

УДК: 622.81:622.271:622.235

УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИКОЙ СКАЛЬНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ РУД

MANAGEMENT OF ROCK MASS GEOMECHANICS IN UNDERGROUND ORE MINING

Голик Владимир Иванович,

доктор техн. наук, профессор, e-mail: v.i.golik@mail.ru

Golik Vladimir I., Dr. Sc., Professor

Разоренов Юрий Иванович,

доктор техн. наук, профессор, e-mail: yiri1963@mail.ru

Razorenov Yuri I., Dr. Sc., Professor

Габарев Олег Знаурович,

доктор техн. наук, профессор

Gabaraev Oleg Z., Dr. Sc., Professor

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

North-Caucasian State Technological University, Russia, 362021, Vladikavkaz, str. Nikolaeva, 44

***Аннотация.** При подземной разработке мощных металлических месторождений показатели эффективности снижаются недостаточным учетом геомеханических особенностей рудовмещающих массивов, что сопровождается развитием деформаций до критической величины с разрушением земной поверхности и снижением показателей полноты использования недр. Этому способствует существующая концепция оценки эффективности разработки по затратам на добычу руд, без оценки потерь полезных компонентов и ущерба окружающей природной среде.*

Экспериментальный подход к решению проблемы отличается комбинированием методов доказательства технической возможности и эффективности оптимизации технологии разработки на основе геомеханических факторов. Основная идея управленческих решений - перевод геоматериалов в режим объемного сжатия путем использования феномена создания несущих конструкций из заклинившихся структурных породных блоков. Исследование осуществляется комплексным методом, включающим анализ концепций, натурные исследования и моделирование на фотоупругих материалах в условиях Северо-Кавказских месторождений.

Результаты промышленного эксперимента позволяют сформировать базу данных о месторождении и оптимизировать показатели разработки месторождения за счет использования возможностей рудовмещающих массивов создавать несущие конструкции, сохраняющие геомеханическую сбалансированность системы с меньшими экономическими затратами, и избежать потерь и разубоживания руд на стадии горного передела. Отличие предложенной модели состоит в использовании коэффициента корректировки природных и техногенных напряжений с адаптацией к местным условиям. Установление зависимости между природными и технологическими факторами позволяет уточнить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руд на основе расчетных методов. Возможность минимизации критических напряжений и соответствующих им деформаций обеспечивается разделением рудного поля на безопасные с геомеханических позиций участки с использованием менее затратных способов обеспечения устойчивости массивов.

***Abstract.** In underground mining of powerful metal fields, performance indicators decrease due to insufficient accounting of geomechanical features of ore-bearing strata that is followed by development of deformations up to the critical size with destruction of terrestrial surface and decrease in indicators of completeness of subsoil use. It is contributed by the existing concept of evaluation of development efficiency by ore production costs without estimation of mineral losses and damage to surrounding environment.*

The experimental approach to solving the problem is distinguished by combining the methods of proving the technical feasibility and efficiency of optimizing development technology based on geomechanical factors. The main idea of management decisions is to transfer geomaterials in the mode of volumetric compression using the phenomenon of creating the bearing structures from the jammed structural rock blocks. Research is performed by the complex method including the analysis of concepts, natural researches and modeling on photoelastic materials in the conditions of North Caucasian fields.

Results of industrial experiment allow us to create the field database and to optimize the deposit mining in-

dicators using the opportunities of ore-bearing rock masses to create the bearing designs keeping geomechanical balance of the system with lower economic costs and to avoid losses and ore dilution at the stage of ore extraction. The proposed model differs in the use of correction coefficient of natural and technogenic stresses with adaptation to local conditions. Establishment of dependence between natural and technological factors allows us to specify the standards of ore deposits opened, prepared and ready for extraction on the basis of calculation methods. The possibility to minimize critical stresses and deformations corresponding to them is provided for by separation of the ore field into sites which are safe from geomechanical positions using less costly methods of ensuring rock mass stability.

Ключевые слова: Месторождение, геомеханика, массив, деформация, эффективность, разработка, породный блок.

Keywords: Field, geomechanics, rock mass, deformation, efficiency, development, rock block.

Введение. Массивы металлических месторождений, в большинстве случаев, сложены скальными и полускальными породами повышенной акустической жесткости, локализованными в развинутой коре выветривания. Мощность зоны пород со снижением их прочности вокруг небольших выработок достигает первых метров, а на контакте камер – на порядок больше. Внутри этих участков выделяется приконтурная зона ослабленности.

Добыча минерального сырья сопровождается образованием техногенных пустот, провоцирующих развитие напряжений и деформаций в рудовмещающих массивах вплоть до разрушения их и земной поверхности над ними. При подземной разработке мощных металлических месторождений показатели эффективности снижаются недостаточным учетом геомеханических особенностей рудовмещающих массивов, что сопровождается развитием деформаций до критической величины с разрушением земной поверхности и снижением показателей полноты использования недр [1]. Этому способствует существующая концепция оценки эффективности разработки по затратам на добычу руд, без оценки потерь и ущерба окружающей природной среде, при которых приоритетом обладают природо-разрушающие технологии [2].

Сохранность земной поверхности может быть обеспечена за счет использования остаточной несущей способности нарушенных пород. В настоящее время концепции о механизме упрочнения горных массивов не дают полного представления об условиях вовлечения в работу рудовмещающего массива и ограничивают область применения природоохранных технологий подземной разработки месторождений. Поэтому установление корреляции между величиной горного давления и остаточной несущей способности пород и разработка методов управления массивами в процессе выемки руд и погашения пустот с получением хороших показателей качества использования недр – важные вопросы, имеющие научные и практическое значение [3].

