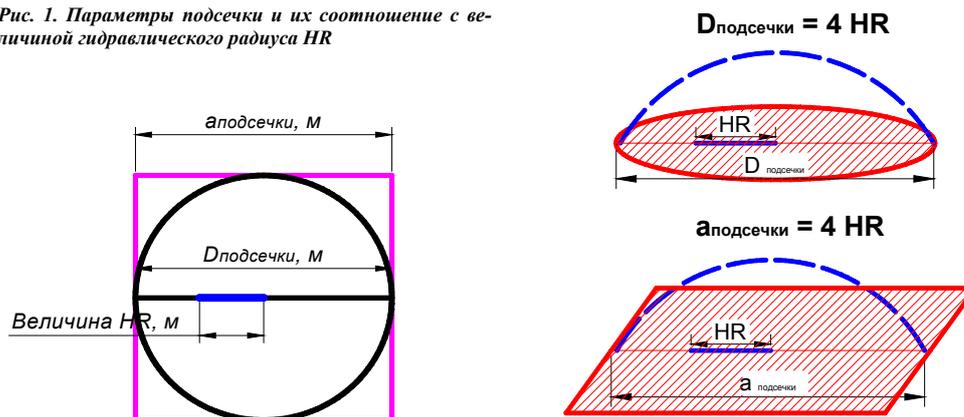
этом самообрушение прекращается из-за образования устойчивых сводов (рис. 2).

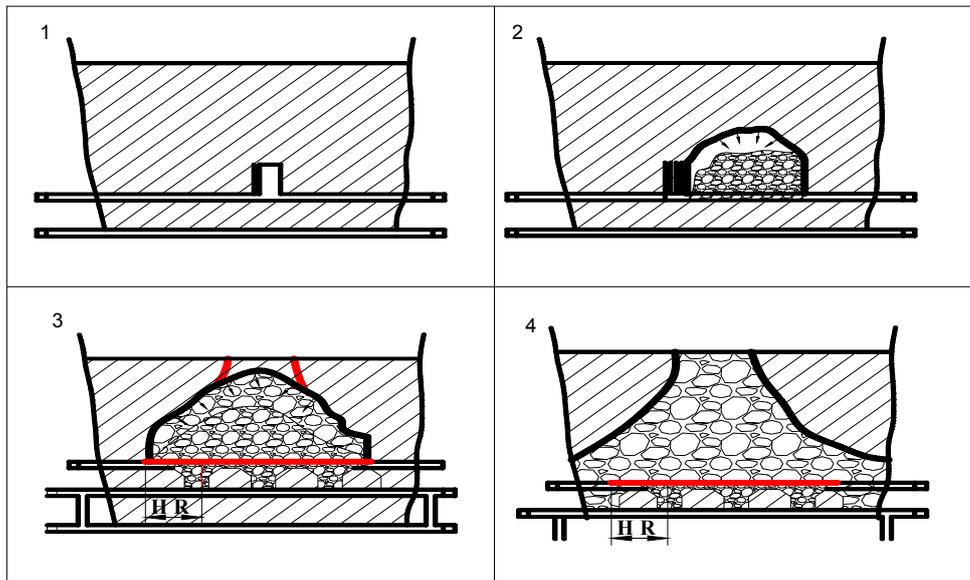
При достижении подсечкой величины гидравлического радиуса последующий развивающийся процесс обрушения достигает поверхности. Данный эффект обусловлен тем, что обрушение происходит за пределами свода естественного равновесия, высота которого за-

висит от физико-механических свойств массива. Когда обрушение достигает поверхности, происходит интенсивное обрушение и образуется воронка обрушения и дальнейшего заклинивания пород не происходит.

Анализ горногеологических условий кимберлитовых месторождений Якутии показал возможность применения систем с самообру-

Рис. 1. Параметры подсечки и их соотношение с величиной гидравлического радиуса HR





шением для большинства из них. Этому благоприятствует строение и текстура рудных массивов, представленных сильно-трещиноватыми брекчиевидными породами с хорошими показателями обрушаемости. Гидравлический радиус обрушения для условий кимберлитовых месторождений находится в пределах от 9,8 до 16,7 м (рис. 3).

Площади рудных тел намного больше необходимых для достижения величины гидравлического радиуса, в пределах которого возможно развитие самообрушения массива. В таблице представлены результаты расчетов по выявлению возможности применения технологии с самообрушением руды в условиях основных трубок АК «АЛРОСА».

Исходя из результатов проведенных исследований видно, что размеры в плане и конфигурация рудных тел на различных горизонтах месторождения позволяют создавать достаточную площадь обнажения для инициации процесса естественного разрушения массива.

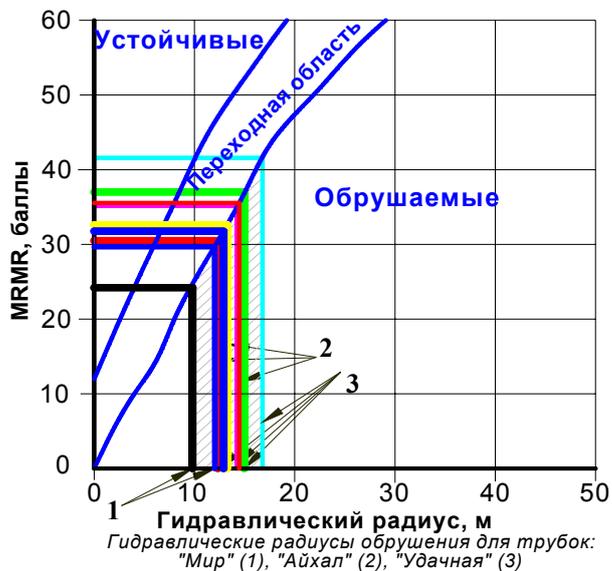
Снижение давления на выра-

Рис. 3. Диапазон изменения гидравлических радиусов в условиях кимберлитовых руд Якутии

Рис. 2. Этапы процесса самообрушения:

1 – проведение отрезной щели; 2 – формирование подсыпки для инициации самообрушения; 3 – достижения величины гидравлического радиуса; 4 – разрушение свода естественного равновесия, обрушение достигает поверхности

ботки происходит в процессе обрушения, включая стадию выпуска вследствие перераспределения напряжений в массиве. Таким образом, можно заключить, что для снижения опорного давления необходимо в наиболее ко-



роткие сроки создать подсечку с площадью, превышающей площадь, образуемую гидравлическим радиусом.

Для быстрого инициирования самообрушения необходимо правильно выбрать форму подсечки в плане. Наиболее оптимальными являются круглая и квадратная формы, поскольку при этом при минимальной площади обнажения возможно достижение величины гидравлического радиуса.

Вторым путем более быстрого достижения подсечкой величины гидравлического радиуса можно является ее формирование от зон, ослабленных тектоническими нарушениями.

Кроме того, интенсифицировать процесс формирования возможно правильно выбрав порядок отработки рудного тела. Трубчатое строение кимберлитовых рудных тел и низкая устойчивость массивов предполагает

расположение подготовительных выработок во вмещающих породах за зонами контактов, при этом порядок отработки от центра трубки к ее флангам позволит сократить длину доставочных выработок и соответственно в более короткие сроки сформировать подсечку и расширить фронт работ при очистной выемке.

Системы с самообрушением руды всегда привлекали внимание своей дешевизной, кажущейся простотой, сразу с появлением систем с обрушением, а для алмазодобывающих рудников особый интерес, ведь известно, что буровзрывные работы так портят кристаллы алмазов, что их ценность снижается на 50%, то есть падает до 2 раз. Поэтому оценка возможности применения самообрушения для данных условий является актуальным вопросом, требующим тщательного рассмотрения.

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.

НОВИНКИ

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Пучков Л.А., Сластунов С.В., Федунец Б.И. Перспективы добычи метана в Печорском угольном бассейне. — 556 с.: ил.

ISBN 5-7418-0336-9 (в пер.)

Изложены результаты исследований, в ходе которых собрана и обобщена горно-геологическая и горно-техническая информация по Воркутинскому месторождению, основные принципы и методология оценки участков угольных месторождений и конкретных шахтных полей Воркутинского месторождения по метанодобываемости. Дан анализ распределения метана по месторождению. Описаны подготовка геодинамического районирования объектов для выявления перспективных участков работ по добыче угольного метана и методика метанодобываемости угольных пластов с определением показателей природной газоотдачи угольных пластов в скважины. Рассмотрены перспективы использования угольного метана. Изложены основные экологические аспекты рассматриваемого вопроса и первичные результаты натурных исследований, проведенных на двух скважинах поля доразведки шахты «Комсомольская».

Для инженерно-технических работников топливно-энергетического комплекса, специалистов научно-исследовательских и проектных организаций угольной и газовой промышленности.

УДК 622.411.33

© В.В. Набатов, 2005

Информация относится к горной промышленности и предназначена для управления напряженно-деформированным состоянием массива. Для обеспечения возможности поддержания массива в исходном напряженно-деформированном состоянии. Для этого предварительно натягивают тросы, размещенные в скважинах, пересекающих управляемый участок. Измеряют величину натяжения тросов и активность акустической эмиссии на управляемом участке массива. При увеличении натяжения тросов осуществляют их дополнительное натяжение до момента скачкообразного увеличения активности акустической эмиссии. При уменьшении натяжения тросов производят разгрузку управляемого участка путем бурения разгрузочных скважин. Затем производят дополнительное натяжение тросов и нагружают массив до появления в нем скачкообразного увеличения активности акустической эмиссии. В этот момент прекращают натяжение тросов, и на участке устанавливается исходное напряженно-деформированное состояние.

На рис. 1 представлена обобщенная схема управления напряженно-деформированным состоянием участка массива; на рис. 2 – графики иллюстрирующие изменения времени силы натяжения тросов (а), напряжений и активности акустической эмиссии (в) на управляемом участке.

Способ управления состоянием массива осуществляют следующим образом. На управляемом участке 1 массива из выработок 2, 3 бурят скважины 4-5, в которых размещают тросы, один конец каждого из которых с помощью клинового элемента жестко закрепляют в забое соответствующей скважины. Другие концы тросов, выходящие из устья скважин 4, 5 соединяют с соответствующими натяжными

устройствами 6, 7, с помощью которых создают предварительное натяжение тросов. Каждое натяжное устройство снабжено пружинным динамометром (на чертеже не показаны), с помощью которого постоянно измеряют величину натяжения тросов.

На участке 1 бурят также измерительную скважину 8, в забое которой устанавливают геофон 9, принимающий импульсы возникающей в массиве акустической эмиссии. Эти импульсы в виде электрического сигнала передаются по кабелю к аппаратуре (на чертеже не показана), измеряющей активность акустической эмиссии.

При неизменном напряженно-деформированном состоянии горных пород на участке 1 массива на временном интервале $t_0 - t_1$ сила F натяжения тросов в скважинах 4, 5 также остается неизменной.

В момент времени t_1 (в результате ведения горных работ на соседних участках) начинается процесс разгрузки участка 1 (значение σ уменьшается), который сопровождается увеличением измеряемой динамометрами силы F натяжения тросов в скважинах 4 и 5.

Увеличение (по сравнению с исходным значением) показаний динамометров является сигналом к осуществлению дополнительного натяжения тросов, которое начинают в момент времени t_2 . Натяжение тросов в скважинах 4, 5 приводит к увеличению напряжений σ на участке 1. В момент времени t_3 напряжения на участке 1 достигают исходного значения. При этом геофон 9 фиксирует скачкообразное увеличение активности акустической эмиссии, что является сигналом к прекращению натяжения тросов, свидетельствующим о том, что на участке 1 массива восстановлено исходное напряженно-деформированное состояние.

