© Ю.В. Волков, И.В. Соколов, 2005

УДК 622.272

*Ю.В. Волков, И.В. Соколов*

# *ОЦЕНКА РИСКОВ ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*

**Семинар № 13**

Особенность инвестиционных горных проектов состоит в том, что высокая степень изменчивости и неопределенности воздействия на горные предприятия как внутренних, так и внешних факторов приводит к необходимости разработки технических решений на основе случайных событий или процессов с учетом риска достижения конечных результатов. Риск, как известно – это форма неопределенности, связанная с возможностью возникновения в ходе реализации проекта неблагоприятных ситуаций, следствием которых является потеря инвестором части своих средств, недополучение доходов или появление дополнительных расходов в результате осуществления оперативной и финансовой деятельности или снижение эффективности проекта.

Существующая система методов анализа рисков основана на использовании положений теории вероятностей и статистических концепциях. В качестве меры риска в большинстве случаев принимается уровень неопределенности достижения тех или иных показателей в будущем, оцениваемый на основе вариации их в прошлом. Все виды риска подразделяются на две основные категории: уникальный и рыночный риск. Рыночный риск вызывается воздействием макроэкономических факторов, которые характеризуются изменчивостью конъюнктуры рынка минерального сырья, рынков оборудования, материалов, труда, капитала, инфляции и системы налогообложения. К уникальным рискам относится риск, связанный с оценкой запасов полезного ископаемого в недрах, содержанием полезных компонентов в добываемой руде, изменением горно-геологических условий разработки по мере развития горных работ.

Горные проекты можно охарактеризовать как проекты с повышенным уровнем риска обеих категорий. По мере отработки месторождения постоянно изменяются, в основном ухудшаются, горно-геологические условия залегания месторождения, что ведет к увеличению затрат на производство горных работ. Растет риск выхода из строя оборудования, увеличивается отрицательное воздействие горных предприятий на экологию, ужесточаются требования к охране окружающей среды. Кроме того, горное производство обладает значительной капиталоемкостью, которая связана с необходимостью использования дорогостоящего технологического, горно-транспортного и обогатительного оборудования, применением экологически щадящих технологий добычи и переработки руды. Повышенный риск горных предприятий также определяется значительным сроком их строительства, который составляет 5-8 лет и более.

Таким образом, горные предприятия имеют большую вероятность получения неблагоприятных финансовых результатов и являются более рискованными, чем предприятия других отраслей промышленности. Поэтому инвесторов в значительной степени интересует надежность получения прибыли, то есть степень риска конкретных инвестиций.

Наиболее распространенным методом учета и оценки уникальных видов риска горных проектов является стохастическое моделирование, где неопределенность исходных данных задается в виде случайных событий. В данном случае под риском понимается непредвиденное отклонение денежных потоков от ожидаемых значений. Суть стохастической модели оценки риска инвестиционного горного проекта заключается в том, что исходные данные задаются не в детерминированной, а в вероятностной форме. При дискретном распределении вероятностей задается несколько сценариев развития предприятия с различными вероятностями исходных параметров, характеризующих тот или иной сценарий. При непрерывном распределении вероятностей исходные данные могут принимать бесконечное число значений внутри определенных диапазонов и описываются определенными вероятностными функциями. В результате определяется плотность вероятности критерия оценки проекта.

Стохастическое моделирование на основе непрерывного распределения вероятностей исходных переменных привело к разработке формализованного метода имитационного моделирования Монте-Карло. При использовании метода Монте-Карло исходные параметры задаются в виде случайных величин с различными распределениями вероятностей, полученными методом экспертных оценок. В результате производится оценка влияния неопределенности входных параметров на критерии оценки проектов. Рассмотренные методы оценки и учета риска горных проектов имеют один общий недостаток: они не рассматривают динамику неопределенности параметров во времени и не учитывают реакции горного предприятия на ситуации, возникающие во времени в результате неблагоприятного воздействия макроэкономических факторов.

В результате развития компьютерных технологий появилась возможность при учете и оценке риска использовать математический аппарат для имитационного моделирования случайных процессов, характеризующихся изменением неопределенности их во времени, и оценить их влияние на уровень дохода (прибыли) горных проектов. Для крупных технологических решений (например, строительство рудника) с непрерывным распределением затрат и доходов во времени наиболее приемлемыми в условиях рынка экономическим критерием является чистый дисконтированный доход (ЧДД). Для частных технологических решений можно использовать прибыль. К таким решениям следует отнести изыскание наиболее эффективной системы разработки, выбор комплексов оборудования (переносного или самоходного) для процессов проведения выработок и очистных работ, выбор вида и схемы транспорта на основных горизонтах и так далее.

