



ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015

МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ,
АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

ЭЛЕКТРОННЫЙ СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ СТУДЕНТОВ,
АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ
«ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015»,
ПОСВЯЩЕННОЙ 70-ЛЕТИЮ ВЕЛИКОЙ ПОБЕДЫ

КРАСНОЯРСК, СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

15-25 АПРЕЛЯ 2015 Г.

Министерство образования и науки Российской Федерации
ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет»

Сборник материалов
Международной конференции студентов,
аспирантов и молодых ученых
«Перспектив Свободный-2015»,
посвященной 70-летию Великой Победы

Красноярск, Сибирский федеральный университет, 15-25 апреля 2015 г.

Красноярск, 2015.

«Подземные горные работы»



ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015

МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ, АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

Красноярск, Сибирский федеральный университет, 15-25 апреля 2015 г.

ВЛИЯНИЕ СИТУАЦИОННЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ НА РАБОТУ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН

Бригида В. С.,

научный руководитель д-р техн. наук Анушенков А. Н.

Сибирский федеральный университет

Ведение. С увеличением глубины разработки, угольных пластов и возрастающих нагрузок на очистные забои, все большую сдерживающую роль играет «газовый фактор». Применение дегазации на угольных шахтах является наиболее эффективным средством позволяющим снизить его влияние. В то же время вопросам ее совершенствования уделяется недостаточное внимание. Показатели эффективности применения способов дегазации, которые указаны в отраслевых документах, не всегда достигаются на практике.

Под влиянием подработки породных консолей происходит изменение напряженно-деформированного состояния массива горных пород вмещающего дегазационную скважину. Если значения напряжений превышают несущую способность системы «массив-обсадная труба» происходит деформирование стенок и стволов скважин. Это существенно сокращает их срок службы, и может быть причиной выхода из строя. Кроме того, в результате частичной подработки, происходит нарушение эксплуатационного состояния скважины под действием срезающих усилий в области полных сдвижений. Оно проявляется в недостаточной проходимости канала ствола, сопровождающейся активизацией подсосов воздуха, обуславливающих потерю разряжения и снижение концентрации метана в извлекаемой смеси. Вследствие этого большие объемы газозооушной смеси с низкой концентрацией метана, попадая в дегазационные трубопроводы, не достаточно способствуют снижению метанообильности выемочного участка и создают угрозу безопасности горнорабочих.

Постановка задачи. Причина нерешенности данной проблемы – недостаточная изученность геомеханических условий, обусловленных очистной выемкой, приводящих к нарушению в работе подрабатываемых дегазационных скважин.

Полученные результаты. Исследование выполняли в условиях 18-й восточная лава пласта m_3 ПАО «Шахта им. А. Ф. Засядько». [1-2] Глубина ведения работ 1300 м, система разработки - длинным столбом по простиранию. Пласт пологий, имеет мощность 1,35-1,55 м, угол падения 6° . Длина лавы – 305 м, протяженность столба – 1100 м. При его отработке осуществлялась дегазация вмещающего угленородного массива подземными скважинами (табл. 1).

Таблица 1.

| Показатели | Тип скважин | | | |
|-----------------------------------|-------------|-----|-----|-----|
| | №1 | №2 | №4 | №3 |
| Длина скважины, м | 120 | 120 | 120 | 120 |
| Угол подъема (β), град | 40 | 60 | 60 | 40 |
| Угол разворота (γ), град | 0 | 300 | 60 | 35 |
| Диаметр скважины, мм | 132 | 132 | 132 | 132 |
| Глубина герметизации, м | 15 | 15 | 15 | 15 |



Для определения влияния изменения геомеханических условий на динамику концентрации метана в подземные скважины определялись их группы, отражающие типичное поведение скважин данного типа – эталонная «базовая». В каждой группе скважин определялась «обобщенная линия тренда» отражающая характер изменения концентрации метана от расстояния до лавы для скважин, находившихся на различных пикетах, но имеющих одинаковые параметры заложения.

Определив общие спады (локальные минимумы концентрации метана) линии тренда «исследуемой группы» можно косвенно определить наличие характерных зон пригрузки (разгрузки) горного давления. В случае совпадения расстояния от проекций минимумов концентрации метана до линии очистного забоя для более 2-х типов скважин можно утверждать, что их появление является следствием влияния одного и того же фактора. Если при этом совпадут параметры «обобщенной линии тренда» «базовых групп» скважин разных типов – работа скважин слабо зависит от параметров их пространственной ориентации или действие опорного давления для них одинаково.

В «исследуемые» группы подбирались скважины обобщенная линия тренда, которых ограничивала меньшую площадь, чем кривая «базовой» группы. Для скважин типа №4 в такую группу попали 38% (8 штук из 21) от общего количества рассматриваемых пикетов, в которых они присутствуют. Для скважин типа №3 – 29% (6 штук из 21). Для скважин типа №2 – 45% (5 штук из 11). Для скважин типа №1 – 40% (4 штук из 10). Анализируя проекции локальных минимумов в вышеперечисленных типах скважин, были выделены их размеры и граничные значения расстояний от них до линии очистного забоя характеризующие их зональность (зоны распространения).

Было выявлено, что локальные спады концентрации метана характерны для всех типов скважин, а их проявление имеет место на следующих расстояний от лавы: 1-й от -40 до -35 м; 2-й от -26 до -19 м; 3-й от -11 до -5 м; 4-й от 23 до 27 м.

Первый и второй спады имеют протяженность 5 м и вызваны действием опорного давления. Параметры третьего и четвертого минимума резко отличаются наличием существенных отклонений от среднего значения. Для четвертого спада это можно объяснить тем, что позади лавы играет разрушение большей части стволов скважин вызваны активизацией явления зональной дезинтеграции и ростом деформаций подрабатываемых пород.

Наиболее интересно существование различий в параметрах третьего спада, находящегося в непосредственной близости от линии очистного забоя.

Причиной этого - различие углов разворота и подъема каждого типа скважин обуславливающих их естественную устойчивость. Главную роль в этом следует отнести влияние подработки их устьев в области полных сдвижений и оптимальности параметров их охраны и заложения, в совокупности определяющие величины остаточных проекций осей скважин на ось выемочного участка. Скважины с более протяженной проекцией оси будут раньше выходят из строя. Поэтому от границ зональности локальных минимумов концентрации метана следует отнять превышение проекции скважины от их минимального значения – привести к постоянному значению. В исследуемых условиях протяженность обсадных колонн, для разных типов скважин, одинакова и равна 15 м.

Проекции длин обсадных колонн различны и составляли: скважины типа №2,4 – 3,8 м; №1 – 11,4 м; №3 – 9,5 м. Для скважины №2 и 4 границы не меняются. Для №1 разница в проекции оси скважины составит $11,4 - 3,8 = 7,6$ м, тогда границы спадов равны $-11 + 7,6 \approx -3$ м и $-5 + 7,6 \approx 3$ м соответственно. Для №3 разница составит $9,5 - 3,8 = 5,7$ м, тогда границы спадов равны $-5 + 5,7 \approx 1$ м и $-3 + 5,7 \approx 3$ м соответственно. Приведение проекции длин обсадки к величине 3,8 м доказывают существование и уточняют зональность (общую для всех типов скважин) 3-го спада от -1 до 3 м (± 2 м).



Проведенные исследования подтверждают мнение о том, что одним из главных аспектов теоретических основ процесса газовой выделения в дегазационные скважины, является влияние деформационных процессов (происходящих с разрывом сплошности), в подрабатываемом угленосном массиве, на десорбцию физически связанного в нем метана и устойчивость скважин. При этом обеспечение устойчивости особенно актуально в зоне 3-его спада – начиная с того момента, когда достаточная часть их проекций на ось штока попадает в створ с линией очистного забоя.

В современных условиях ведения очистных работ на больших глубинах одним из основных способов поддержания подрабатываемых породных консолей является возведение искусственных сооружений в приштоковой области выработанного пространства. Наиболее распространенным средством обеспечения нормального эксплуатационного состояния выработок, из которых пробурены скважины, является применение литых полос. Их параметры, режимы работы и технические регламенты не в полной мере учитывают специфические условия эксплуатации дегазационных скважин. Дальнейшее изучение влияния очистной выемки на их работу позволит обосновать тип и параметры охранного сооружения для решения этой проблемы.

Выводы и направление дальнейших исследований:

–экспериментально установлены особенности динамики концентрации метана в подрабатываемых скважинах пл. m_3 шахты «им. А. Ф. Засядько», заключающиеся в существовании впереди лавы трех локальных минимумов. Одним из основных факторов, обуславливающих их зональность, является изменение геомеханических условий, которые вызывают знакопеременные напряжения и активизируют деформационные процессы во вмещающем скважину массиве горных пород.

–динамика концентрации метана в подземных дегазационных скважинах обусловлена их пространственной ориентацией, а также изменением напряженно-деформированного состояния вмещающего массива, на которые влияет местоположение очистного забоя.

–Обоснование параметров и режима работы искусственного охранного сооружения возводимого в приштоковой области выработанного пространства, для обеспечения устойчивости работы дегазационных скважин является перспективным направлением дальнейшего развития существующих геотехнологий;

Список литературы

1. Бригида В. С. Влияние очистной выемки на устойчивость дегазационных скважин / В. С. Бригида // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва: «Горная книга», 2013. – Номер 12. – С. 306–309.

2. Бригида В. С. Особенности метановыделения из дегазационных скважин впереди очистного забоя / В. С. Бригида, Н. Н. Зинченко // Физико-технические проблемы горного производства. – Новосибирск: Издательство Сибирского отделения РАН, 2014. – Номер 1. – С. 69–74.



РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ЗАКЛАДКИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Волков Е.П.,

научный руководитель д-р техн. наук А.Н. Анушенков

Сибирский федеральный университет

Практика ведения горных работ показывает, что закладка выработанного пространства экономически оправдана при разработке не только месторождений ценных руд, но и ряда угольных и железорудных месторождений.

Для формирования искусственного массива используют специально добываемые заполнитель и цемент, отличающиеся высокой стоимостью. Их использование и сопровождающие потери при существующих технологиях возведения закладочного массива снижают конкурентную способность систем разработки с закладкой, препятствуя их широкому внедрению.

В это же время на горно-металлургических предприятиях в районах добычи накопилось много отходов различных производств, одними из которых являются хвосты обогащения перерабатываемых на предприятии руд.

Применение породных хвостов обогащения для закладки подземных выработок имеет важные экологическое, экономическое и технологическое значение.

При двухкомпонентном составе закладочной смеси – хвосты и цемент (ХЦ) традиционными являются способы приготовления с использованием лопастных смесителей и шаровых мельниц.

Для подбора составов закладочных смесей ХЦ первоначально было установлено необходимое удельное количество воды для затворения смеси. Анализ проведенных исследований,готавливаемых составов на закладочном комплексе рудника «Комсомольский» и составов, изложенных в РТПП – 045 – 2004, определили расход воды на 1 м³ закладочной смеси в объеме 500 л. При этом исследования показали, что величина распыла по Суттарду не менее 180 мм, что удовлетворяет требованиям трубопроводного транспорта смеси.

Удельное количество цемента в составах ХЦ,готавливаемых в смесителе, принято: 140; 170; 200; 240; 280; 320; 360 и 400 кг/м³, при производстве в шаровой мельнице: 170; 240; 320 и 400 кг/м³.

Исследование твердеющих закладочных смесей ХЦ проводилось по двум схемам их приготовления:

- с использованием смесителя;
- с использованием совместного домола в шаровой мельнице;

Для лабораторных испытаний составов ХЦ по первому способу применяли смеситель лопастного типа объемом 50 л.

Кинетика твердения составов ХЦ с применением смесителя изображена на рис. 1. Зависимости набора прочности образцов от удельного расхода цемента по контрольным срокам испытаний: 7, 28, 90 дней приведены на рис. 2.



