

УДК 504.55.054:622(470.6)

ОХРАНА ИСКУССТВЕННЫХ МАССИВОВ ОТ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ РУД

Голик Владимир Иванович^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Исмаилов Тахир Турсунович³,
tismailov@mail.ru

Страданченко Сергей Георгиевич⁴,
ssg72@mail.ru

Лукьянов Виктор Григорьевич⁵,
lukyanov@tpu.ru

¹ Северо-Кавказский государственный технологический университет,
Россия, 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44.

² Владикавказский научный центр РАН, СО-Алания,
Россия, 362002, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93а.

³ Министерство финансов,
Россия, 125993, г. Москва, ГСП-3, Ленинградский проспект, 49.

⁴ Донской государственный технический университет,
Россия, 346500, г. Шахты, ул. Шевченко, 147.

⁵ Национальный исследовательский Томский политехнический университет,
Россия, 634050, г. Томск, пр. Ленина, 30.

Актуальность работы обусловлена необходимостью изыскания технологий охраны искусственных закладочных массивов в процессе взрывной отбойки при подземной разработке металлических месторождений.

Цель работы: обоснование технической возможности минимизации разрушающего воздействия сейсмических колебаний, генерируемых взрывными волнами, как условия обеспечения безопасности работ и повышения качества добываемых руд.

Методы исследования: обзор передового опыта ведущих предприятий, использование результатов натурных и лабораторных исследований по материалам публикаций, математическое моделирование технолого-экономических исследований, статистическая обработка имеющихся данных на основе множественного регрессионного и корреляционного анализа.

Результаты. Систематизированы сведения об использовании способов управления параметрами взрывной отбойки и дробления руд при системах разработки с закладкой твердеющими смесями. Определено, что объекты горного производства неоднородны и скорости смещения их структурных элементов неоднозначны. Показано, что эффективность технологий с твердеющими смесями снижается вследствие засорения руды материалом закладки и появлением технологических отслоений пород. Подтверждена ведущая роль сейсмозрывных колебаний пород. Рекомендован метод профилактики опасных сейсмических колебаний путем разделения процессов взрывного разрушения во времени с помощью экранирования взрывных волн и регулирования параметров отбойки.

Выводы. Горный массив и слагающие его породы неоднородны, и скорости смещения их при одинаковых условиях взрывания неоднозначны. Особенностью технологий с закладкой твердеющими смесями является опасность разрушения искусственного массива взрывными работами. В механизме разрушения ведущую роль играют сейсмозрывные колебания пород, если скорость их смещения превышает пределы. Профилактика опасных сейсмических колебаний осуществляется разделением процессов разрушения во времени. Наиболее опасной является зона от 10 до 70 м от центра взрыва. Искусственный массив сохраняет устойчивость до тех пор, пока напряжения на фронте волны не превышают предела прочности закладочного материала. Управление сейсмическим действием взрыва с целью сохранения безопасных условий для массива и уменьшения разубоживания руды закладочным материалом осуществляется с помощью экранирования взрывных волн и регулирования параметров отбойки.

Ключевые слова:

Технология, искусственный массив, отбойка, разработка, месторождение, сейсмическое колебание, взрывная волна, безопасность, качество, руда.

Введение

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых должна обеспечивать сохранность объектов эксплуатации, безопасное ведение горных работ и охрану недр и окружающей среды. Наиболь-

шие риски связаны со взрывными работами. Для уменьшения риска необходим учет воздействия сейсмозрывных колебаний на массив и объекты.

Горно-геологическим и гидрогеологическим условиям скальных месторождений в наибольшей

мере отвечают камерные системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющей смесью [1, 2], которые применяются при отработке крутопадающих рудных залежей с углом падения более 50° и мощностью от 3 до 100 м в устойчивых породах с коэффициентом крепости по Протодьяконову не менее 12.

Параметры блока: высота – 60–70 м (обычные блоки) или 100–120 м (высокие блоки), длина – 20–100 м, ширина равна мощности рудного тела при расположении камер по простиранию залежей и 15–20 м при расположении камер вкрест простирания залежей.

Запасы отработывают преимущественно в две стадии. Линия забоя ступенчатая или близкая к вертикальной. Отбойка руды осуществляется зарядами взрывчатых веществ (ВВ) в скважинах, пробуренных из подэтажных выработок. Выпуск отбитой руды из блока – или самотечный через выработки в нижней части блока или через торец выработки.

Выработанное пространство камер заполняется твердеющей смесью прочностью от 1,0 МПа. Заполнение техногенных пустот твердеющими смесями сделало системы разработки универсальными и высокоэффективными [3].

Между камерами первой очереди остаются целики шириной, равной ширине камер, днище вышележащего блока обрушается при отработке нижележащего днища. Отработка запасов камер ведется в направлении от центра блока к флангам для камер первой очереди и от одного фланга к другому – для камер второй очереди при разработке камер по простиранию. Камеры, заложенные вкрест простирания, отработывают от лежащего блока к висячему или наоборот.

В связи с ростом цен на вяжущие вещества и подорожанием тарифов на транспортирование экономическая целесообразность применения систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями в каждом конкретном случае требует обоснования. Положение усугубляется тем, что даже небольшое разубоживание руды закладочным материалом влияет на показатели ее обогащения, выход отходов и экологию региона. Загрязнение руды цементом на 1 % снижает извлечение металлов в концентраты при обогащении на 1 %, в то время как разубоживание вмещающими породами – лишь на 0,15 % [4].