Для первого случая нами используется, а для второго разработана имитационные модели, которые позволяют оценить на экспертном уровне вероятность достижения основных проектных показателей и те предельные (критические) значения параметров, за гранью которых проект становится неэффективным. Достоинством разработанной модели является возможность анализировать и оценивать различные сценарии реализации той или иной технологической схемы, а также учитывать разные факторы рисков в рамках одной технологической схемы освоения месторождения.

Как пример можно привести проектирование доработки Молодежного месторождения подземным способом, где были определены предельные значения факторов ценности руды, себестоимости добычи и переработки руды, срока строительства рудника, а сами они рассмотрены в качестве факторов риска. Так при извлекаемой ценности 1 т руды ниже 700 руб. и себестоимости добычи и переработки руды выше 650 руб./т предприятие начинает работать нерентабельно. Проектные показатели составили 743 и 650 руб./т, соответственно.

*Влияние факторов на изменение ЧДД*

| Наименование факторов | Изменение ЧДД, % | Степень влияния на изменение ЧДД |
|---|---|---|
| Ценность руды | 156 | 1 |
| Затраты на добычу и переработку | 98 | 2 |
| Срок строительства | 23 | 3 |

При этих значениях факторов ЧДД составляет 100 руб. Рассматривая влияние срока строительства рудника на величину ЧДД, установили, что превышение срока строительства более 3,3 года приводит к нерентабельной работе предприятия, а снижение с 3 лет (по проекту) до 2,5 лет увеличивает ЧДД за первый год эксплуатации в 2,3 раза.

При одинаковой степени изменения самих факторов (например, увеличение на 10 %) они оказывают разное влияние на степень изменения ЧДД (таблица). Наибольшее влияние оказывает ценность руды, на втором месте - затраты на добычу и переработку руды, на третьем - срок строительства. Управление этими факторами путем внесения соответствующих изменившимся условиям корректив в технологические решения обеспечивает эффективность разработки месторождения на каждом этапе его освоения.

Одним из важных критериев риска инвестиционного проекта может быть адаптивность принятых в нем технологических или иных решений. Адаптируемые объекты легко приспосабливаются к изменчивым условиям существования, а полностью лишенные свойства адаптивности, рано или поздно исчезают. Примером адаптивной технологии является восходящая выемка месторождения, где нет жесткой привязки к высоте этажа или подэтажа, нет необходимости в отработке переходной зоны (при комбинированной разработке месторождений) и т.д. Адаптационный метод предлагает заложить в конструкцию объекта такие свойства, которые позволяют в дальнейшем, сталкиваясь с непредвиденными ситуациями, перестраиваться без чрезмерно больших затрат.

Таким образом, построенная имитационная модель и предлагаемый метод оценки рисков позволяют анализировать и оценивать различные сценарии реализации проектов освоения месторождений на стадиях обоснования ин-вестиций и разработки ТЭО (проектов) и определять предельные значения технических, технологических и экономических параметров.

## *Коротко об авторах*

*Волков Ю.В.* – профессор, доктор технических наук,
*Соколов И.В.* – кандидат технических наук,
ИГД УрО РАН.

**© А.И. Федоренко, 2005**

УДК 622.831

*А.И. Федоренко*

# *ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД КАЗСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ*



Изучение прочностных и деформационных свойств горных пород с увеличением глубины подземных разработок проводилось на Казском железорудном месторождении.

Из прочностных и деформационных свойств горных пород в лабораторных условиях по известным методикам [1, 2] определялись: прочность породы на одноосное сжатие, предел прочности при растяжении, модуль упругости и коэффициент Пуассона.

Для проведения испытания был отобран керновый материал с гор.-300 м (главный квершлаг).

***Предел прочности на сжатие определяется по формуле***

$$\sigma_{сж} = P_{\max} / F_0, \qquad (1)$$

где $P_{max}$ – максимальная разрушающая нагрузка, кН.; $F_0$ – начальная площадь поперечного сечения образца, см$^2$.

