

УДК 622.234.5735

**ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ И КОНТРОЛЬ
РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ЗАКЛАДОЧНЫМ МАТЕРИАЛОМ
В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ**

М. Н. Бадж

*Центральный институт горного дела и топливных исследований,
Нагпурский исследовательский центр,
Email: mnbagde@cimfr.nic.in, 17/С, Теланхеди, Нагпур, Индия*

Рассмотрены вопросы предотвращения, измерения и контроля за разубоживанием руды. Установлено, что на снижение экономической ценности руды оказывает влияние добавление в горную массу вмещающих пород и обрушенного закладочного материала, в которых содержание ценного минерала ниже границы экономической целесообразности добычи. Определены параметры очистной выемки, влияющие на долю разубоживания: напряженно-деформированное состояние массива, прочность горных пород, геологические и структурные характеристики месторождения, методы ведения горных работ, тип закладочного материала. Выявлены проблемы, связанные с разубоживанием руды, включающие процессы измельчения горной массы, бурения скважин, вывала породы с бортов и кровли выработок. Дана оценка влияния качества руды на эксплуатационные затраты. Установлено, что основными функциями закладочного материала являются устойчивость массива, крепление бортов выработки, предотвращение разрушений при разработке соседних целиков. Выполнено численное моделирование для оценки устойчивости породы стенки подземной выработки и определения напряжений вокруг выработанного пространства.

Разубоживание руды, закладочный материал, подземная добыча, очистные работы, измерение, меры контроля

DOI: 10.15372/FTPRI20210612

Горнодобывающая промышленность является одной из отраслей, формирующих экономику как развитых, так и развивающихся стран. Она поддерживает остальные отрасли народного хозяйства, такие как производство стали, электроэнергетики, строительство и транспорт. Условия глобального конкурентного рынка заставляют горную отрасль сокращать эксплуатационные затраты для выживания и устойчивого развития. Сокращение эксплуатационных затрат в первую очередь касается транспортировки, измельчения и обогащения руды. Другой большой областью повышения доходности, которой зачастую пренебрегают, является уменьшение доли разубоживания руды, включая разубоживание из-за обрушения закладочного материала. Известно, что разубоживание руды оказывает существенное влияние на стоимость очистных работ при подземной добыче, а также снижает конечную доходность разработки. Поэтому более эффективно использовать методы контроля разубоживания руды на начальной стадии проектирования шахты, что приведет к его уменьшению в дальнейшем. Данный подход — долгосрочное решение задачи повышения общей доходности шахты. При очистных работах в под-

земной шахте на долю разубоживания руды влияют различные параметры. Наиболее существенные из них — напряженно-деформированное состояние массива, прочность массива, геологические и структурные характеристики месторождения, способ разработки, добыча с последующей закладкой выработки, тип закладочного материала. На рис. 1 представлено схематичное изображение разубоживания руды. В настоящей работе выполнен обзор различных факторов добычи, приводящих к разубоживанию руды, и рассмотрены меры его контроля.

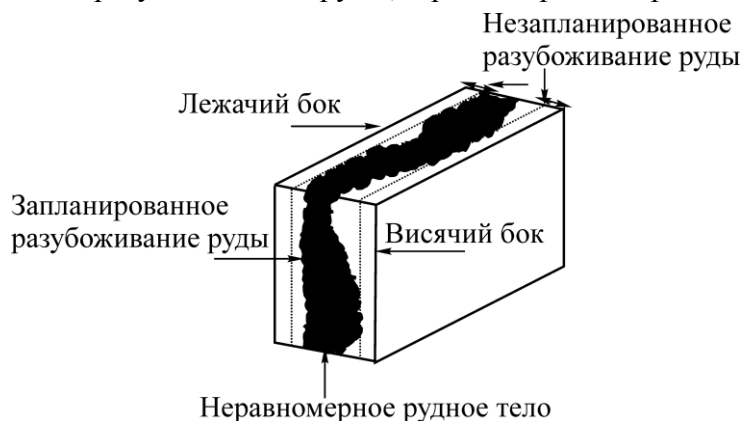


Рис. 1. Схематичное изображение запланированного и незапланированного разубоживания руды

ПРОБЛЕМЫ, СВЯЗАННЫЕ С РАЗУБОЖИВАНИЕМ РУДЫ

Разубоживание руды иногда приводит к значительным производственным издержкам при ее выемке, но в большинстве случаев возникают затраты на вторичные взрывные работы. В худшем случае может произойти закрытие или консервация выработки из-за недостатка руды требуемой экономической ценности. Наиболее серьезные экономические последствия возникают, когда останавливается процесс измельчения. Незапланированное снижение качества руды происходит при вывале окружающей породы из стенок выработки, что может сделать добычу нерентабельной. В этом случае для уменьшения вывалов породы необходимо усовершенствовать качество проектирования выработки и буровзрывных работ, а также улучшить систему крепления. Экономические последствия от незапланированного разубоживания руды могут быть достаточно существенными и привести к остановке добычи. В случае, когда незапланированное разубоживание руды неизбежно, доходность добычи находится под угрозой и объем дисконтированного денежного потока снижается [1]. В [2] детально проанализировано влияние качества руды на денежный оборот, а также влияние на него сокращения эксплуатационных затрат.