Результаты и их обсуждение

Оптимизация нормативной прочности закладочных смесей состоит в сокращении сроков перевода искусственного массива в состояние объемного сжатия, заполнении камер смесью по всему периметру, обеспечении сплошного фронта очистных работ и использовании других вариантов регулирования напряжений [5–7].

При варианте с наклоном стенки искусственного массива на рудный массив и использовании экранирующей щели (рис. 1) обрушается лишь

верхняя часть закладки, снижая разубоживание руды закладкой на 3–5 %.

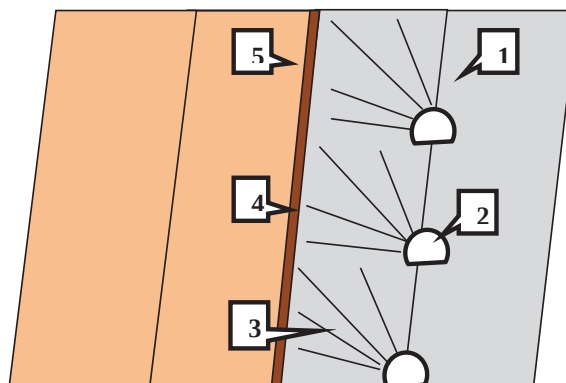


Рис. 1. Вариант системы разработки с наклоном стенок камер на рудный массив: 1 – рудный массив; 2 – выработка; 3 – скважины для размещения ВВ; 4 – экранирующая щель; 5 – искусственный массив

Fig. 1. Alternative development system with tilt cameras on the walls of the ore mass: 1 is the ore array; 2 is the production; 3 are the wells for spacing explosives; 4 is the shielding slit; 5 is the artificial array

При варианте с предохранительными массивами из твердеющих смесей путем опережающей выемки камеры на границе рудной залежи создается защитная стенка, после чего извлекают основные запасы камер (рис. 2).

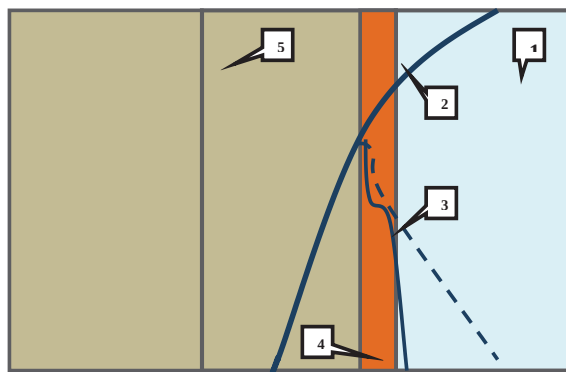


Рис. 2. Вариант системы разработки с предохранительным массивом: 1 – рудный массив; 2 – геологический разлом; 3 – геологическое нарушение; 4 – защитная стенка; 5 – искусственный массив

Fig. 2. System design variant with an array of safety: 1 is the ore mass; 2 is the geological fault; 3 is the geological violation; 4 is the protective wall; 5 is the artificial array

При технологии с предварительным упрочнением пород (рис. 3) для укрепления пород используют стальные канаты диаметром 18–25 мм, бетонируемые в скважинах длиной 10–17 м.

Укрепление пород способствует использованию энергии закладочного массива на упрочнение, однако эти меры эффективны не всегда, так как рассчитаны на статические условия работы массивов.

Основным критерием динамического воздействия при производстве взрывных работ является

скорость смещения V на фронте сейсмозрывных колебаний. Сохранность подземных объектов обеспечивается, если скорость смещения при взрывах V_b не превышает допустимых пределов V_∂ [8]:

$$V_b < V_\partial.$$

Развитие природных трещин и вывалы пород наблюдаются при $V_b = 20\text{--}50$ см/с, поэтому этот интервал принимается как предельно допустимый по динамическому проявлению горного давления.

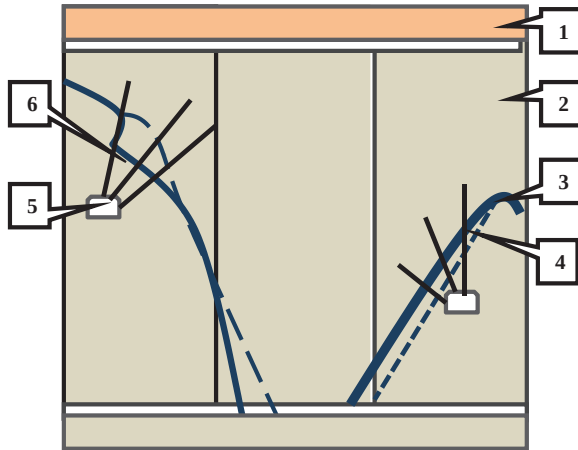


Рис. 3. Вариант системы разработки с анкерной крепью: 1 – искусственный массив; 2 – рудный массив; 3 – разлом; 4 – геологическое нарушение; 5 – выработка; 6 – анкеры

Fig. 3. Alternative development system with roof bolting: 1 is the artificial array; 2 is the ore array; 3 is the fault; 4 is the geological violation; 5 is the production; 6 are the anchors

При оценке сейсмического действия взрыва деформации горных пород не должны превышать величины относительной деформации: $\varepsilon = 0,0002\text{--}0,0003$.

Скорость смещения пород

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{r} \right)^n, \text{ см / с,}$$

где K – коэффициент, характеризующий свойства среды, проводящей сейсмические колебания;

$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r}$ – приведенная масса заряда, кг/м; Q – масса заряда, кг; r – расстояние от места взрыва до пункта наблюдения, м; n – коэффициент, характеризующий условия ведения взрывных работ.