Для определения предела прочности при растяжении использовался метод диаметрального сжатия, в результате чего в образцах возникают растягивающие напряжения. Расчет предела прочности на растяжение производится по формуле

$$\sigma_P = 0,637 \times P / h \times d, \qquad (2)$$

где Р. – разрушающее усилие, кН.

***Статистический модуль упругости вычисляется по формуле***

$$E_{CT} = \left(P_K - P_H\right) / F \times h, \qquad (3)$$

где $E_{СТ}$ – статистический модуль упругости, см$^2$; $P_К$, $P_Н$ – конечная и начальная нагрузка на образец при измерении деформации, кН; F –площадь поперечного сечения образца, см$^2$; Н – продольная абсолютная деформация образца при изменении нагрузки от $P_Н$ до $P_К$.

Коэффициент Пуассона вычисляется как частное от деления средней поперечной деформации образца Е' на среднюю продольную деформацию Е”

Таблица 1

***Прочностные и деформационные свойства горных пород Казского месторождения с гор. – 300 м (главный квершлаг)***

| Номер образца | Тип горной породы | Модуль упругости $E \times 10^4$, МПа | Коэффициент Пуассона $\mu$ | Предел прочности МПа | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | | $\sigma_{сж}$ | $\sigma_p$ |
| обр. №3 | Диоритов. сиенит | 9,38 | 0,25 | 116,2 | - |
| обр. №4 | Диоритов. сиенит | 8,85 | 0,24 | 109,7 | 11,3 |
| обр. №5 | Диоритов. порфирит | 7,48 | 0,20 | 80,5 | 16,6 |
| обр. №6 | Диоритов. порфирит | 7,05 | 0,16 | 40,4 | - |
| обр. №7 | Диоритов. порфирит | 7,78 | 0,21 | 72,0 | 12,5 |

$\mu = E^{'} / E^{''}$.

(4)

Результаты испытаний прочностных и деформационных свойств горных пород Казского месторождения с гор. – 300 м (главный квершлаг) приведены в табл. 1.

Результаты проведенных исследований позволили установить следующую закономерность изменения прочностных свойств горных пород от ее типа.

С поверхности и до глубины – 300 м прочность диоритовых сиенитов, порфиритов и диабазовых порфиритов на одноосное сжатие изменяется от 40 до 116 МПа.

Анализ экспериментальных данных показывает, что в диоритовых сиенитах, порфиритах и диабазовых порфиритах модуль упругости изменяется в пределах от $7,05 \times 10^4$ до $9,38 \times 10^4$ МПа.

Коэффициент поперечных деформаций в породах на гор. – 300 м, изменяется пределах от 0,16 до 0,25. Большие значения коэффициента Пуассона по породе связаны с рассланцовкой пород, микротрещиноватстью и зависит от минералогического состава пород.

Диоритовые сиениты, порфириты и диабазовые порфириты являются прочными, хрупкими породами с высоким модулем упругости.

Испытание механических свойств горных пород и оценка их ударо-опасности проводилась на образцах с этого же гор.-300 м.

Испытания образцов горных пород сгор.-300 м (главный квершлаг) на хрупкость и оценка их удароопасности осуществлялись с помощью прибора УМГП-3 [3] по методике Л.А. Шрейнера посредством вдавливания индентора (пуансона) в образец породы. Коэффициент хрупкости $К_{хр}$ рассчитывался из соотношения

$K_{XP} = P_1 / P_2 \times h_2 / h_1$

(5)

где $P_1$ – усилие вдавливания на момент выкола, МПа; $P_2$ – усилие после выкола, МПа; $h_1$ – глубина внедрения конуса до момента выкола, мм; $h_2$ – полная глубина внедрения конуса от начала опыта, мм.