Основными функциями закладочного материала в подземных рудниках являются следующие:

- общая поддержка массива и обеспечение его устойчивости;
- укрепление стенок выработки после выемки отбитой руды;
- ограничение деформации целиков для их разработки в будущем;
- предотвращение разубоживания отбитой руды при разработке соседних целиков.

Для осуществления данных функций требуется качественный закладочный материал, способный воспринять возникающие напряжения в массиве, так как обрушение закладочного материала и его смешивание с экономически ценной рудой может привести к снижению безопасности и устойчивости выработок. Ключевым инженерным требованием для закладочного материала является его способность служить в качестве стенки выработки, возникающей в результате образования соседних выработанных пространств. Так, в [3] успешно используются вертикальные закладочные стенки, превышающие 60 м. В [4] выполнен анализ добычи на глу-

бине 5000 м, где использовался мягкий закладочный материал, обеспечивающий качественную поддержку массива на большой глубине. На рис. 2 представлена схема устойчивой и деформированной закладки, приводящей к разубоживанию руды.

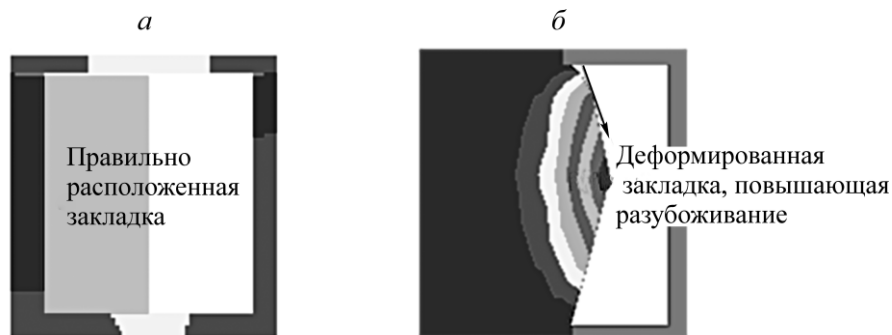


Рис. 2. Схема устойчивой (а) и деформированной (б) закладки

Устойчивость расположения закладки зависит от: размеров выработки; размеров обнажения закладки; последовательности добычи; значений исходного напряжения; распределения закладки; прочности закладки; содержания цемента/связующего компонента; нагрузки на закладку; динамической прочности. Качественная закладка позволяет достичь устойчивости выработок; предотвратить разубоживание; повысить долю извлечения руды; снизить количество отходов и осадку дневной поверхности.

За последние годы во многих научных работах описаны негативные последствия разубоживания руды в результате добычи полезных ископаемых буровзрывным способом [5–9]. Такие параметры, как свойства массива, локальное напряженно-деформированное состояние, технические особенности выработки являются основными факторами разубоживания руды при ее добыче в незакрепленных выработках с последующей закладкой. Ниже представлены различные факторы, влияющие на разубоживание руды (*с учетом работы [22]):

Проектные факторы	Эксплуатационные факторы
Неэффективная схема расположения взрывных скважин*	Задержка при размещении закладки
Некорректный выбор параметров бурения	Плохое взаимодействие между закладочным материалом и вмещающей породой*
Некорректный выбор метода добычи	Ошибки инспектирования
Некорректный выбор параметров выработки*	Отклонение и смещение буровых скважин
Неэффективность системы крепи	Низкая скорость выемки породы из выработки
Высокий удельный расход ВВ	Складирование породы в рудном скате
	Низкая эффективность взрывных работ*
Геологические условия	Качество закладки
Низкая прочность массива*	Низкая надежность закладки
Наличие трещин, отдельностей и интрузий*	Некачественная закладка
Неравномерное и узкое рудное тело	Некорректный выбор закладочного материала*
Низкая прочность лежачего и висячего бортов	Низкая проектная прочность закладки
Локальное напряженно-деформированное состояние*	Низкое содержание связующего компонента
	Низкий общий контроль качества*
	Некорректный способ размещения закладки*

Тем не менее мало работ, кроме [10–13], посвящено такой важной теме, как деформация закладки и ее влияние на качество руды при очистных работах. За последнее время некоторые исследователи изучили деформацию закладки в узких и длинных выработках с помощью численного моделирования при статической [14–17] и динамической нагрузках [18, 19].