Допустимая масса заряда при известном расстоянии до охраняемых объектов

$$Q = \left[\frac{V_{\text{доп}}}{K} \right]^{\frac{3}{n}} r^3, \text{ кг.}$$

Безопасное расстояние по сейсмическому действию взрыва при известной массе заряда

$$r = \left[\frac{K}{V_{\text{доп}}} \right]^{\frac{3}{n}} \sqrt[3]{Q}, \text{ кг.}$$

Массив представляет собой скальную дискретную среду, жесткость которой изменяется в процессе деформирования в зависимости от напряжений. Производство в массиве горных работ сопровождается его реакцией в виде образования зон ослабленности и разгрузки от опорного давления. Развитие напряжений и соответствующих им деформаций сопровождается отслоениями пород, влияющими на показатели технологии разработки [9, 10].

Чувствительность участков земной коры, находящихся в стабильно неустойчивом состоянии, проявляется в виде сейсмического отклика на техногенное воздействие, вызвавшее изменение естественного напряженного состояния [11]. Наведённая сейсмичность активизируется горными работами: добычей полезных ископаемых с открытым выработанным пространством и обрушением пород, закачкой воды, захоронением жидких отходов и др. [12–15].

Способом регулирования напряжений является корректировка несущей способности пород во времени и пространстве технологическими методами, которые позволяют изменять динамические явления на статические за счет использования эффекта превентивного ослабления пород.

Состояние массивов оценивается уровнем действующих в них напряжений [16]:

$$\sigma_1 \pm k\sigma_{2,3} \leq \sigma_{\text{сж}} =$$

$$= \begin{cases} \sigma_{\text{сж}}^0 = \int_0^{Z_0^{\text{max}}} f(x, dx_1, dx_2 \dots dx_n) \rightarrow \\ \sigma_{\text{закл}} = k_{\text{упр}} \int_0^{Z_0^{\text{max}}} f(x, dH_s) \\ \sigma_{\text{закл}} = k_{\text{упр}} \int_0^{Z_0^{\text{max}}} f(x, dH_s + dH_c) \\ \sigma_{\text{сж}}^{\text{ост}} \text{ при } H_c = H \rightarrow \sigma_{\text{закл}} = k_{\text{упр}} \int_0^B f(x, dH) \end{cases},$$

где σ_3 – вертикальная составляющая главных напряжений, МПа; $\sigma_{1,2}$ – горизонтальная составляющая главных напряжений, МПа; k – коэффициент влияния структурно-тектонических условий; $\sigma_{\text{сж}}$ – напряжения в верхнем слое нарушенного массива, МПа; $\sigma_{\text{сж}}^0$ – напряжения в зоне влияния выработок, МПа; Z_0 – размеры обнажения, м; $x_1 \dots x_n$ – характеристики пород; $\sigma_{\text{сж}}^{\text{ост}}$ – остаточная прочность нарушенных пород, МПа; $\sigma_{\text{закл}}$ – прочность закладочного массива, МПа; $k_{\text{упр}}$ – коэффициент упрочнения закладочного массива; H_c – высота зоны влияния выработок, м; B – ширина зоны обрушения, м; H – высота зоны обрушения, м; H_s – высота закладочного массива, м.

Радикальным способом управления напряжениями является строительство в выработанном пространстве искусственных массивов из твердеющих смесей. Закладочные массивы создают подпор

породам, обеспечивая условия объемного сжатия для закладочного материала:

$$[\sigma] = K[\sigma]_{\min},$$

где $[\sigma]_{\min}$ – прочность закладки камер, МПа; $[\sigma]$ – прочность закладки без учета бокового подпора, МПа; K – коэффициент бокового подпора.

В процессе обжатия твердеющей закладки тонкие фракции запрессовываются в поры и упрочняют закладку в 1,5–3 и более раз.

Основным фактором воздействия на рудовмещающие массивы является взрывание зарядов взрывчатых веществ (ВВ) для отделения руды от массива и ее дробления. Степень воздействия взрыва на массив определяется количеством ВВ, взрывающегося при одной ступени замедления, а критерием сейсмического действия взрывов является скорость смещения поверхности породного массива, которая на расстоянии 10 м от взрыва достигает 300 см/с. Одна из главных причин деформаций массива с опасными последствиями – возникновение колебаний в элементарных структурных породных блоках.

Горнотехнические объекты постоянно находятся в полях напряжений, вызванных взрыванием ВВ. Каждый горный объект настроен на собственное землетрясение и реагирует на него. Между резонансной частотой сейсмических колебаний и параметрами структурных блоков в массиве существует корреляция [17].

Скорость сейсмоколебаний частиц пород зависит от веса заряда:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{r} \right)^n,$$

где K – коэффициент, зависящий от геолого-технологических условий и энергетических характеристик ВВ; n – показатель, зависящий от вида сейсмических волн и условий взрывания.

В породах с высокой акустической жесткостью сейсмические колебания проникают в глубину горного массива, существуют долго, но по интенсивности невелики, поэтому деформирование происходит упруго. При расстояниях от центра взрыва до 15 м скорость сейсмических колебаний зависит от расстояния мало и весьма возрастает, а деформации отличаются упругопластическим и пластическим характером.

В скальных породах при массовом взрывании (5000 кг) для ослабления сейсмических колебаний применяют несколько ступеней замедлений с интервалом 35 мс каждое или 8 замедлений с интервалом 25 мс, что оказывается достаточным для разделения процессов разрушения во времени.