Подходы к решению геомеханических проблем отличается комбинированием методов доказательств технической возможности и эффективности оптимизации технологии разработки на основе геомеханических факторов. Основная идея

управленческих решений - использование способности породных массивов к созданию несущих конструкций из заклинившихся структурных породных блоков. Для обеспечения корректности результатов исследования осуществляют комплексным методом, включающим анализ концепций, натурные исследования и моделирование на фотоупругих материалах в условиях конкретных месторождений.

Материалы и методы

Практике управления состоянием рудовмещающих массивов в большей мере отвечает теория М.М. Протодяконова (1933), в соответствии с которой на выработку действует лишь веса пород, заключенная в пределах свода естественного равновесия высотой, значительно меньшей глубины работ.

Теория получила дальнейшее развитие трудами Российских и зарубежных геомехаников. В.Д. Слесарев (1948) установил параметр устойчивости – сопротивление разрыву горных пород, образующих балку. А.А. Борисов (1964) увязал теорию свода с устойчивостью слоя пород в кровле выработки. С.В. Ветров (1975) определил устойчивое положение выработки как равенство между прочностью заклинивающихся пород, образующих шарнирную арку весом в пределах свода естественного равновесия [4].

Предельно-допустимые пролеты обнажений в рудовмещающем массиве:

$$L_{\phi} \leq L_{пред}; h \leq H; k \geq 1.$$

$$L_{пред} = f(R_{сж}, d_{1,2}, k_2, v, \gamma),$$

где L_{ϕ} - максимальный фактический пролет обнажения кровли пустот, м; $L_{пред}$ - предельный пролет свода, м; h - высота зоны влияния горных работ, м; H - глубина работ от контуров пустот до уровня коренных пород, м; k - коэффициент запаса надежности, ед.; $R_{сж}$ - прочность пород (искусственного массива), МПа; $d_{1,2}$ - горизонтальный и вертикальный размеры структурных блоков, м; k_2 - коэффициент запаса, ед.; v - мощность пород не образующей надежных конструкций кровли, м; γ - плотность пород, т/м³.

Устойчивость рудовмещающего массива обеспечивается при достаточной механической прочности нижнего ряда заклинивающихся структурных блоков, нагруженного весом пород в пре-

делах свода естественного равновесия (рис.1) [5].

Кровля сохраняет плоскую кровлю, если напряжения в несущем слое не превышают предел прочности пород на участке соприкосновения двух соседних породных блоков (рис.2).

Сохранение земной поверхности от разрушения над разрабатываемыми участками месторождений обеспечивается регулированием уровня естественных и техногенных напряжений путем

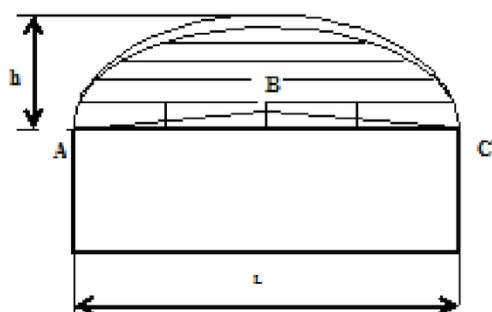


Рис.1. Схема работы трехшарнирной арки из заклинившихся пород: A, B, C – шарниры; L – предельный пролет плоского обнажения кровли выработки; h – высота свода естественного равновесия

бывающего предприятия. Состояние подготовленных к добыче над готовыми к добыче запасами зависит от условий разработки, порядка подготовки, нарезки, отработки запасов руды в эксплуатационном блоке, способа поддержания и погашения выработанного пространства.

Готовность блоков к добыче обеспечивается последовательно, что сдерживает темпы развития работ, поскольку производственная мощность

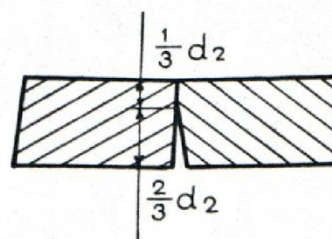


Рис.2. Условие сохранности плоской кровли выработки: d_2 – вертикальный размер структурного породного блока

взаимоувязки технологических процессов во времени и пространстве. На этой основе созданы новые природо- и ресурсосберегающие технологии и технические средства, которые дали положительные результаты при подземной разработке месторождений, например, России, Казахстана и Украины.

Для горных предприятий требование природо- и ресурсосбережения заключается в использовании в производстве некондиционных минеральных ресурсов и отходов производства. Недостаточная активность их повышается обработкой. Поэтому оптимизация горной технологии на основе геомеханических факторов, перевода геоматериалов в режим объемного сжатия собой проблему важного народнохозяйственного и социального значения.

Эффективность горной технологии определяется в результате сравнения вариантов разработки с учетом затрат на всех переделах и защиту населения, проживающего в зоне влияния горных объектов по критерию сохранности земной поверхности.

Эксперимент

Перспективным направлением разработки месторождений являются варианты камерной системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющими закладочными смесями оптимизированного состава и прочности.

Рациональное во времени и пространстве взаимодействие этапов подготовки запасов определяет ритмичность и эффективность работы горнодо-

горного предприятия зависит от объема готовых к выемке запасов.

Разделение рудного поля на безопасные участки по геомеханическим соображениям включает в объем запасов, готовых к выемке, участки массива, защищенные от критических деформаций породными конструкциями из заклинившихся структурных блоков. Группа блоков в пределах такого участка позволяет готовить запасы к выемке и вести горные работы независимо друг от друга, увеличив интенсивность.