Прибор снабжен самописцем и позволяет производить характеристику разру-

Таблица 2

***Результаты испытаний образцов пород на удароопасность и хрупкость на гор.-300 м Казского месторождения***

| **Номера образцов** | **Тип горной породы** | **Коэф. пласт., $К_{пл}$** | **Коэффициенты удароопасности,** | | **Коэффициент хрупкости, $К_{хр}$** | **Примечание** |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | **$К_1$** | **$К_2$** | | |
| обр.№1 | Диоритовый порфитит | 1,06 | 0,95 | 0,13 | - | $К_1$>0.7 $К_2$<1.0 |
| обр.2 | - | 1,15 | 0,87 | 0,12 | - | удароопасные |
| обр.№3 | Диоритовый сиенит | 1,07 | 0,94 | 0,10 | - | $К_1$>0.7 $К_2$<1.0 |
| обр.№4 | - | 1,20 | 0,85 | 0,10 | 1/9,70 | не удароопасные |
| обр.№5 | Диоритовый порфирит | 1,12 | 0,90 | 0,26 | 1/4,85 | |
| обр.№6 | - | 1,05 | 0,96 | 0,28 | - | |
| обр.№7 | - | 1,15 | 0,89 | 0,16 | - | |
| обр.№8 | - | 1,04 | 0,97 | 0,10 | - | |
| обр.№9 | - | 1,07 | 0,94 | 0,13 | - | |
| обр.№10 | Диабазовый порфирит | 1,04 | 0,96 | 0,16 | 1/5,76 | |

шения на масштабную ленту в осях «напряжение-деформация».

Графики деформации хрупких пород имеют вид главных кривых, резко обрывающихся в момент разрушения образца под пуансоном.

Для оценки относительной хрупкости горных пород рассчитывались следующие коэффициенты удароопасности:

$$K_1 = \varepsilon_y / \varepsilon_n , \quad (6)$$

$$K_2 = E / M , \quad (7)$$

где $\varepsilon_y$ – упругая деформация; $\varepsilon_n$ – полная деформация; Е – модуль упругости породы, МПа; М- модуль спада, МПа.

Коэффициенты $K_1$и $K_2$ характеризуют склонность материала к хрупкому разрушению за счет упругой энергии, накопленной в самом материале.

Результаты определения коэффициентов $K_1$и $K_2$ и критерии оценки различных типов пород по категориям удароопасности приведены в табл. 2.

Как видно из результатов все основные породы, которые находятся на го.-300 м (в створе главного квершлага) можно отнести к категории «удароопасные», поскольку у всех типов пород $K_1$>0,7 и $K_2$<1,0 и $K_{хр}$>6

Это означает, что горные породы способны накапливать энергию упругой деформации на нагруженных участках и склонны к динамическим проявлениям при достижении предельных значений напряжений.

Все основные горные породы, которые находятся в створе главного квершлага на гор.-300 м можно отнести к категории «удароопасных» по предельным коэффициентам хрупкости и пластичности. Это необходимо учитывать при расчете параметров крепления горных выработок, проводимых в неоднородном поле напряжений.

***СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ***


1. ГОСТ 21153.075-ГОСТ 21153.7-75. Породы горные. Методы физических испытаний. М., 1975. - с. 25.
2. *Прочность* и деформируемость горных пород/Ю.М. Карташов, Г.В. Мехеев и др. - М.: Недра, 1979. - с. 169.
3. *Инструкция* к УМГП- 3. Феодосия; Главгеология УССР, 1962. - с. 30.


## *Коротко об авторах*


*Федоренко А.И.* – Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк.



**© В.Н. Калмыков, И.Т. Слащилин, Н.А. Ивашов, 2005**

УДК 550.8:622.2

***В.Н. Калмыков, И.Т. Слащилин, Н.А. Ивашов***

# *ВСКРЫТИЕ ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ КОРКИНСКОГО РАЗРЕЗА*

**Семинар № 13**

Коркинский разрез отрабатывает угленосные пласты Челябинского буроугольного бассейна. Угленосные отложения бассейна, представленные аргиллитами, алевролитами, песчаниками и пластами угля, делят на две основные свиты: коркинскую и чумлякскую.

Наибольшей угленосностью характеризуется южная часть Коркинского месторождения, где угольные пласты II-верхний имеют мощность 50-70 м, а пласт II – нижний достигает мощности 200 м. К югу и северу от Коркинского месторождения мощность пластов угля и угленосность западной продуктивной полосы понижаются.

Коркинский разрез был введен в эксплуатацию в 1934 г. добывается ежегодно более 3,0 млн т. Добыча угля производится на глубине 480 м.

В северном борту разреза сосредоточены запасы до 25 млн т, часть которых отрабатывается шахтой «Коркинская». Основные запасы законсервированы в охранных целиках шахты.

С целью повышения эффкутивности разработки пластов Челябинского угольного бассейна возникла необходимость слияния в один комплекс крупнейшего в мире разреза «Коркинский» и шахты с тем же названием.