На основе статистических данных дана оценка разубоживания, которое составило 2.5 % в случае выемки слоями вниз по падению с закладкой цементированной породой золоторудного месторождения в шахте “Murraу” [11]. Также в этой работе приведены сведения о разубоживании руды с различных поверхностей, таких как боковая стенка, кровля и почва. При этом содержание минерала в руде и контроль качества являлись важными аспектами добычи, поскольку руда в шахте “Murraу” визуально неотличима от пустой породы и имеет неравномерную форму, а на границе рудного тела наблюдался четкий контакт между рудой и вмещающей породой. В [20] при гидравлической закладке использован цемент для уменьшения разубоживания со стороны почвы, уменьшения потери шлама и улучшения течения закладочного материала. Установлено, что состав закладки выработок глубокой меднорудной шахты с тонкой жилой и механизированной выемочно-закладочной добычей изменялся от густого цементного материала до слегка цементированных хвостов, а на заключительном этапе использовалась насыпная закладка без цемента. В [21] показано, что в шахте “SMJ’s Jouac” (Франция) изначально планировалась выемка слоями с цементной закладкой. Учитывая слабые прочностные свойства руды и свойства прочной гранитной вмещающей породы, доля разубоживания руды составила 13 %, а доля извлечения была приемлемой. Такие условия обработки характерны и для уранового месторождения “Бернардан”, которое представляет собой залежи эписиенита в массиве гранитной вмещающей породы. Эти массивы зачастую залегают в виде колонн, расположенных под углом 45 – 90°. Гранитная вмещающая порода достаточно прочная на одноосное сжатие, ее прочность составляет 50 – 100 МПа. Однако порода в области минерализации эписиенита менее прочная со значением 2 – 10 МПа.

РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ: СОВРЕМЕННЫЙ ПОДХОД

Благодаря разработанным технологиям добычи и предъявляемым экологическим требованиям, закладка выработок стала неотъемлемой частью процесса добычи с точки зрения обеспечения локальной и общей устойчивости массива. В данном разделе выполнены аналитические, экспериментальные и численные исследования, которые позволили разработать рекомендации по проектированию закладочных работ и стратегии уменьшения разубоживания руды для текущих рабочих условий, способствующие более высокой безопасности, оптимизации производства, производительности и т. д. Проектирование закладочных работ в глубоко залегающих выработках — сложный процесс, который требует понимания различных входящих в него элементов. Наиболее важными являются следующие: параметры прочности закладочного материала, способ его размещения, геометрические параметры выработки и параметры взаимодействия закладочного материала с вмещающей породой. Параметры прочности закладочного материала дают возможность контролировать его поведение и характер деформации. Предполагается, что на прочность закладочного материала существенно влияют граничные условия взаимодействия между породой и закладочным материалом. В [17] данное взаимодействие исследовано с учетом нелинейного поведения как закладочного материала, так и массива. Для моделирования сложных граничных условий, связанных с разработкой тонкой жилы, и поведения закладочного материала при типовых размерах выработки использовано программное обеспечение FLAC. Полученные результаты сравнивались с данными полевых испытаний, что подтвердило возможность их применения для проектирования закладочных работ. С помощью инструмента для динамического численного моделирования

FLAC3D в [18] проведено наложение и сравнение CMS-профиля рассматриваемой шахты с CRF-контурами вертикального напряжения смоделированной выработки (рис. 3). Жирными линиями выделен CMS-профиль, показывающий деформацию верхней части выработки в форме клина, что совпадает с результатами моделирования.

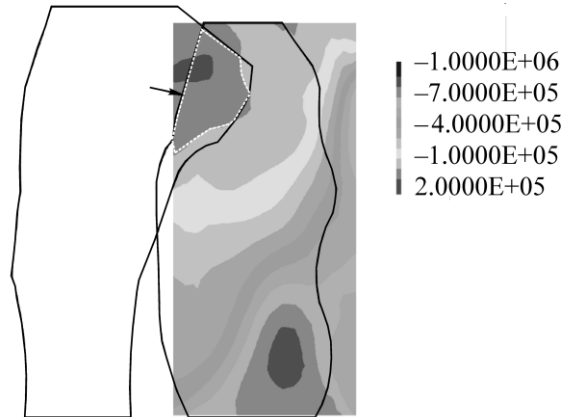


Рис. 3. Наложение и сравнение CMS-профиля с изолиниями выработки, полученными при динамическом моделировании [18]