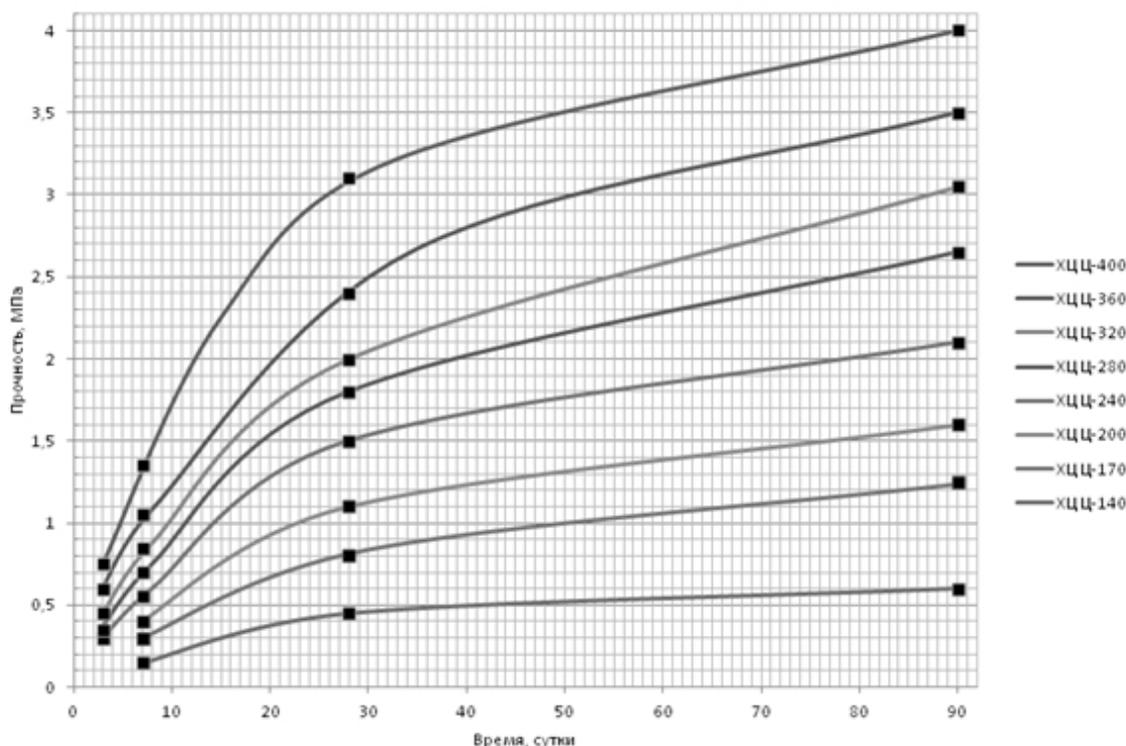


Рис. 1. Кинетика твердения составов ХЦ с применением смесителя

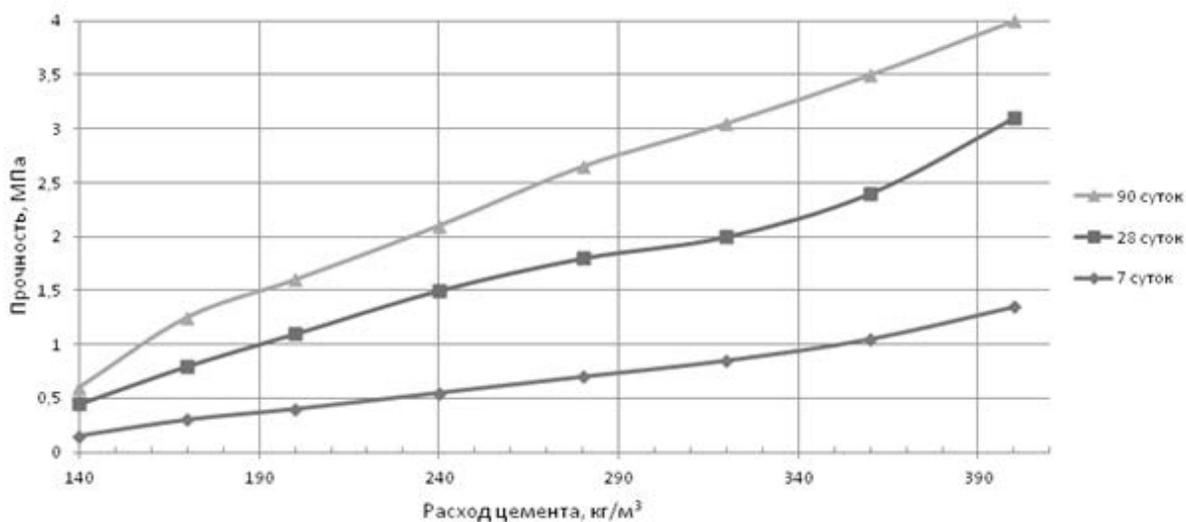


Рис. 2. Зависимости набора прочности образцов составов ХЦ от удельного расхода цемента по контрольным срокам испытаний

Для лабораторных испытаний смесей ХЦ по второму способу применяли шаровую мельницу.

В качестве мелющих тел в мельнице применяли циплепсы. Их объем принимался из расчета 1/3 от объема исследуемого состава смеси. При замешивании 25 литров смеси вес загрузки циплепсов составил 39 кг.



Кинетика твердения составов ХЦ с применением шаровой мельницы изображена на рис. 3. Зависимости набора прочности образцов от удельного расхода цемента по контрольным срокам испытаний: 7, 28, 90 дней приведены на рис. 4.

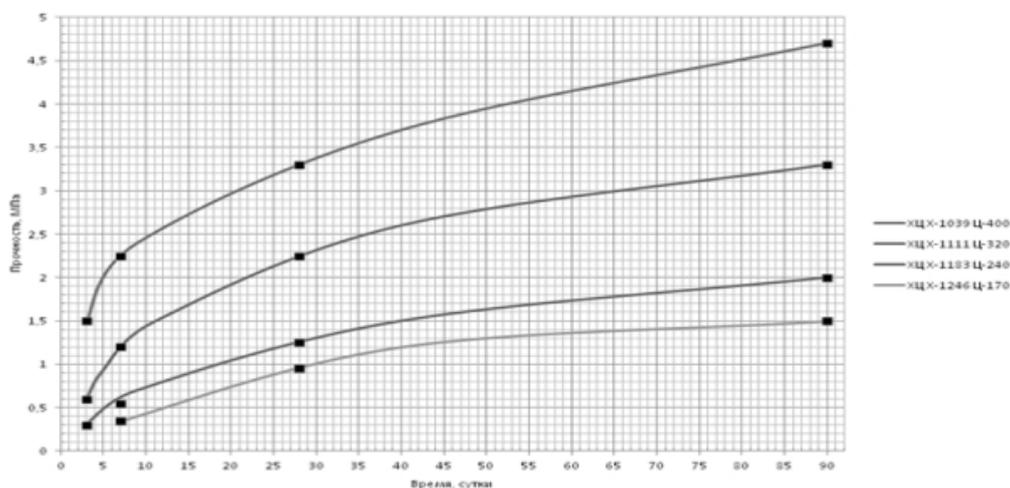


Рис.3. Кинетика твердения составов ХЦ с применением шаровой мельницы

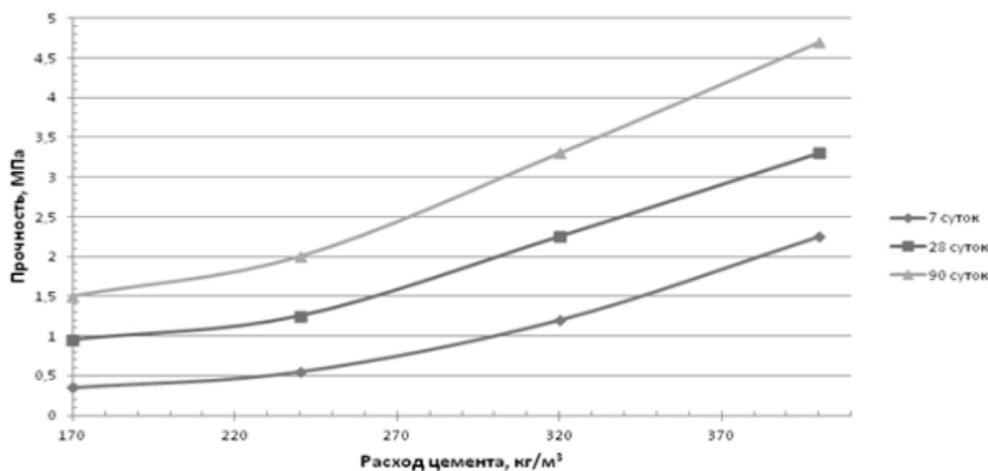


Рис. 4. Зависимости набора прочности образцов составов ХЦ от удельного расхода цемента по контрольным срокам испытаний

В результате лабораторных исследований определено, что увеличение расхода цемента со 170 кг/м^3 до 320 кг/м^3 ведет к росту прочности образцов в 2 раза на 7-е сутки, при этом производство твердеющих смесей в шаровой мельнице позволяет повысить прочность образцов по сравнению со способом производства в смесителе на 18%.

Таким образом, лабораторные исследования позволили рекомендовать для проведения опытно-промышленных испытаний составы ХЦ с расходом заполнителя и вяжущего, представленного в таблице 1.

Таблица 1. Рекомендуемые для проведения ОПИ ЛТС составы ХЦ

| № п/п | Расход материалов, кг/м ³ | | |
|-------|--------------------------------------|--------|---------|
| | Хвосты ГОФ | Цемент | Вода, л |
| 1 | 1274 | 140 | 500 |
| 2 | 1246 | 170 | 500 |
| 3 | 1079 | 200 | 500 |
| 4 | 1183 | 240 | 500 |
| 5 | 1147 | 280 | 500 |
| 6 | 1112 | 320 | 500 |
| 7 | 1075 | 360 | 500 |
| 8 | 1039 | 400 | 500 |

Проведены опытно-промышленные испытания составов закладочных смесей ХЦ по существующей технологии производства, применяемой на руднике «Комсомольский». Анализ результатов лабораторных и опытно-промышленных исследований показывает, что в контрольные сроки твердения прочность образцов, полученных в различных условиях (лабораторные исследования и опытно-промышленные испытания), отличаются. При этом прочности образцов по результатам ОПИ выше, чем при испытаниях в лабораторных условиях.



СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ СИБИРИ

Глухоедов К.А.

научный руководитель ст. преп. кафедры ПРМ Шкаруба Н.А.

Сибирский федеральный университет

На территории Сибири и Якутии сосредоточены огромные запасы руд черных, цветных и благородных металлов, алмазов, агропромышленного сырья, строительных материалов. В настоящее время разрабатывается незначительная часть этих богатств, большая же часть составляет наш резервный фонд на будущее. Считается общепризнанным, что темпы освоения природных ресурсов Сибири явно не соответствуют ее возможностям ни с позиций экономики страны, ни с позиций мировой экономики. Причин тому множество. Одной из них следует считать сложившееся в последние годы отставание в развитии технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

При добыче рудных ископаемых в регионе Сибири существенная роль принадлежит подземному способу разработки. Среди действующих предприятий подземной добычи руды (Алтайский, Салаирский и Нерчинский свинцово-цинковые комбинаты, Калангуйский плавишкошпатовый комбинат, Норильский горно-металлургический комбинат и ОАО "Евразруда") выделяются два последних по экономической значимости и масштабам производства.

Добыча руды на рудниках этих комбинатов осуществляется с высокой интенсивностью, что обуславливает быстрое увеличение глубины горных работ. На рудниках Норильска горные работы ведутся на глубине до 1,5 км. На Таштагольском руднике ОАО "Евразруда" руду добывают на глубине 750 м, и готовятся к выемке запасы с глубины 820 и 920 м.

С углублением горных работ из-за усиливающегося горного давления резко ухудшаются горно-технические условия разработки. Развитие горных работ в подобных условиях сопровождается образованием зон высоких опорных давлений. Одновременно возникают разгруженные от напряжений зоны, подвергающиеся интенсивному смещению в выработанное пространство. Оба события нередко приводят массив руд и пород к предельному состоянию, к разрушению несущих конструкций элементов систем разработки в форме заколообразования и даже горных ударов.

Перечисленные негативные явления влекут за собой ухудшение показателей полноты и качества извлечения запасов из недр, заметный рост трудоемкости и себестоимости добычи полезных ископаемых. Увеличение трудоемкости и себестоимости добычи руды происходит также за счет:

- роста капиталовложений на проходку и оборудование вскрывающих выработок (стволов), подготовку новых горизонтов к эксплуатации;
- удорожания проветривания в связи с возрастанием депрессии и кондиционированием подаваемого в шахту воздуха;
- многоступенчатости водоотлива и увеличения притока шахтных вод;
- увеличения затрат на рудничный транспорт, доставку горнорабочих и материалов к месту работы.

Возникает также большие трудности в обеспечении безопасности горных работ. На рудниках систематически усилиями отраслевых и академических институтов, инженерно-технических работников предприятий ведется работа по изысканию систем



разработок, которые в сочетании со специальными профилактическими мероприятиями предотвращали бы динамические явления.

Современные способы отработки рудных месторождений характеризуются максимальным упрощением схем вскрытия, подготовки и очистной выемки, стремлением к интенсификации горных работ на базе полной механизации основных и вспомогательных процессов с использованием мобильного самоходного оборудования. Самоходное оборудование может использоваться эффективно лишь при многозабойной его работе, выполняя весь комплекс подготовительных и очистных работ, при следующих системах разработки: с открытым выработанным пространством (камерно-столбовые, камерные с плоским днищем), с закладкой выработанного пространства (камерно-целиковые, сплошные слоевые и камерные), с обрушением руды и вмещающих пород (этажным и, особенно, подэтажным обрушением с торцовым выпуском руды).