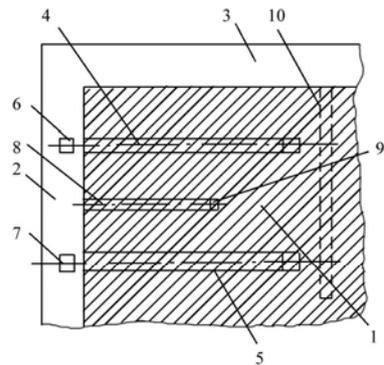


Рис. 1

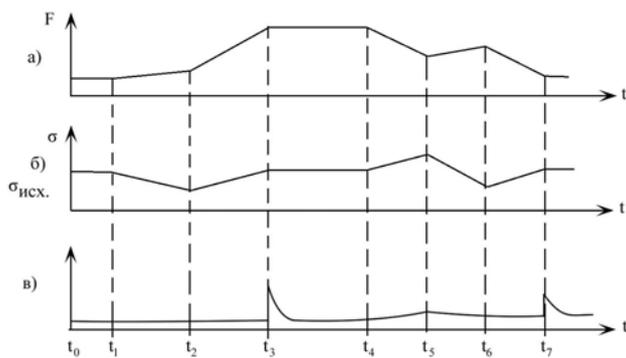


Рис. 2

В момент времени t_4 начинается (обусловленный перераспределением горного давления в ходе горных работ) процесс пригрузки участка 1 массива (значение σ увеличивается), который сопровождается уменьшением измеряемой динамометрами силы натяжения тросов в скважинах 4 и 5 .

Уменьшение показаний динамометров (по сравнению с исходными) является сигналом к осуществлению разгрузки участка 1 массива. Участок 1 разгружают, например, путем бурения ряда разгрузочных скважин 10 . Частичная разгрузка может также осуществляться ослаблением натяжения тросов в скважинах $4, 5$. В результате проведения разгрузочных мероприятий в момент времени t_5 рост напряжений на управляемом участке 1 прекращается и начинается их уменьшение до некоторого уровня.

Далее, в момент времени t_6 увеличивают натяжение тросов в скважинах $4, 5$ до тех пор, пока (в момент времени t_7) геофоном 9 не будет зарегистрировано скачкообразное увеличение активности акустической эмиссии. В этот момент останавливают работу натяжных устройств $6, 7$ и на участке 1 устанавливается исходно-напряженно-деформированное состояние.

Таким образом, достигается уменьшение вероятности вывалов в горные выработки, возникновения толчков и горных ударов, которые зачастую приводят к летальным исходам. Повышается степень безопасности ведения работ, улучшается экологическая среда в очистных выработках.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тросоинъекционное упрочнение горных пород. Д.т.н. В.Р. Именитов, к.т.н. А.О. Баранов и др. МГИ, 1981. Горный журнал №10 – С. 23-26.
2. Авторское свидетельство №1687778 "Способ управления состоянием массива горных по-

- род". В.В. Набатов, В.М. Фарафонов, В.Л. Шкуратник, В.С. Ямщиков и др. 1991.

3. Оценка суммарной силы натяжения тросов для предотвращения трещинообразования в приконтурной зоне выработки. К.т.н. Набатов В.В. МГТУ, 1996. "Информационный бюллетень" – С. 178-179.

Коротко об авторах

Набатов В.В. – Московский государственный горный университет.

УДК 622.272

В.В. Гуцин, В.М. Бусырев

**ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
АПАТИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ЕЕ РАЗВИТИЯ**

Семинар № 13

Освоение открытых в 30-е годы прошлого столетия уникальных по запасам и горно-геологическим условиям апатито-нефелиновых месторождений на Кольском полуострове создало надежную сырьевую базу для организации и развития в стране производства фосфорсодержащих удобрений. В условиях Заполярья титаническими усилиями рабочих, инженеров и научных работников при постоянной поддержке государства в Хибинах был построен крупнейший в мире горнопромышленный комплекс по добыче и обогащению апатито-нефелиновых руд.

Разработка запасов фосфатного сырья, начатая в 1930 г. открытым способом, велась на первом этапе без механизации. Несмотря на тяжелейшие условия, страна получила первые 250 тыс. т богатой апатитовой руды и уже в следующем 1931 г. смогла отказаться от импорта дорогостоящих марокканских фосфоритов, а через пять лет добыча превысила 1 млн т и Советский Союз сам стал крупным экспортером фосфатного сырья. Во все последующие годы до начала общего спада экономики страны добыча руды и производство апатитового концентрата постоянно росли и в 1990 г. достигли максимально 37.5 и 19.6 млн.т. Для переработки фосфатного сырья в стране потребовалось построить 26 суперфосфатных заводов, часть сырья экспортировалась в 14 государств. В настоящее время в Хибинах действуют Кировский объединенный, Расвумчоррский, Центральный и Восточный рудники.

С самого начала освоения минерально-сырьевых ресурсов Хибин на комбинате "Апатит" сложилась и до настоящего времени сохраняется тенденция постановки и решения инженерных задач, возникающих в ходе развития производства, совместно с ведущими научными и проектными институтами при актив-

ном участии собственных творческих кадров – кандидатов и докторов наук. В разные годы над проблемами освоения минерально-сырьевой базы Хибин работало до 25 институтов, из них практически постоянно Кольский научный центр РАН, ГИГХС, ЛГУ, МГУ, "Гипропрорада", "Гипроникель", "Механобр" и другие. Такой подход обеспечил совершенствование технологии добычи и обогащения добытой руды в соответствии с требованиями времени и развития производства.

На основании опыта совместной работы специалистов производства, научных и проектных организаций был выработан методический подход к совершенствованию геотехнологии, которым предусматривалось проведение крупномасштабных экспериментов всех предлагаемых инженерных решений и технических средств, что обеспечивало принятие наиболее правильных решений и способствовало повышению эффективности горных работ. Кроме того руководством комбината "Апатит" важнейшее значение придавалось разработке технической политики на длительную перспективу, главной целью которой являлось определить гармоничное развитие всех производственных структур предприятия с учетом совершенствования производства, в первую очередь объектов рудной базы, для надежного обеспечения обогатительных фабрик рудой и фосфатных заводов страны апатитовыми концентратами.

В истории освоения Хибин, отчетливо прослеживаются несколько этапов и переходных периодов совершенствования геотехнологии, в которых использовались основные достижения отечественной науки и опыт ведения горных работ на рубежом.

Таблица 1
**Основные технико-экономические показатели системы
этажного принудительного обрушения**

Показатели	Способ отбойки и выдачи руды	
	минными зарядами, грохотная схема	скважинными зарядами, скреперная доставка
Затраты на 1000 т руды:		
- материалы, %	100	68.7
- зарплата	100	31.9
Строительство и ремонт сооружений в очистных блоках на 1000 т руды, %	100	68.4
то же, чел-смен	0.8	0.4
Всего затрат на 1000 т руды, %	100	63.9
Трудовые затраты на 1000 т руды, чел-смен	10.9	4.1
Производительность механизмов на выпуске руды, т/смену	210	400
Трудоемкость системы, чел-смен/1000 т	25	15.3

Впервые строительство подземного рудника в Хибинах начато на месторождении Кукисвумчорр в 1933 г. Вскрытие осуществили капитальной штольной нормальной железнодорожного профиля на горизонте +377 м и этажными штольнями со склона горы. Первые годы добыча велась системой с магазинированием со шпуровой отбойкой руды в камерах и последующим обрушением целиков шпуровыми и минными зарядами¹. В конце 40-х годов перешли на систему этажного принудительного обрушения (без оставления целиков) с минной отбойкой и выпуском руды через горизонт грохочения. Отбойку руды в блоках сначала вели путем последовательного обрушения подэтажей минными зарядами снизу вверх на подконсольное пространство, как это было принято в горной промышленности. В последствии заменили отбойкой руды секциями на всю активную высоту этажа на временно магазинируемую руду и обрушившиеся породы и тем самым впервые в мировой практике осуществили принцип отбойки "в зажатой среде". Кроме того в этот же период был осуществлен переход технологии от двухстадийной выемки к одностадийной. Все это позволило повысить безопасность работ и при одновременном увеличении высоты подэтажей улучшить технико-экономические показатели. Объем руды отбиваемой массовым взрывом вырос с 15-20 до 50-100 тыс. т, в отдельных случаях 200-300 тыс. т.

Сократились простои рудника на время проведения массовой отбойки и проветривания, производительность труда на выдаче руды увеличилась со 120 до 212 т/смену. Дальнейшее совершенствование технологии, как показал анализ практического опыта и результатов экспериментов в производственных условиях, не могло обеспечить существенного улучшения экономики. Нужно отметить, что попытки применить зарождающийся в то время более перспективный скважинный способ отбойки предпринимались дважды, но эксперименты не дали положительных результатов по причине отсутствия в тот период производительной и надежной техники бурения и зарядания скважин.

Начиная с 1960 г. на апатитовых рудниках проводились широкомасштабные исследования, опытно-промышленные испытания и освоение вариантов технологии очистных работ с массовой отбойкой руды скважинами и механизированным ее выпуском из блоков. Этому в первую очередь способствовало появление в стране более совершенной техники бурения и затем зарядания глубоких скважин, а также средств доставки отбитой руды. Предварительно было установлено, что в условиях апатитовых месторождений технология скважинной отбойки, несмотря на несколько низкие показатели в начальный

¹Впервые способ массовой отбойки руды минными зарядами предложен проф. П.И. Городецким в свое время работавшим на комбинате "Апатит", впоследствии многие годы поддерживавшим связь с его специалистами.

Таблица 2
Основные технико-экономические показатели поточной выдачи руды комплексом вибропитатели и конвейером

Показатели	Январь	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Итого
Объем выданной руды, т	4527	21579	20966	26145	28803	22757	19316	13273	18995	176361
Число рабочих смен	4	13	14	25	25	29	25	19	22	176
Максимальная производительность, т/смену	2000	3430	2900	1390	1870	1590	1530	1287	1800	3430
Среднесменная производительность, т/смену	1130	1660	1430	1040	1160	785	772	698	863	1002
Производительность труда рабочего на выдаче, т/смену	380	556	474	348	390	262	257	233	280	334
Удельный расход ВВ на выпуск, г/т	31.2	30.4	98.6	136.3	105.4	148.8	222.6	189.6	122.4	89
Коэффициент использования в течение смены	0.28	0.22	0.15	0.11	0.12	0.08	0.09	0.17	0.18	0.17

период ее освоения, обладает существенно более значительными потенциальными возможностями для дальнейшего улучшения эффективности подземных работ.

За прошедший длительный период система этажного принудительного обрушения со скважинной отбойкой руды прошла несколько этапов своего совершенствования прежде чем приобрела современные черты. К основным ее вариантам в последовательности их испытаний, совершенствования и освоения можно отнести следующие:

- отбойка руды горизонтально-веерными скважинами из подэтажных буровых выработок и выдача ее скреперными лебедками с люковой погрузкой;

- отбойка руды горизонтально-веерными скважинами из подэтажных буровых выработок и выдача ее скреперными лебедками с безлюковой погрузкой;

- отбойка руды вертикальными параллельными скважинами из выработок буроподсечного горизонта на всю активную высоту и выдача ее скреперными лебедками;

- отбойка руды восходящими веерными скважинами с увеличенной высотой подэтажей и выдачей ее скреперными установками с контрольно-вентиляционным горизонтом;

- отбойка руды восходящими веерными скважинами с увеличенной высотой подэтажей и выдачей ее скреперными лебедками с безлюковой погрузкой, односторонним и двухсторонним расположением выпускных воронок;

- отбойка руды восходящими веерными скважинами с увеличенной высотой подэтажей и выдачей ее вибропитателями.