Безопасность готовых к добыче запасов определяется возможностью создания конструкции заклинившихся пород, сохраняющих плоскую кровлю выработки:

$$2a = 2d_1 \left(\frac{10 R_{сж}}{k_1 \gamma H} - 1 \right),$$

где d_1 – горизонтальный размер структурного блока пород, м;

$R_{сж}$ – предел прочности пород, кг/см²;

H – глубина работ, м;

γ – объемный вес пород, т/м³;

k_1 – коэффициент запаса.

При $d_1 = 3$ м, $R_{сж} = 1400$ кг/см²; $H = 500$ м, $\gamma = 2,7$ т/м³ и $k_1 = 1$, предельный пролет свода составил 54 м.

Эквивалентный пролет ($L_{факт}$) рудного тела простиранием $A=500$ и падением $B=640$ м составил (размеры в плане):

$$L_{факт} = \frac{AB}{\sqrt{A^2 + B^2}} = \frac{500 \times 640}{\sqrt{500^2 + 640^2}} = 394 \text{ м.}$$

Эквивалентный пролет превышает предельно-допустимый, поэтому рудное поле разделяют на участки размерами 54×54 м посредством выемки камер с закладкой твердеющими смесями прочностью из расчета пригрузки массой пород до поверхности. Например, на площади 54×54 м располагаются 4 блока с нормативом запасов, готовых к выемке камерной системой разработки с твердеющей закладкой в течение 12 мес. Норматив готовых к добыче запасов должен составлять 6-12 мес.

Наиболее сложна разработка мощных месторождений с выходом на земную поверхность, типичным представителем которых является Тырныаузское вольфрамово-молибденовое месторождение в зоне метаморфизированных пород верхнего и среднего палеозоя и нижней юры, прорезанных дайками, штоками и пластовыми телами различного возраста и состава [6]. Рудная зона расположена среди магматических пород: кристаллических сланцев, пегматитов и гранито-гнейсов. Более 60% запасов руды заключено в Главном скарне.

Рудное тело представляет собой седловидную залежь с падением крыльев на север и юг под углом 60-70° и погружением замковой части к востоку под углом 55-60° под толщу биотитовых роговиков. Мощность залежи в перегибе – 100-120 м, на флангах – до 3-5 м (средняя 50м).

Крепость по М.М. Протодяконову и плотность, соответственно, для скарновых руд – 16-20 и 3 т/м³, пород висячего бока (роговики) – 12-14 и 2,6 т/м³, пород лежащего бока (мраморы) – 8-12 и 2,5 т/м³. Руда не склона к окислению, слеживанию и самовозгоранию. Коэффициент разрыхления руды 1,5.

Основные запасы добыты системой этажного принудительного обрушения с отбойкой взрывными скважинами. Запасы главного скарна отработаны системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды взрывными скважинами в зажатой среде с одностадийным порядком отработки.

Над отработанными блоками по Главному скарну развивается обрушение налегающих пород с образованием единой воронки. Подвижками пород в воронке обрушения сопровождалась отбойка потолочин и целиков.

При малой глубине отработки воронка имела обрывистые края. С увеличением глубины разработки обрушение висячего бока в мощной части Главного скарна стало плавным. Края воронки со стороны висячего бока стали пологими, а поперечные размеры зоны террас и трещин увеличились. При глубине от поверхности 350 м на некотором расстоянии от основной воронки обрушения образовалась другая воронка. Воронки над блоками в мощной части Главного скарна развивались со скоростью от 20 до 50 мм/с., имея вид трубообразных углублений без характерных линий движения.

Комплекс исследований геомеханических явлений включал инструментальные наблюдения и моделирование процесса методами фотомеханики и математической теории упругости. Количественная оценка параметров сдвижения получена обработкой данных станций реперного типа. Методика наблюдений включала съемку размеров воронок на земной поверхности с фиксацией динамики их развития и построение опасных зон [7].

На Северо-Западном скарне сдвижение происходило вяло. Наибольшее оседание (149 мм). Горизонтальные деформации варьировались в интервале 8-9 – $3,0 \times 10^{-3}$. После 1981 г. процесс сдвижения пород замедлился. В 1989 г. с отбойкой потолочины блока 4 на гор. 2537 м о сдвижение пород активизировалось. Наибольшее оседание составило 102 мм. Горизонтальные деформации в интервале реперов – 35-36, в зоне тектонического нарушения $E = 8,3 \cdot 10^{-3}$. Угол разрывов составил 76° .

В 1991 г. процесс сдвижения горных пород активизировался еще более, что сопровождалось раскрытием трещин разрыва на земной поверхности. Наибольшее оседание (600 мм) зарегистрировано репером 7, скорость оседания которого составила 15 мм/с. В течение одного года образовалось 13 воронок, что обусловлено отработкой с торцовым выпуском. Время стояния пород – от 10 до 128 с. объеме выпуска руды от 10000 до 100000 тыс. т.

Появление воронок сопровождалось оседанием земной поверхности со скоростью около 20 мм/с. и возникновением трещин в виде замкнутых контуров. Между временем выемки руды и глубиной горных работ четко выраженной корреляции не наблюдалось. Воронки образовывались при глубине горных работ от 80 до 550 м. Минимальное время образования воронки – 5-10 дней, максимальное – 3 года.

Критерием состояния массива является соотношение объема выпуска $V_{\text{вып}}$ и воронок $V_{\text{вор}}$ с возможными вариантами:

$$\frac{V_{\text{вып}}}{V_{\text{вор}}} > 1, \frac{V_{\text{вып}}}{V_{\text{вор}}} \approx 1, \frac{V_{\text{вып}}}{V_{\text{вор}}} < 1.$$

В первом случае из области эллипсоида выпуска привносятся разрыхленные породы, накапливаются пустоты, происходит интенсивное разрушение массива. По мере выпуска руды в движение приходит масса вышележащих рыхлых пород, земная поверхность сдвигается плавно и медленно с появлением воронки малой глубины – 1,5 м.

