

УДК: 622.81:622.271:622.235

МЕТОДЫ СТРОИТЕЛЬНОЙ МЕХАНИКИ ПРИ РЕШЕНИИ ГОРНО-ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

METHODS OF STRUCTURAL MECHANICS IN SOLVING OF MINING AND GEOMECHANICAL PROBLEMS

Голик Владимир Иванович¹,

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

Golik Vladimir I.¹, Dr. Sc., Professor

Разоренов Юрий Иванович¹,

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

Razorenov Yuri I.¹, Dr. Sc., professor

Ляшенко Василий Иванович²,

кандидат техн. наук, старший научный сотрудник

Liashenko Vasilii I.², C. Sc. (Engineering), senior researcher

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

¹North-Caucasian State Technological University", Russia, 362021, Vladikavkaz, str. Nikolaeva, 44

² Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии», г. Желтые Воды, Украина

Аннотация. Сформулирована концепция применения методов представлений о несущей способности технологически нарушенного дискретного скального массива. Установлены закономерности поведения породных массивов в ответ на техногенное вмешательство. Теоретически обоснована возможность применения метода погашения пустот изоляцией. Дана методика определения устойчивых пролетов обнажений кровли, размеров разделяющих целиков, параметров зон опасного влияния горных работ и изолирующих от воздушной волны сооружений. Приведен пример расчета параметров погашения очистного пространства на основе использования феномена самоупрочнения дискретного массива.

Abstract. The article formulated the concept of application of methods of structural mechanics in solving of mining and geomechanical problems. The analysis of opinions on the bearing capacity of technologically disturbed discrete rock mass is given. The regularities of rock masses behavior in response to anthropogenic interference are presented. The possibility of applying the method of voids backfilling by isolation is theoretically substantiated. The article gives the method of determining stable spans of roof exposure, sizes of separating pillars, the parameters of areas exposed to dangerous influence of mining works, and structures isolating the air wave. The example is given of calculating the parameters of stoping face backfilling based on the use of the phenomenon of discrete rock mass self-reinforcement.

Ключевые слова: строительная механика, несущая способность, порода, массив, пустоты, изоляция, пролет обнажения, целик, зона влияния, самоупрочнение.

Keywords: structural mechanics, bearing capacity, rock, rock mass, voids, the isolation, the exposed span, pillar, zone of influence, self-reinforcement.

Несмотря на качественное совершенствование техники и технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых, состояние эксплуатации ресурсов недр характеризуется снижением качества добываемых руд, увеличением потерь руды и разубоживания и ухудшением технико-экономических показателей освоения недр. Это в полной мере относится к пологим маломощным рудным телам месторождений руд редких, благородных и цветных металлов.

К пологим маломощным месторождениям относят рудные тела мощностью от 0.6-0.8 м до 15 м с углом падения до 25°. Потери и разубоживание руды при добыче составляют 25-35%, а небольшая

высота очистного пространства является причиной низкой производительности труда [1].

Совершенствование параметров технологий разработки маломощных месторождений основывается на выявленных закономерностях взаимодействия геологических, горнотехнических и геомеханических факторов.

Исторически первый метод погашения выработанного пространства принудительным обрушением имеет ряд недостатков:

- заполнение породами не обеспечивает безопасные условия из-за их усадки;
- возникновение воздушной волны в случае обрушения пород;

- трудность контроля состояния погашенной выработки;

- увеличение вероятности обрушения пород в окрестностях погашаемой выработки.

Вековой практикой доказана возможность применения метода погашения выработанного пространства изоляцией в качестве основного [2]. Определение безопасных параметров очистных выработок нуждается в методике обоснования метода погашения выработанного пространства.

Основы повышения эффективности разработки пологих месторождений изложены в трудах М.И. Агошкова, Д.М. Бронникова, Н.Ф. Замесова, Н.Х. Загирова, А.Ф. Назарчика, Д.И. Рафиенко, В.А. Симакова, В.А. Шестакова и других. Методические основы оптимизации составов закладочных смесей заложены трудами Л.И. Крупника, К.Н. Светлакова, М.Н. Цыгалова и др.