Если напряжения и деформации от отдельных взрывов не образуют трещин, то короткозамедленное взрывание обеспечивает устойчивость горных объектов. В противном случае взрывание с последующими замедлениями ведет к образованию трещин и отслоению пород вне зависимости от замедления.

Короткозамедленное взрывание оказывается успешным в тех случаях, когда заряд ВВ разделен на группы, каждая из которых генерирует недостаточные для разрушения волны напряжений и деформаций в краевой зоне поверхности горной выработки.

При массовой отбойке руды в массиве формируется волна разрушающих напряжений. Она не нарушает сплошности породного массива, пока не достигает поверхности раздела сред с разной акустической жесткостью. Свободная поверхность порождает отраженную волну и создает самые неблагоприятные условия для устойчивости подземных выработок, способствуя явлениям трещинообразования, заколов и вывалов.

Сейсмическое действие взрыва оценивают по скорости, при которой сохранность сооружений гарантирована, а деформации не превышают прогнозируемые. При возбуждении в массиве пород скорости колебаний выше допустимой сохранность зданий или сооружений носит вероятностный характер. Критической скоростью колебаний является такая скорость, выше которой сохранность сооружений оценивается с вероятностью менее 0,5 [18].

В зоне действия взрыва с радиусом 5 м происходит дробление и трещинообразование, на большем расстоянии интенсивность трещинообразования уменьшается, а энергия перерождается в энергию сейсмической волны. С удалением на 10 м энергия взрыва полностью переходит в энергию сейсмических колебаний, поэтому наиболее опасной по сейсмическим воздействиям является зона от 10 до 70 м от места взрыва.

Сейсмическое действие взрыва на искусственный массив определяется энергетическим соотношением волн сжатия-растяжения. Количество энергии, отраженной от границы раздела и прошедшей в искусственный массив,

$$W_{\text{отр}} = W_0 \frac{\rho_{n_1} C_{p_1} - \rho_{n_2} C_{p_2}}{\rho_{n_1} C_{p_1} + \rho_{n_2} C_{p_2}}, \text{ Дж};$$

$$W_{\text{пр}} = W_0 \frac{4\rho_{n_1} C_{p_1} \cdot \rho_{n_2} C_{p_2}}{\rho_{n_1} C_{p_1} + \rho_{n_2} C_{p_2}}, \text{ Дж},$$

где W_0 – суммарная энергия волны, падающей на границу раздела; $\rho_{n_1} C_{p_1}$ – акустическая жесткость руд ($14,6 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^3 \cdot \text{м/с}$); $\rho_{n_2} C_{p_2}$ – акустическая жесткость закладочного массива ($3,0 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^3 \cdot \text{м/с}$).

Если в массив из твердеющих смесей переходит только 75 % энергии сейсмической волны, скорость сейсмоколебаний частиц материала

$$V_s = 90 \rho^{2,25} \cdot 10^{-2}, \text{ м/с},$$

где $\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r}$ – приведенный вес заряда ВВ.

Прочность твердеющих смесей не превышает 6,0 МПа, поэтому искусственный целик сохранит устойчивость только в том случае, если напряже-

ния на фронте волны не будут превышать предела прочности закладочного материала, что обеспечивается при весе ВВ в одном замедлении до 300 кг.

Максимальные напряжения на фронте сейсмической волны в искусственных целиках могут быть определены графически (рис. 4).

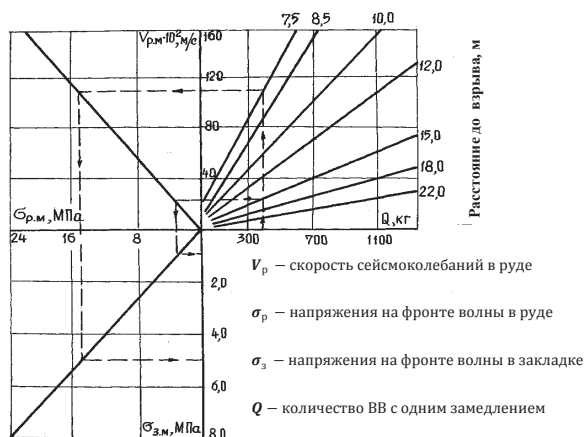


Рис. 4. Номограмма для определения напряжений на фронте волны

Fig. 4. Nomogram for determining stress on the wave front

Напряжения на фронте сейсмической волны в закладочном материале связаны с напряжениями на фронте сейсмической волны:

$$\sigma_{з.м} = \sigma_{р.т} \frac{2\rho_{п_2} C_{\rho_2}}{\rho_{п_1} C_{\rho_1} + \rho_{п_2} C_{\rho_2}}, \text{ МПа.}$$

Скорость сейсмических колебаний частиц пород зависит от количества одновременно взрывающегося количества ВВ на различном расстоянии от центра взрыва:

$$r = 7,5 \text{ м } V(0,22Q + 20) \cdot 10^{-2}, \text{ м/с;}$$

$$r = 8,5 \text{ м } V(0,2Q + 10) \cdot 10^{-2}, \text{ м/с;}$$

$$r = 10,0 \text{ м } V(0,13Q + 8) \cdot 10^{-2}, \text{ м/с;}$$

$$r = 12,0 \text{ м } V(0,09Q + 5) \cdot 10^{-2}, \text{ м/с;}$$

$$r = 15,0 \text{ м } V(0,05Q + 3) \cdot 10^{-2}, \text{ м/с.}$$

Скорость сейсмических колебаний частиц пород в рудном массиве связана с напряжением на фронте сейсмической волны:

$$\sigma_{р.т} = 15V, \text{ МПа.}$$

При одновременном взрывании до 400 кг ВВ напряжения на фронте преломленной в искусственный целик сейсмической волны достигают 6,0 МПа. Нормальные растягивающие напряжения на контуре искусственного целика изменяются в пределах от 1,7 до 8,4 МПа, а касательные напряжения — от 1,5 до 3,6 МПа.