Во втором случае глубина воронки увеличивается, обрушение земной поверхности проявляется резко, период образования воронки сокращается. Особенность процесса обрушения пород над выработанным пространством – его ограниченность по площади. По мере выпуска горной массы опускаются пород, а затем и земная поверхность. Время обрушения редко превышает 2-3 недели.

Средняя глубина воронок не превышает 20 м.

В массиве лежачего бока Главного скарна сдвижений не происходило. На его северо-западном фланге средняя скорость смещения массива в 1991 г. составила 5,7 мм/мес. при критической скорости 40 мм/мес. Северо-Западный борт карьера «Мукуланский» имел максимальную высоту более 700 м с общим углом наклона 26-27°. Высота уступов - 50-55 м с углом откоса 50° и около 70 м с углом откоса 40°.

Зона обрушения представляет собой сыпучую среду, характеризующуюся отсутствием сцепления и поверхностей ослабления типа тектонических трещин. Расчетный угол наклона борта в ней может достигать угла естественного откоса, условно равного углу внутреннего трения пород 37-38° при неограниченной высоте. Процесс сдвижения пород как следствие природной структуры сопровождается как полным разрушением связи между структурными блоками пород, так и оседанием больших участков массива с незначительным нарушением земной поверхности. Зона влияния разрыва определяется величиной критической деформации земной поверхности – горизонтальным растяжением, а также наклоном и кривизной разрывных структур, возникающих вследствие подземных работ.

Слепую залежь обрабатывали подземным способом камерно-целиковой системой с сухой закладкой. Камеры высотой 95 м с размерами 30x30 м в плане разделяли междукамерными целиками таких же размеров. Так, камеры 6-7 расположены под подошвой северного борта на глубине 120 м [8].

Висячий бок Слепой залежи, в котором расположены уступы карьера, сложен биотитовыми роговиками (размер структурных блоков – 0,5-1,5 с). Структурные блоки образованы, как правило, тремя системами трещин с простиранием для первой системы 50-60°, углом падения 55-60°; для второй системы – 100-110° и 60-70° и для третьей системы – 170-180°, 25-30°.

В камере 7 произошло обрушение потолочины с выходом воронки на поверхность карьера. При выпуске руды воронка расширялась, достигнув ширины по простиранию 50 м и вкрест простирания – 30 м. Скорость оседания пород составила 2,7 м/с. В дальнейшем после образования воронки поверхность над камерами просела еще на 5,5 м, а на гор. 2435 м скорость оседания постепенно уменьшилась до 2 мм/с.

В подземных горных выработках в случае образования воронки обрушения коэффициент запаса устойчивости уменьшается на величину до 30%. Полученные аналитические зависимости проверено на моделях с использованием методов фотогеомеханики и математической теории упругости [9].

Модели были изготовлены из оптически активного полиуретана с ценой полосы

$\sigma_H^{1,0} = 75,6 \text{ кг/см}^2$ для условий: $H = 350 \text{ м}$ - глубина заложения выработки от дневной поверхности; $\gamma = 3,0 \text{ т/м}^3$ – плотность налегающих пород. Для получения нормального напряжения на свободном контуре выработки номер порядка полосы умножается на цену полосы ($\sigma_H^{1,0}$).

Условие прочности контура:

$$\sigma_1 - \sigma_2 \geq \sin \delta \cdot (\sigma_1 + \sigma_2) + \sigma_{\text{сжс}} \cdot (1 - \sin \delta),$$

где $\sigma_1, (\sigma_2)$ – значение напряжения в точке контура; $\delta = 30^\circ$ – угол внутреннего трения; $\sigma_{\text{сжс}} = 140-160 \text{ МПа}$.

Модели нагружали с коэффициентами бокового распора 0,5; 1,0; 1,5. Значения бокового распора приняты с учетом особенностей Тырнаузского месторождения, которое находится в зоне активности горной системы Эльбруса, что перераспределяет боковое давление при соотношении высоты камеры к ее ширине > 1 .

Моделированием решалась задача оценки устойчивости междукамерного целика (МКЦ) при уменьшении его ширины от 30 до 20 м. Исследовались варианты формы сечений камер с целью их рационализации или снижения напряжений по контуру и в замках, не изменяя размеров и формы потолочины и сохранения размеров камеры. Форма потолочины изменялась от клиновидной до эллиптической.

Ставилась цель получить экстремумы напряжений при подземной выемке камер и при подходе к ним выработок карьера. Учитывая условие, что камера, заложенная сухой закладкой с размером кусков до 200 мм, после усадки закладки будет иметь полость высотой около 25 м (30% высоты камеры), оценивали перспективу сухой закладки при комбинировании подземного и открытого способов разработки месторождения.

Результаты моделирования сводятся к следующему.

Проекция на вертикальную плоскость:

1. При коэффициенте бокового распора $\lambda = 0,5$ максимальные напряжения в зонах замков свода и стенках камер составят: $75,6 \times 7,5 = 567 \text{ кгс/см}^2$. В вершине свода потолочины напряжения – $75,6 \times 2,0 = 151,2 \text{ кгс/см}^2$. В междукамерном целике (МКЦ) максимальные сжимающие напряжения снижаются до $75,6 \times 6,5 = 491,4 \text{ кгс/см}^2$.

2. При боковом распоре $\lambda = 1,0$: в зонах замков свода потолочины и стенки камеры напряжения составляют $75,6 \times 6,5 = 491,4 \text{ кгс/см}^2$; такие же напряжения в своде потолочины камеры; в МКЦ максимальные напряжения снижаются до $75,6 \times 5,5 = 415,8 \text{ кгс/см}^2$.