Во всех вариантах сохраняется принцип отбойки руды в условиях зажатой среды и одностадийная (бесцеликовая) отработка запасов этажа. В результате длительного совершенствования системы этажного принудительного обрушения при отработке апатито-нефелиновых месторождений Хибин достигнуты высокие технико-экономические показатели (табл. 1).

В ходе освоения системы разработки стремились к увеличению объема массовых взрывов, что диктовалось растущими масштабами производства и экономическими интересами. Если в первый период массовыми взрывами скважинных зарядов отбивали от 70 до 100 тыс. т руды, то в последствии объемы отбойки возросли до 600-800 тыс. т, а в отдельных случаях до 1240 тыс. т. Однако опыт показал, что

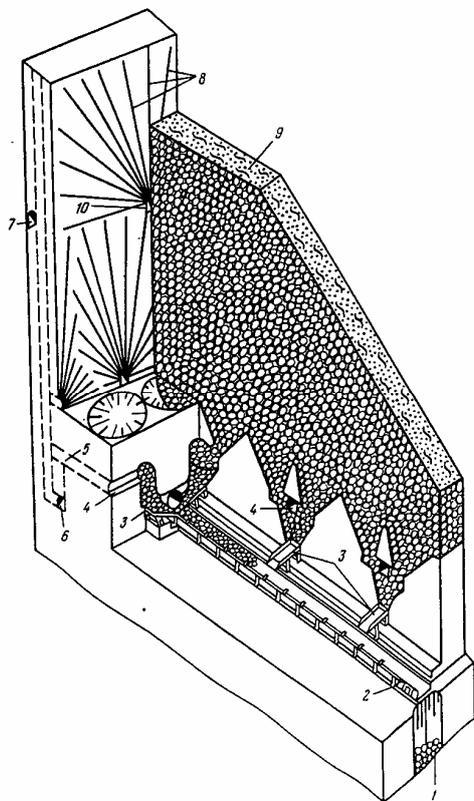


Рис. 1. Схема отбойки и поточной выдачи руды в опытной секции бл. 6/8 и 8/10 гор. +600 м Юкспорского рудника (ОАО "Апатит"): 1 – рудоспускная шахта; 2 – конвейер КЛТ-120; 3 – вибропитатель ПВРА-3.0/1.3; 4 – смотровой ходок; 5 – контрольно-вентиляционный орт; 6 – откаточный штрек; 7 – подэтажный штрек; 8 – скважины диаметром 105 мм; 9 – отбитая руда; 10 – буровой орт

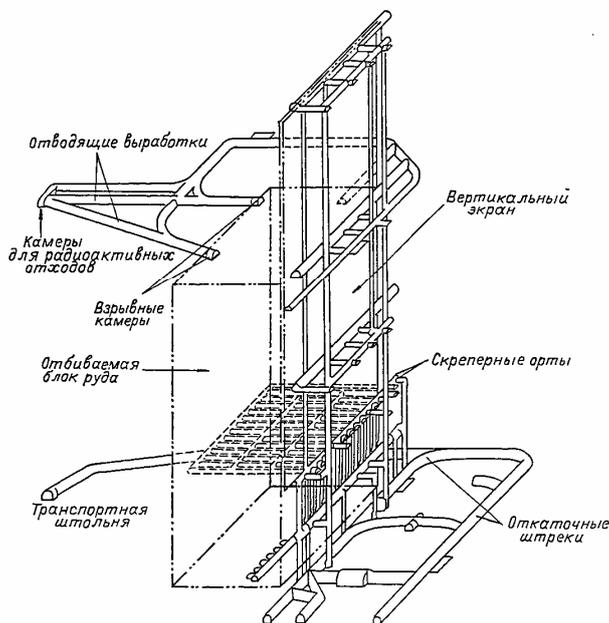
по условиям сейсмичности объем отбойки руды следует ограничить до 500-600 тыс. т.

Увеличение объемов массовой отбойки и сосредоточение значительных запасов отбитой руды в очистных блоках требовало поиска высокопроизводительных способов ее выдачи. В этих целях на рудниках Хибин проводились крупномасштабные испытания скреперной доставки с последовательным увеличением мощности скреперных лебедок с 28,5 до 55, 75 и 100 кВт и емкости скреперов с 0,5 до 1,0 м³. Совершенствование скреперной доставки и одновременно конструкции днищ блоков позволило увеличить производительность процесса с 200-270 до 360-400 т/смену, в отдельных случаях до 500 т/смену. Установлено, что при оптимальных расстояниях доставки (средняя длина 10-15 м) увеличение мощности скреперных лебедок более 100 кВт не дает ощутимого экономического эффекта. Поэтому в 70-х годах прошедшего столетия приступили к освоению выдачи отбитой руды с помощью вибропитателей.

В производственных условиях испытаны несколько вибропитателей различных конструкций и ряд их модификаций, в том числе изготовленных комбинатом "Апатит". Одновременно с этим совершенствовалась конструкция выпускных выработок днища блоков. Наиболее соответствующими условиям выпуска апатитовых руд оказались вибропитатели ПВР-3/1.3 и ПВР-4.5/1.6. Производительность вибровыпуска составила 800-1300 т/смену.

Исследования показали возможность значительного увеличения производительности процесса выдачи отбитой руды при применении вибропитателей в комплексе с конвейерами. Более соответствующим условиям апатитовых рудников признан ленточно-тележечный конвейер КЛТ-120 конструкции чл.-корр. АН СССР А.О. Спиваковского, который надежно функционировал при выдаче руды крупностью до 1,2 м. Конвейер испытан на Юкспорском руднике в комплексе с вибропитателями ПВР-3/1.3 (рис. 1). Результаты испытаний подтвердили возможность резкого в несколько раз до 3430 т в смену увеличения производительности процесса выдачи отбитой руды из блоков (табл. 2). Одновременно с этим они показали, что для эффективного использования комплексов необходимо создавать над ними существенно более значительные запасы отбитой руды.

Рост объемов производства апатитового концентрата и мощностей по обеспечению обогатительных фабрик рудой во все возрастающих масштабах в 1969-1970 гг. выдвинули на передний план в числе других задач вовлечения в будущем в эксплуатацию месторожде-



ний с низким содержанием апатита, причем подземным способом. Обеспечить приемлемую экономичность горных работ при таких условиях можно было в случае применения новой более совершенной геотехнологии. В качестве таковой комбинатом совместно с предприятием п/я М-5703 предложена система разработки с отбойкой руды ядерными зарядами. В соответствии с разработанными проектами на месторождении Куэльпор в 1972 и 1984 гг. проведены два эксперимента "Днепр-1" и "Днепр-2" (рис. 2). При проектировании в максимальной мере использован опыт совершенствования системы этажного принудительного обрушения, накопленный комбинатом, а также способность руды, содержащей минерал апатит, хорошо дробиться независимо от способа отбойки: минными или скважинными зарядами, в том числе в условиях зажатой среды. Особенность геотехнологии заключалась в том, что, во-первых, ядерный заряд размещался в боковых породах за намечаемым контуром отбойки; во-вторых, отбиваемый участок оконтуривался вертикальными щелями – экранами с противоположной от ядерного заряда стороны и нижней подсечкой; в третьих, от места размещения ядерного заряда в сторо-

Рис. 2. Ядерный взрыв "ДНЕПР-2" со скреперной доставкой руды

ну противоположную от отбиваемого массива проходила горизонтальная выработка с камерой для захоронения отходов ядерного взрыва; в-четвертых, в выработках, имеющих выход на дневную поверхность, устраивались перемычки специального назначения. В обоих случаях рудный массив отбит в намеченных контурах. Объем отбитой руды составил 121 и 448,4 тыс. м³. Крупность ее дробления практически не отличалась от дробления обычными (химическими) ВВ. Выпуск осуществлен в одном случае скреперными лебедками 100 кВт (производительность 350 т/смену), в другом конвейером КЛТ-120 в комплексе с вибропитателями КВЗС-4.5 (производительность 3500 т/смену). Объем проходческих

выработок на 1000 т запасов руды в несколько раз меньше, чем при системе этажного принудительного обрушения. Полученные показатели подтвердили экономическую целесообразность применения новой технологии для разработки месторождений с низким содержанием апатита в руде. Это послужило основанием для разработки проекта горных работ для Партомчорр-Лявойокского месторождения. Проект не был осуществлен в виду принятия в 1996 г. Договора о всеобщем запрещении ядерных испытаний. Многолетние наблюдения, ведущиеся с момента экспериментов до настоящего времени, свидетельствуют об отсутствии радиационного загрязнения природной среды.

Весьма перспективна в условиях Хибинских месторождений система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды с применением самоходного оборудования. Впервые на апатитовых рудниках вариант этой системы предложен комбинатом "Апатит" совместно с ГИГХСом в 1969-1970 гг. для отработки запасов в лежачем боку месторождений. Скважины бурили станками НКР-100М, выдача руды осуществлялась комплексом включающим по-

грузочную машину и самоходный вагон (ПНБ-3К, ЗВС-15РВ). В тот период (1970 г. Кировский рудник, блок 6/7, горизонт +392 м) не удалось получить высоких технико-экономических показателей (среднесменная производительность комплекса составила 196 т) по причине несоответствия качества дробления руды применяемым выданным комплексам, простоями и ненадежностью работы последних.

В последующем периоде система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды стала применяться во все возрастающих масштабах благодаря как совершенствованию ее конструктивных параметров, так и в виду применения высокопроизводительной техники и ее соответствия технологии очистных работ.

В настоящее время работы ведутся с использованием буровых кареток "Миниматик ГС-207Л", погрузочно-доставочных машин "Торо-350Д", "Торо-400Д", автосамосвалов "Торо-35Д", "Торо-40Д" и другой техники, в том числе вспомогательного назначения. На очистных работах принята схема, по которой отбитая на подэтажах руда доставляется в рудоспуски, разгружается на откаточном горизонте в автосамосвалы и ими выдается из руд-

ника. Высота подэтажей до 25 м, расстояние между погрузочными заездами 14-16 м.

Удельный вес добычи этой системой в последние годы на подземных рудниках составляет 40-55 %. Производительность труда забойного рабочего достигает 35 м³/смену, что несколько меньше, чем при этажном принудительном обрушении. Однако опыт ее освоения дает основание предполагать наличие значительных резервов и возможность дальнейшего улучшения технико-экономических показателей добычи апатитовых руд этой системой. Кроме того, в сравнении с системой этажного принудительного обрушения, она отличается более гибким порядком отработки запасов этажа и возможностью маневрировать фронтом очистных работ, что в условиях повышенного напряженного состояния Хибинского массива и опасности проявлений горного давления дает ей также определенные преимущества. В виду этих обстоятельств система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды имеет перспективы на расширение масштабов применения при освоении Хибинских апатито-нефелиновых месторождений.

Коротко об авторах

Гуцин Владимир Васильевич – профессор, доктор технических наук, главный научный сотрудник,
Бусырев Владислав Михайлович – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник,
Горный институт КНЦ РАН

ДЕПОНИРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

РУКОПИСИ,

1. Галиева Н.В., Еременко О.В. Применение метода кластерного анализа для сравнительной оценки деятельности угольных шахт (№ 398/06-05 — 16.03.05) 8 с.



© В.Г. Едигарьева, А.А. Леонтьева,
С.В. Горяева, 2005

В.Г. Едигарьева, А.А. Леонтьева, С.В. Горяева

**КОМПЬЮТЕРНОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ОЦЕНКИ
ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ
ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С НЕРАВНОМЕРНЫМ
ОРУДЕНЕНИЕМ**

Семинар № 13

В докладе приведены результаты применения информационных технологий при решении задач оконтуривания рудного тела и определения параметров системы разработки подземного рудника. Разработаны модель, блок - схема алгоритма и программа для обоснования рациональных параметров отработки месторождений малой и средней мощности с неравномерным оруденением. Ил. - 2.