В [23] на примере шахты, расположенной в Канаде, выполнено численное моделирование для оценки устойчивости стенки подземной выработки, а также определена доля разубоживания руды из данной выработки пустой породой. Рудная зона была разделена поперечными первичными и вторичными выработками шириной 15 м каждая с подэтажами высотой 30 м. Для глубины 1100 м проведено трехмерное численное моделирование разработки крутопадающего линзообразного рудного тела. Полученные значения напряжений сравнивались с измеренными профилями вывала стенок выработки для разработки рекомендаций по проектированию выработок, обеспечивающих оптимальную добычу, безопасность и доходность. В [5] представлена методика оценки потенциального вывала породы посредством трехмерного численного моделирования. Область обрушения ограничивалась либо контуром нулевого напряжения ($\sigma_3 = 0$ МПа), либо контуром предела прочности массива на растяжение. Для количественной оценки разубоживания руды введен параметр плотности разубоживания руды (DD), который прогнозирует возможный вывал стенок выработки:

$$DD \text{ (м)} = \frac{V_{pe}}{\text{Площадь обнаженной поверхности (м}^2\text{)}}, \quad (1)$$

$V_{pe} = 2/3 \cdot \pi r_1 r_2 r_3$, где r_1 , r_2 и r_3 — радиальные расстояния от центра выработки до контура, $\sigma_3 = 0$ (рис. 4). При использовании системы мониторинга полостей параметр DD определяется следующим образом:

$$DD = \frac{\text{Незапланированный объем (м}^3\text{)}}{\text{Площадь обнаженной поверхности (м}^2\text{)}}. \quad (2)$$

Плотность разубоживания во многом аналогична параметру “Линейный вывал породы” (ELOS), который в научной литературе описывается так:

$$ELOS = \frac{\text{Объем обрушения породы}}{\text{Высота выработки} \cdot \text{Длина стенки по простиранию}}. \quad (3)$$

На DD оказывают влияние различные параметры, такие как размер выработки, локальное напряженно-деформированное состояние, расположение выработки, угол падения стенки и глубина, что может быть уточнено с помощью технологии CMS . Для оценки наличия разубоживания руды целесообразно использовать совместно оба значения DD (спрогнозированное и измеренное). Количественная оценка DD может быть выполнена на любом участке стенки выработки.

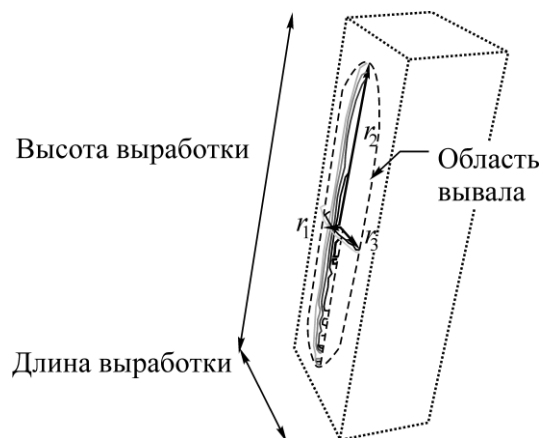


Рис. 4. Схематичное изображение эллипсоида вывала [5]

Оценка разубоживания с помощью параметра $ELOS$ не зависит от ширины выработки. В общем виде она определяется как среднее расстояние вывала на квадратный метр стенки (m/m^2), где объем, измеренный с помощью CMS , преобразуется в среднее значение по поверхности выработки. На основе работы [24] ниже представлена классификация областей вывалов с помощью параметра $ELOS$:

$ELOS$, м	Описание области обрушения
< 0.5	Разрушение происходит только от взрыва, поверхность удерживается самостоятельно.
$0.5 - 1.0$	Небольшие вывалы: до достижения устойчивого состояния выработки ожидается некоторое нарушение незакрепленной поверхности.
$1 - 2$	До достижения устойчивого состояния выработки ожидаются средние вывалы с незакрепленной поверхности.
> 2	Значительные вывалы: ожидается существенное нарушение незакрепленной поверхности. Возможно обрушение забоя.

Для определения доли разубоживания применяются также следующие выражения:

$$\text{Доля разубоживания} = \frac{\text{Добытая пустая порода}}{\text{Добытая руда}}, \quad (4)$$

$$\text{Доля разубоживания} = \frac{\text{Добытая пустая порода}}{\text{Добытая руда} + \text{Добытая пустая порода}}, \quad (5)$$

В [2] представлено 10 типов соотношений для количественной оценки доли разубоживания руды. Наилучшим способом определения доли разубоживания на раннем этапе является сравнение добытого объема и объема вывала из висячего или лежащего бока выработки. Такой подход позволяет проводить раннюю оценку разубоживания руды.

На основании собранных полевых данных в [16] при допустимой деформации закладки 3% показано, что деформация существенно зависит от применяемого закладочного материала. Согласно представленным результатам, деформация шлакопородного закладочного материала составила более 6%, шлакоцементного закладочного материала — около 3%. Наименьшая деформация менее 1% характерна для песка, размещенного гидравлическим способом, так как он имеет однородную структуру. Из-за неравномерной структуры и частиц разного размера шлакопородный материал имеет наибольшую деформацию.