Этот уникальный проект был проработан в середине 90-х годов, но долгое время из-за нехватки средств не мог быть осуществлен. Такая возможность появилась с образованием ОАО «Челябинская угольная компания» (ЧУК). Сущность проекта заключается в том, что уголь из отрабатываемых лав шахты транспортируется непосредственно в разрез. В качестве примера можно привести отработку лавы № 62 пласта Подчумлякской пачки 3 на южном крыле шахтного поля. Пласт состоит из нескольких угольных пачек, разделенных аргиллитовыми прослоями мощностью 0,1-0,4 м. Мощность пласта измеряется от 4,4 м в районе монтажной камеры до 7,16 м у границы ее остановки. Вынимаемая мощность пласта – 3,5 м (комплекс 2ОКП 70).

Для выдачи руды из шахты были пройдены главный конвейерный уклон №1 длиной 560 м (рисунок, участок АВ) и конвейерный уклон №2 длиной 220 м (рисунок, участок ВС) до магистральной конвейерной линии разреза (рисунок).

Предлагаемая схема вскрытия и отработка прибортовых запасов соответствует комбинированной геотехнологии [1, 2].

Затраты на проходку 1 м горнокапитального уклона (ГКУ – 1) составили с учетом общешахтных расходов 9755 руб., в т.ч. на металлокрепь 5680 руб.

Применение рекомендуемой схемы вскрытия позволило:

1. Сократить транспортную цепочку на 480 м;
2. Исключить из технологического процесса шахты «Коркинская» обогатительную фабрику, аварийный склад, погрузочный комплекс, часть капитальных выработок горизонта 240 м, скиповой подъем;

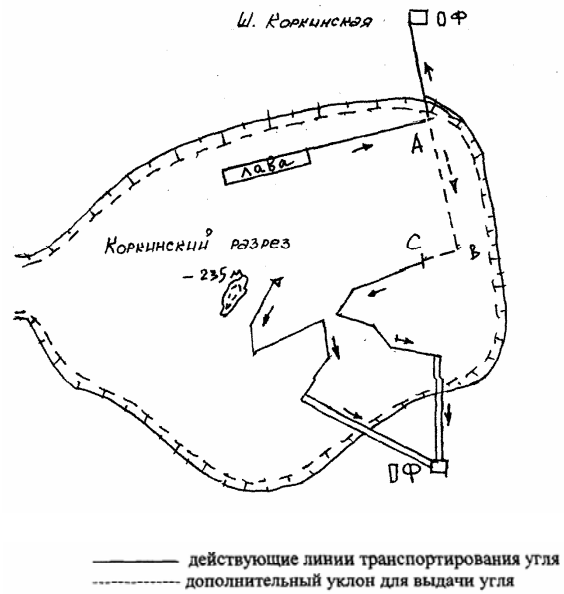



***Схема выдачи угля из приборто-вых запасов с использованием вы-работанного пространства разре-за***

Выдача угля шахты «Коркинская» через разрез «Коркинский» позволил получать в 2004 г. за 6 месяцев экономию 8060,3 тыс. руб. в том числе за счет ликвидации обогатительной фабрики ш. «Коркинская» - 2558,7 тыс. руб., по элементам «Работы и услуги промышленного характера» 2000,0 тыс. руб., по статье электроэнергия 1206,0 тыс. руб.

*Вывод*

Использование выработанного пространства разреза позволяет отработать законсервированные запасы ш. Коркинская, упростить схему транспортирования угля до обогатительной фабрики разреза и ликвидировать большинство технологических процессов шахты.

3. высвободить численность горнорабочих по шахте на 50 чел;

Прирост запасов в районе шахты составил 25 млн т, что позволит добывать уголь в борту карьера в течение 15 лет. Со временем северный борт разносится и разрез подрабатывает промплощадку шахты «Коркинская».

***СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ***

1. *Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В.* Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. – 560 с.

2. *Рыльникова М.В.* Технология комплексного освоения месторождений комбинированным способом: Монография. – Магнитогорск: МГТУ, 1998. – 135 с.

## *Коротко об авторах*

*Калмыков В.Н.* – профессор, доктор технических наук.
*Слащилин И.Т.* – профессор, кандидат технических наук.
Магнитогорский государственный технический университет,
*Ивашов Н.А.* – горный инженер. Челябинская угольная компания.