Компьютерное решение задачи оценки показателей извлечения руды для месторождений с неравномерным оруденением.

Разработанная программа является основным инструментом для оценки эффективности принятых кондиций и параметров технологии добычи руды очистными выработками различной конфигурации. С использованием программы может производиться:

- оконтуривание рудного тела с использованием различных параметров кондиций;
- конструирование сечений очистных выработок с учетом изменения показателей извлечения руды.

Отличительной особенностью программы является возможность учета природной изменчивости содержания полезного компонента по мощности пласта и принимаемых показателей кондиций при оценке полноты и качества извлечения руды. Оценка производится как по единичным пересечениям, так и в целом по выбранному участку рудного тела. Формируемая база геологической и горно-технической информации позволяет осуществлять районирование участков шахтного поля по всем основным показателям извлечения полезного ископаемого. Программа реализуется при обосновании рациональных параметров отработки месторождений малой и средней мощности с неравномерным оруденением.

В процессе работы решаются следующие задачи:

- формируются базы данных результатов радиометрического опробования стенок выработок и кернов геологоразведочных скважин;
- выделяются контуры балансовой руды в краевых секциях пробы с содержанием полезного компонента равным или выше бортового;
- оценивается принадлежность прилегающих секций пробы с околотортовым содержанием к балансовой руде;
- определяется содержание полезного компонента в балансовой руде в зависимости от выемочной мощности и характер ее изменения по длине выработок;
- выбираются рациональные формы сечения выработок и размещение их относительно пласта в зависимости от характерных особенностей распределения полезного компонента по мощности;
- рассчитываются площади сечения и объемы выработок, показатели, характеризующие качество рудной массы и полноту извлечения.

1. Оконтуривание рудного тела.

Оконтуривание единичных рудных пересечений производится с целью разделения опробованного разреза на балансовые руды и вмещающие породы (рис. 1). Оконтуривание рудного тела может производиться:

- по бортовому содержанию полезного компонента в секциях пробы;
- по выемочной мощности с учетом минимального промышленного содержания полезного компонента.

Таблица 1
Исходные данные при оценке балансовых запасов руды

№ секций	Интервал, м	Содержание, %	№ секций	Интервал, м	Содержание, %	№ секций	Интервал, м	Содержание, %
1	0.1	0.87	13	0.1	4.32	25	0.1	2.02
2	0.1	1.26	14	0.1	1.96	26	0.1	1.76
3	0.1	1.51	15	0.1	2.04	27	0.1	1.63
4	0.1	1.63	16	0.1	2.38	28	0.1	1.50
5	0.1	1.81	17	0.1	1.92	29	0.1	1.32
6	0.1	1.69	18	0.1	1.88	30	0.1	1.18
7	0.1	3.54	19	0.1	1.64	31	0.1	0.87
8	0.1	8.56	20	0.1	1.48	32	0.1	0.64
9	0.1	10.62	21	0.1	1.32	33	0.1	1.52
10	0.1	6.63	22	0.1	1.52	34	0.1	1.68
11	0.1	4.56	23	0.1	1.76	35	0.1	0.98
12	0.1	5.64	24	0.1	1.84	36	0.1	1.12

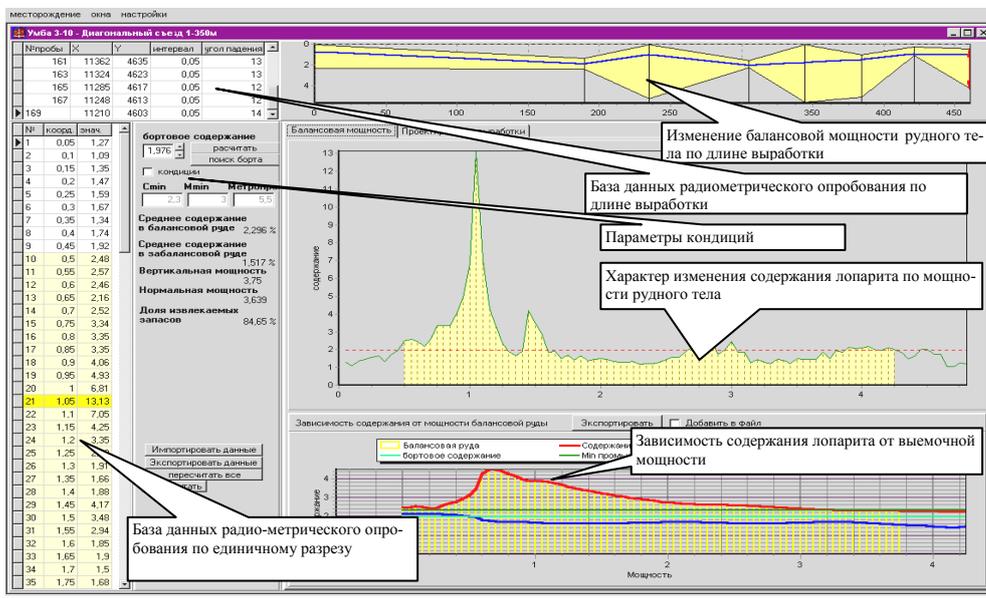
При существовании нескольких вариантов проведения контура балансовых руд, обусловленных колебаниями содержания полезного компонента в секциях на небольшие величины от бортового содержания, программа позволяет выбрать рациональный следующим образом:

- выделяются балансовые руды с содержанием полезного компонента в краевых секциях равным или больше бортового. В контур балансовых руд не включаются интервалы с содержанием меньше бортового;
- на основании расчета определяется принадлежность прилегающих секций, имею-

щих околоторное содержание, к балансовым рудам. Если прилегающие секции пробы имеют содержание полезного компонента больше бортового, то они относятся к балансовым и контур рудного тела в этом случае уточняется. Мощность рудного тела в опробуемом сечении увеличивается при условии, если метропроцент не ниже минимально-промышленного, установленного кондициями.

Пример компьютерного решения задачи

Рис. 1. Общий вид интерфейса программы при определении контура рудного тела



о контурирования рудного тела редкометалльного месторождения приведен в таблице. Исходные условия при расчете: бортовое содержание лопарита - 1.5 %, минимальный метро процент - 2.15.

На первом этапе расчета контур балансовой руды ограничивается секциями 3÷19. Среднее содержание полезного компонента в балансовой руде (секции 3-19) составляет: $62.33/17 = 3,67\%$.

Балансовая принадлежность секций 20÷28 и 29÷34 определяется на втором этапе расчета. Среднее содержание полезного компонента в прилегающих секциях 20-28 составляет: $14.83/9 = 1.65\%$ т.е. больше бортового. Содержание полезного компонента в балансовой руде с учетом секций 20-28 будет равно: $77.26/26 = 2.97\%$.

Среднее содержание полезного компонента в прилегающих секциях 29-34 составляет: $7.21/6 = 1.2\%$, т.е. меньше бортового и эти секции в контур балансовых запасов руд не включаются.

В результате расчетов при заданном бортовом содержании определяются:

- балансовая мощность рудного тела;
- содержание полезного компонента в

балансовой руде;

- расстояния от максимума оруденения до кровли и почвы рудного тела, необходимые для рационального размещения очистной выработки.

2. Конструирование сечений очистных выработок и определение показателей извлечение руды.

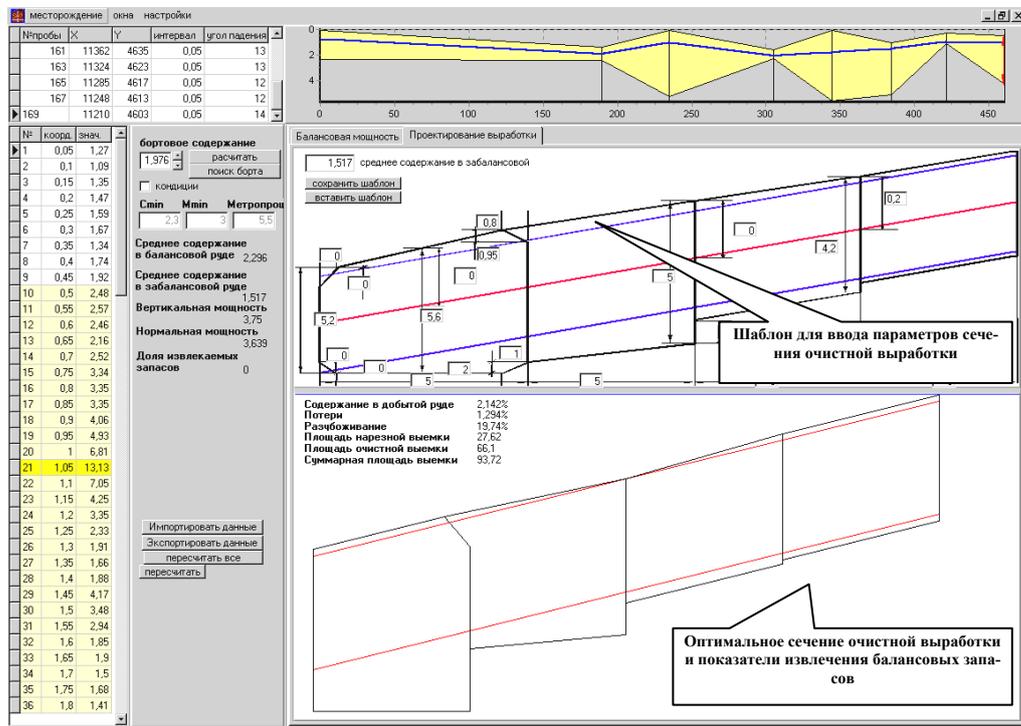
Процедура заключается в следующем (рис. 2):

- в зависимости от обоснованных на первом этапе параметров рудного тела, габаритов применяемого горного оборудования и паспортов буровзрывных работ создается коллекция шаблонов сечений подготовительных, нарезных и очистных выработок, являющихся элементами той или иной технологии отработки;

- для каждого опробованного разведочного пересечения в границах проектируемого к отработке участка подбирается шаблон, соответствующий принятым параметрам технологии и кондиций;

Рис. 2. Общий вид интерфейса программы при определении параметров сечений очистных выработок и показателей извлечения балансовых запасов руды

- с учетом характерных особенностей



распределения полезного компонента по мощности рудного тела конструируется вариант технологии, включающий установление рациональных форм сечений выработок и расположение их относительно рудного тела с целью достижения необходимых показателей потерь и разубоживания руды;

- для сконструированного варианта технологии рассчитываются площади сечения и объемы выработок, а также показатели, характеризующие качество добываемой рудной

массы и полноту извлечения запасов балансовой руды;

- на основании выполненных расчетов обосновываются оптимальная выемочная мощность, полнота и качество извлечения полезного ископаемого из недр, конструктивные параметры систем разработки для различных участков шахтного поля.

Методика реализуется при определении параметров технологии добычи руды на рудниках ОАО «ЛГК».

Коротко об авторах

Едигарьев В.Г. – кандидат технических наук,

Леонтьев А.А. – кандидат технических наук,

Горяев С.В. – инженер-программист,

Горный институт КНЦ РАН.



© С.Г. Лейзерович, А.Х. Усков,
В.Н. Ельников, 2005

УДК 622.272.4:622.691.24

С.Г. Лейзерович, А.Х. Усков, В.Н. Ельников

ТЕХНОЛОГИЯ ЗАПОЛНЕНИЯ БОЛЬШИХ ОБЪЕМОВ ПОДЗЕМНОГО ТЕХНОГЕННОГО ПРОСТРАНСТВА ОТХОДАМИ ОБОГАЩЕНИЯ

Семинар № 13

На шахте им. Губкина ОАО «Комбинат КМАруда» продолжается широко-масштабный эксперимент по заполнению отходами обогащения – хвостами обогатительных фабрик, подземных отработанных камер. В соответствии с разработанным технологическим регламентом в стадии заполнения одновременно находятся шесть камер опытного участка общим объемом. Пульпа с обогатительной фабрики подается в подземные камеры непрерывно с остановками на технологические

перерывы, связанные с производством массовых взрывов в шахте или планово-предупредительным ремонтами на фабрике. Средняя производительность размещения твердых хвостов составляет 12-15 тыс. т/мес., по подаваемой пульпе – 38-40 тыс. м³/мес.