Влияние геометрических параметров выработки на долю разубоживания руды закладкой представлено на рис. 5. Видно, что на разубоживание руды наибольшее влияние оказывает ширина выработки по сравнению с высотой и длиной.

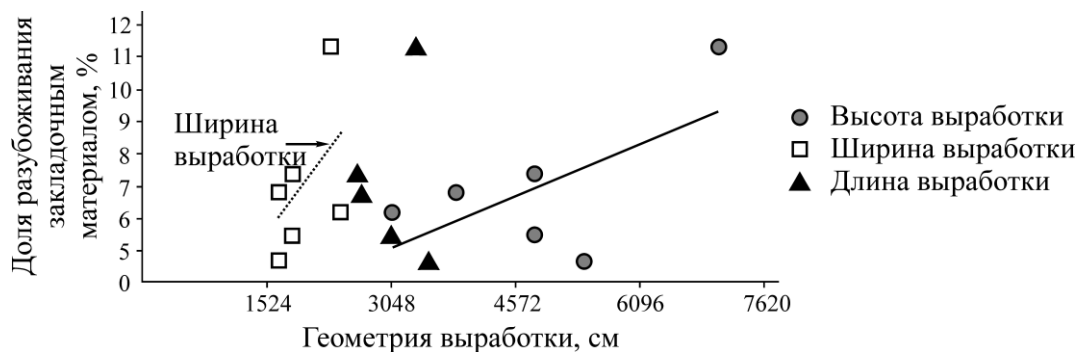


Рис. 5. Влияние геометрических параметров выработки на разубоживание руды закладочным материалом (с учетом [16])

В [2] заявлено о разубоживании 5–15% в качественно спроектированных разработках пластобразных месторождений и о 50–60% в менее качественно спроектированных разработках узких жилообразных месторождений. Эти значения отражают разубоживание руды в шахтах Швеции, где проводилось данное исследование. При выемке слоями разубоживание руды составило 10–20%, с магазинированием — 20–40%, при поэтажной и восходящей добыче — 30–40%. В шахтах Канады, в которых осуществляется добыча с магазинированием, доля вторичного разубоживания 10–15% со средним значением 12.5% при ширине выработки 1.5–2.0 м; 3–220% в случае традиционной и механизированной выемки слоями при ширине выработки 1.8–3.5 м и 220% при ширине выработки 1.8. Номинальное значение для четырех шахт составило 12% [2].

На рис. 6 приведены значения разубоживания руды, полученные в [25].

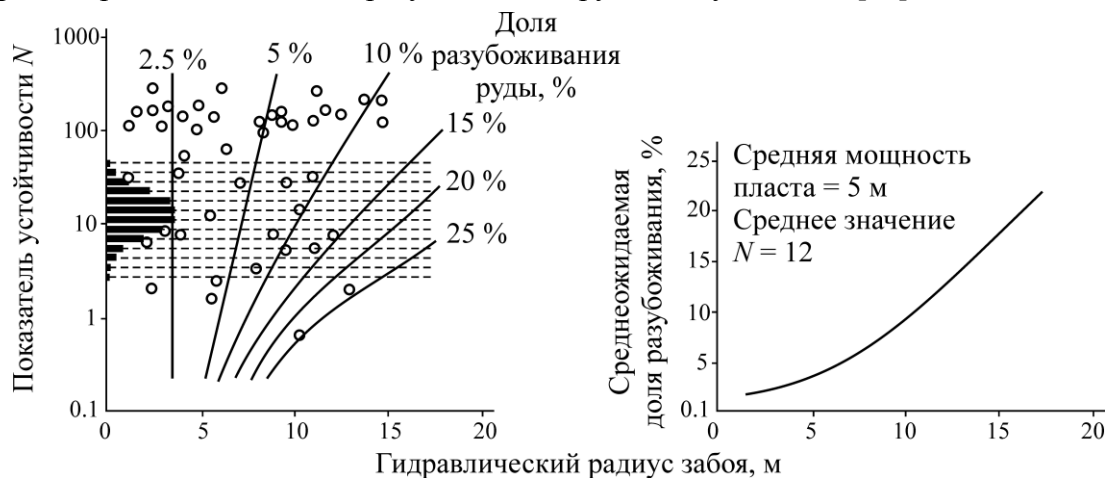


Рис. 6. Разубоживание руды в шахтах Канады [25]

Согласно их результатам, разубоживание руды может быть определено из усовершенствованного графика устойчивости при мощности пласта 5 м. Запланированная доля разубоживания допустима с учетом упрощенных параметров для взрывных и логистических работ. В области устойчивости доля разубоживания представлена графическим методом. В областях расположения полостей и в неустойчивых зонах происходит незапланированное разубоживание и вывалы породы.