Из 172 современных рудников 45% работают на глубине до 800 м. Для них характерно применение преимущественно камерных систем разработки (этажно-камерная, подэтажные штреки, камерно-столбовая). Широко применяется также этажное и подэтажное обрушение. При глубине горных работ более 1200 м преимущественное распространение получили сплошные камерные и слоевые системы разработки с твердеющей закладкой. На глубинах от 1200 до 2400 м имеется положительный опыт применения системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (рудники "Крейгмонт" Канада, "Муфулира" Замбия). Вместе с тем с глубиной заметно возрастает применение систем разработки с закладкой выработанного пространства. По прогнозу ИПКОН РАН, объемы добычи руды этим классом систем в ближайшие годы на рудниках черной металлургии составят 15-20%, а цветной металлургии превысят 50%. Это обусловлено необходимостью обеспечить надежное управление горным давлением, особенно в массивах, склонных к горным ударам, более полное извлечение металлов из недр, сохранение земной поверхности.

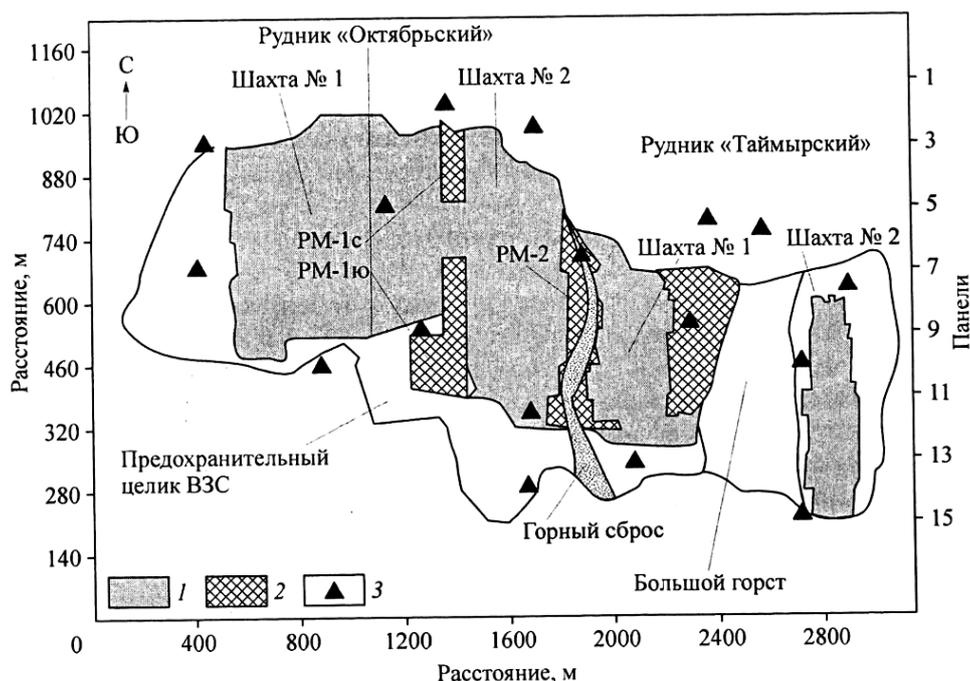


Рис. 1. План контролируемой сейсмическим мониторингом площади в поле рудников «Октябрьский» и «Таймырский».



- 1 – закладочный массив;
- 2 – рудные массивы;
- 3 – места расположения подземных сейсмопавильонов.

Обязательным требованием в условиях больших глубин являются натурные измерения и анализ распределения напряжений, как на стадии разведки, так и в зоне влияния очистных и подготовительных работ, разработка мероприятий по локализации и снижению величины напряжений в зоне очистных и подготовительных работ.

В геологических структурах с тектоническими силовыми полями последние взаимодействуют с техногенными полями напряжений, что осложняет разработку месторождений. Особенностью сейсмических районов является, возникающая в периоды повышенной сейсмической активности, рост значений, миграция зон и векторов тектонических напряжений. Факты такой миграции достаточно надежно фиксируются с помощью сейсмостанции и имеющейся на рудниках Горной Шории аппаратуры "Прогноз-5". Миграция может быть объяснена блочным строением массива с характерной для него неравномерностью напряженного состояния.

Возникающая при этом ситуация существенно затрудняет прогнозирование удароопасных зон, что делает необходимым постоянные наблюдения за напряженным состоянием массива горных пород.

Взаимодействие тектонических и техногенных напряжений, реализующихся в динамических формах деформирования (техногенные толчки, землетрясения) удалось проследить на руднике "Таштагол". Техногенные толчки регулярно происходят в районе ведения горных работ в периоды между землетрясениями. В периоды активных землетрясений с удаленными от горных работ эпицентрами техногенные толчки не появляются.



Рис. 2. Породный завал и искривление путей на Таштагольском руднике

Управление горным давлением при отработке рудных месторождений на больших глубинах, как правило, осуществляется применением систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Это повышает степень извлечения металлов из недр, минимизирует сдвигения подрабатываемого массива горных пород и сохраняет земную поверхность. В ряде условий разработка месторождений с полной закладкой выработанного пространства бетоном экономически не целесообразно.

Одним из перспективных способов управления горным давлением при отработке горизонтальных и пологих весьма мощных залежей, разрабатываемых в ИГД СО РАН, является комбинированная технология добычи руд. Суть ее состоит в отработке одной части запасов залежей системой с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, а другой части - системами с обрушением руды и вмещающих пород.

При этом необходимо сохранить главные достоинства систем с закладкой (обеспечить плавное сдвижение подработанного массива без разрыва сплошности пород кровли) и систем с обрушением (низкая себестоимость добычи руды).

Подобная технология, не имеющая аналогов в мировой практике подземной добычи руд, требует изучения и теоретического обоснования, экспериментальной проверки в промышленных условиях.



ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ ОЛИМПИАДИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Демидюк Н.А., Ионкина Е.В., Ляхов Д.П.

научные руководители канд. техн. наук Ахпашев Б.А., Иванцов В.М.

Сибирский федеральный университет

Олимпиадинское золоторудное месторождение разрабатывается открытым способом с начала 80-х годов прошлого века. В настоящее время карьер достиг глубины 450м и все актуальнее становится задача проектирования подземного рудника.

Наиболее капиталоемким и продолжительным во времени является этап - вскрытия месторождения. От того насколько эффективным будет вскрытие во многом зависит и эффективности разработки месторождения в целом.

В работе осуществлен выбор наиболее перспективных вариантов вскрытия и произведены технико-экономические расчеты для определения наиболее эффективного варианта.

В практике существуют два основных направления характерные именно для вскрытия подкарьерных запасов, с проведением вскрывающих выработок из карьера и извне карьера. Использование карьерного пространства обеспечивает сокращение срока вскрытия и затрат на проведение выработок.

В условиях Олимпиадинского месторождения использовать карьерное пространство для вскрытия подземного рудника не представляется возможным, т.к. по горно-геологическим условиям на руднике возможно применение только систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Исходя из глубины распространения месторождения превышающей 1000м, из требуемой производительности рудника не менее 8 млн.т в год для сравнения были приняты следующие варианты вскрытия:

1. Вертикальным скиповым стволом до одного из горизонтов и далее конвейерным стволом до нижних горизонтов;
2. Вертикальным скиповым стволом на полную глубину;
3. Наклонным конвейерным стволом на полную глубину;

Для каждого из вариантов вскрытия были рассмотрены подварианты.

Сравнение вариантов осуществлялось по отличающимся затратам. Включались в расчет капитальные затраты на рудовыдачные стволы, рудоподъемное оборудование, околоствольные дворы, не учитывались в расчетах затраты на вспомогательные стволы и штреки одинаковые во всех вариантах. Из эксплуатационных затрат учитывались только затраты на поддержание выработок, транспортировку и подъем руды.

Вскрытие вертикальным скиповым стволом до одного из горизонтов и далее конвейерным стволом до нижних горизонтов рассчитывалось для трех вариантов глубины перехода с вертикального ствола на наклонный.

В первом варианте вертикальный ствол проводится до горизонта -50м, далее проходят конвейерный ствол. Во втором варианте вертикальный ствол проходит до горизонта +50м. В третьем варианте вертикальный ствол проходит до горизонта +150м (рис. 1). На всех схемах не показаны вспомогательные вертикальные стволы и квершлагаи.

Согласно результатам расчетов, приведенным в таблице 1, наиболее эффективным из рассмотренных вариантов является вариант с проведением ствола до горизонта -50м и далее конвейерным уклоном на всю глубину.



Данный вариант имеет не только меньшие капитальные и эксплуатационные затраты, но и наименьший срок ввода рудника в эксплуатацию.

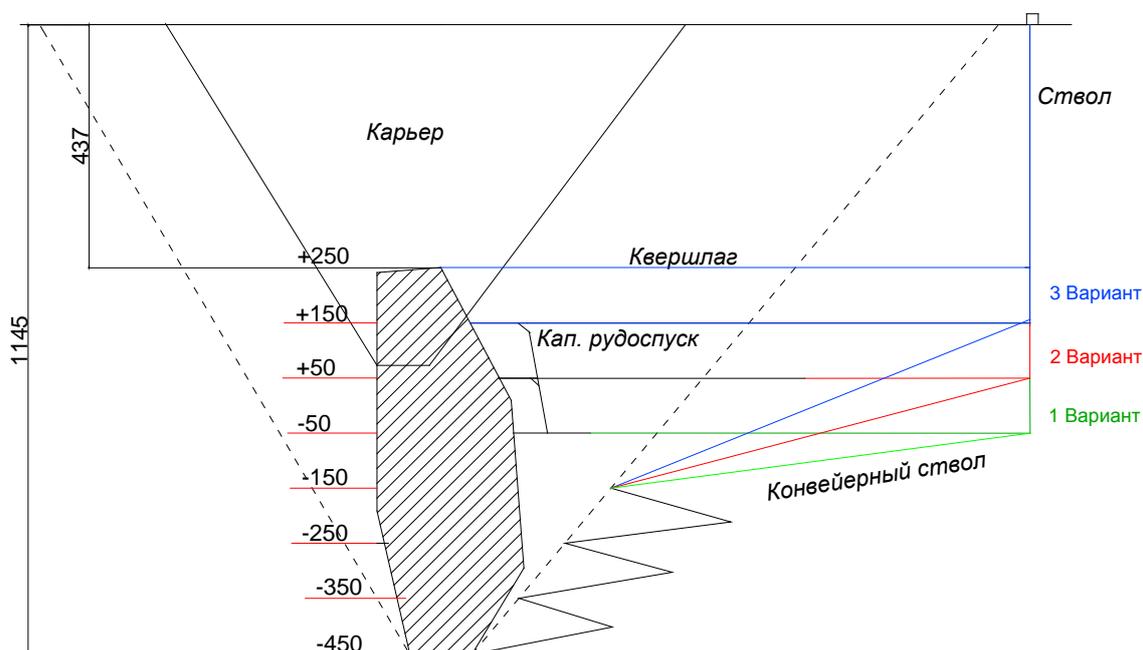


Рис. 1. Варианты вскрытия вертикальным скиповым + наклонным конвейерным стволами

Таблица 1. Сравнение вариантов вскрытия вертикальным скиповым + наклонным конвейерным стволами

| Затраты | Вертикальный ствол до горизонта | | |
|------------------------------------|---------------------------------|------|-------|
| | -50м | +50м | +150м |
| Капитальные затраты, млн. руб | 4476 | 4508 | 4541 |
| Эксплуатационные затраты, млн. руб | 6308 | 7877 | 9239 |
| Приведенные затраты, руб/т | 106 | 113 | 118 |

Вскрытие вертикальными скиповыми стволами на всю глубину анализировалось для двух вариантов размещения концентрационных горизонтов (рис. 2):

Вариант 1 – с тремя концентрационными горизонтами через 200 метров (-50м, -250м, -450м);

Вариант 2 – с двумя концентрационными горизонтами через 300 метров (-150м, -450м).

В первом варианте больше величина абсолютных капитальных затрат, т.к. больше количество околоствольных дворов. Но при этом варианте меньше приведенные капитальные затраты т.к. в первоначальный период требуется меньший объем вложений. Кроме того меньше эксплуатационные расходы на подъем руды. Окончательное сравнение по приведенным затратам показало, что более эффективен вариант с большим количеством концентрационных горизонтов (табл. 2).