Нижняя часть камер – откаточные выработки и бывшее днище камер заполнены твердым с частичным сливом отстоявшейся воды через сбросные отверстия перемычек.

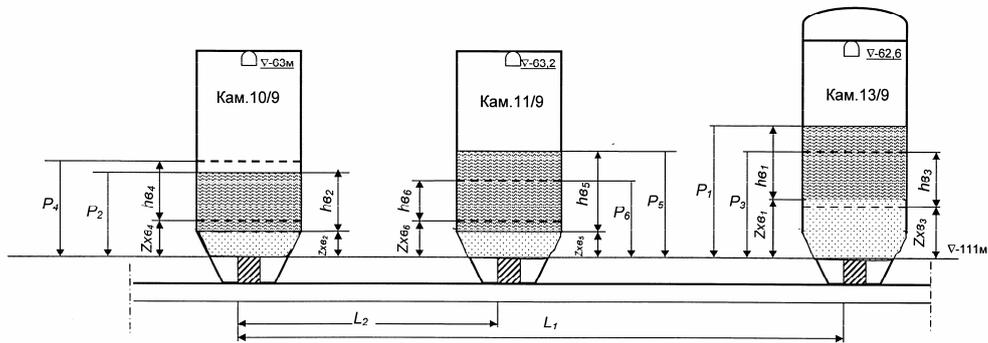


Рис. 1. Схема для расчета параметров перетоков из камер 13/9 и 11/9 в камеру 10/9

Периодическое наполнение той или иной камеры пульпой и твердыми хвостами приводит к образованию разных уровней в смежных камерах и как следствие – к перемещению значительных объемов пульпы по выработкам откаточного горизонта, особенно в начальный период заполнения вертикальной части камер. Зафиксировано, что перетоки пульпы происходят при определенных перепадах давлений между уровнями в камерах и величинах напряжений в нижних слоях уложенных хвостов. Изучение этих явлений является необходимым с точки зрения прогнозирования перетоков (их начала, окончания и ориентировочных объемов).

В общем случае напряжения в скелете хво-

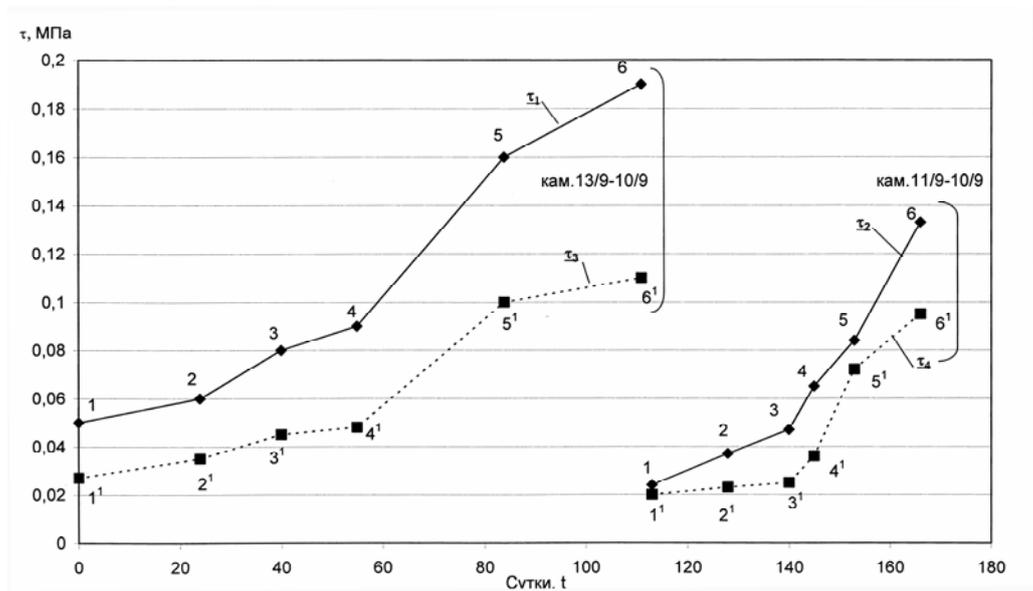
стов до перехода их в разжиженное состояние (перед перетоком) определяется разностью полных давлений ($P_i - P_{i+1}$) в камерах, между которыми осуществляется переток (рис. 1), где i – камера с большим давлением.

При перетоках из камеры 13/9 в камеру 10/9 шахты им. Губкина перепад давления определяется по формуле:

$$P_1 - P_2 = (\gamma_6 h_{e1} + \gamma_{x6} z_{xe1} - \gamma_6 h_{e2} - \gamma_{x6} z_{xe2}) \cdot 10^{-2} \text{ МПа}, \quad (1)$$

где h_{e1} и h_{e2} – соответственно высоты слоя воды над осевшими хвостами до перетока в рас-

Рис. 2. Зависимости величин сдвигающих напряжений в хвостах на моменты начала (1-6) и окончания (1'-6') перетоков из кам. 13/9 и 11/9 в камеру 10/9



рассматриваемых камерах, м; $z_{x\theta_1}$ и $z_{x\theta_2}$ – толщина слоя хвостов до перетока в этих же камерах, м; γ_w и γ_{xw} – плотность воды и влажных хвостов, т/м³.

Окончание перетоков для камер 13/9-10/9 характеризуется показателями:

$$P_3 - P_4 = (\gamma_w h_{e_3} + \gamma_{xw} z_{x\theta_3} - \gamma_w h_{e_4} - \gamma_{xw} z_{x\theta_4}) \cdot 10^{-2} \text{ МПа}, \quad (2)$$

где h_{e_3} и h_{e_4} – высота слоя воды в кам. 13/9 и 10/9 после окончания перетока, м; $z_{x\theta_3}$ и $z_{x\theta_4}$ – высота слоя хвостов в тех же камерах после перетока, м;

При перетоках из камеры 11/9 в 10/9 давления соответственно на начало и окончание перетока определяются (рис. 1):

$$P_5 - P_2 = (\gamma_w h_{e_5} + \gamma_{xw} z_{x\theta_5} - \gamma_w h_{e_2} - \gamma_{xw} z_{x\theta_2}) \cdot 10^{-2} \text{ МПа}, \quad (3)$$

$$P_6 - P_4 = (\gamma_w h_{e_6} + \gamma_{xw} z_{x\theta_6} - \gamma_w h_{e_4} - \gamma_{xw} z_{x\theta_4}) \cdot 10^{-2} \text{ МПа}, \quad (4)$$

Из экспериментальных замеров следует, что разница в давлениях в рассматриваемых камерах неуклонно возрастает по мере наполнения твердого в камере, как в моменты начала перетоков, так и в периоды их окончаний. Это объясняется увеличением общего сопротивления в системе камер. При перетоках из кам.13/9 в кам.10/9 длина пути хвостов с горизонтальным участком составляла $L_1 = 162,5 + z_{x\theta_1} + z_{x\theta_2}$; при перетоках из кам.11/9 в кам.10/9 $L_2 = 62,5 + z_{x\theta_5} + z_{x\theta_2}$.

Предельное напряженное состояние внешним сдвигающим усилиям и внутренним сопротивлением грунта сдвигу:

$$\tau = c + P_n \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа}, \quad (5)$$

где τ – сдвигающее усилие, МПа; c – сце-

пление, МПа; P_n – нормальное напряжение, соответствующее разнице давлений ($P_i - P_{i+1}$); φ – угол внутреннего трения хвостов.

Для несвязанных грунтов, а таковыми являются хвосты в моменты перетоков $c = 0$, тогда

$$\tau = P_n \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа}.$$

Для рассматриваемых перетоков на опытном участке будем иметь (на момент начала перетоков):

$$\tau_1 = c + (P_1 - P_2) \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа} - \text{ для камер}$$

13/9 -10/9;

$$\tau_2 = c + (P_5 - P_2) \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа} - \text{ для камер}$$

11/9-10/9.

(6)

На моменты окончания перетоков (соответственно):

$$\tau_3 = c + (P_3 - P_4) \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа};$$

$$\tau_4 = c + (P_6 - P_4) \operatorname{tg} \varphi, \text{ МПа} \quad (7)$$

Для обводненных хвостов, уплотненных до давления 0,3МПа, установлено по результатам лабораторных испытаний образцов, что $c = 0,02$ МПа, а угол внутреннего трения составляет 24°.

Производя расчеты по формулам (6-7) с учетом параметров перепадов давлений, оказалось возможным построить графики $\tau_i = f(t)$, т.е. изменение сдвигающих усилий при перетоках от временного фактора при сложившихся темпах заполнения кам.13/9 и 11/9, и перетоку в кам.10/9, причем количество дней между перетоками при построении графика принимается нарастающим (рис. 2).

Зависимости, приведенные на рис. 2, позволяют спрогнозировать уровень пульпы в наполняемой камере 11/9 к началу очередного перетока в кам.10/9.

Коротко об авторах

Лейзерович С.Г. – зав. лабораторией технологии подземных горных работ;

Усков А.Х. – ведущий научный сотрудник, кандидат технических наук,

ОАО «НИИКМА».

Ельников В.Н. – главный инженер, ОАО «Комбинат КМАруда».

© В.Н. Калмыков, Э.Ю. Мещеряков,

УДК 622.343:553.435

**В.Н. Калмыков, Э.Ю. Мещеряков, С.С. Носков,
В.А. Лапин**

**ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ СИТУАЦИИ
ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ В БОРТУ КАРЬЕРА
«МОЛОДЕЖНЫЙ»**

Семинар № 13

При производстве подземных горных работ в массиве борта карьера «Молодежный» (ОАО «Учалинский ГОК»), службой мониторинга горного давления с помощью прибора ГС – 01, регистрирующего процессы акустической эмиссии (АЭ) в горном массиве, был получен пороговый уровень АЭ, указывающий на высокую степень напряженности и вероятность возникновения удароопасной ситуации на участке секции № 1. Сопоставление даты проведения замеров АЭ со сроками отработки секции № 1 показало, что замеры были проведены на начальной стадии очистных работ при достигнутом очистными работами максимального пролета обнажения 15 м. После обрушения налегающих пород замеры АЭ на этом же участке показали невысокий уровень напряженности массива. В результате дальнейшего мониторинга горного давления участков с высоким уровнем активности АЭ службой наблюдения УГОКа установлено не было.

В связи с этим возникла необходимость выявления закономерностей формирования силовых полей в прибортовом массиве пород в процессе горных работ, и оценки степени вероятности горных ударов.

Основные запасы медноколчеданного месторождения «Молодежное», сосредоточенные в рудных телах № 1, 2, отработаны

открытыми горными работами. Рудное тело № 4 залегает на северо-западном фланге месторожде-

ния (рис. 1) и имеет вытянутую извилистую линзообразную форму пологого залегания и субмеридионального простирания. Максимальная длина залежи составляет 175 м, ширина – 30÷150 м, мощность - 2÷15 м. Глубина залегания рудного тела от 70 до 160 м.

В кровле рудного тела залегают кварцевые порфириды, туфы кварцевых порфиритов, крупнокварцевые дацитовые порфиры и их туфы. Интенсивность трещиноватости налегающих пород средняя. В подошве рудного тела расположены кварц-хлоритовые, кварц-серицитовые породы, которые являются продуктами околорудных гидротермальных изменений кварцевых липаритов и базальтовых порфиритов. Породы подошвы залежи расланцованы, трещиноватость выше средней.