МЕРЫ КОНТРОЛЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Разубоживание руды может контролироваться различными способами. Некоторые из них представлены ниже.

- Сокращение максимальной высоты и ширины выработки (т. е. геометрических параметров выработки).
- Возможное уменьшение нижней зарубки в выработке, если нет возможности ее исключения.
- Повышение точности и качества буровых работ и следование рекомендованной технологии (исключение отклонения и повышение точности глубины бурения).
- Повышение качества взрывных работ и использование корректной последовательности замедлений взрывов (контроль вибраций и осуществление управляемых взрывов для предотвращения вывала). Выделено три основных типа деформации закладки, возникающих при некачественных буровых и взрывных работах: вибрация, вызванная взрывными работами; отклонение буровых скважин; нестандартная форма массива закладки, возникшая из-за вывала. Типы деформации закладки представлены на рис. 7.

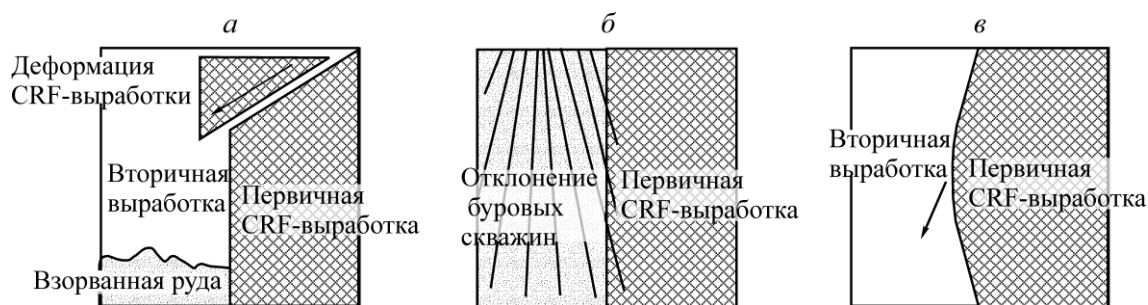


Рис. 7. Типы деформации закладки по данным CMS [18]: вибрации от взрыва (а); низкая точность бурения (б); вывалы пород (в)

- Установка качественной системы креплений, использование длинных кабельных и кровельных анкеров в кровле выработок. Затраты на установку таких анкеров ниже затрат при возможном разубоживании руды (рис. 8).

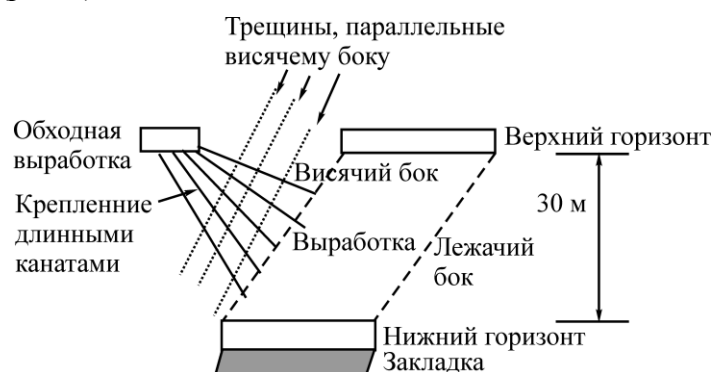


Рис. 8. Система крепления выработки длинными канатами для уменьшения разубоживания руды [26]

- Корректный выбор закладочного материала, который обладает требуемыми прочностными характеристиками и несущей способностью в местах выемки руды. Закладочный материал должен быть невосприимчив к деформации при взрывных работах в соседних выработках.

- Способ размещения закладочного материала. Закладочный материал должен быть плотно размещен до кровли. Значимость такого размещения подтверждена с помощью численного моделирования в [14]. В данной работе показано значительное уменьшение области концентрации напряжений в кровле выработки. В этом случае также снижается вероятность горного удара и разубоживания руды при обрушении кровли.

- Хорошее взаимодействие между закладочным материалом и вмещающей породой.

- Проектирование точек загрузки руды. Если поточные эллипсоиды соседних выемочных штреков не пересекаются, то объем неучтенной руды увеличивается. Если они налагаются друг на друга, то доля разубоживание руды увеличивается [26].

- Выбор подходящего метода добычи на раннем этапе проектирования: продольная поэтажная выемка наиболее пригодна для разработки крутопадающих узких рудных тел, когда очистной забой подвигается по простиранию [26]. Для более мощных рудных тел подходит поперечная поэтажная выработка с подвиганием забоя поперек рудного тела от лежачего до висячего бока. Установлено, что поперечная разработка рудных тел значительной ширины обладает рядом преимуществ по сравнению с продольной. В обоих случаях геомеханические особенности влияют на перемещение взорванной руды и породы, а также на достижение максимальной доли извлечения и минимального разубоживание руды [26].