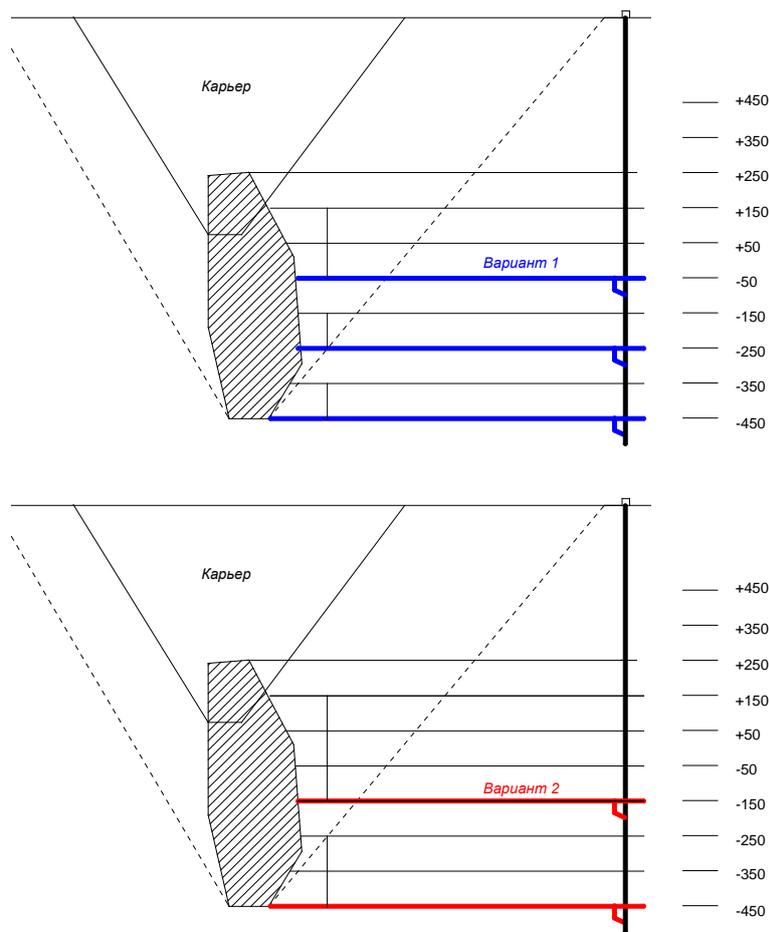


Рис.2. Варианты вскрытия вертикальным скиповым стволом

Таблица 2. Сравнение вариантов вскрытия вертикальным скиповым стволом

| Затраты | Количество концентрационных горизонтов | |
|-----------------------------------|--|------|
| | 3 | 2 |
| Капитальные затраты, млн.руб | 4934 | 4574 |
| Эксплуатационные затраты, млн.руб | 7843 | 7811 |
| Приведенные затраты, руб/т | 109 | 116 |

Вскрытие наклонным конвейерным стволом рассчитывалось для двух вариантов углубки конвейерных стволов (рис. 3):

Вариант 1 – с проведением наклонного ствола до гор.+50м и дальнейшей углубкой до гор. -250м и -450м;

Вариант 2 – с проведением наклонного ствола до гор.-150м и дальнейшей углубкой до гор. -450м.

Первый вариант характеризуется большими капитальными затратами т.к. необходимо строительство дополнительного дробильно-погрузочного комплекса. Но эксплуатационные затраты на подъем руды в данном варианте меньше. Несмотря на то, что как и при вскрытии вертикальными стволами в первоначальный период требуется больше капиталовложений, эта разница не так существенна. В результате сравнение по

приведенным затратам показало, что более эффективен вариант с меньшим количеством концентрационных горизонтов (табл. 3).

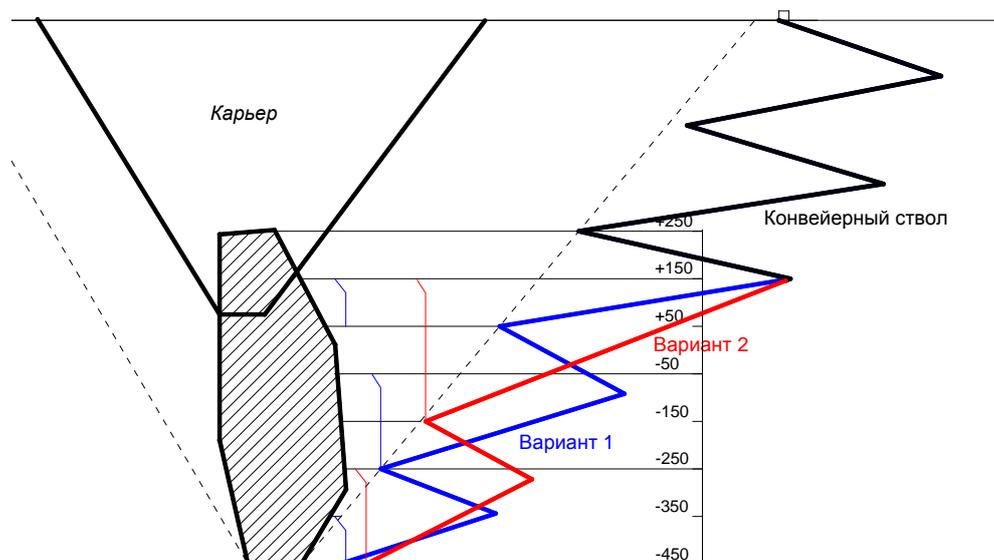


Рис.3. Варианты вскрытия наклонным конвейерным стволом

Таблица 3. Сравнение вариантов вскрытия наклонным конвейерным стволом

| Затраты | с тремя концентрационными горизонтами | с двумя концентрационными горизонтами |
|-----------------------------------|---------------------------------------|---------------------------------------|
| Капитальные затраты, млн.руб | 4678 | 3932 |
| Эксплуатационные затраты, млн.руб | 5729 | 5845 |
| Приведенные затраты, руб/т | 95 | 87 |

Сравнение наилучших из рассмотренных вариантов по приведенным затратам показывает, что наиболее эффективным вскрытием подкарьерных запасов Олимпиадинского месторождения является использование в качестве основной вскрывающей выработки наклонного конвейерного ствола с проведением вспомогательных вертикальных стволов (табл. 4).

Таблица 4. Сравнение вариантов вскрытия

| Затраты | Вертикальный + конвейерный ствол | Вертикальный скиповой ствол | Наклонный конвейерный ствол |
|------------------------------------|----------------------------------|-----------------------------|-----------------------------|
| Капитальные затраты, млн. руб | 4476 | 4934 | 3932 |
| Эксплуатационные затраты, млн. руб | 6308 | 7843 | 5845 |
| Приведенные затраты, руб/т | 106 | 109 | 87 |





УДК 622.235/063

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭКРАНИРУЮЩЕЙ СРЕДЫ НА ПОКАЗАТЕЛИ ГАШЕНИЯ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА ПРИ СИСТЕМАХ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Дерр М.В.,

научный руководитель: канд. тех. наук Малиновский Е.Г.

Сибирский Федеральный университет

При подземной отработке высокоценных руд преимущественно применяются системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства, отличающиеся высокой полнотой извлечения запасов. Одним из недостатков применяемых систем является повышенное разубоживание отбиваемой руды закладочным бетоном. Доля закладочного бетона в общем объеме разубоживающей массы может достигать 50% и более. Повышенное разубоживание закладочным материалом приводит к удорожанию закладки и повышению потерь полезных компонентов при обогащении. Основной причиной повышенного прихвата бетона является сейсмическое разрушение закладочного массива при буровзрывной отбойке очистных выработок, соседствующих с ранее отработанными и заложеными.

При взрывании заряда ВВ образуется взрывная сейсмическая волна, которая распространяется в массиве руды и дойдя до границы с закладкой, частично отражается от контактирующей поверхности, проникает в искусственный массив и движется дальше. Отражение ударной волны с одновременным гашением энергии тем больше, чем больше разница в акустической жесткости руды и закладочного массива.

Возникающие в искусственном массиве напряжения, вызванные взрывной волной определены по методике профессора Ханукаева А.Н.

$$K_{\text{пр}} = \frac{2\rho_3 c_3}{\rho_3 c_3 + \rho_p c_p}$$

$K_{\text{пр}}$ – коэффициент преломления;

$\rho_3 c_3, \rho_p c_p$ –

соответственно плотности и скорости продольных волн в закладке и руде;

$$\sigma_t = p_t / K_{\text{пр}}$$

p_t – давление в закладке, Па;

σ_t – радиальное напряжение в закладке, Па;

Этот эффект (гашения энергии взрыва) можно использовать для управляемого воздействия взрывной волны на поверхность заложеной смежной выработки. Для этого на границе руда/закладка формируется слой экранирующей среды с низкой акустической плотностью. Параметры акустического импеданса и необходимой толщины этого слоя определены по результатам аналитических расчетов и лабораторных испытаний (табл. 1,2; рис 1, 2).

Таблица 1. Результаты испытаний по изменению амплитудных значений в зависимости от акустических жесткостей руды и экранирующей среды.

| | z_1/z_2 (импедансы руды и экранирующей среды) | | | | |
|-----------|---|-------|-------|-------|-----|
| | 0,1 | 0,25 | 0,5 | 0,75 | 1,0 |
| A_1/A_0 | 0,196 | 0,339 | 0,807 | 0,961 | 1,0 |



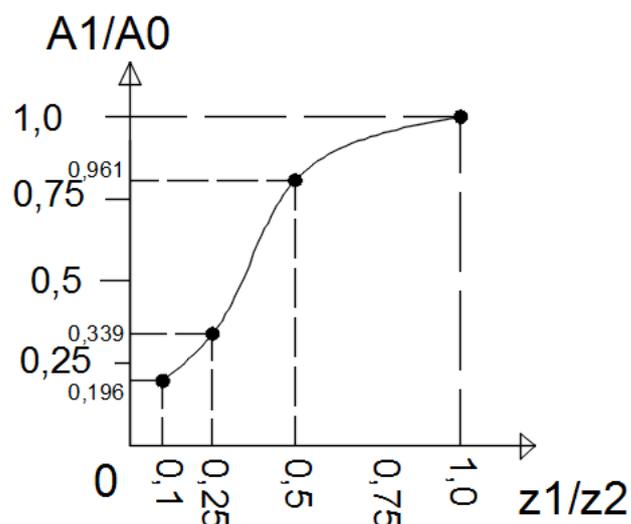


Рис 1. График зависимости изменения амплитудных значений акустических жёсткостей руды и экранирующей среды.

Таблица 2. Результаты испытаний по изменению амплитудных значений в зависимости от толщины экранирующей среды.

| | d (толщина, мм) | | | | | | | | |
|-----------|-----------------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| | 0,2 | 0,25 | 0,5 | 0,75 | 1,0 | 1,25 | 1,5 | 1,75 | 2,0 |
| A_1/A_0 | 0,73 | 0,68 | 0,55 | 0,43 | 0,36 | 0,3 | 0,29 | 0,26 | 0,25 |

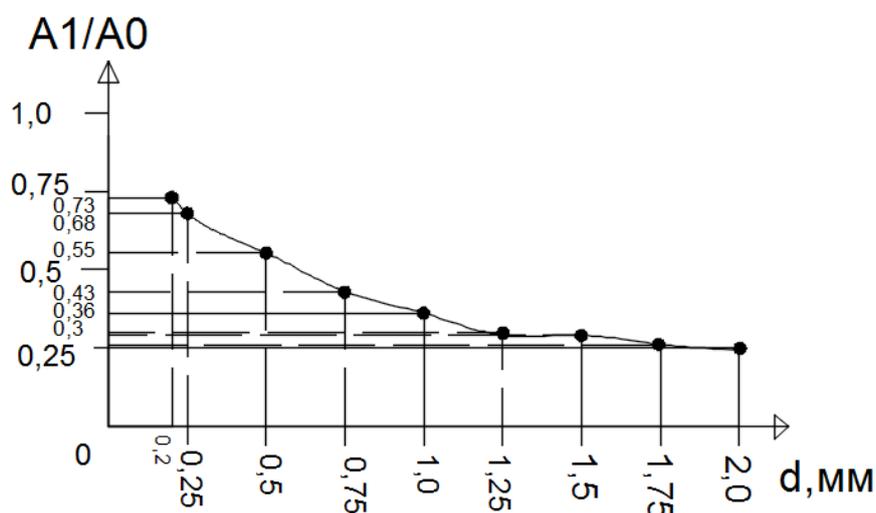


Рис 2. График зависимости изменения амплитудных значений от толщины экранирующей среды.

Для сокращения сейсмического воздействия от взрывной волны на закладочный массив предлагается использовать эффект гашения амплитуды волны при формировании на пути её распространения экранирующего слоя с заранее определёнными свойствами. Для определения параметров преграды предлагается

использовать эмпирические зависимости, полученные по данным лабораторных наблюдений.