Вскрытие рудного тела № 4 осуществлено штольной № 1, пройденной из карьера с отм. +336 м, и штольной № 2 (отм. +324 м). Из штольни №1 пройден разведочный орт в за-

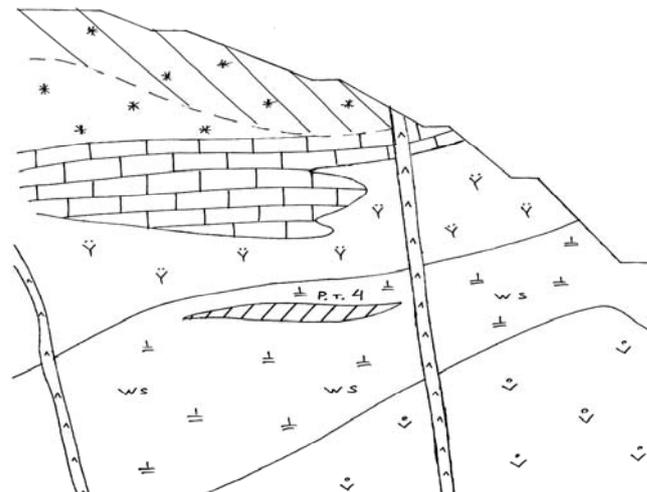


Рис. 1. Фрагмент геологического разреза № 25а месторождения «Молодежное»

Рис. 2. План гор. +340 м Молодежного рудника (по состоянию на 15.09.2004 г.)

падно-восточном направлении, из штольни №2 – вспомогательный автоуклон. Подготовка запасов северо-западного участка состоит в проведении в породах почвы рудного целика, делящего участок на две части, буродоставочного штрека №3 (БДШ-3). Нарезные работы заключаются в проведении из БДШ-3 девяти буродоставочных ортов (рис. 2.).

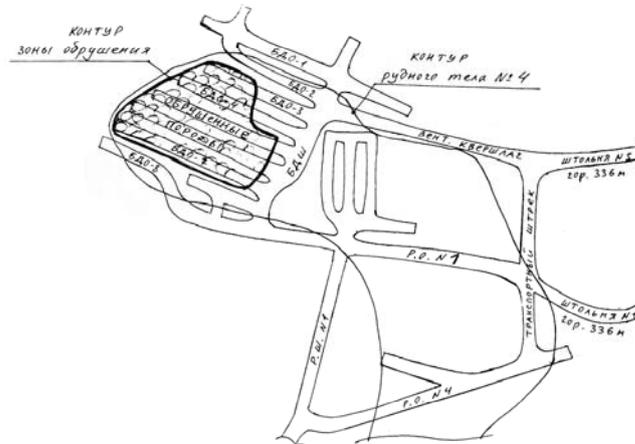
Для отработки северо-западной части рудного тела № 4 мощностью до 7-15 м проектом предусмотрена система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском рудной массы. Отработку юго-восточной части залежи мощностью 2-7 м и изменчивым углом падения 12-35° планируется осуществлять камерно-столбовой системой разработки.

Северо-западный участок выделяется особой горно-технической ситуацией – непосредственно над наиболее мощной частью рудного тела №4, отработываемой с обрушением руд и вмещающих пород, в карьере проходит капитальный транспортный съезд.

Учитывая то, что кровля залежи представлена достаточно прочными и устойчивыми породами проектом рекомендовано над выпускными выработками оставлять породную подушку и обрушение пород производить совместно с отбойкой руды.

Однако на практике стадию обрушения налегающих пород стараются отдалять, принудительное погашение породной консоли производится после выемки запасов на протяжении 10-15 м.

Исследования упругих свойств руд и пород месторожде-



ния «Молодежное», проведенные специалистами Уральского филиала ВНИМИ, показали, что по значениям коэффициента удароопасности Куд медная руда не склонна к динамическим формам проявления горного давления (средний Куд = 0,6), а дацитовый порфирит является удароопасным при среднем значении коэффициента Куд = 0,71.

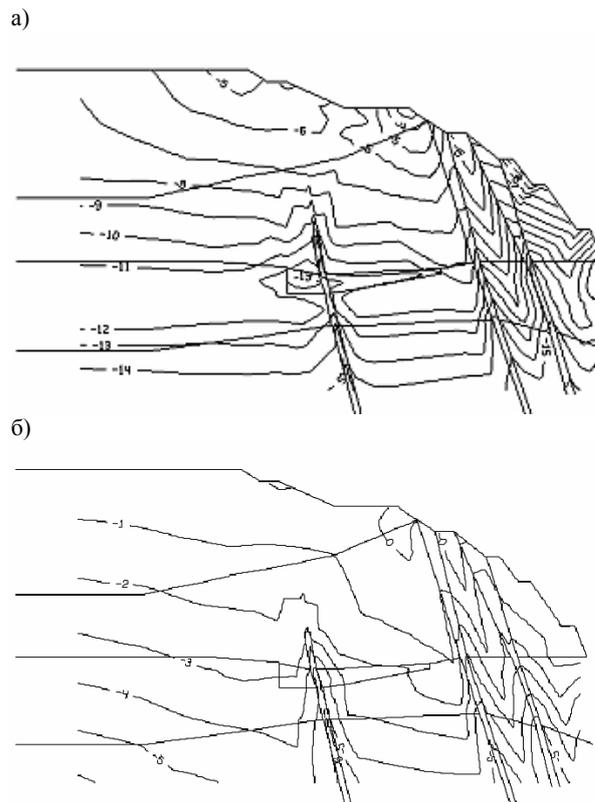


Рис. 3. Изолинии главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) в нетронутом массиве

Рис. 4. Изолинии главных напряжений σ_1 на стадиях формирования очистного пространства шириной 15 м (а) и обрушения налегающих пород (б)

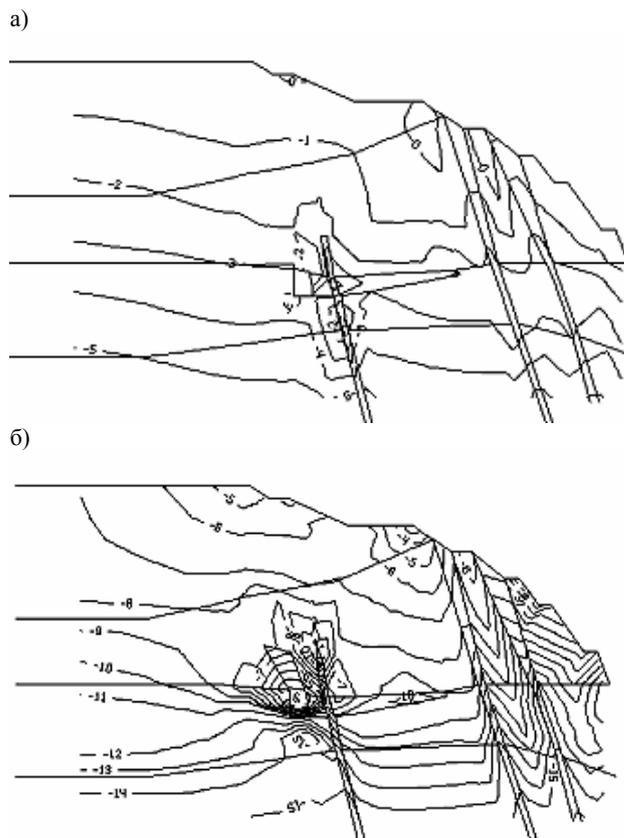
С целью оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) и степени удароопасности массива месторождения «Молодежное» были проведены натурные замеры напряжений методом щелевой разгрузки в подземных выработках горизонта +340 м одноименного рудника на различных участках и стадиях очистных работ.

Наибольшие значения напряжений $\sigma_{\text{верт}} = 10,17$ МПа и $\sigma_{\text{гориз}} = 7,96$ МПа зафиксированы в районе буро-доставочного орта № 3 (БДО-3) на стадии завершения выемки запасов секции № 1 (см. рис. 2). Проведенными в то же время замерами напряжений в щелике между БДО-2 и БДШ-3 установлены значения $\sigma_{\text{верт}} = 7,5$ МПа и $\sigma_{\text{гориз}} = 5,05$ МПа. Замерами напряжений в БДО-8 на стадии развития очистных работ в секции № 2 получены еще более низкие $\sigma_{\text{верт}} = 3,25$ МПа и $\sigma_{\text{гориз}} = 2,13$ МПа.

В целом небольшие величины действующих напряжений можно объяснить проведением замеров на стадиях широкого развития очистных работ, при сформировавшейся зоне обрушения налегающих пород в результате выемки запасов секции № 1, и вследствие этого характеризующихся разгруженностью массива от сжимающих напряжений.

Для прогнозирования НДС массива методом конечных элементов с помощью программного комплекса «FEM» (ИГД УрО РАН) были разработаны математические модели, отражающие стадии развития горных работ при выемке запасов рудного тела № 4 месторождения «Молодежное».

В результате моделирования НДС нетронутого подземными горными работами массива месторождения установлено, что одними из основных факторов, определяющих геомеханическую ситуацию на данном участке (рис. 3) являются карьерное пространство и субверти-



кальные диабазовые дайки, наличие которых приводит к неравномерному распределению напряжений. Наличие карьерного пространства выражается в разгрузке верхней части прибортового массива от сжимающих напряжений, особенно по минимальной компоненте σ_2 (рис. 3б). Зона концентрации главных напряжений σ_1 и σ_2 имеет место на сопряжении прибортового массива и дна карьера (см. рис. 3). Присутствие даек, представленных более упругими диабазами, в прикарьерном массиве приводит к концентрации сжимающих напряжений в контурах даек. Разница в значениях упругих свойств вмещающих пород и руды определяет незначительную концентрацию и повышение (до 13 МПа) главных сжимающих напряжений σ_1 в массиве прикровельных пород и руде (см. рис. 3а).

Стадия образования камеры пролетом 15 м до погашения породной потолочины (рис. 4а) характеризуется зонами концентрации сжимающих главных напряжений σ_1 в кровле камеры (до 15 МПа) и в подстилающих породах (до 18 МПа). Наличие диабазовой дайки на

Рис. 5. Изолинии главных напряжений σ_1 (а) и σ_2 (б) на момент завершения горных работ на северо-западном участке месторождения

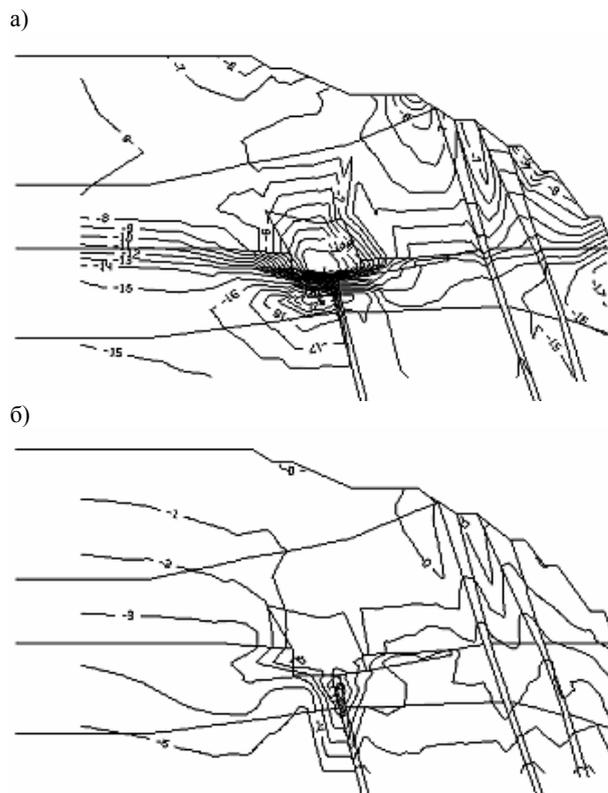
данном участке способствует концентрации сжимающих напряжений на промежутке между дайкой и очистной камерой (см. рис. 4а).