© В.А. Осинцев, В.М. Беркович, Ю.В. Анохин, 2005

УДК 622.272.002.2

*В.А. Осинцев, В.М. Беркович, Ю.В. Анохин*

# *СОЗДАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОРАБОТКИ ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ С КРЕПЛЕНИЕМ БОРТОВ*

**Семинар № 13**

В последнее время наметилась тенденция добычу полезного ископаемого при отработке законтурных запасов, оставшихся после погашения горных работ в карьере, использовать технологию открытых горных работ с крутыми нерабочими бортами.

При этом встают две главные проблемы. Первая - как производить выемку рудной массы внутри колодца и как выдавать ее на поверхностей, и вторая - как добиться устойчивости крутых откосов бортов карьера.

По первой проблеме готовые решения имеются. Прежде всего производить не массовые взрывы, а работать малыми уступами и в качестве погрузочных средств использовать экскаваторы небольшой мощности. Далее - выемка и доставка отбитой горной массы. Тут можно использовать контейнера с лифтовым подъемником или самоходную технику с доставкой по подготовительным выработкам.

Для решения второй проблемы нами предложен способ (а.с.№1745931), в котором для поддержания нерабочих бортов карьера служат отработанные в опережающем порядке подземные камеры, заложенные твердеющей закладкой. Они могут, в зависимости от условий устойчивости откосов, быть вертикальными или наклонными под углом 60-80 градусов [1].

Способ возведения крепления бортов карьера осуществляется следующим образом. По данным геологической разведки определяют контур рудной зоны ниже дна карьера. За контуром этой зоны сверху вниз проходят спиральную выработку с уклоном, позволяющим использовать самоходное оборудование. Параллельно спиральной выработке формируют по контуру зоны разработки выработанное пространство для сооружения опережающей крепи путем последовательной отработки камер первой и второй очередей. Для этого из спиральной выработки проходят буровыпускную выработку, из которой разбуривают и взрывают камерные запасы. Отбитую горную массу самоходным оборудованием вывозят по спиральной выработке на поверхность. После завершения выпуска и зачистки почвы отработанных камер выработанное пространство закладывают твердеющей смесью. Камеры второй очереди отрабатывают после набора твердеющей закладкой нормативной прочности. Вентиляцию осуществляют по нагнетательной схеме с подачей воздушной струи по вентиляционным скважинам. После сооружения одного витка крепи приступают к выемке запасов внутри колодца открытым способом. В результате исследований создан аппарат расчетных формул для определения типа и параметров возводимой крепи откоса с учетом физико–меха-нических свойств вмещающих пород.

Для укрепления ослабленных тектоническими нарушениями пород, которые пересекает возводимая крепь (рис. 1), предложено использовать длинные канатные анкеры, которые вводили в пробуренные скважины и заполняли их вяжущим раствором (а. с. № 1199000).

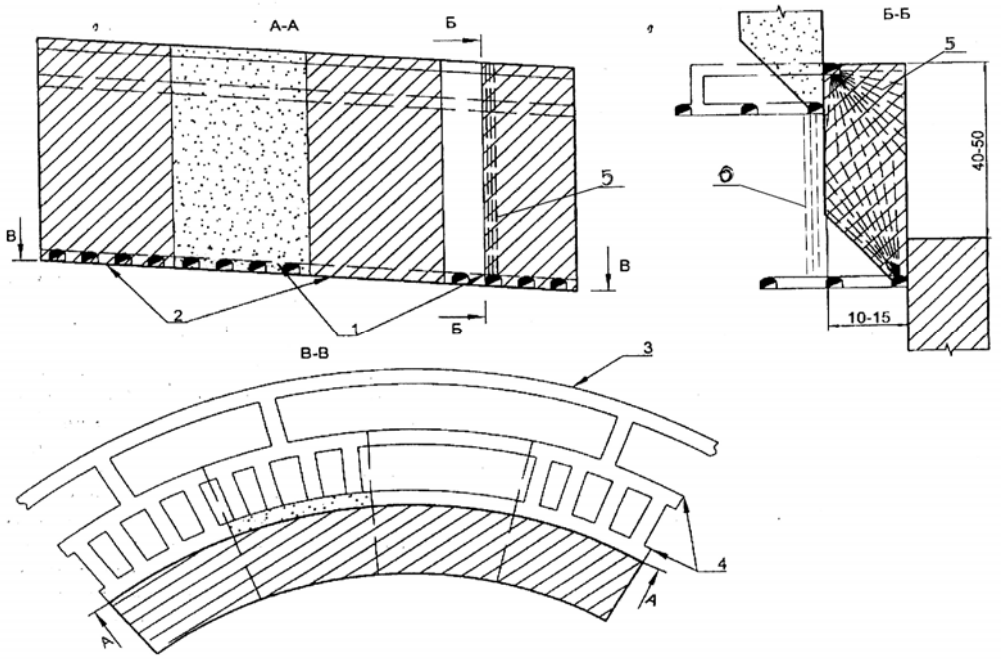



***Рис. 1. Технология возведения кольцевой крепи:*** 1 – камеры первой очереди; 2 – камеры второй очереди; 3 – спиральный съезд; 4 - буровыпускные выработки; 5 – отбойные скважины; 6 – укрепляющие анкера