Вид зависимости по изменению амплитудных значений акустических жёсткостей руды и экранирующей среды:

$$\frac{A_1}{A_0} = \frac{a \cdot \frac{z_1}{z_2}}{\left(b + \frac{z_1}{z_2}\right)}$$

$a = 1,85; b = 0,87$; коэффициент корреляции, $r=0,98$;

Вид зависимости по изменению амплитудных значений от толщины экранирующей среды:

$$\frac{A_1}{A_0} = \frac{a}{(b + d)}$$

$a = 0,65; b = 1,137$; коэффициент корреляции, $r=0,97$;

Полученные значения служат основой для определения параметров и свойств экранирующей среды, сокращающей разрушающее воздействие на закладку. Предлагаемое решение позволяет получить значительный экономический эффект, так как позволит вдвое сократить разубоживание материалом закладки и повысить извлечение полезных компонентов при переработке добытой руды. На предложенное новшество подана заявка на патент и получено положительное решение Федерального института промышленной собственности от 01.12.2014.

Список литературы: Б.Н. Кутузов. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. - М. Издательство "Горная книга", 2007.-471с.



ФОРМИРОВАНИЕ ГИДРО ЗАГРАДИТЕЛЬНЫХ БАРЬЕРОВ И ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ КАРКАСОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Зуев А.Е.

научный руководитель д.т.н. Андриевский А.П.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии
и химической технологии Сибирского отделения Российской академии наук*

Для строительства подземных сооружений в сложных гидрогеологических условиях возникает необходимость борьбы с водопритоком, которая снижает комфортность производства этих видов работ и их безопасность, которая в свою очередь связана со снижением устойчивости бортов и кровли строящегося объекта за счет их обводненности.

На сегодняшний день известны ряд технологий по борьбе с водопритоком в формируемые подземные сооружения: различные виды тампонажа и химического закрепления грунтов; водопонижение; замораживание грунтов.

Химическое закрепление грунтов эффективно использовать при закреплении грунтов песчаных водоносных горизонтов. При ведении работ в скальном трещиноватом массиве возможно применение тампонажа различными составами, однако этот способ не дает полной гарантии от проникновения подземных вод в строящееся подземное сооружение, а может лишь значительно снизить его объем.

Использование для борьбы с водопритоком водопонижение и заморозку связано с большими капитальными и, особенно, эксплуатационными затратами. С другой стороны известно, что при взрыве удлиненного заряда в массиве образуются две основные зоны: смятия, трещинообразования.

При этом в зоне смятия порода под действием взрывной нагрузки «течет» и происходит закрытие всех имеющихся трещин в массиве.

Размеры этих зон зависят от горно-геологических и горнотехнических условий производства взрывных работ и определяются следующим образом [1]:

$$r_{см} = d \times \sqrt{\frac{P}{\sigma}} \quad (1)$$

где $r_{см}$ - радиус зоны смятия, м; d – диаметр скважины (шпура), м; P – давление развиваемое продуктом детонации, Па; σ - предел прочности пород на сжатие, Па.

$$P = \frac{q \times D^2}{8} \quad (2)$$

где q – плотность заряжения ВВ, кг/м³; D – скорость детонации ВВ, м/с.

$$R = 0,2102 \cdot d \cdot q^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma^{-0,25} \cdot \tau^{-0,5} \quad (3)$$

где R – радиус зоны трещин, м; τ - предел прочности пород на срез, Па.

Формируются эти зоны во времени и их размер зависит от скорости распространения трещин в массиве и продолжительности действия взрывной нагрузки, которая в свою очередь зависит от длины заряда, скорости детонации применяемого ВВ и места его инициирования [2]:

для прямого инициирования

$$t_n = \frac{l_3}{D} \quad (4)$$



где t_n - время действия взрывного импульса продольной волны при прямом инициировании, с; l_3 - длина заряда, м.

$$t_o = \frac{2 \times l_3}{D} \quad (5)$$

t_o - время действия взрывного импульса продольной волны при обратном инициировании, с.

Таким образом, появляется возможность сформировать заряд, времени, действия которого хватит только на образование зоны смятия (в которой порода после взрыва станет монолитной и будет препятствовать проникновению водных растворов) без нарушения окружающего массива.

В связи, с этим предлагается новая технология формирования прочного водонепроницаемого железобетонного экрана для строительства подземных сооружений в сложных гидрогеологических условиях.

На первом этапе обуривают параллельно сближенные шпур (или скважины) по контуру создаваемого экрана, расстояние между шпурами (скважинами) определяется исходя из размеров образующихся зон смятия. При этом длина заряда определяется, таким образом, чтоб продолжительности действия взрывной нагрузки хватило только для образования зоны смятия без нарушения окружающего массива.

для центрального инициирования [3]

$$l_{3ц} = \frac{C_n \times r_{см} \times D}{C_n^2 - 0,25 D^2}; \quad (6)$$

где C_n - скорость распространения продольной волны в массиве, м/с.

для прямого инициирования

$$l_{3п} = \sqrt{\frac{r_{см} \cdot D^2}{C_n^2 - D^2}} \quad (7)$$

для обратного инициирования

$$l_{3о} = \frac{2r_{см} \cdot C_n \cdot D}{4C_n - D^2} \quad (8)$$

Очевидно, что заряды необходимо располагать в шахматном порядке (рис. 1). После формирования с использованием взрыва непроницаемого экрана для закрепления массива в сформированных шпурах (скважинах) размещают трос-арматуру, и затем оставшиеся пустоты заполняются цементным раствором (рис. 1) [4].

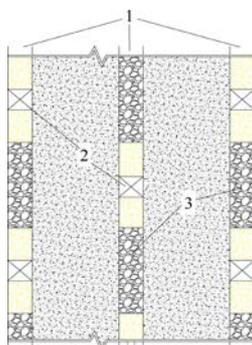


Рисунок 1. Схема формирования водонепроницаемого железобетонного экрана в обводненных горных массивах.

1 – скважина (шпур), 2 – сформированный заряд, 3 – воздушный (водный) промежуток.

Для снижения объемов разрушения законтурного массива используют контурное взрывание, применение которого существенно увеличивает объем бурения и усложняет процесс формирования контурных зарядов. При этом следует учесть тот факт, что точных расчетов по определению параметров зарядов и формируемых промежутков не существует, а так же отбиваемый массив, приходящийся на контурные заряды незначителен.

Для устранения вышеупомянутых недостатков предлагается способ оконтуривания предполагаемого подземного сооружения с использованием компенсационных шпуров (скважин) (рис. 2), которые препятствуют формированию трещин в законтурном массиве за счет их всхлapyвания. Для этих целей компенсационные шпуров (скважины) необходимо размещать на границе зона смятия – зона трещин внутри этой зоны под углом 60° [5].

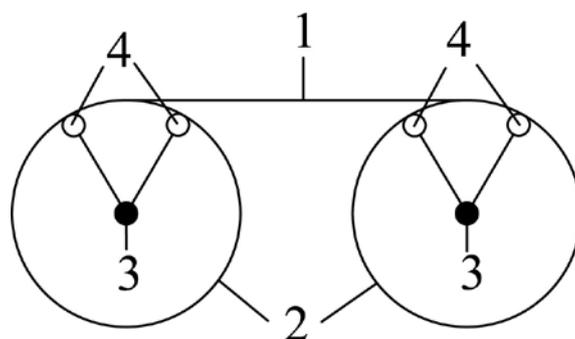


Рисунок 2. Схема расположения зарядов и компенсационных шпуров (скважин) для оконтуривания горных массивов.

1 – охраняемый массив, 2 – контакт зона смятия – массив, 3 – оконтуривающие шпуров, 4 – компенсационные шпуров.

Таким образом, использование этих способов при строительстве подземных сооружений в сложных гидрогеологических условиях позволяют обеспечить производство этих видов работ за счет исключения водопритока и разрушения законтурного пространства при производстве взрывных работ.

Список литературы

1. Андриевский А.П., Кутузов Б.Н.. Открытие. Диплом №70 от 27.02.1998г. Регистрационный номер 81/82. «Закономерность формирования зон смятия и трещинообразования при воздействии на скальный массив энергией взрыва удлиненного заряда».
2. Миндели Э.О. «Разрушение горных пород» М. «Недра» 1974. 600с.
3. Андриевский А.П., «Новые теория и технологии взрывных работ на горнорудных предприятиях» LAP LAMBERT Academic Publishing is a trademark of: AV Akademikerverlag GmbH & Co. KG, Germany, ISBN: 978-3-659-36033-6, 2013. 270с.
4. Андриевский А.П., Зуев А.Е. «Способ формирования водонепроницаемого железобетонного экрана в трещиноватых обводненных горных массивах» Патент RU №2470117 опубликован 20.12.2012.
5. Андриевский А.П., Зуев А.Е. «Способ оконтуривания горных выработок и целиков при взрывной отбойке горного массива» Патент RU №2472105 опубликован 10.01.2013





УДК 622.261.27

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО СПОСОБА ЗАЩИТЫ ГОРНЫХ РАБОТ НА УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Ионкина Е. В.

научный руководитель доцент, канд. техн. наук Голованов А. И.

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Данное исследование основано на опубликованных материалах предыдущей X Всероссийской научно-технической конференции «Молодёжь и наука» [1, 2], в которых, согласно рекомендаций «Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам – 2007г.», были обоснованы параметры защитного перекрытия при ведении горных работ и рассчитаны параметры бурения разгрузочных скважин в особо сложных условиях.

Обоснование параметров защитного перекрытия произведено для различных изменяющихся горно-технологических условий. Учитывались следующие параметры: β – угол защиты; m – мощность рудного тела; α – угол падения рудного тела; n – количество защищаемых блоков. Были установлены минимальные длины опережения для разнообразных вариантов залегания рудных тел. На основании выполненных расчетов и графических схем была построена номограмма для оперативного определения длины защитной зоны [1]. Так же были приведены расчеты для создания защитного перекрытия в особо сложных условиях путем бурения перекрещивающихся разгрузочных скважин [2].

В настоящем исследовании к экономическому сравнению приняты оба ранее рассмотренных варианта для создания защищенной зоны для безопасного ведения работ в особо сложных условиях по опасности возникновения горных ударов на больших глубинах:

1 - отработка защитного слоя путём проведения опережающей надработки под кровельного слоя (рис. 1);

2 - создание защищенной зоны путём бурения перекрещивающихся разгрузочных скважин. Нарисунке 2 приведена схема обустройства массива скважинами диаметром 105 мм, с рассчитанным расстоянием между ними 1,5 м.



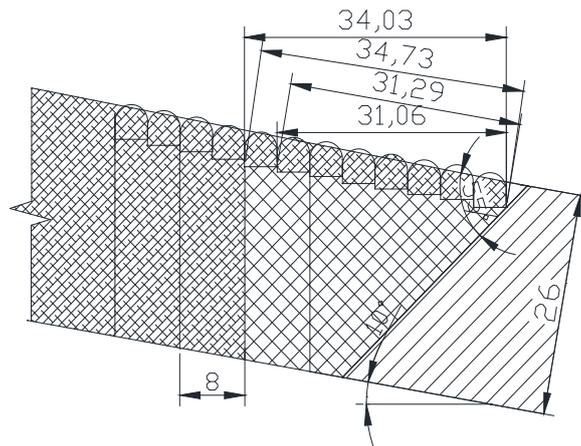


Рисунок 1. Отработка защитного слоя путём проведения опережающей надработки покровельного слоя

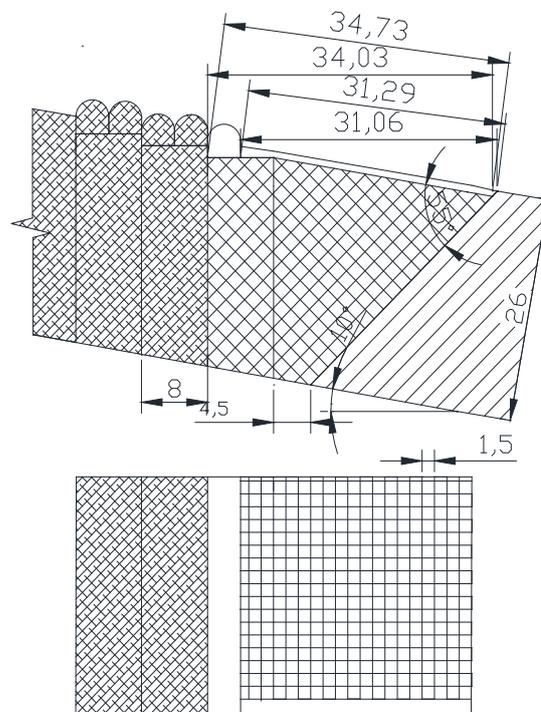


Рисунок 2. Создание защищенной зоны путём бурения перекрещивающихся разгрузочных скважин

В первом варианте, при опережающей надработке рудного массива горными выработками и последующим восходящим порядком отработки основных слоев при применении сплошной слоевой системы разработки с твердеющей закладкой, порядок отработки слоев принято называть комбинированным (ССК).