Тенденции ресурсосбережения при добыче минерального сырья получают развитие по пути взаимосвязки природных полей месторождений, техногенных последствий добычи, затратности процессов получения металлов и состояния экосистемы. Установление механизма такой взаимосвязи формирует проблему, которая предполагает постановку многофакторных экспериментов в области горной и строительной механики, геотехнологических методов разработки, экологии, экономики и др. [1-4].

Начало применения методов строительной механики при решении горно-геомеханических задач восходит к работам А.Н. Динника, который предложил модель напряженного состояния упругого, однородного и изотропного породного массива. Применение гипотезы дает удовлетворительные результаты по оценке напряженно-деформированного состояния пород при некоторых допущениях.

В основе работ Р. Феннера, А. Лабаса, К.В. Руппнейта и др. лежит гипотеза об образовании в массиве вокруг выработки зоны неупругих деформаций. Для решения задач привлекаются методы упруго-пластичной теории. Недостатки этих работ вытекают из предположений, используемых в решении, и не достаточном учете фактора времени и разрыхления пород в неупругой зоне.

В работах К.С. Ержанова, В.Т.Глушко, М.И. Велькова и др. получила развитие гипотеза течения.

Гипотезы горного давления, основанные на образовании свода обрушения, разработаны в трудах М.М. Протодьяконова и развиты П.М. Цимбаревичем, Г.М. Малаховым, В.Д. Слесаревым и др. Величина давления определяется весом пород в пределах свода обрушения над выработанным пространством. Гипотеза не учитывает реальной деформированности массива, поэтому не всегда применима к крепким, но трещиноватым породам.

А.А. Борисов исходил из предпосылки, что слой пород теряет устойчивость не под весом налегающих пород, а только под собственным весом, поэтому параметры давления от глубины работ не

зависят.

В.Д. Слесарев доказал, что трещины разбивают плоское обнажение на отдельные защемленные блоки, которые, стремясь переместиться в выработанное пространство, образуют шарнирные конструкции со смыканием трещин в верхней части блоков, обращенной к массиву и размыканием в нижней части, обращенной к выработанному пространству. Нижний слой кровли над выработанным пространством работает как сплошная балка, защемленная на двух опорах и нагруженная весом пород в пределах свода.

Специалисты ВНИМИ допускают, что приконтурный слой кровли - непосредственная кровля, отслаивается от вышележащих пород в виде плиты, нагруженной только собственным весом.

Работами С.В. Ветрова установлено, что блоки горных пород при их самозаклинивании по некоторым криволинейным поверхностям, образованным гранями заклинивающихся и плотно прижатых друг к другу отдельных блоков образуют довольно устойчивые системы.

Согласно гипотезе Турнера (1884 г.) горное давление определяется весом столба пород до земной поверхности с основанием, равным пролёту выработки. Расчеты по его теории показывают, что даже при небольших глубинах разработки возникают нагрузки, которые не могла бы выдержать крепь.

Гипотезой о нагрузке крепи массивов пород в пределах объема с основанием, равным пролёту выработки, принадлежит М. М. Протодьяконову (1907 г.) указанный объем принят в виде параболического свода. Его высота связана с пролётом выработки соотношением, где участвует тангенс угла внутреннего трения для сыпучих пород или коэффициент крепости пород. Расчеты по этой методике дают приемлемые результаты для глубин до 200-300 м без учета тектонических напряжений.

В гипотезе Г. Н. Савина (1947 г.) использовано условие совместности перемещений контактирующих друг с другом точек поверхности выработки и крепи. В 1954 г. Г. Н. Кузнецов предложил концепцию шарнирно-блочных систем в кровле очистных выработок. В конце 70-х г. получило развитие направление определения горного давления на крепь, как масса сыпучей породы (Е. И. Шемякин).