3. При боковом распоре $\lambda = 1,5$: в зонах замков свода потолочины и стенки камеры напряжения составляют $75,6 \times 6,5 = 491 \text{ кгс/см}^2$, в своде потолочины сжимающие напряжения возрастают до $75,6 \times 8,5 = 642,6 \text{ кгс/см}^2$.

Вертикальный разрез камеры: зонами максимальных напряжений являются свод потолочины и траншея днаща.

При коэффициенте бокового распора λ - 0,5; 1,0; 1,5 напряжение составляет 415,98; 1020,6; 1400 кгс/см² соответственно.

По результатам моделирования сделан вывод, что конфигурация выемочных полостей и их ориентация влияют на устойчивость комбинируемых выработок в зоне. Установлена высокая концентрация напряжений в зоне траншейного штрека днаща блока при клиновидной форме.

Сферическая форма свода обеспечивает снижение напряжений примерно в 2 раза. МКЦ шириной 30 м обеспечивает устойчивость, при уменьшении ширины МКЦ до 20 м его устойчивость снижается. Максимальная концентрация напряжений отмечаются в зоне траншейного штрека.

Моделированием также решалась задача оптимизации отработки целика между камерами. Условия моделирования:

- боковой распор равен 0,5H; 1,0H; 1,5H; 2,0H;
- угол наклона главного силового вектора к вертикальной оси $\alpha = 0^0; 30^0; 40^0; 50^0$ соответственно для каждого значения бокового распора;
- варианты без закладки пустот обеих камер и с закладкой пустот одной камеры. Модуль закладки $E = 0,1$ МПа, массива - $E = 1,4$ МПа, в 14 раз больше модуля закладки.

Напряжение в любой точке модели:

$$\sigma_m = \sigma^{1,0} \cdot n^0,$$

где $\sigma^{1,0} = 0,1$ кгс/см² на одну полосу; n^0 - номер полосы в точке модели.

Напряжение в натуре:

$$\sigma_n = \gamma H \frac{\sigma_m}{\Sigma},$$

где $\gamma = 3,0$ т/м³ - плотность руды и пород;

$H = 30$ кгс/см² - глубина залегания от дневной поверхности.

Анализ результатов моделирования позволяет заключить (рис.3):

- наиболее напряжены зоны потолочин и днищ камер;
- сводообразная форма потолочины снижает напряжение на 25%;
- закладка одной из камер снижает напряжение в вершине потолочины в 2 раза;
- в МКЦ возникают повышенные напряжения.

Результаты и их обсуждение

Открыто-подземная разработка месторождений с точки зрения геомеханической стабильности массива трудно управляема. Не спасает положение закладка пустот сухим материалом [10-11].

При равных условиях реакция массива на технологическое воздействие зависит от величины и знака действующих в массиве напряжений. Сдвигение массива представляет собой следствие

внутреннего деформирования и разрушения элементарных минеральных частиц, осложненного анизотропностью среды [12-14].

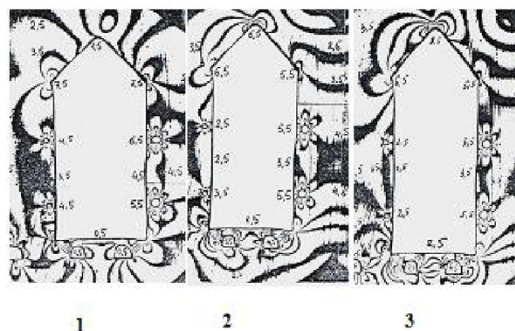


Рис. 3. Напряжения в элементах открытой камеры в зависимости от бокового распора: 1-0,5; 2- 1,0; 3-1,5

Внутреннее поле напряжений структурных отделностей массива связано с внешним полем напряжений зависимостью:

$$\sigma_{пор.} = [\sigma_{мас.} \cdot f(\Sigma(1...n)) T] k_{геол.}$$

где $\sigma_{пор.}$ - поле напряжений пород;

- $\sigma_{мас.}$ - поле напряжений массива;
- T - тензоры упругих модулей неоднородностей: случайных, постоянных и др.;
- $k_{геол.}$ - коэффициент геологической нарушенности.

В условиях объемного сжатия в массивах происходит закрытие тектонических структур с увеличением прочности и модуля деформации, в результате чего объемное напряженное состояние трансформируется от растяжения и сдвига на контуре пустот до сжатия в глубине массива. При кратковременном протекании процесса разрушения в запредельной стадии реологические процессы протекают в запредельной области.

В зависимости от деформирования пород в массиве одновременно сосуществуют несколько областей разрушения [15-16]. Вблизи разлома возникает зона нарушенных пород с минимальной несущей способностью. За ней следует зона ослабленных пород запредельного деформирования с возрастанием прочности по мере удаления от разлома. Наконец, существует зона нетронутых пород в стадии допредельного деформирования. Максимальная сохранность массива достигается при минимизации объемов первых двух зон и увеличении доли допредельного деформирования, при котором прочность определяется с учетом времени:

$$\sigma_{сж.м.}(t) = k_T \times [\sigma_{сж.д.} + (\sigma_{сж.м.} - \sigma_{сж.д.})] e^{-at}$$

где $\sigma_{сж.м.}$ - предел мгновенной прочности при одноосном сжатии, МПа;

$\sigma_{сж.д.}$ - предел длительной прочности при одноосном сжатии, МПа;

k_T - коэффициент тектонической нарушенности;

a - параметр аппроксимации;

t - время.