При ССК при подходе основных слоев к подкровельному при принятых параметрах разработки (ширина ленты 8 м) прочность искусственного массива в кровле должна быть не менее 4 МПа.

Кинетика набора прочности различных составов и марок закладки принята согласно РТПП – 045 – 2004 [3].

Но, требуемая прочность закладки на момент ее обнажения горными работами естественно, должна быть увязана со сроками набора прочности и стоимостью материалов на ее приготовление. При многообразии возможных к применению составов закладочной смеси, рекомендованных РТПП – 045 – 2004 [3], для их выбора можно воспользоваться исследованиями кафедр ПРМ и ШПС СФУ, выполненными для рудников Талнаха.

Так при требуемой прочности закладки в кровле очистных выработок 4 МПа на момент ее обнажения 30 суток в существующей экономической ситуации целесообразно применить состав АШЦ (ангидрит + шлак + цемент). Общие затраты по материалам составят

$$3,5 \cdot 34,03 \cdot 34,03 \cdot 1170 = 4742178 \text{ руб.}$$

где 34,03 м – длина защитного перекрытия; 1170 руб. – затраты на материалы для приготовления закладочной смеси АШЦ с прочностью 4 МПа через 30 дней; 3,5 м – высота выработок защитного перекрытия.

При бурении разгрузочных скважин к экономическому рассмотрению приняты: себестоимость бурения 1 м скважин определенного диаметра, сетка бурения и снижение затрат на приготовление закладки по материалам, так как выемка слоев будет производиться только в восходящем порядке и обнажений ее по кровле не будет. Согласно РТПП – 045 – 2004 [3] при проходке нарезной выработки высотой до 4 метров, нормативная прочность закладки в боку должна быть не менее 0,5 МПа.

Для бурения разгрузочных скважин принят станок НКР-100м. Себестоимость бурения 1 м скважины определялась по следующим статьям калькуляции: затраты по заработной плате, на материалы, энергию и амортизацию. Для скважин диаметром 105 мм, буримых в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. Протодеяконова М.М. $f = 10$, она составила 311,25 руб./м.

Общий объем бурения для условий, приведенных на рисунке 2, составил

$$(31,29 / 1,5) \cdot 2 \cdot 31,29 = 1305,42 \text{ м.}$$

Затраты на бурение всего объема:

$$1305,42 \cdot 311,25 = 406312 \text{ руб.}$$

Суммарные затраты по материалам на закладку на весь объем равны

$$3,5 \cdot 34,03 \cdot 34,03 \cdot 862,8 = 3497052 \text{ руб.}$$

где 862,8 руб. – стоимость закладочного материала АШЦ-М10 с прочностью 0,5 МПа через 30 дней.

Определяются общие затраты на закладку и бурение скважин:

$$3497052 + 406312 = 3903364 \text{ руб.}$$

Определяются затраты по каждому варианту на 1 м³:

$$\frac{4722178}{(34,03 \cdot 34,03 \cdot 3,5)} = 1165 \text{ руб.}$$

$$\frac{3903364}{(34,03 \cdot 34,03 \cdot 3,5)} = 963 \text{ руб.}$$

В итоге проводится сравнение стоимости двух вариантов:

$$\left(\frac{1165}{963} - 1 \right) \cdot 100 = 21 \%$$

Вариант обработки защитного слоя путём проведения опережающей надрботки подкровельного слоя превышает по затратам вариант обработки защитного слоя, созданного бурением разгрузочных скважин на 21%.



В зависимости от мощности рудного тела и принятого порядка отработки слоев при очистной выемке, требуются разные сроки набора прочности закладки защитного перекрытия. Закладочная смесь, быстро набирающая требуемую прочность, требует больших затрат, по сравнению с закладкой, набирающей прочность менее интенсивно. Используя вышеизложенные расчеты, можно определить затраты по материалам на закладку для разного срока набора прочности закладочного материала и построить диаграмму, показывающую зависимость между сроком набора прочности верхнего приконтактного слоя и затратами по вариантам создания защитного слоя (табл.1, рис.3).

Таблица 1. Сравнение затрат по вариантам создания защитного слоя

| Варианты | Срок набора прочности, сут. | | | |
|---|-----------------------------|---------|---------|---------|
| | 20 | 30 | 60 | 90 |
| Проведением выработок подкровельного слоя | 5131275 | 4742173 | 4503038 | 4353072 |
| Бурением разгрузочных скважин | 3921600 | 3903361 | 3863235 | 3839726 |

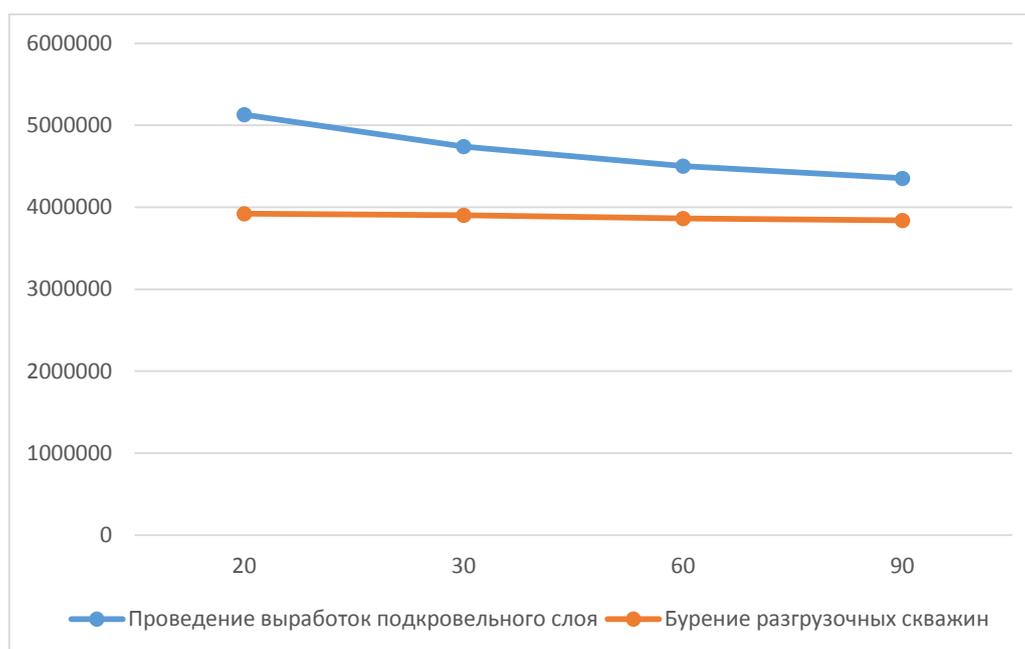


Рисунок 3. Сравнение затрат по вариантам создания защитного слоя

Проведенными исследованиями были рассчитаны параметры защитного перекрытия и параметры бурения разгрузочных скважин в особо сложных условиях, была построена номограмма для оперативного определения длины защитной зоны

На основании выполненных экономико-технологических расчетов установлено, что при принятых горно-технологических условиях создание защитного слоя бурением разгрузочных скважин экономичнее варианта с проведение подкровельного защитного слоя подготовительными выработками на 21%.

Список литературы

1. "Обоснование параметров защищенных зон на удароопасных месторождениях при наработке рудных тел горными работами". Ионкина Е.В., Ильянов В.В./ Материалы X Всероссийской научно-технической конференции «Молодёжь и наука», 2014 г.; электронный ресурс;
2. "Выбор рациональной схемы защитной зоны, образованной бурением разгрузочных скважин, в особо сложных горно-геологических условиях", Ильянов В.В., Ионкина Е.В./Материалы X Всероссийской научно-технической конференции «Молодёжь и наука», 2014 г.; электронный ресурс;
3. РТПП – 045 – 2004. Регламент технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ «ГМК «Норильский никель», 35 с.



СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОГО ПОЛОЖЕНИЯ И МОРФОЛОГИИ НЕКОНДИЦИОННЫХ УЧАСТКОВ СЛОЖНО СТРУКТУРНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Кудрявцева К.А., Семенов М.А.

научные руководители – профессор Иванцов В.М.,

доцент, канд. техн. наук Ахпашев Б.А.

Сибирский федеральный университет

Для успешного поиска и формирования технических решений по своевременной отработке некондиционных участков сложно структурных рудных месторождений начальное значение приобретает их морфология и характер пространственного расположения.

Известны многочисленные наработки по данному вопросу. Однако, их общий недостаток – отсутствие или неполное соблюдение методологических принципов систематизации естественных и искусственных объектов.

Так, для систематизации морфологического описания некондиционных участков, полагаем, можно использовать известный принцип пространственного развития технических объектов, который условно назовем «точка-линия-плоскость». При «точечном» исполнении имеем равенство пространственных размеров ($a=v=c$ или $v/a=c/a=1$). При «линейном» исполнении объекта имеем соответственно: $c=a$; $v \gg a$. Для плоского объекта: $v \gg a$, $c \gg a$. В таком случае, морфологическое описание некондиционных участков может иметь следующий вид (таблица 1).

Таблица 1. Систематизация морфологического описания некондиционных участков

| Вид морфологического описания | Соотношение размерных параметров | Примеры исполнения |
|---|---|---|
| 1. Некондиционные участки точечного вида | $(a=v=c$ или $v/a=c/a=1)$ | Шток, штокверк, гнездо |
| 2. Некондиционные участки линейного вида | $c=a$; $v \gg a$; или $c/a=1$; $v/a \gg 1$ | Рудные трубки |
| 3. Некондиционные участки площадного вида | $v \gg a$, $c \gg a$; или $v/a \gg 1$, $c/a \gg 1$ | Пластообразные залежи, жилы различного типа |

Обращает на себя тот факт, что точечного и линейного вида рудные тела могут при расположении на расстоянии взаимодействия образовывать участки соответственно линейного и площадного вида. При этом можно говорить о наличии коэффициента оруденения.

При использовании последовательной линейной классификации надо найти основание для выделения двух противоречивых групп и оговориться о том, что положение некондиционных участков целесообразно рассматривать в пределах этажа. Графическая интерпретация последовательной классификации представлена на рисунке 1.

Если допустить в качестве отличительного признака - положение некондиционных участков в привязке к выработанному пространству, то получим:

А. Положение некондиционных участков непосредственно внутри зоны выработанного пространства;



Б. Положение некондиционных участков вне выработанного пространства.
На втором уровне группу А можно разделить на подгруппу А1 и А2:

А1 – некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства;

А2 – некондиционные участки в непосредственной близости у заполненного выработанного пространства.

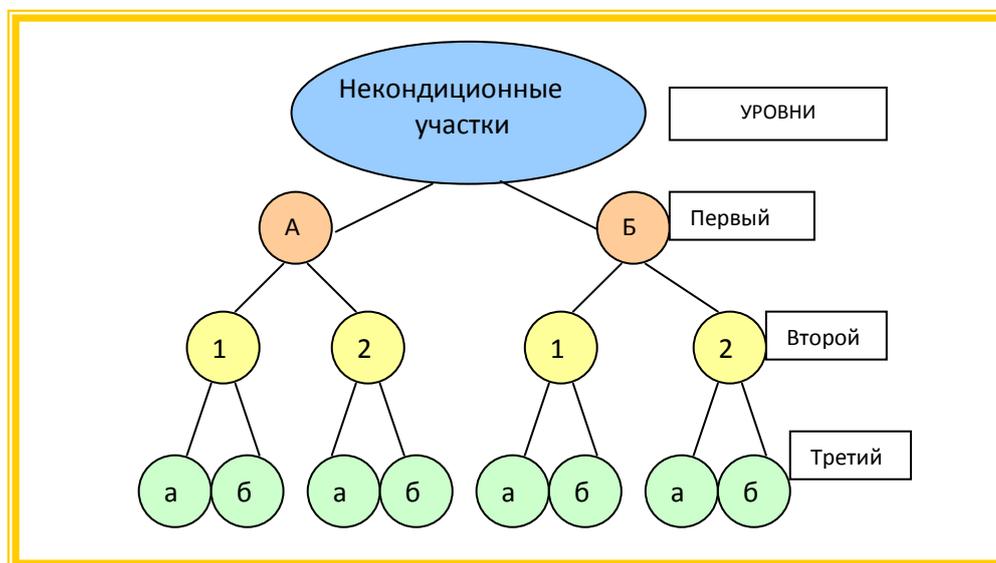


Рис. 1. Графическая интерпретация последовательной классификации пространственного расположения некондиционных участков рудных месторождений

Заполнение выработанного пространства может быть осуществлено обрушенными породами, сухой или твердеющей закладкой.

Группу Б можно разделить на подгруппы Б1 и Б2:

Подгруппа Б1 – некондиционные участки в зоне подработки со стороны висячего и /или лежачего бока выработанного пространства.

Подгруппа Б2 – некондиционные участки вне зоны подработки со стороны висячего и /или лежачего бока выработанного пространства.

Предлагаемая классификация представлена в таблице 2.