При взрывании вблизи искусственных целиков на их контуре возникают сжимающие и растягивающие напряжения, превышающие величину напряжения на фронте ударной волны и достаточные

для его разрушения. Наряду с разрушениями в приконтурной части целиков трещины образуются в объеме всего целика. В окрестностях искусственных целиков возникают деформации, сопровождающиеся разубоживанием руды закладочным материалом.

Для обеспечения устойчивости искусственных целиков от воздействия массовых взрывов параметры напряжений в закладке регулируют способом, основанным на принципе отражения волн от границы раздела сред с различными акустическими свойствами, с помощью экранирования.

Между основной массой заряда и контуром искусственного целика возникает разрыхленная зона, которая играет роль экрана. Для этого достаточно заряд, превышающий заряд рыхления на 15–20 %.

Снижение сейсмического воздействия взрывов достигается короткозамедленным взрыванием, которое обеспечивает максимальное использование энергии взрыва на дробление горных пород и снижение расхода энергии на работу сейсмических волн. Интервал замедления, при котором исключается наложение напряжений от взрыва зарядов соседних серий, должен быть равным или большим 25 мс. При мгновенном взрывании интенсивность сейсмического воздействия в 2 раза выше, чем при короткозамедленном.

Скорость колебаний при короткозамедленном взрывании

$$V = K \frac{1}{r} \sqrt{\frac{q}{L} + r} \mu \frac{1}{\Delta t} \cdot 10^{-2}, \text{ м/с,}$$

где V — скорость колебаний частиц пород, м/с; K — коэффициент пропорциональности; r — расстояние от места взрыва до точки наблюдения, м; q — вес заряда в одной ступени, кг; L — длина взрывающегося блока, м; Δt — время замедления одной ступени, с.

Применение короткозамедленного взрывания для снижения сейсмического эффекта взрыва эффективно, когда заряд ВВ разделен на группы, каждая из которых обеспечивает параметры волн, недостаточные для разрушения краевой зоны у свободной поверхности горной выработки.

Наиболее опасной является ситуация, когда акустическая жесткость среды близка к нулю. Это имеет место в случае, когда волна напряжений встречает на своем пути свободную поверхность — горную выработку. Наличие свободной поверхности вызывает отраженную волну и создает опасность для устойчивости выработок, генерируя трещины, заколы и вывалы.

Защита закладочного массива от сейсмического воздействия взрыва производится экранированием. Для этого основную часть скважин, примыкающих к искусственному целику, взрывают с замедлением по сравнению с концами этих скважин (рис. 5).

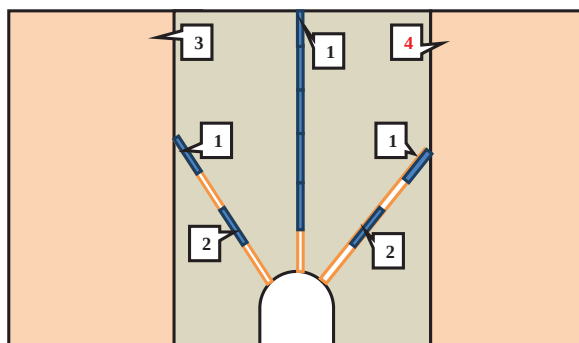


Рис. 5. Схема отбойки вееров с экранированием взрывных волн: 1 – мгновенное взрывание; 2 – замедление 1; 3 – замедление 2; 4 – охраняемый массив

Fig. 5. Diagram of fan breaking with shielding blast waves: 1 is the instantaneous blasting; 2 is the deceleration 1; 3 is the deceleration 2; 4 is the guarded array

В первую очередь без замедления взрывают заряды в донных частях скважин, примыкающих к закладке. После этого взрывают вторую часть заряда скважин с замедлением и центральные скважины с еще большим замедлением. Подбором интервалов замедления и расхода заряда добиваются возникновения разрыхленной зоны – экрана.

Экранирование характеризуется достаточной и необходимой для образования экранирующей преграды энергией взрыва, временем между взрыванием зарядов для экрана и разрушения и пространственным расположением преграды по отношению к разрушающим рудный массив зарядам.

Эффективность экранирования зависит от совместного действия продольных и поперечных волн и повышается там, где волны действуют совместно. При мгновенном взрывании образующих экран зарядов время его образования составляет 70–75 мс. Экранирование позволяет уменьшить разубоживание руды закладочным материалом на 5–10 %.