Условие устойчивости массивов:

$$\Sigma (\sigma_3 + K \sigma_2 \sigma_1) \leq \Sigma \sigma_0 K \leq \Sigma \sigma_n K$$

$$\Sigma \sigma_n K = f(\sigma_{ост.}, h_c, P_{min}, P_{max})$$

$$\Sigma \sigma_0 K K_{рн} = f(\sigma_n, H, B)$$

где $\sigma_{3,2,1}$ - главные напряжения в массиве;

σ_n, σ_0 - напряжения в зонах нарушенных и ослабленных пород, соответственно, МПа;

h_c - высота зоны влияния разлома, м;

P_{max} и P_{min} - максимальное и минимальное значения технологического воздействия;

$\sigma_{ост.}$ - остаточная прочность пород при одноосном сжатии, МПа;

H и B - высота и ширина зоны технологического воздействия, м;

K - коэффициент влияния тектонических нарушений;

$K_{рн}$ - коэффициент разгрузки напряжений.

Управление состоянием массивов заключается в создании условий:

$$[\sigma_{н.м}] < \sigma^{ост} < [\sigma^{ост}]_{крит}$$

где $[\sigma^{ост}]_{крит}$ - критические напряжения в нарушенных породах.

Высота зоны распространения критических напряжений:

$$H = f[\sigma]_{крит}^{ост} > h_{техн} = f[\sigma]_{техн}$$

где $h_{техн}$ - высота зоны техногенного влияния, м;

$$h_{техн} = \int_{min}^{max} fV \int_{min}^{max} fS \int_{min}^{max} fm$$

где H' - высота зоны деформаций от критических напряжений, м;

S_p - площадь ослабления, м²;

α_H - угол падения, град;

m_n - мощность по нормали, м.

Геомеханические процессы разрушения скальных массивов и показатели технологий их разработки описывается условием [17-18]:

$$\sigma \cdot \dot{h}_K = \int_{l_{min}}^{l_{max}} f(x) \cdot x(d x_1, d x_2 \dots d x_n) \rightarrow$$

$$n, R = \int_{l_{min}}^{l_{max}} f \cdot x(d h_K + d h.)$$

где σ - напряжения в зоне влияния выработок, МПа; K_3 - коэффициент корректировки напряжений; l_{max}, l_{min} - пролеты обнажения пород, м; $x_1 \dots x_n$ - технологические, физико-механические и иные характеристики; P - потери руд, доли ед.; R - разубоживание руд, доли ед.; h_3 - высота закладочного массива, м; h_n - высота влияния горных выработок, м.

Отличие предложенной модели состоит в использовании коэффициента корректировки напряжений K_3 . При закладке пустот твердеющими смесями уровень напряжений снижается за счет характеристик материала твердеющей закладки (рис.4).

Эффективность работы зависит от соотношения пригрузки массива породами и бокового подпора стенок искусственного массива. При объемном сжатии прочность закладки повышается в 1,5-3 раза, состояние массивов и величина потерь и разубоживания определяются объемом пустот, объемом выданных на поверхность руд и прочностью пород.

По С.В. Ветрову устойчивость массива обеспечивается при условии:

$$L_{пред} > 2 \alpha = d_1 \left(\frac{R_{сж}}{KH\gamma} - 1 \right),$$

где a - полупролет свода заклинивания пород, м; d_1 - горизонтальный размер структурного блока пород, м; $R_{сж}$ - сопротивление горных пород структурного блока сжатию, т/м²; γ - объемный вес пород, кг/м³; H - глубина расположения пяты свода заклинивания пород, м; K - коэффициент запаса.

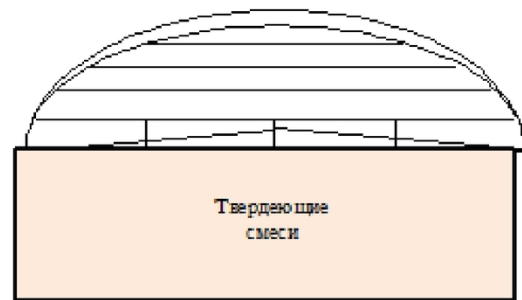


Рис.4. Схема подпора кровли твердеющими смесями для упрочнения несущего слоя

Закладка пустот твердеющими смесями стабилизирует состояние массива с достижением эффекта за счет уменьшения потерь и разубоживания. Возможность управления напряжениями обеспечивается ограничением деформаций путем закладки пустот твердеющими смесями:

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3 = \sigma_n \cdot K_1 K_2 K_3 K_4$$

где σ_1 - напряжения в зоне нетронутых пород, МПа; σ_2 - напряжения в зоне влияния очистных работ, МПа; σ_3 - напряжения в закладочном массиве, МПа; σ_n - нормативное сопротивление сжатию закладки, МПа; K_1 - коэффициент неоднородности закладочного массива; K_2 - коэффициент увеличения прочности закладки со временем; K_3 - коэффициент увеличения прочности закладки в массиве; K_4 - коэффициент условий работы.

Напряжения в результате заполнения пустот:

$$\sigma_{..} = n_1 \sigma_{..3} + n_2 \sigma_{-3} + n_3 \sigma_{m.3} + n_4 \sigma_{..3} + n_5 \sigma_{..} = \sum_1^{\ell} n_{\ell} \sigma_m^y$$

где $\sigma_{..3}$, σ_{-3} , $\sigma_{m.3}$, $\sigma_{..3}$ - величины подпора, соответственно, прочного, среднепрочного и малопрочного состава твердеющей смеси; ℓ - число упрочняющих элементов; n_1, \dots, n_5 - массовое число материала в количестве смеси; σ_m^y - прочность смесей.