Положения классификации можно продемонстрировать примерами из практики селективной разработки при возвратно-поступательном порядке освоения рудных сложно структурных месторождений.

Так, на Балейском золоторудном месторождении в свое время отрабатывали маломощные крутопадающие рудные тела с сухой закладкой. В качестве закладки использовали некондиционные фракции руды. Особенностью геологической ситуации было то, что выделенные кондиционные жилы на всем протяжении обрамлялись некондиционными участками мощностью до 5 м. со стороны висячего и лежачего боков. По истечении периода времен было обоснованно принято решение всю совокупность выработанного пространства с обрамлением отработать повторно системой разработки с подэтажным обрушением.

На руднике Каула мощное сложно структурное месторождение отрабатывалось в концессии только на уровне камерных запасов системой с сухой закладкой. В последующем по истечении длительного времени целиковые запасы были отработаны сис-

темой слоевого обрушения вмещающих пород при наличии ограждающей стенки, созданной путем инъекции цементного раствора в сухую закладку.

Таблица 2. Последовательная классификация пространственного положения некондиционных участков рудных месторождений

| | | | |
|-----------|---|--|---|
| А | Некондиционные участки, расположенные непосредственно внутри зоны выработанного пространства | | |
| | А1 | Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства | |
| | | а. | Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства со стороны висячего или лежачего бока |
| | | б. | Некондиционные участки в непосредственной близости у открытого выработанного пространства со стороны висячего и лежачего бока |
| | А2 | Некондиционные участки в непосредственной близости у заполненного выработанного пространства | |
| | | а. | Некондиционные участки в непосредственной близости у выработанного пространства, заполненного обрушенными породами |
| | | б. | Некондиционные участки в непосредственной близости у выработанного пространства заполненного сухой или твердеющей закладкой |
| | Б | Некондиционные участки, расположенные вне выработанного пространства | |
| | | Б1 | Некондиционные участки в зоне подработки от выработанного пространства |
| а. | | | Некондиционные участки в зоне подработки со стороны висячего бока выработанного пространства |
| б. | | | Некондиционные участки в зоне подработки со стороны лежачего бока выработанного пространства |
| Б2 | | Некондиционные участки вне зоны подработки от выработанного пространства | |
| | | а. | В виде одиночных рудных тел |
| | б. | В виде группы рудных тел | |

В Кривом Роге центральный участок весьма ценной руды мощной сложно структурной железорудной зоны отработали с существенным временным опережением системой с бетонной закладкой. При возврате была использована система этажного и подэтажного обрушения руды и вмещающих пород.

На руднике им. А. Матросова обрабатывали только камерные запасы устойчивой золоторудной зоны системой подэтажных штреков. Целиковые запасы обрабатывались с возвратом на верхние этажи системой принудительного обрушения руды и вмещающих пород.

На руднике Заполярный Норильского ГМК богатые участки рудной залежи отработаны с опережением, применяя систему с твердеющей закладкой. Вкрапленные бедные руды обрабатывают и сейчас системой с обрушением руды и вмещающих пород.

Во всех рассмотренных примерах возврат на выше лежащие горизонты был предусмотрен еще на стадии проектирования очистных работ, поскольку вопрос стоял о



целесообразности отработки кондиционных запасов. Полагаем, что аналогичная стратегия может быть приемлема и экономически обоснована при решении перевода некондиционных запасов в кондиционные. Но для этого необходимо признать реальность существования возвратно-поступательного порядка освоения МПИ и уже на стадии технико-экономического обоснования кондиций (ТЭО) предусматривать возможность управления переводом некондиционных участков в кондиционные запасы с соответствующей проектной проработкой технологического ресурса на стадии очистной выемки.



ТЕХНОЛОГИЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ЛИТОЙ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ИЗ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА

Ляхов Д.П.,
научный руководитель Волков Е.П.
Сибирский федеральный университет

Актуальным направлением совершенствования технологии подземных горных работ является широкое внедрение систем разработки с закладкой выработанного пространства. Применение закладки – одного из самых радикальных средств рационального использования недр – обеспечивает безопасную разработку рудных залежей с минимальными потерями и разубоживанием, с сохранением земной поверхности, окружающей среды и утилизацией отходов производства. Практика показывает, что закладка выработанного пространства экономически оправдана при разработках месторождений ценных руд цветных металлов, добываемых на рудниках Норильского горно-металлургического комбината.

В большинстве случаев для формирования закладочного массива используются цемент и специально добываемые заполнители, отличающиеся высокой стоимостью. Их применение и значительные потери при существующих технологиях возведения искусственного массива снижают конкурентную способность систем разработки с закладкой. В тоже время в районах добычи имеется много отходов различных производств – пустых и горелых пород, хвостов обогащения, шламов и шлаков металлургических предприятий и машиностроительных заводов, шлаков и зол уноса теплоэнергетики. Все эти материалы складываются в отвалах и хвостохранилищах, занимают значительные площади, ухудшая экологическую ситуацию региона, требуют материальных затрат на содержание.

Многие из этих продуктов могут быть использованы в качестве заполнителей и вяжущих материалов в процессе возведения искусственного массива при системах разработки с закладкой выработанного пространства.

Применение хвостов обогащения для закладки подземных выработок имеет важные экологическое, экономическое и технологическое значение [1,2]. При этом в процессе разработки рецептур закладочных смесей, отвечающих технологическим требованиям ведения очистной выемки, необходимо найти рациональный способ их производства, обеспечивающий активацию свойств исходных материалов твердеющей закладки с целью снижения расхода вяжущего и полного использования свойств компонентов заполнителя.

Опыт работы закладочных комплексов рудников России и Казахстана показывает, что наиболее выгодной является подача хвостов от обогатительных фабрик до рудников гидротранспортом, с дальнейшим перемешиванием компонентов закладки в гидросреде. Такая технология проще поддается автоматизации процессов дозирования и приготовления.

Выемку запасов руд системами разработки с твердеющей закладкой (ТЗ) на сегодняшний день применяется в Казахстане на многих горнодобывающих предприятиях, таких как: ТОО “Корпорация “Казахмыс” и ТОО “Казцинк” применяется также гидравлическая и сухая породная закладка выработанного пространства [4].

На Малеевском руднике ТОО “Казцинк” принята мельничная технология приготовления ТЗ с самотечным режимом транспортирования смеси в шахту по бетоноводам. подача закладки с поверхностного закладочного комплекса (ЗК) в шахту



в объеме 500 тыс. м³ в год осуществляется в самотечном режиме при основном составе закладочной смеси (ЗС): цемент М-400 — 60 кг/м³; граншлак молотый, класс – 0,08 мм — 120 кг/м³; граншлак молотый, класс +0,08 мм — 120 кг/м³; пески отвалыные, класс + 2,5 — 470 кг/м³; легкая фракция, класс + 2,5 — 705 кг/м³; вода — 460 кг/м³ закладки. Использование на руднике гранулированных доменных шлаков позволило сократить расход цемента с 160 – 200 до 55 – 60 кг/м³ закладки.

Процесс приготовления смеси на ЗК может осуществляться в автоматическом и ручном режимах работы. На ЗК внедрена современная система автоматического контроля и регулирования подачи закладочных материалов и ЗС.

В настоящее время приготовление закладочных смесей на рудниках Норильского горно-металлургического комбината осуществляется путем совместного помола ангидрита, шлака, щебня в мельнице с добавлением цемента в виде цементного "молока".

К основным недостаткам технологии приготовления закладочных смесей относятся: высокая себестоимость компонентов закладочной смеси, отсутствие их точной дозировки, низкий объем компонентной базы исходных материалов закладки.

В настоящее время одним из наиболее перспективных путей расширения базы исходных компонентов закладки Норильского горно-металлургического комбината (НГМК), является использование хвостов обогащения Талнахской обогатительной фабрики (ТОФ-2).

Хвосты обогатительной фабрики представляют собой отходы после извлечения из измельченных руд полезных компонентов. Они характеризуются наличием большого количества тонких фракций, особенно хвосты текущей переработки.

Текущие хвосты обогащения, так называемые «породные», имеют ничтожное содержание полезных компонентов, разрешены в закладку и удовлетворяют требованиям предъявляемым к закладочным материалам по крупности, содержанию вредных компонентов.

Известно, что основным преимуществом шаровых мельниц является простота конструкции и обслуживания, а также большая производительность. Однако такие мельницы металло и энергоемкие, и отличаются функциональными ограничениями в эффективной тонине помола измельчаемого материала. При этом как показывают исследования, приготовление качественных закладочных смесей путем мокрого помола исходных компонентов закладки в шаровых мельницах не позволяют использовать полную фракцию породных хвостов обогащения так как не обеспечивают качественного смешивания состава, ведущего к потере свойств вяжущего и как следствие его перерасхода.

Использование полной фракции хвостов обогащения при производстве твердеющих смесей ХЦ может быть достигнуто после их гомогенизации и активации методом гидроударно-кавитационного воздействия в процессе их приготовления. Активация измельчением – инновационный способ интенсификации физико-химических процессов в материалах. В ее основе лежит способность смесей проявлять повышенные вяжущие свойства и текучесть под действием гидроударных нагрузок и кавитационных импульсов, гомогенизирующих компоненты смеси и обновляющих химически взаимодействующие поверхности их частиц.

Для разработки технологии закладки горных выработок полной фракцией породных хвостов обогащения создан гидроударно-кавитационный смеситель (ГКС) [3], обеспечивающий гидроударно-кавитационное воздействие на материалы закладочной смеси в процессе её приготовления.



Лабораторные исследования с применением ГКС проводились по схеме, представленной на рис. 1. Исследуемые закладочные смеси после смешения в смесителе подавались в ГКС.

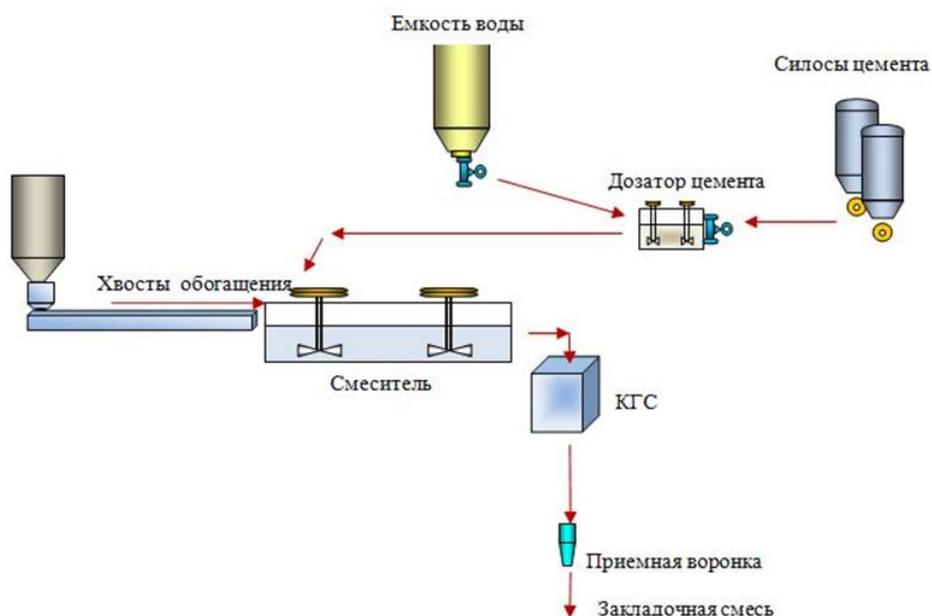


Рис. 1. Технология производства закладочных смесей на основе хвостов обогащения с применением ГКС

В результате лабораторных исследований определено, что образцы закладочных смесей ХЦ, приготовленные по технологии с применением ГКС на основе полной фракции породных хвостов обогащения, имеют прочность на 30% выше, образцов, приготовленных по мельничному способу производства.

Список литературы

1. Анушенков А.Н. Разработка комплексов приготовления и транспорта твердеющих смесей для закладки горных выработок: монография / А.Н. Анушенков. Красноярск, 2006 - 172 с.
2. Анушенков А.Н., Фрейдин А.М., Шалауров В.А. Приготовление литой твердеющей закладки из отходов производства // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Новосибирск, 1998. Т. 1. С.104-109.
3. Пат. 115690 Российская Федерация, МПК В06В 1/20. Многоступенчатое гидроударно-кавитационное устройство / Анушенков А.Н., Мещеряков И.В. Опубл. 10.05.2012, Бюл. №13.
4. Круппник Л. А., Шапошник Ю. Н., Шапошник С. Н. Совершенствование закладочных работ на горнодобывающих предприятиях Казахстана // Горн. журн. Казахстана. — 2012. — № 10.



РАЗРАБОТКА КОНЦЕПЦИИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ РЯДА РУДНИКОВ СИБИРИ И ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА С ЦЕЛЬЮ ЭФФЕКТИВНОГО ИХ РАЗВИТИЯ

Сотников В. А.,

научный руководитель д-р техн. наук Анушенков А. Н.