Управление сейсмическим действием взрыва с целью сохранения безопасных условий для массива и уменьшения разубоживания руды закладочным материалов включает ряд условий:

1. Сохранение устойчивости искусственного целика:

$$V_{np} \leq 2V_0.$$

2. Непревышение допустимой скорости сейсмических колебаний V_0 :

$$V_0 = \frac{K_{co} \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right) \{ [1 + (1 - 2\mu)\epsilon_0]^{\frac{8}{3}} - 1 \}}{C_p [1 + (1 - 2\mu)\epsilon_0]^4}, \text{ м/с.}$$

2. Вероятность сохранности искусственных целиков

$$P = e^{-0,01e^{\left(\frac{V}{V_0}\right)^2}} \approx \exp\left(\frac{V}{U_0}\right).$$

3. Скорость колебания на фронте сейсмической волны

$$V = 156\rho^{229} \cdot 10^{-2}, \text{ м/с.}$$

4. Потеря энергии волны в экране

$$W_{np} = W_{\Sigma} \frac{4(1 - 0,5q_s)^4}{[1 + (0,5q_s)^4]^2}, \text{ Жд.}$$

5. Максимально допустимый вес, взрывааемый в одном замедлении,

$$Q_1 \leq \left(\frac{V_{np} R^n}{K} \right)^{\frac{3}{n}} = \left(\frac{V_{np}}{K} \right)^{\frac{3}{n}} R^3.$$

Условие прочности, при котором целик не подвержен нарушению:

$$\sigma \leq \sigma_c,$$

где σ – напряжение на фронте волны, МПа; σ_c – предел прочности твердеющих смесей при одноосном сжатии.

Напряжение на фронте волны в закладочном массиве намного меньше напряжения на фронте волны по рудному массиву и зависит от веса заряда:

$$\sigma_s = 0,34\sigma_{max}\rho^{2,25} \cdot 10^{-2} \text{ МПа.}$$

Нормальные и касательные напряжения на контакте искусственного целика могут быть определены по схеме (рис. 6).

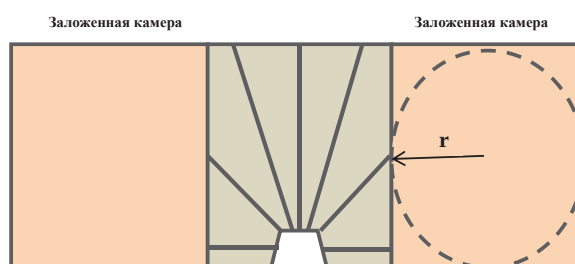


Рис. 6. Расчетная схема определения нормальных и касательных напряжений: r – радиус искусственного целика

Fig. 6. Diagram of definition of normal and shear stresses: r is the radius of artificial pillar

$$\sigma_v = \frac{\sigma}{2} \left(1 - \frac{r^2}{r_i^2} \right) + \frac{\sigma}{2} \left(1 - \frac{4r^2}{r_i^2} + \frac{3r^4}{r_i^4} \right) \cos 2\alpha \text{ МПа;}$$

$$\sigma_\theta = \frac{\sigma}{2} \left(1 - \frac{r^2}{r_i^2} \right) + \frac{\sigma}{2} \left(1 + \frac{3r^4}{r_i^4} \right) \cos 2\alpha \text{ МПа,}$$

где σ – напряжение на фронте волны, МПа; r – радиус искусственного целика, м; r_i – текущий радиус распространения волны, м; α – угол распространения фронта волны горизонтальной оси, град.

Если границей раздела двух сред будет не «массив – воздух», а «массив – разрыхленная порода», энергия отраженной волны будет существенно меньше энергии падающей волны, поэтому для получения нужных параметров дробления энергия взрыва должна быть увеличена на коэффициент зажима:

$$K_{\text{зак}} = \left(\frac{A_1 + A_2}{A_1 - A_2} \right)^2,$$

тогда

$$W_{\text{уд}} = W_0 K_{\text{зак}}.$$

Полученные результаты могут найти применение при построении информационно-мониторинговых систем геодинамической безопасности на горнодобывающих предприятиях [19–20].

Заключение

Кристаллический горный массив, кора выветривания и рыхлые отложения между извлекаемыми запасами руд по геологическим, гидрогеологическим и геомеханическим условиям весьма неоднородны, и скорости смещения их структурных элементов при одинаковых условиях взрыва неоднозначны.

Технологии разработки рудных месторождений с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями характеризуются опасностью разрушения искусственного массива взрывными

работами с засорением руды материалом закладки и появлением технологических отслоений пород в рудовмещающем массиве. При этом ведущую роль играют сейсмовзрывные колебания пород, если скорость смещения при взрывах превышает допустимые для данных условий пределы.

Искусственный массив сохраняет устойчивость до тех пор, пока напряжения на фронте волны не начинают превышать предела прочности закладочного материала, что обеспечивается путем уменьшения количества ВВ в одном замедлении. Наиболее опасной по сейсмическим воздействиям является зона от 10 до 70 м от центра взрыва.