- Контроль за разубоживанием руды в действующих шахтах в основном связан с программой контроля качества руды [2]. Это наиболее важный контролируемый компонент доходности шахты. Также важный элемент планирования и контроля — детальное проектирование поперечного сечения выработки. Другими инструментами управления большими объемами добычи руды являются физические, компьютерные и трехмерные FEM-модели месторождений.

- Управление в шахте: контроль за разубоживанием руды на всех уровнях управления.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разубоживание руды в общем случае определяется как разбавление экономически ценной руды нежелательным материалом, включая закладочный материал. Разубоживание напрямую влияет на затраты при добыче и, как следствие, на доходность. Запланированное разубоживание может быть установлено на раннем этапе проектирования шахты. Тем не менее на незапланированное разубоживание руды оказывают влияние механические свойства породы и горнотехнические характеристики шахты, включая геометрические параметры выработки. В настоящей работе рассмотрены различные факторы, влияющие на разубоживание руды, и возможные меры по его уменьшению. Многие исследователи предложили методы количественной оценки и измерения разубоживания руды. Показано, что разубоживание руды можно предотвратить корректным проведением горных работ, в том числе буровых и взрывных, а также применением качественной крепи. Тем не менее актуально внедрение современных технологий — лазерных систем или систем мониторинга выработок для отслеживания и возможного полного предотвращения разубоживания руды. В будущем эксперименты, сочетающие инструментальный мониторинг и численное моделирование, помогут разработать модели конкретных горных объектов для количественной оценки разубоживания руды и его предотвращения.

Автор благодарит Департамент науки и технологий, Министерство науки и технологий и правительство Индии за предоставленную стипендиальную программу BOYSCAST в 2009–2010 г. Настоящая работа является частичным результатом инновационных разрабо-

ток, выполненных в рамках данной программы на кафедре “Горное дело и инженерные материалы” университета Макгилла (Монреаль, Канада). Автор выражает искреннюю благодарность проф. Хани Митри за предоставленную возможность и научное сопровождение в ходе данного исследования, а также благодарит директора CSIR — Центрального исследовательского института горного дела и топлива (Дханбад) за разрешение публикации данной работы. Суждения, представленные в работе, отражают точку зрения автора и могут не совпадать с точкой зрения Института в целом.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Bawden W. F.** The use of rock mechanics principles in Canadian underground hard rock mine design, In: *Comprehensive Rock Eng.*, Vol. V, Hudson J. A. (chief editor), Pergamon Press, 1993. — P. 247–290.
2. **Tatman C. R.** Mining dilution in moderate and narrow width deposits, In: *Underground Min. Methods-Eng. Fundamentals and Int. Case studies*, Hustrulid W. A. And Bullock R. L. (eds), SME publications, 2001. — P. 615–626.
3. **Cowling R.** 25 Years of mine filling developments and directions, MINEFILL’98 — 6th Int. Symp. on Mining with Backfill, Brisbane, Australia, 1998.
4. **Stacey T. R. and Kirsten H. A. D.** Backfill support in deep level tabular mining — predicted performance at great depth, In: *Rock at Great Depth*, Maury & Fourmaintraux (eds), 1989, Balkema, Rotterdam, ISBN 9061919754.
5. **Henning J. G. and Mitri H. S.** Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 2007, Vol. 44, No. 5. — P. 692–703.
6. **Henning J. G. and Mitri H. S.** Assessment and control of ore dilution in long hole mining: case studies, *Geotech. Geol. Eng.*, 2008, Vol. 26. — P. 349–366.
7. **Mouhabbis H. Z. E., Mitri H. S., Bedard N., and Lecomte E.** Effect of stope undercutting on its wall overbreak, In: *Proc. 43rd US Rock Mechanics Symp.*, held in Asheville, NC June 28th — July 1, 2009, Paper No. ARMA 09-200.
8. **Hughes R., Mitri H. S., and Lecomte E.** Examining the influence of stope strike length on unplanned ore dilution in narrow vein longitudinal mining, In: *44th US Rock Mechanics Symp. and 5th U. S., Canada Rock Mech. Symp.*, Salt Lake City, UT, June 27–30, 2010, Paper No. ARMA 10-392.
9. **Dunne K. and Pakalnis R.** Dilution aspects of a sublevel retreat stope at detour lake mine, In: *Rock Mechanics Tools and Techniques*, Vol. I, M. Aubertin, F. Hassani, and H. S. Mitri (eds), 1996, Balkema. — P. 305–313.
10. **Brechtel C. E. and Hardy M. P.** Design of pillars with backfill interaction — a case study, In: *Comprehensive Rock Eng.*, Vol. II, Hudson J. A. (chief editor), 1993, Pergamon Press. — P. 711–732.
11. **Brechtel C. E., Struble G. R. and Guenther B.** Underhand cut-and-fill mining at the Murray mine, Jerritt Canyon Joint Venture, Chapter 38, In: *Underground Min. Methods-Eng. Fundamentals and International Case studies*, Hustrulid W. A. And Bullock R. L. (eds), 2001, SME publications. — P. 333–337.
12. **Yu T. R.** Some factors relating to the stability of consolidated rockfill at Kidd creek, *Innovations in Mining Backfill Technology*, Hassani et al. (eds), 1989, Balkema, Rotterdam. — P. 279–286.
13. **Lilley C. R. and Chitombo G. P. F.** Development of a near field damage model for cemented hydraulic fill. In: *Proc. Minefill’98*, Brisbane, 14–16 April, 1998. — P. 191–198.
14. **Bagde M. N. and Mitri H. S.** Numerical analysis of backfill failure due to adjacent stope mining, In: *ICGI 2012 — Proc. Int. Conf. on Ground Improvement & Ground Control — Transport Infrastructure Development and Natural Hazards Mitigation*, Un. Wollongong, Australia, 30 Oct-2 Nov 2012, Buddhima Indraratna, Cholachat Rujikiatkamjorn and Jayan Vinod (Eds), Research publ., Vol II. — P. 1443–1448.