Сибирский федеральный университет

В данной работе рассмотрены железорудные и полиметаллические месторождения Алтае – Саянского и дальневосточного регионов. Сформулированы предположения по совершенствованию ведения подземных горных работ с целью повышения производительности труда персонала на основе механизации работ и развития применяемых систем отработки.

Железорудное месторождение Алтае - Саянского региона

Рудники месторождений Горной Шории и Хакасии, разрабатывающие подземным способом железорудные месторождения, расположены в сейсмоактивном регионе.

К особенностям их отработки относятся: достигнутая значительная глубина горных работ; сложные горно-геологические условия разработки, характеризующиеся наличием слепых рудных тел на глубинах свыше 200 - 400 метров; наличием водных объектов в пределах шахтных полей

(Таштагол - р. Кондома, Шерегеш - р. Большая Речка, Абакан - р. Рудная и Средняя Кеня), предопределяющих оставление значительных запасов в охранных целиках и необходимость их последующей отработки; так же усложняют условия отработки зоны тектонической нарушенности и повышенная трещиноватость рудных массивов; высокие тектонические геодинамические поля напряжений. Отмеченные особенности требуют особого подхода при дальнейшем совершенствовании технологии горных работ на железорудных рудниках региона.

Поэтому на рудниках Горной Шории и Хакасии при разработке мощных рудных залежей около 90% добычи осуществляется системами этажного принудительного обрушения с вибровыпуском руды (рис. 1). Погрузка непосредственно в вагоны обусловила циклический характер добычи руды. Резервы этой технологии по повышению производительности труда и снижению себестоимости при циклическом характере добычи руды в основном исчерпаны.

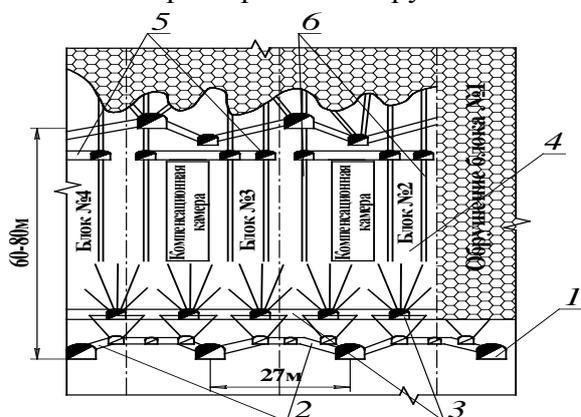


Рис. 1. Система разработки этажного принудительного обрушения с вибровыпуском руды, где:

- 1 – откаточный орт;*
- 2 – камеры под ВДПУ;*
- 3 – выработки горизонта подсечки;*
- 4 – выемочный блок;*
- 5 – выработки бурового горизонта;*
- 6 – пучки глубоких скважин.*

К главным направлениям совершенствования существующей технологии подземных горных работ с целью повышения технико-экономических показателей добычи является освоение циклично-поточной технологии (ЦПТ) на основе

комплексного применения на выпуске, доставке и транспортировании механизированных средств непрерывного действия.

Основой циклично-поточной технологии выпуска, доставки и транспортировки руды могут служить серийные, а также разработанные и испытанные комплексы оборудования:

а) для площадного выпуска руды - безроликовые конвейеры со скользящей лентой (КСЛ), участковый дробильный комплекс (УДК - 1000);

б) для торцового выпуска руды - погрузочно-доставочный комплекс самоходных машин непрерывного действия (ПДКН), включающий погрузочную машину ПНКЧ и телескопические перегружатели СКП или ПСЛ.

Применение вышеперечисленного оборудования позволит поднять производительность труда на 10÷15%.

Николаевское полиметаллическое месторождение АО «Дальполиметалл»

Николаевское месторождение представлено группой скарново-сульфидных залежей сложной формы, приуроченных к границе несогласия между двумя структурными этажами и залегающих на большой глубине от поверхности. Залежи локализуются на контакте верхнетриасовых известняков с несогласно перекрывающими их верхнемеловыми туфами липаритов, на которых залегают андезиты и в которых сформировались глыбовые и жильные рудные тела.

Сплошная камерная система разработки с обрушением пород кровли (рис. 2) по технологическим показателям превосходит применяемую на руднике камерно-целиковую выемку, позволяет отказаться от закладки выработанного пространства твердеющими смесями, обеспечивает безопасность ведения горных работ.

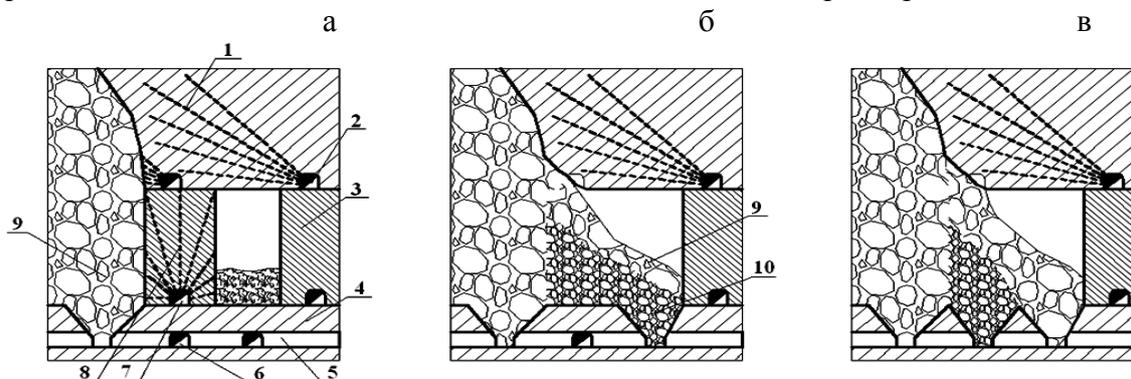


Рис. 2. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли:

- а) выемка камерных запасов;
- б) обрушение целика;
- в) выпуск руды в границах камеры и целика.

Цифрами на рисунке 2 обозначено: 1 – породная консоль; 2 – буровой посадочный орт; 3 – рудное тело; 4 – вмещающие породы; 5 – полевой откаточный штрек; 6 – погрузочно-доставочный орт; 7 – буровой орт; 8 – буровые скважины; 9 – обрушенные породы; 10 – отбитая руда.

Породная консоль до ее обрушения находится в зоне растягивающих напряжений, которые возрастают с увеличением пролета отработки. Согласно расчетам, растягивающие напряжения в кровле очистной камеры после выемки целика не превышают значений растяжений в кровле камеры до отработки целика. В этих условиях устойчивость породной консоли будет определяться в основном нарушением пород кровли. Для снижения влияния пролета, отработки на

напряженное состояние пород кровли отработку участков месторождения целесообразно производить панелями с направлением отработки вкрест простирания рудного тела.

При коэффициенте рудоносности отрабатываемого участка более 0,8 отработку его целесообразно осуществлять сплошной камерной системой с обрушением пород кровли, что обуславливается снижением издержек производства концентратов на 16 - 24% по сравнению с вариантами с закладкой выработанного пространства.

При коэффициенте рудоносности менее 0,8 более эффективен вариант сплошной слоевой выемки с восходящим порядком отработки с твердеющей закладкой, позволяющий до 80% объема породных включений выделить и оставить в закладке.

Вольфрам-медное месторождение «Восток - 2»

Месторождение "Восток - 2" представлено крутопадающей залежью сложной морфологии с углом падения от 85° в центре и до 50° на флангах. Мощность основной залежи изменяется от 3,0 до 20,0 м, составляя в среднем 10 - 12 м. С лежачей стороны на расстоянии 12 - 17 м выделяются до горизонта 640 м оруденелые скарны мощностью до 4 м, которые на шахтных горизонтах (ниже гор. 620 м) практически отсутствуют. Руда довольно плотная, хрупкая, плотность ее для кварц-шеелитового типа оруденения 2,9 - 3,2 т/м³, сульфид-шеелитовая 3,62 т/м³ и кварц-сульфид-шеелитовая 3,0 т/м³.

Вмещающие породы представлены преимущественно биотитовыми роговиками X-XI категории по биримости, прокварцованными песчаниками, среднезернистыми гранодиоритами и мраморизированными известняками. Породы средней трещиноватости. Рудное тело в центре разделяется порфиритовой дайкой шириной 120 - 130 м. Ширина рудного крылана север и юг от дайки составляет 180 - 200 м.

На шахтных горизонтах месторождение отнесено к угрожаемым по горным ударам. Начиная с горизонта 520 м, в связи с этим проектом предусматривалась закладка первичных камер твердеющими смесями и вторичных - породами из проходческих работ и отвалов прошлых лет.

Вариант системы разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию из подконсольного пространства (рис. 3) соответствует горнотехническим условиям шахтных горизонтов месторождения "Восток - 2" и требованиям безопасной его отработки.

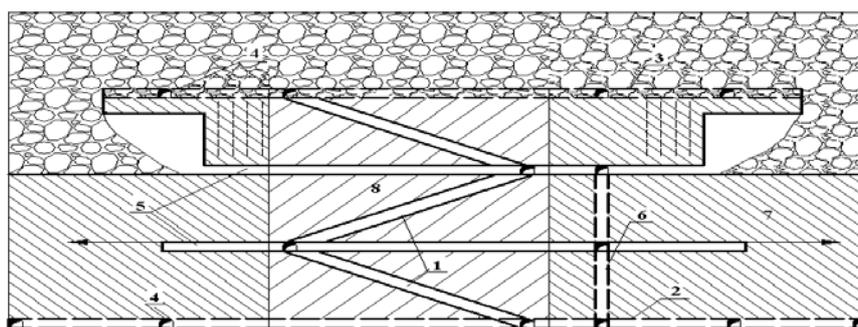


Рис. 3. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию из подконсольного пространства.

1 – уклон; 2 – полевой штрек; 3 – рудный штрек; 4 – заезды; 5 – подэтажные штреки;
6 – рудоспуск; 7 – рудный массив; 8 – безрудный целик.

Применение системы разработки подэтажными штреками со сплошной выемкой позволит по сравнению с камерно-целиковым порядком выемки:

а) снизить удельный объем горно-подготовительных и нарезных работ соответственно на 6,5 и 11,5%;

б) повысить производительность по горной массе на 13%, а по добытой балансовой руде на 19%;

в) уменьшить потери руды на 3%, а разубоживание на 8,1%;

г) увеличить содержание металла в товарной руде на 15,6%, а количество металла в добытой руде на 4200 т.

Применение технологии площадно-торцового выпуска руды по сравнению с площадным выпуском через односторонние заезды обеспечивает уменьшение остатков отбитой руды в основании камеры на 30 - 40%, а под обрушенными породами сокращение потерь в 2 раза, производительность труда при этом по системе разработки возрастает на 5 - 12%.

Заключение

В предложенной работе изложены варианты развития технологий подземной разработки весьма мощных крутопадающих рудных залежей (железорудные месторождения), мощных пологопадающих пластообразных залежей (Николаевское полиметаллическое месторождение) и крутопадающих рудных тел средней мощности (вольфрамовое месторождение "Восток - 2"), которые могут быть использованы для проектирования передовых рудников будущего.

Главная особенность сырьевой базы перечисленных трех объектов разработки - устойчивая тенденция увеличения глубины горных работ и обусловленная этим сложная горнотехническая и геомеханическая обстановка. Уровень концентрации напряжений в массиве на больших глубинах обуславливает необходимость перехода на технологии со сплошной выемкой и суживает классы безопасных систем разработки в этих условиях вариантами с закладкой или с обрушением, или комбинацией этих способов. Варианты систем со сплошной слоевой или камерной выемкой с полной закладкой выработанного пространства в широком диапазоне горнотехнических условия позволяет повысить безопасность горных работ, уменьшить вероятность горных ударов, улучшить качество и полноту извлечения запасов, экологическую обстановку. Но эти схемы не всегда применимы с экономической точки зрения.

Выполненный геомеханический обзор позволяет считать перспективными при отработке рудных тел средней и малой ценности на больших глубинах варианты со сплошной камерной выемкой и выпуском руды под защитой породной консоли (пологопадающие) или потолочины (крутопадающие) с обрушением налегающих пород.

Представляется целесообразным в дальнейших исследованиях разработать проект (комплексную программу) по коренной реконструкции, технологии подземных горных работ будущего, созданию комплексов отечественных горных машин нового поколения, переоценке сырьевой базы с учетом требований российского и зарубежного рынка, выбору регионов первоочередного освоения этих решений. Все это позволило бы подготовить базу горной промышленности к более высокому уровню производства, повысить конкурентоспособность подземных рудников по сравнению с открытыми горными работами и сделать подземную разработку более безопасной и экономически рентабельной.