Модель управления состоянием массива разгрузкой от напряжений:

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3 = \sigma_H \cdot K_1 K_2 K_3 K_4$$

$$P y_T = C_T - 3T - Y_{T_{\text{вот}}} - Y_{T_{\text{врс}}} - Y_{T_{\text{врс}}}$$

$$B_a = B_c \cdot \Delta_{\theta},$$

где σ_1 - напряжения в зоне нетронутых пород, МПа; σ_2 - напряжения в зоне влияния очистных работ, МПа; σ_3 - напряжения в закладочном массиве, МПа; σ_H - нормативное сопротивление сжатию, МПа; K_1 - коэффициент неоднородности закладочного массива; K_2 - коэффициент увеличения прочности закладки со временем; K_3 - коэффициент увеличения прочности закладки в массиве; K_4 - коэффициент условий работы; $n_{..}$ - прибыль от добычи и переработки руды, руб/т; C_{T_s} - ценность добытой руды, руб/т; $3T$ - полные затраты на добычу и переработку руды, руб/т; $Y_{T_{\text{рс}}}$ - ущерб от 1 т разубоживающей массы по контуру блока, руб/т; $Y_{T_{\text{врс}}}$ - ущерб от переработки 1 т разубоживающей массы внутри блока, руб.

руб/т.; B_a - количество альтернативных вяжущих, вес. ед.; B_c - количество стандартных вяжущих, вес. ед.; Δ_{θ} - коэффициент эквивалентности вяжущего.

Возможность управления напряжениями открывает дорогу использованию для закладки разгруженных участков массива малопрочных составов твердеющих смесей на основе утилизируемых отходов обогащения руд после их активации, например, методами механохимической технологии [19-20].

Выводы

Показатели разработки сложноструктурных месторождений оптимизируются за счет использования возможностей рудовмещающих массивов создавать несущие конструкции, сохраняющие сбалансированность системы "поверхность - массивы - среда".

Установление зависимости между природными и технологическими факторами позволяет уточнить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руд на основе расчетных методов с достижением экономической эффективности за счет повышения надежности управления горными работами.

Возможность формирования базы данных о месторождении и оптимизации показателей разработки месторождения за счет использования геомеханических ресурсов рудовмещающих массивов обеспечивает возможность сбалансированности геомеханической системы с меньшими экономическими затратами и минимизации потерь и разубоживания руд на стадии горного передела. Предупреждение критических напряжений и соответствующих им деформаций путем разделения рудного поля на безопасные с геомеханических позиций участки с использованием менее затратных способов обеспечения устойчивости массивов позволяет уточнить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений // Москва, ИНФРА – М, 2014. Сер. Высшее образование: Бакалавриат, 192 с.
2. Liang Z. Z., Xing H., Wang S. Y. et al. A three-dimensional numerical investigation of the fracture of rock specimens containing a pre-existing surface flaw // Computers and Geotechnics. 2012. Vol. 45. P. 19–33.
3. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. Учебное пособие. – М.: Инфра – М. –2014. –190 с.
4. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. М., Наука, 1975.270 с.
5. Вагин В.С., Голик В.И. Проблемы использования природных ресурсов южного федерального округа // учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по направлению подгот. 650100 "Приклад. геология", по горно-геол. специальности / Владикавказ, 2005, 192 с.
6. Голик В.И., Брюховецкий О.С., Габарев О.З. Технологии освоения месторождений урановых руд // учебное пособие для студентов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям; Федеральное агентство по образованию, Российский гос. геологоразведочный ун-т им. Серго Орджоникидзе. Москва, 2007, 131 с.
7. Голик В.И. Специальные Способы Разработки Месторождений // Москва, 2014. Сер. Высшее об-

разование: Бакалавриат, 132 с.

8. Исмаилов Т.Т., Эздеков М.В. Концепция комбинирования геотехнологий. Горный информационно-аналитический бюллетень. М. 2006. №8. с.23.

9. Голик В.И., Полухин О.Н., Петин А.Н., Комащенко В.И. Экологические проблемы разработки рудных месторождений кма // Горный журнал. 2013. № 4. С. 91-94.

10. Комащенко В.И., Васильев П.В., Масленников С.А. Технологией подземной разработки месторождений КМА надежную сырьевую основу // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 2. С. 101-114.

11. Котенко Е.А., Голик В.И., Хадонов З.М. Управление технологическими комплексами при разработке рудных месторождений. Владикавказ: Терек, 2000. – 290 с.

12. Zoback M. L., Zoback M. D., Adams J. Global patterns of tectonic stress nature // Nature. 1989. Vol. 341. No. 6240. P. 291–298.

13. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 1. – С. 10–15.

14. Пагиев К.Х., Голик В.И., Габараев О.З. Научные технологии добычи и переработки руд // Северо-Кавказский горно-металлургический институт (Государственный технологический университет). Владикавказ, 1998, 571 с.

15. Воробьев А.Е., Разоренов Ю.И., Игнатов В.Н., Джимиева Р.Б. Инновационные геотехнологии разработки месторождений горючего сланца и высоковязкой нефти // учебное пособие для магистрантов, обучающихся по горно-геологическим и нефтяным специальностям / Новочеркасск, 2008, 214 с.

16. Шестаков В.А., Разоренов Ю.И., Габараев О.З. Управление качеством продукции на горных предприятиях // Рекомендовано Учебно-методическим объединением по горному образованию Минобрнауки РФ в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности 090200 / Новочеркасск, 2001, 262 с.

17. Страданченко С.Г., Шинкарь Д.И., Масленников С.А. Состояние и перспективы развития крепления вертикальных стволов в сложных горно-геологических условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. - №2. – М.: МГТУ, 2013.– С. 26-34.