Этот способ укрепления испытан на Миндякском руднике при отработке междукамерного целика №4 [2]. Целик находился на южном фланге линзообразного рудного тела и разделял очистные блоки №1 и №2-3, причем блок №1 был пустой, а блок № 2—3 заполнен хвостами обогащения. Целик обрушался массовым взрывом на пустоту камеры блока № 1.

Чтобы предотвратить разубоживание отбитой руды, которое могло произойти от проникновения закладочного материала из блока № 2—3, оставленную рудную корку толщиной 3,0 м упрочнили металлической арматурой, для чего в рудной корке пробурили три веера нисходящих скважин диаметром 100 мм (рис. 2). В качестве укрепляющей арматуры использовали стальной трос диаметром 31 мм, который вводили в пробуренные скважины и заполняли их цементным материалом.

Испытания показали надежность и экономичность этого способа укрепления массива горных пород:

| | |
|---|---|
| Объем подготовительно - нарезных работ | 0,178 м$^3$ / м$^3$ |
| Удельный расход ВВ | 2,2 кг/м$^3$ |
| Расход материалов на 1 т добытой руды при укреплении рудной корки | |
| канат | 0,0166 м/т |
| цемент | 0,170 кг/т |
| хлористый кальций | 0,0021 кг/т |
| Потери руды | 18,3 % |
| в т. ч. в рудной корке | 15,4 % |
| в днище блока | 2,9 % |
| Разубоживание руды | 11,4 % |

Для испытаний новой технологии на Березовском руднике были выбраны блоки 89, 90 в районе совместного залегания даек Перво- и Второ-Пав-ловской. Суммарная мощность этих даек 18—20 м. Угол падения колеблется от 70 до 60°. Вмещающие породы, представленные