Профилактика опасных сейсмических воздействий осуществляется использованием ступеней замедлений взрывов ВВ в скважинах для разделения процессов разрушения во времени. Управление сейсмическим действием взрыва с целью сохранения безопасных условий для массива и уменьшения разубоживания руды закладочным материалом осуществляется с помощью экранирования взрывных волн и регулирования параметров отбойки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 1. – С. 10–15.
2. Дик Ю.А., Котенков А.В., Танков М.С. Геомеханическое обоснование камерной системы разработки с «шахматным» расположением ромбовидных камер и закладкой выработанного пространства // Горный журнал. – 2014. – № 9. – С. 89–94.
3. Study on Influencing Factors of Ground Settlement over Mined-out Area / Sun Chao, Bo Jing-shan, Liu Hong-shuai, et al. // Journal of Jilin University (Earth Science Edition). – 2009. – № 3. – Р. 498–502.
4. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: МГТУ, 1995. – 490 с.
5. Fisor S. Roof bolting technology // Coal Age. – 2012. – V. 117. – № 5. – Р. 28–30.
6. Onica I. Introduction in the Numerical Methods Used in the Mining Excavations Stability Analysis (in Romanian). – Petroșani: Universitas Publishing House, 2001. – 156 p.
7. Укрепление вмещающих пород при отработке урановых месторождений Стрельцовского рудного поля камерными системами разработки / Т.И. Юшина, И.М. Петров, Г.И. Авдеев, В.С. Валавин // Горный журнал. – 2015. – № 2. – С. 90–94.
8. Improving the effectiveness of explosive breaking on the bade of new methods of borehole charges initiation in quarries / V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun, I. Gaponenko // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 7. – Р. 383–386.
9. Golik V.I., Stradanchenko S.G., Maslennikov S.A. Experimental Study of Non-Waste Recycling Tailings Ferruginous Quartzite // Research India Publications. – 2015. – № 15. – Р. 35410–35416.
10. Pfitze M., Drebenstedt C. Actual state of technique for selective mining and materials identification // Continuous Surface Mining – Latest Developments in Mine Planning, Equipment, and Environmental Protection. – Freiberg: TU Bergakademie, 2010. – Р. 158–164.
11. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: an approach to increase sustainability in the mining process // Environmental Science and Pollution Research. – 2013. – V. 20. – № 11. – Р. 7777–7786.
12. Deformation and failure characteristics of high and steep slope and the impact of underground mining / D.S. Wang, J.P. Chang, Z.M. Yin, Y.G. Lu // Transit Development in Rock Mechanics-Recognition, Thinking and Innovation: Proc. of the 3rd ISRM Young Scholars Symposium on Rock Mechanics. – USA, 2014. – Р. 451–457.
13. Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies // V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun, V. Zaalishvili // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 4. – Р. 325–329.
14. Finding zones of stress concentrations and seismic events in deep ore mining affected by high horizontal stresses / V. Eremenko, A. Eremenko, L. Gakhova, I. Klislin // Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining. – Perth, Australia, 8–30 March 2012. – Р. 443–450.
15. Wang Li, Zhang Xiu-feng. Correlation of ground surface subsidence characteristics and mining disasters under super-thick overlying strata // Journal of China Coal Society. – 2009. – V. 34. – № 8. – Р. 1048–1051.
16. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 4. – Р. 321–324.
17. Протосеня А.Г., Куранов А.Д. Методика прогнозирования напряженно-деформированного состояния горного массива при комбинированной разработке Коашвинского месторождения // Горный журнал. – 2015. – № 1. – С. 90–93.
18. Жукова С.А., Самсонов А.В. Оценка влияния природных факторов на проявление сейсмичности Хибинского массива // Горный журнал. – 2014. – № 10. – С. 123–126.
19. Методологические основы построения информационно-мониторинговых систем геодинамической безопасности на горнодобывающих предприятиях / А.В. Нероба, В.П. Марысюк, В.Н. Опарин, А.П. Тапсиев // Горный журнал. – 2015. – № 6. – С. 89–92.
20. Hencher S. Practical Engineering Geology. – Abingdon; New York: Spon Press, 2012. – 450 p.

Поступила 16.02.2016 г.

Информация об авторах

Голик В.И., доктор технических наук, профессор кафедры «Горное дело» Северо-Кавказского государственного технологического университета; главный научный сотрудник Геофизического института Владикавказского научного центра РАН.

Исмаилов Т.Т., доктор технических наук, профессор кафедры экономики Всероссийской государственной налоговой академии Министерства финансов.

Страданченко С.Г., доктор технических наук, профессор, ректор Института сферы обслуживания и предпринимательства Донского государственного технического университета.

Лукьянов В.Г., доктор технических наук, профессор кафедры транспорта и хранения нефти Института природных ресурсов Национального исследовательского Томского политехнического университета.

UDC 504.55.054:622(470.6)

PROTECTION OF ARTIFICIAL ARRAYS FROM SEISMIC IMPACT AT ORE UNDERGROUND MINING

Vladimir I. Golik^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Takhir T. Ismailov³,
tismailov@mail.ru

Sergey G. Stradanchenko⁴,
ssg72@mail.ru

Victor G. Lukyanov⁵,
lukyanov@tpu.ru

¹ North-Caucasian State Technological University,
44, Nikolaev street, Vladikavkaz, 362021, Russia

² Geophysical Institute of Vladikavkaz scientific center of the RAS,
93a, Markov street, Vladikavkaz, 362002, the Republic of North Ossetia–Alania, Russia.

³ Tax Academy of the Russian Federation,
49, Leningradsky Avenue, GSP-3, Moscow, 125993, Russia.

⁴ Don State Technical University,
147, Shevchenko street, Shakhty, 346500, Russia.

⁵ National Research Tomsk Polytechnic University,
30, Lenin Avenue, Tomsk, 634050, Russia.

The relevance of the research is caused by the need to find the techniques for protecting artificial filling arrays in blasting at underground mining of metal deposits.

The aim of the research is to study the technical possibility to minimize the damaging effect of seismic waves generated by the blast, as a condition for ensuring the safety of operations and improving the quality of extracted ore.

Methods: a review of best practices of leading companies, using the results of field and laboratory researches on publication materials, mathematical modeling of technological and economic researches, statistical processing of the data available on the basis of multiple regression and correlation analysis.

Results. The authors have systematized the information on application of the methods of controlling the parameters of blasting and crushing ore at the development systems when filling with hardening mixtures. It was determined that mining production facilities are heterogeneous and displacement rates of their structural elements are ambiguous. It was shown that the indices of techniques with hardening mixtures decrease due to ore clogging with the filling material and due to occurrence of technological rock cleavage. The authors proved the leading role of rock seismic vibrations and recommended the method of preventing dangerous seismic vibrations by separation of explosive destruction in time, screening blast waves and controlling breaking options.