18. Илимбетов А.Ф., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Милкин Д.А. Новые решения проблемы комплексного освоения рудных месторождений. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2006. № 4. С. 8-13.

19. Kidybinski A. The role of geo-mechanical modelling in solving problems of safety and effectiveness of mining production // Archives of Mining Sciences. 2010. Vol. 55. No. 2. P. 263–278.

20. 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. – №3. – p. 498–502.

REFERENCES

1. Golik V.I. Prirodoohrannye tehnologii razrabotki rudnyh mestorozhdenij // Moskva, INFRA –M, 2014. Ser. Vysshee obrazovanie: Bakalavriat, 192 с.

2. Liang Z. Z., Xing H., Wang S. Y. et al. A three-dimensional numerical investigation of the fracture of rock specimens containing a pre-existing surface flaw // Computers and Geotechnics. 2012. Vol. 45. P. 19–33.

3. Golik V.I. Prirodoohrannye tehnologii razrabotki rudnyh mestorozhdenij. Uchebnoe posobie. – М.: Infra – М. –2014. –190 с.

4. Vetrov S.V. Dopustimye razmery obnazhenij gornyh porod pri podzemnoj razrabotke rud. М., Nauka, 1975.270 с.

5. Vagin V.S., Golik V.I. Problemy ispol'zovaniya prirodnyh resursov juzhnogo federal'nogo okruga // ucheb. posobie dlja studentov vuzov, obuchajushhihsja po napravleniju podgot. 650100 "Priklad. geologija", po gorno-geol. special'nosti / Vladikavkaz, 2005, 192 с.

6. Golik V.I., Brjuhoveckij O.S., Gabaraev O.Z. Tehnologii osvoeniya mestorozhdenij uranovyh rud // uchebnoe posobie dlja studentov vysshih uchebnyh zavedenij, obuchajushhihsja po gorno-geologicheskim special'nostjam; Federal'noe agentstvo po obrazovaniju, Rossijskij gos. geologorazvedochnyj un-t im. Sergo Ordzhonikidze. Moskva, 2007, 131 с.

7. Golik V.I. Special'nye Sposoby Razrabotki Mestorozhdenij // Moskva, 2014. Ser. Vysshee obrazovanie: Bakalavriat, 132 с.

8. Ismailov T.T., Jezdekov M.V. Konceptija kombinirovaniya geotehnologij. Gornyj informacionno-analiticheskij bjulleten'. М. 2006. №8. с.23.

9. Golik V.I., Poluhin O.N., Petin A.N., Komashhenko V.I. Jekologicheskie problemy razrabotki rudnyh mestorozhdenij kma // Gornyj zhurnal. 2013. № 4. S. 91-94.

10. Komashhenko V.I., Vasil'ev P.V., Maslennikov S.A. Tehnologijam podzemnoj razrabotki mestorozhdenij KMA nadezhnuju syr'evuju osnovu . Izvestija Tul'skogo gosposobie dlja magistrantov, obuchajush-

hihsja po gorno-geologicheskim i neftjanym special'nostjam / Novoherkassk, 2008, 214 s.

16. Shestakov V.A., Razorenov Ju.I., Gabaraev O.Z. Upravlenie kachestvom produkcii na gornyh predpri-jatijah // Rekomendovano Uchebno-metodicheskim ob#edineniem po gornomu obrazovaniju Minobrazovanija RF v kachestve uchebnogo posobija dlja studentov vysshih uchebnyh zavedenij, obuchajushhihsja po spe-cial'nosti 090200 / Novoherkassk, 2001, 262 s.

17. Stradanchenko S.G., Shinkar' D.I., Maslennikov S.A. Sostojanie i perspektivy razvitija krepnenija vertikal'nyh stvolov v slozhnyh gorno-geologicheskih uslovijah // Gornyj infor-macionno-analiticheskij bjullet-en'. - №2. – М.: MGGU, 2013.– S. 26-34.

18. Ilimbetov A.F., Ryl'nikova M.V., Radchenko D.N., Milkin D.A. Novye reshenija problemy kom-pleksnogo osvoenija rudnyh mestorozhdenij. Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehničeskogo univer-siteta im. G.I. Nosova. 2006. № 4. S. 8-13.

19. Kidybinski A. The role of geo-mechanical modelling in solving problems of safety and effectiveness of mining production // Archives of Mining Sciences. 2010. Vol. 55. No. 2. P. 263–278.

20. 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. – №3. – p. 498–502
udarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle. 2016. № 2. S. 101-114.

11. Kotenko E.A., Golik V.I., Hadonov Z.M. Upravlenie tehnologičeskimi kompleksami pri razrabotke rudnyh mestorozhdenij. Vladikavkaz: Terek, 2000. – 290 s.

12. Zoback M. L., Zoback M. D., Adams J. Global patterns of tectonic stress nature // Nature. 1989. Vol. 341. No. 6240. R. 291–298.

13. Ljashenko V.I. Prirodoohrannye tehnologii osvoenija slozhnostrukturnykh mestorozhdenij poleznykh is-kopaemykh // Markshejderskij vestnik. – 2015. – № 1. – С. 10–15.

14. Pagiev K.H., Golik V.I., Gabaraev O.Z. Naukoemkie tehnologii dobychi i pererabotki rud // Severo-Kavkazskij gorno-metallurgičeskij institut (Gosudarstvennyj tehnologičeskij universitet). Vladikavkaz, 1998, 571 s.

15. Vorob'ev A.E., Razorenov Ju.I., Ignatov V.N., Dzhimieva R.B. Innovacionnye geotehnologii razrabotki mestorozhdenij gorjučego slanca i vysokovjazkoj nefti // uchebnoe

Принято в печать 28.03.2017

Received 28 March 2017