Принудительное погашение породной потолочины и образование зоны обрушения над выработанным пространством приводит к разгрузке данного участка, максимальные сжимающие напряжения σ_1 вблизи выработанного пространства понижаются до 3–8 МПа, наиболее высокие (до 15 МПа) значения напряжений сохраняются лишь в подстилающих породах (рис. 4б).

На момент окончания горных работ на северо-западном участке вблизи контура зоны обрушения сохраняются невысокие значения главных напряжений σ_1 до 4–9 МПа, на уровне почвы рудного тела наблюдается зона концентрации сжимающих напряжений до 9–15 МПа, и ближе к контакту метасоматитов с порфиритами отмечается зона максимальных главных напряжений $\sigma_1 = 16 - 22$ МПа (рис. 5а). Последняя зона концентрации сжимающих напряжений, очевидно, спровоцирована отработкой запасов рудного тела № 4 и приурочена к контакту метасоматических пород с порфиритами (см. рис. 5а). Уровень максимальных напряжений на юго-восточном участке рудной залежи, планируемом к отработке в дальнейшем камерно-столбовой системой, составляет $\sigma_1 = 9 - 13$ МПа.

Анализ изолиний минимальных напряжений σ_2 (см. рис. 5) показал, что при отработке участка залежи № 4 системой с обрушением руд и пород создаются условия для развития зоны обрушения в сторону карьерного пространства, что, в целом, благоприятно с двух точек зрения:

- обеспечивается сохранение карьерного съезда, расположенного непосредственно над залежью на расстоянии по вертикали 110 м.;



- разгружается юго-восточный участок залежи, отработка которого будет производиться камерно-столбовой системой разработки.

Результаты натурных замеров напряжений ($\sigma_{\text{верт}} = 3 \div 10$ МПа и $\sigma_{\text{гориз}} = 2 \div 8$ МПа) имеют удовлетворительную сходимость с результатами математического моделирования напряженно-деформированного состояния массива на стадии завершения отработки опытного участка, значения напряжений в руде и вмещающих породах $\sigma_1 = 6 \div 14$ МПа и $\sigma_2 = 2 \div 4$ МПа.

Проведенные комплексные исследования напряженно-деформированного состояния массива месторождения «Молодежное» показали, что в породах непосредственной кровли и рудном массиве вследствие особенностей морфологии и разницы в физико-механических характеристиках руд и пород формируются локальные зоны повышенных сжимающих напряжений, обусловленные совместным действием гравитационных и тектонических сил. Первоочередная выемка руд и образование в секции № 1 протяженного (длиной около 15 м) очистного пространства привела к возникновению напряжений в зоне опорного давления по

величине достаточных для нарушения связей по поверхностям растяжения и скола, образованным на ранних этапах формирования медноколчеданных месторождений. Результаты проведенного на этой стадии горных работ мониторинга горного давления, характеризующиеся высокой активностью акустической эмиссии на участке массива, свидетельствовали не о создании удароопасной ситуации, а

лишь указывали на активизацию развития генетических трещин растяжения и скола в зоне опорного давления. Одной из причин формирования зон повышенного опорного давления на начальной стадии очистных работ в секции № 1 явилось несоблюдение технологических рекомендаций, согласно которым обрушение пород должно производиться совместно с отбойкой руды.

Коротко об авторах

Калмыков Вячеслав Николаевич – зав. кафедрой, доктор технических наук, профессор,

Мецераков Эдуард Юрьевич – доцент, кандидат технических наук;

Лалин Вячеслав Александрович – доцент, кандидат технических наук,

Носков Сергей Сергеевич – аспирант,

кафедра «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова.



© А.И. Федоренко, 2005

УДК 622.831

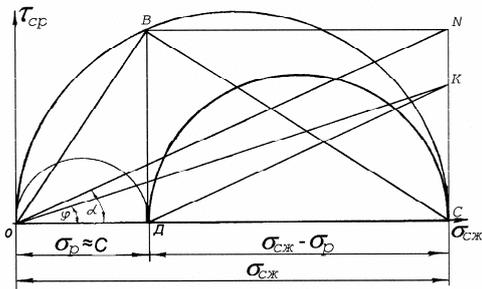
А.И. Федоренко

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Семинар № 13

С физической точки зрения устойчивость приконтурного массива выработанного пространства определяется величинами деформации и условиями разрушения пород в приконтурной части. В свою очередь, характер процессов деформирования и разрушения пород обуславливается соотношением, с одной стороны, действующих в массиве напряжений и их перераспределением в результате тектонических процессов и ведения горных работ, и с другой стороны, деформационно-прочностных свойств горных пород и руд и их изменением под действием тех или иных факторов.

Образование выработанных пространств при ведении горных работ физически означает, прежде всего, образование полости в массиве, находящегося в некотором напряженно-деформированном состоянии под действием сил тектонического происхождения и гравитации. Это вызывает практически мгновенное перераспределение напряжений в приконтурной части массива и его деформирование. Причем меняется не только величина действующих напряжений, но и их направление. Так, например, вне зоны влияния очистных работ для условий Абаканского, Таштагольского и Шерегешского месторождений максимальные горизонтальные составляющие напряжений на-



правлены по простиранию рудной залежи и имеют величины 3,5 γН, 3 γН и 2,6 γН соответственно, а в зоне влияния очистных работ максимальные горизонтальные напряжения направлены вкост простирания рудной залежи и имеют величины 5 γН, 5 γН, 5,2 γН. При проведении горных выработок, расположенных как в зоне влияния очистных работ, так и вне зоны приконтурный массив также характеризуется новыми напряжениями по сравнению с напряжением до проведения горной выработки. Это состояние массива пород в области влияния горной выработки может быть охарактеризовано полями напряжений, деформаций и перемещений. Параметры этих полей зависят от совокупного действия многих взаимосвязанных факторов.

В настоящее время существует ряд методических положений по расчету устойчивости горных выработок. Анализ их показывает, что в основном критерий устойчивости оценивают на основе или смещения пород, или отношения предела прочности пород на одноосное сжатие к действующему напряжению, или трещиноватости массива [1-3].

Представляет интерес развитие напряженно-деформированного состояния в приконтурном массиве не только с позиции статики равновесных систем, но и динамики разрушения и неупругого деформирования горных пород, окружающего выработанное пространство.

Как известно, для разрушения необходимо наличие разницы в напряжениях по различным направлениям, а не гидростатическое напряженно-деформированное состояние. На образцах установлено, что при сжатии разрушение происходит обычно по плоскостям сдвига. Разрушение наступает, когда одно из касательных напряжений превзойдет некоторую величину, характерную для данной горной породы.

По теории Мора скальвающие (срезающие) напряжения равны.

$$\tau_{ср} = 0,5\sigma_n \sin 2\alpha, \quad (1)$$

где σ_n – нормальное сжимающее напряжение; α – угол скола (среза).

Однако изменчивость состояния коренных горных пород, возникающая в результате их существования как элементов динамично развивающихся геосистем и невозможность проведения многократных испытаний с разрушением одного и того же образца приводит к противоречивым неоднозначным результатам. В первую очередь это касается горных пород, испытавших тектоническое воздействие, приводящее к развитию трещиноватости, изменению их первоначального минерального состава и структурно-текстурных особенностей.

Согласно зависимости Кулона касательные напряжения равны:

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + C, \quad (2)$$

где φ – угол внутреннего трения; C – сцепление горных пород.

Через отношение касательных и нормальных напряжений определяет угол скола (α):

$$\alpha = \tau / \sigma_n \quad (3)$$

Определение углов φ и α должно производиться исходя, из разрушающего напряжения сжатия ($\sigma_{сж}$), которое включает в себя разрушающее напряжение растяжения (σ_p) как напряжение сцепления, действующее при сжатии.

Для определения основных прочностных характеристик при помощи кругов Мора откладываем на оси нормальных напряжений вправо от начала координат нормальные разрушающие напряжения растяжения (σ_p) и сжатия ($\sigma_{сж}$) (рисунок). Радиусами $\sigma_p/2$, $\sigma_{сж}/2$ и $(\sigma_{сж} - \sigma_p)/2$ строим полуокружности. Перпендикуляр, восстановленный из точки касания полуокружностей, построенных на радиусах $\sigma_p/2$ и $(\sigma_{сж} - \sigma_p)/2$, дает значение касательного напряжения (τ) испытываемой горной породы. Аналогичным образом для определения угла скола (α) необходимо полученное значение τ (прямая ВД) вынести на пересечение окружности, построенной на диаметре $\sigma_{сж}$, с осью абсцисс (прямая NC) и точку M соединить с началом координат (точка O). Угол, образованный между осью нормальных напряжения и прямой ON, будет являться углом скола (сдвига) α .

Для определения угла внутреннего трения φ из точки D проводят прямую, параллельную ON, до пересечения с отрезком NC. Получим

отрезок НК и КС, прямо пропорциональные соответственно напряжениям σ_p и $(\sigma_{сж}-\sigma_p)$. Соединим точку К с точкой О, получим отрезок ОК. Угол, образованный между отрезком ОК и осью абсцисс, дает значение угла внутреннего трения φ , действующего при сдвиге.

Касательное разрушающее напряжение τ определяется из подобных треугольников ОВД и ВДС:

$$\tau = \sqrt{(\sigma_{сж} - \sigma_p) \sigma_p} \quad (4)$$

По сути своей напряжение растяжения σ_p соответствует напряжению сцепления С горных пород, а разность напряжений $(\sigma_{сж}-\sigma_p)$ дает напряжение внутреннего трения при основном сжатии.

Установленный таким образом угол скола равен около 170 и условие предельного равновесия согласно выражению (1) равно:

$$\tau = 0,27\sigma_n = \tau_{cp} \quad (5)$$

Оценку напряженного состояния приконтурного массива в зоне разгрузки можно проинвестировать, используя положения теорий упругости и пластичности.

По теории пластичности следует, что в зоне разгрузки величина срезающего напряжения постоянна и равна:

$$\tau_{cp} = 0,5 \left(\frac{a}{c} \right)^2 \sigma_n \sin 2\alpha, \quad (6)$$

где a - радиус окружности, на внешность которой отображается выработанное пространство [4]; c - радиус зоны разгрузки.

Численная величина $\frac{a}{c}$ является безразмерным параметром, отражающим характер распределения напряжений в приконтурном массиве конкретных горно-геологических условий.

Расчетами установлено, что максимум опорного давления для рудников Горной Шории и Хакасии находится примерно на расстоянии половины наибольшего размера выработки. При ширине откаточных выработок 3÷3,5 зона разгрузки достигает в среднем 3,0 м,

а безразмерный параметр $\frac{a}{c} = 0,6$. Практический интерес представляет значение $\frac{a}{c}$, соответствующие предельному радиусу

Определение основных прочностных характеристик пород

су разгрузки, при котором на контуре незакрепленной выработки возникают предельные срезающие напряжения. Предельный радиус зоны разгрузки имеет тот физический смысл, что если максимум опорного давления будет находиться от центра выработки на расстоянии меньше величины предельного радиуса, то на контуре будут увеличиваться упругие напряжения или будет происходить нарушение приконтурного массива. Расчеты, выполненные для условий Таштагольского рудника показывают, что предельная величина параметра a/c равна 0,6.