15. **Bagde M. N. and Mitri H. S.** Numerical analysis of backfill face stability, In: GCPF 2015-20 Proc. Earth and Planetary Science — Global Challenges, Policy Framework & Sustainable Development for Min. of Min. & Fossil Energy Resources 2015-20, Organized by Dept. Mining Eng., KNIT Surathakal, 17–18 April 2015, Harsh Vardhan, M. Govinda Raj & Aruna Mangalpady (eds), Vol. II-2015, ISSN 1878-5220, Elsevier/Science Direct. — P. 178–184. DOI:10.1016/j.proeps.2015.06.021.
16. **Bagde M. N., Emad M. Z., Mitri H., Thibodeau D., Isagon I., and Gustas B.** Examining the influence of stope dimensions and mining sequence on backfill dilution: a review with case study, In: Int. Conf. on Technological Challenges and Management issues for sustainability of Mining Industries (TMSMI), August 04–06, 2011, organized by Dept. of Mining Eng., NIT Rourkela, India, B. K. Pal and S. Chatterjee (eds). — P. 13–28.
17. **Hassani F. P., Mortazavi A., and Shabani M.** An investigation of mechanisms involved in backfill-rock mass behavior in narrow vein mining, J. Southern African Institute of Min. and Metallurgy, 2008, Vol. 106. — P. 463–472.
18. **Emad M. Z.** Dynamic performance of cemented rockfill under blast-induced vibrations, Ph. D. thesis, McGill University, Montreal, Canada, 2013.
19. **Gool B. S. v.** Effects of blasting on the stability of paste fill stopes at cannington mine, Ph. D. Thesis. Townsville: James Cook University, 2007.
20. **MacIsaac H. S. and Swan G.** Case study: Strathcona deep copper mine, In: Underground Min. Methods-Eng. Fundamentals and Int. Case studies, Hustrulid W. A. and Bullock R. L. (eds), SME publications, 2001. — P. 351–354.
21. **Roy R. L.** Evolution of undercut-and-fill at SMJ's Jouac Mine, France. Chapter 42, In: Underground Min. Methods-Eng. Fundamentals and Int. Case studies, Hustrulid W. A. and Bullock R. L. (eds), SME publications, 2001. — P. 355–357.
22. **De L. V. J.** Hard rock miner's handbook, McIntosh Eng., 2000. — 330 p.
23. **Henning J. G., Mitri H., and Kaiser P. K.** Evaluation of stress influences on ore dilution: a case study, In: Proc. DC Rocks 2001: Rock Mech. in the National Interest, 38th U.S. Rock Mechanics Symp., 2001.
24. **Clark L. M. and Pakalnis R.** An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hanging walls and footwalls, In: 99th CIM Annual General Meeting, Vancouver, British Columbia, 1997.
25. **Pakalnis R., Poulin R., and Hadjigeorgiou J.** Quantifying the cost dilution in underground mines, Min. Eng., 1995, Vol. 47, No. 12.
26. **Brady B. H. G. and Brown E. T.** Rock mechanics for underground mining, 3rd Edition, Kluwer Academic Publishers, N. York/Boston/Dordrecht/London/Moscow, 2004.

Поступила в редакцию 10/IX 2020

После доработки 18/X 2021

Принята к публикации 11/XI 2021