Conclusions. Mountain massif and the rocks building it up are inhomogeneous; the rates of their displacement at the same blasting conditions are ambiguous. The danger of artificial array destruction with explosive works is the feature of techniques when filling with hardening mixtures. Seismic-explosive waves of the rocks play the leading role in destruction, if the rate of their displacement exceeds the limits. Dangerous seismic vibrations are prevented by separation of destruction processes in time, the most dangerous is the range from 10 to 70 m from the burst point. The artificial array remains stable as long as the voltage at the wave front does not exceed the ultimate strength of the packing material. To maintain safe environment for the array and reduce ore dilution by packing materials the explosion seismic action is controlled by screening blast waves and adjusting breaking options.

Key words:

Technology, artificial array, breaking, design, field, seismic waves, blast wave, safety, quality, ore.

REFERENCES

1. Lyashenko V.I. Prirodookhrannye tekhnologii osvoeniya slozhno-strukturnykh mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh [Environmental technologies of developing complex-structured mineral deposits]. *Mine surveying bulletin*, 2015, no. 1, pp. 10–15.
2. Dik Yu.A., Kotenkov A.V., Tankov M.S. Geomechanical substantiation of chamber development system with the «checkerboard» arrangement of diamond-shaped cells and stowing. *Mining journal*, 2014, no. 9, pp. 89–94. In Rus.
3. Sun Chao, Bo Jing-shan, Liu Hong-shuai. Study on Influencing Factors of Ground Settlement over Mined-Out Area. *Journal of Jilin University (Earth Science Edition)*, 2009, no. 3, pp. 498–502.
4. Shestakov V.A. *Proektirovaniye gornyykh predpriyatiy* [Design of mining enterprises]. Moscow, MGGU Publ., 1995. 490 p.
5. Fiscor S. Roof bolting technology. *Coal Age*, 2012, vol. 117, no. 5, pp. 28–30.
6. Onica I. *Introduction in the Numerical Methods Used in the Mining Excavations Stability Analysis* (in Romanian). Petroșani, Universitas Publishing House, 2001. 156 p.

7. Yushina T.I., Petrov I.M., Avdeev G.I., Valavin V.S. Strengthening of surrounding rocks in field mining of uranium deposits in Strel'tsovskoe ore field by the development chamber systems. *Mining journal*, 2015, no. 2, pp. 90–94. In Rus.
8. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Gaponenko I. Improving the effectiveness of explosive breaking on the base of new methods of borehole charges initiation in quarries. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 7, pp. 383–386.
9. Golik V.I., Stradanchenko S.G., Maslennikov S.A. Experimental Study of Non-Waste Recycling Tailings Ferruginous Quartzite. *Research India Publications*, 2015, no. 15, pp. 35410–35416.
10. Pfütze M., Drebenstedt C. Actual state of technique for selective mining and materials identification. In: *Continuous Surface Mining – Latest Developments in Mine Planning, Equipment, and Environmental Protection*. Freiberg, TU Bergakademie, 2010. pp. 158–164.
11. Dold B., Weibel L. Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: An approach to increase sustainability in the mining process. *Environmental Science and Pollution Research*, 2013, vol. 20, no. 11, pp. 7777–7786.
12. Wang D.S., Chang J.P., Yin Z.M., Lu Y.G. Deformation and failure characteristics of high and steep slope and the impact of underground mining. *Transit Development in Rock Mechanics-Recognition, Thinking and Innovation. Proc. of the 3rd ISRM Young Scholars Symposium on Rock Mechanics*. USA, 2014. pp. 451–457.
13. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Zaalishvili V. Enhancement of lost ore production efficiency by usage of canopies. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 4, pp. 325–329.
14. Eremenko V., Eremenko A., Gakhova L., Klishin I. Finding zones of stress concentrations and seismic events in deep ore mining affected by high horizontal stresses. *Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining*. Perth, Australia, 8–30 March 2012. pp. 443–450.
15. Wang Li, Zhang Xiu-feng. Correlation of ground surface subsidence characteristics and mining disasters under super-thick overlying strata. *Journal of China Coal Society*, 2009, vol. 34, no. 8, pp. 1048–1051.
16. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 4, pp. 321–324.
17. Protosenya A.G., Kuranov A.D. Methods of predicting the stress-strain state of rock mass at the combined development of Koshvinskoe field. *Mining journal*, 2015, no. 1, pp. 90–93. In Rus.
18. Zhukova S.A., Samsonov A.V. Assessing the impact of environmental factors on the expression of seismicity of Khibiny massif. *Mining journal*, 2014, no. 10, pp. 123–126. In Rus.
19. Neroba A.V., Marysjuk V.P., Oparin V.N., Tapsiev A.P. Methodological bases of constructing information and monitoring systems of geodynamic safety at the mining enterprises. *Mining journal*, 2015, no. 6, pp. 89–92. In Rus.
20. Hencher S. *Practical Engineering Geology*. Abingdon; New York, Spon Press, 2012. 450 p.

Received: 16 February 2016.

Information about the authors

Vladimir I. Golik, Dr. Sc., professor, North-Caucasian State Technological University; chief research scientist, Geophysical Institute of Vladikavkaz scientific center of the RAS.

Takhir T. Ismailov, Dr. Sc., professor, Tax Academy of the Russian Federation.

Sergey G. Stradanchenko, Dr. Sc., professor, rector, Don State Technical University.

Victor G. Lukyanov, Dr. Sc., professor, National Research Tomsk Polytechnic University.