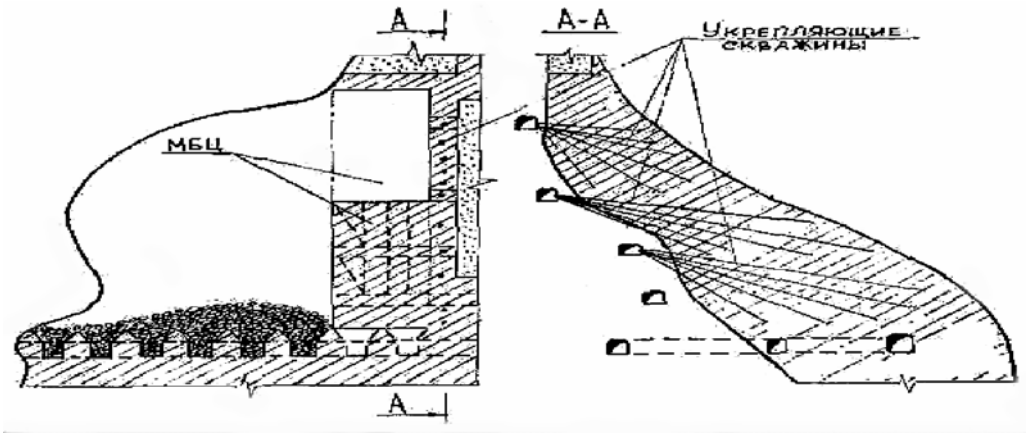


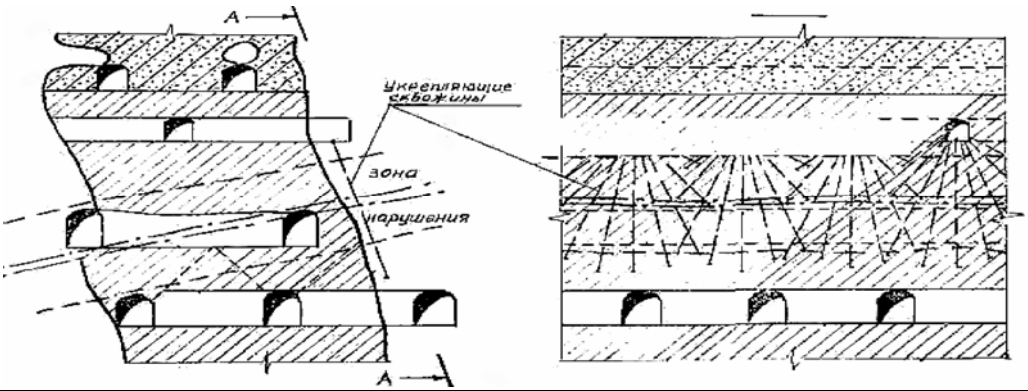

***Рис. 2. Укрепление рудной корки длинными канатными анкерами***

трещиноватыми и рассланцованными туфами порфиритов, лиственизированными на контактах с материалом даек, склонны к самообрушению и интенсивному заколообразованию; коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова 8—9. Сланцеватость во вмещающих породах пологая (10—16°).

В этаже 212—187 м по дайкам прослеживается тектоническое нарушение мощностью от 0,3 до 0,5 м, угол его падения $30^0$. От зоны разлома, заложенной глинистым и обломочным материалом, отходят оперяющие трещины, создающие зону ослабленных пород, ширина которой 4—5 м в каждую сторону от разлома. Выше зоны разлома руды и породы достаточно устойчивы. Для укрепления зон тектонических нарушений на буровом горизонте 193 м на расстоянии 3 м от контакта рудного тела с породой проходили орты и устанавливали там буровые станки НКР-100 м (рис. 3). В 2 м от контакта вмещающие породы обуривали веерами скважин. В скважины вводили арматуру (трос диаметром 31 мм) и заливали цементным раствором с водоцементным отношением 0,5. Для ускорения схватывания в раствор добавляли хлористый кальций (3 % от веса воды). Выход цементного камня составил 96—98%, предел прочности его на сжатие 20,0, на разрыв 1,6 МПа.

Руду в очистной камере отбивали с помощью глубоких скважин, выпускали через плоское днище и доставляли к рудоспуску погрузочно-транспортной самоходной машиной СТ-2Б.

***Рис. 3. Предварительное укрепление нарушенной зоны вмещающих пород***



В ходе опытных работ добыто 11,8 тыс. т руды; производительность труда забойного рабочего при этом составила 5,8 $м^3$/чел.-см.

Применение камерной системы разработки с предварительным укреплением неустойчивых вмещающих пород позволило снизить потери руды до 25 % (против планируемых 50 %}, за счет чего получить экономический эффект 2,4 руб. на 1 т добытой руды.

Проведенные исследования по применению нового открыто – подземного способа разработки с анкерным креплением трещиноватых участков вмещающих пород показали, что такая технология позволяет снизить затраты на добычу полезных ископаемых и сократить ущерб, наносимый горными работами окружающей среде.

## *СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ*


1. *Яковлев В.Л., Беркович В.М. и др.* Проблемы отработки месторождений в зоне заповедника // Горный журнал. – 1996. - № 9 – 10, с.69 – 71.
2. *Шведов А.П., Беркович В.М. и др.* Отработка рудных тел с предварительным укреплением неустойчивых вмещающих пород / Сб. науч. тр. Изыскание эффективных технологий добычи руд цветных металлов./ Свердловск, изд. «Унипромедь», 1985, с.100.


## *Коротко об авторах*


*Осинцев В.А.* – кандидат технических наук, заведующий кафедрой «Разработка рудных месторождений»,
*Беркович В.М.* – кандидат технических наук, доцент,
*Анохин Ю.В.* – аспирант кафедры «Разработка рудных месторождений»,
Уральский государственный горный университет.


## Д И С С Е Р Т А Ц И И

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

| *Автор* | *Название работы* | *Специальность* | *Ученая степень* |
|---|---|---|---|
| УДАРАТИН Алексей Валентинович | Повышение уровня пожарной безопасности на объектах нефтегазового комплекса с применением разработанного датчика метана | 05.26.03 | к.т.н. |
| ЮРОВ Александр Александрович | Обоснование параметров и порядка очистной выемки с учетом неравномерного распределения полезного компонента по мощности рудной залежи | 25.00.22 | к.т.н. |