Зная предельную величину разгруженной зоны и предел прочности массива можно определить критическую величину смещения контура выработки из выражения (6):

$$\Delta a = \frac{(1 + \mu) \tau_{cp} c^2}{E a} \quad (7)$$

Преобразуя выражение (7), разделив обе части равенства на a , получим:

$$\frac{\Delta a}{a} = \frac{(1 + \mu) \tau_{cp}}{E} \left(\frac{c}{a} \right), \quad (8)$$

где μ - коэффициент Пуассона; E - модуль Юнга; Δa - абсолютное смещение контура выработки.

Из выражения (8) фактическое смещение контура выработки Δa_ϕ равно:

$$\Delta a_\phi = \frac{(1 + \mu) \tau_{cp}}{E} a \left(\frac{c}{a} \right)_\phi^2 \quad (9)$$

Фактический параметр $\left(\frac{c}{a} \right)_\phi$ изменяется в зависимости от прочностных свойств массива, концентрации напряжений на контуре выработки и глубины ее расположения. Эта зависимость выражается формулой:

$$\left(\frac{c}{a} \right)_\phi = \sqrt{\frac{\tau_{cp}}{\tau}} = \sqrt{\frac{K\gamma H}{\tau}}, \quad (10)$$

где K - коэффициент концентрации напряжений; γ - объемный вес горных пород; H - глубина заложения выработки.

С увеличением глубины заложения выработки, при прочих равных условиях параметр

$\left(\frac{c}{a}\right)_\phi$ увеличивается, что соответствует увеличению зоны разгрузки при одном и том же сечении выработки.

Предельное состояние на контуре выработки наступает при:

$$\tau \cdot c_2 = \tau_{cp} \cdot a_2 \quad (11)$$

Из выражения (11) безразмерный параметр $\left(\frac{a}{c}\right)$, принимаемый за коэффициент устойчивости (K_y), равен:

$$\frac{a}{c} = K_y = \sqrt{\frac{\tau}{\tau_{cp}}} \quad (12)$$

При этом коэффициент устойчивости можно определить как в любой точке контура, (кровля и бока выработки), так и в области перехода зоны упругих и неупругих деформаций.

Из выражения (12) следует, что при $K_y > 1$ в любой точке выработки разрушающие

деформации отсутствуют и выработка будет находиться в устойчивом состоянии. Если $K_y < 1$, то в зависимости от численного параметра коэффициента устойчивости выработка будет находиться в той или иной степени устойчивости. Как было показано ранее, потеря устойчивости начинается при $\frac{a}{c} < 0,6$,

так как в приконтурном массиве могут возникать разрушающие пластические деформации и возможны вывалы кусков и обрушение выработок.

Необходимо отметить, что таким образом можно оценивать устойчивость горизонтальных, вертикальных и очистных выработок.

Кроме того, из выражения (11) можно ориентировочно определять предельно устойчивые размеры выработок.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Глушко В.Г., Долина А.А., Розовский М.И. Устойчивость горных выработок (математическое описание). - Киев: Наукова Думка, - 1973. - 206 с.
2. Каспарьян Э.В. Устойчивость горных выработок в скальных породах. - Л.: Наука, -1985. - 206 с.
3. Булычев Н.С., Фотиева Н.А. Об оценке устойчивости пород вокруг горных выработок в поле тектонических напряжений. - В. кн.: Устойчивость и крепление гор-

ных выработок. Межвуз. сб., вып. 5. - Л.: ЛГИ, 1978. - 10-15 с.
4. Мухелишвили Н.Н. Некоторые основные задачи математической теории упругости. - М.: Наука, 1966. - 170 с.
5. Айзаксон Э. Давление горных пород в шахтах. Госгортехиздат, 1961. - 176 с.

Коротко об авторах

Федоренко А.И. – СибГИУ.



© А.А. Юров, 2005

УДК 622.272

А.А. Юров

ПОРЯДОК ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ПОКАЗАТЕЛИ

ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖДАНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Семинар № 13

Поскольку руда с повышенным содержанием полезного компонента приурочена к лежащему боку, для нас, прежде всего, представляют интерес параметры подэтажного обрушения и показатели извлечения в процессе торцевого выпуска в этой зоне. В качестве конкурентоспособных технологических решений рассматривали варианты системы подэтажного принудительного обрушения, предусматривающие штрековую или ортовую подготовку к очистной выемке, а также их комбинацию. Выбор рациональной технологии осуществлялся с использованием физического и компьютерного моделирования.

В процессе проведения экспериментов учитывали, что ширина зоны с повышенным содержанием полезного компонента изменяется в пределах 2-4 метров. При штрековой подготовке практически вся богатая руда попадает в зону влияния крайнего пологого штрека, расположенного во вмещающих породах лежащего бока. На рис. 1 представлена модель, после за-

полнения которой в порядке, соответствующем натурному распределению полезного компонента и горнотехническим условиям разработки проводили выпуск с определением показателей извлечения руды.

На первом этапе объем дозы составлял 750т в пересчете на натуру. В дальнейшем объем выпуска изменяли, учитывая разубоживание в дозе. Процесс выпуска рудной массы прекращали, когда разубоживание в дозе составляло 80 %. Снижение объема дозы выпуска позволяло повысить точность измерений.

Расчеты производили в кубических метрах и тоннах. При этом отдельно учитывали объем подстилающих пород, объем богатой и бедной руды, а также объем налегающих пород. В результате расчетов определяли потери, разубоживание и коэффициент добычи по каждому блоку в отдельности, и по всей обрабатываемой модели в целом.

Таблица 1
Показатели выпуска рудной массы в обычном режиме

Количество руды в блоке - 24820 м³

Номер опыта суммарная таблица с 1 по 20 блок

№ п/п дозы	Объем, м ³	Объем чистой руды, м ³	Начало разубоживания	Объем Породы, м ³	Потери, (П) дол.ед.	Разубоживание (Р), дол.ед.	Коэф. доб. Кд, дол.ед.
1	4825	4825		0	0,806	0	0,19
2	4835	4740,7	X	94,3	0,615	0,01	0,39
3	4650	3751		899	0,463	0,069	0,58
4	4670	2881		1789	0,347	0,147	0,76
5	4117	1860		2257	0,272	0,218	0,93
6	2390	783		1607	0,241	0,261	1,03
7	1950	535		1415	0,219	0,294	1,11
8	1515	386		1129	0,204	0,317	1,17
9	1035	236		799	0,194	0,333	1,21
10	555	100		455	0,19	0,342	1,23
11	340	46		294	0,188	0,348	1,24
Итого:	30882	20143,7		10738,3			

Таблица 2

Показатели торцевого выпуска руды при формировании крупнофракционной зоны в нижней части блока

Количество руды в блоке: 24800 м³

Крупной фр. в блоке: 8000 м³

Номер отработываемого блока. Сумма с 1 по 20. Номер эксперимента 3

№ п/п дозы	Объем, м ³	Объем чистой руды, м ³	Объем круп. фракции, м ³	Начало разубоживания	Объем породы м ³	Потери, (П) дол.ед.	Разубоживание (Р), дол.ед.	Кэф. доб. Кд, дол.ед.
1	5000	5000	703		0	0,798	0	0,2
2	5000	5000	1172		0	0,597	0	0,4
3	2750	2368	2364	X	382	0,501	0,03	0,51
4	5000	3437	1197		1563	0,363	0,11	0,72
5	4000	2412	577		1588	0,265	0,162	0,88
6	3500	1490	506		2010	0,205	0,22	1,02
7	2000	537	317		1463	0,184	0,257	1,1
8	1000	187	73		813	0,176	0,277	1,14
Итого:	28250	20431	6909		7819			

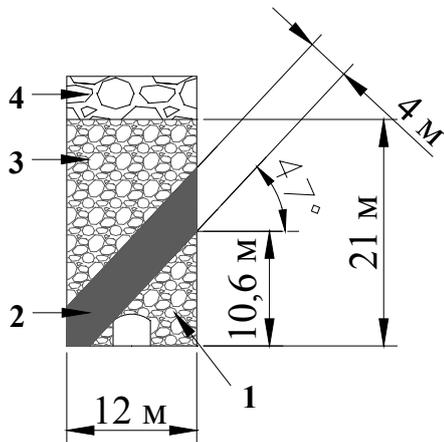


Рис. 1. Схематическое изображение модели при штрековой подготовке подэтажа:

1 – зона вмещающих пород лежащего бока; 2 – зона богатой руды; 3 – зона рядовой руды; 4 – обрушенные породы

Результаты экспериментов по этому технологическому варианту представлены в табл. 1 и на рис. 2.

На рис. 3 представлена схема моделирования торцевого выпуска при ортовой подготовке подэтажа. Условия и порядок выпуска аналогичны условиям отработки предыдущей модели. Результаты эксперимента приведены в табл. 2. и рис. 4.

Анализ результатов экспериментов показывает, что показатели извлечения руды по

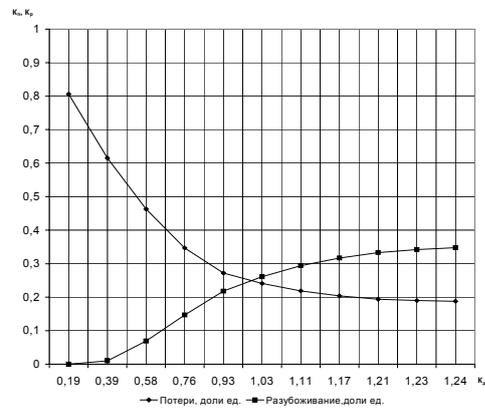


Рис. 2. Изменение уровня потерь и разубоживания в зависимости от объема выпуска рудной массы

варианту, предусматривающему ортовую схему подготовки выше, чем при штрековой. При этом количество полезного компонента извлеченного в процессе выпуска рудной массы по мере понижения очистных работ возрастает на 12 %.

Таким образом можно констатировать, что при разработке Ждановского месторождения полиметаллических руд целесообразно применять технологию подэтажного обрушения с ортовой подготовкой, осуществляя очистную выемку в порядке, предусматривающем развитие горных работ от лежащего бока к висячему.

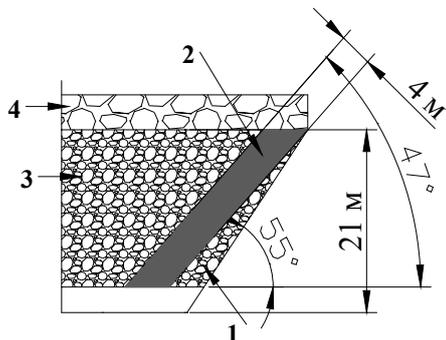


Рис. 3. Схематическое изображение модели при ортовой подготовке подэтажа:
1 – зона вмещающих пород лежачего бока; 2 – зона богатой руды; 3 – зона рядовой руды; 4 – обрушенные породы

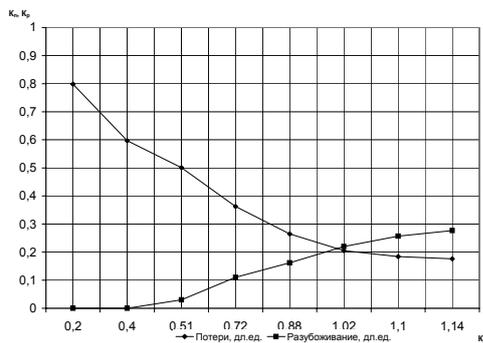


Рис. 4. Изменение уровня потерь и разубоживания в зависимости от объема выпуска рудной массы

Коротко об авторах

Юров А.А. – комбинат «Печенганикель».

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ
ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
ЧИТИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
ДЕРЯБИНА Надежда Анатольевна	Извлечение мелкого золота с применением адгезионно-масляной сепарации	25.00.13	к.т.н.
ШУМИЛОВА Лидия Владимировна	Научное обоснование и разработка технологии кучного выщелачивания золота из бедных руд и техногенных отходов Дарасунского рудного поля (Восточное Забайкалье)	25.00.13	к.т.н.