Управление массивом путем регулирования напряжений в его элементах обосновано работами К.В. Руппнейта, Б.А. Картозия, Е.Г. Авершина, Т.Л. Фисенко, И.М. Петухова, В.Д. Слесарева, А.А. Борисова, С.В. Ветрова, Д.Р. Каплунова и др. ученых.

Жесткость дискретных породных систем изменяется в процессе деформирования в зависимости от напряжений, вызванных влиянием тектонико-структурных факторов и потерей частью пород несущей способности в зоне влияния выработок [5-8].

По нашим данным вокруг выработок в скальных породах с пределом прочности 70-100 МПа или высокопрочных, с 100-150 МПа и средне-

ослабленных ($K_0 = 0,25-0,35$) на контуре выработок ослабленность пород уменьшается. Коэффициент ослабления (K_0) в зоне нарушенных пород снижается до $0,04 - 0,15$. Мощность зоны вокруг малых по сечению выработок $0,5 - 2$ м, вокруг крупных $4 - 5$ м. Внутри этой зоны выделяется менее мощная приконтурная зона резкого снижения K_0 до $0,04 - 0,1$. За пределами законтурной зоны K_0 увеличивается до $0,1 - 0,15$. В приконтурной зоне K_0 снижается по сравнению с массивом в $2,5 - 6$ раз, в зоне нарушенных пород - в $1,5 - 2,5$ раза.

Устойчивость породой конструкции повышают укреплением анкерами, что увеличивает его сопротивление деформационным процессам и рационализирует использование свойств самоуправления массива. Укрепление массива повышает его устойчивость, а также технико-экономические показатели разработки, в частности, разубоживание снижается на $10-20\%$, а потери - на $2-8\%$.

О.З. Габараев указывает на возможность повышения устойчивости массива рациональным соотношением сыпучих и поддерживающих свойств отбитой руды на основе геомеханической сбалансированности геомеханической системы. В.И. Ляшенко разработан метод оценки состояния целика оценено по разности минерализаций подземных вод по исходной (до разработки) и текущей (в ходе разработки) пробам[9-10].

Формирующиеся в массиве конструкции из горных пород характеризуются соседством разуплотненных и уплотненных породных зон, параметры которых оптимизируют с использованием методов механики дефектных сред.

Использование реальной геомеханической информации позволяет прогнозировать геомеханические процессы при разработке месторождений. Прочность массива оценивается по величине действующих напряжений в целике на границе зон упругого и запредельного состояния.

Анализ теории и практики разработки месторождений позволяет сформулировать закономерности поведения породных массивов.

Массивы месторождений находятся в стабильном состоянии до тех пор, пока техногенное вмешательство не нарушает устойчивости геомеханической системы. В зависимости от горно-геологических, технологических, химических, физических и др. условий вмешательство в недра сопровождается геодинамическими явлениями, которые определяют эколого-экономические показатели разработки месторождения.

Современные методы управления породными конструкциями основаны на учете механизма горного давления и создаваемых им напряжений и могут использовать методы строительной механики. Аспекты использования не потерявшего сплошности, развиваются, преимущественно, на основе механики деформируемых сред: теории упругости, пластичности, ползучести и др.

Основу управления состоянием сложенных породными конструкциями массивов методами строительной механики составляют положения:

- эффективность управления массивами зависит от геомеханической сбалансированности напряженно-деформированных дискретных сред;

- перспективные способы управления массивами связаны с повышением несущей способности пород за счет регулирования деформаций;

- управление массивами основано на поведении деформированных пород и может быть эффективным при повышении прочности несущих, в том числе породных, конструкций.

В маломощных пологих и наклонных рудных телах сосредоточено около половины запасов месторождений, в связи с чем вопросы безопасной и эффективной отработки этих тел весьма актуальны.

Метод принудительного обрушения кровли, используемый как основной, имеет ряд недостатков:

- заполнение выработанного пространства обрушенными породами кровли или боков не всегда необходимо для обеспечения безопасности труда;

- при обрушении пород кровли возникает опасность поражения воздушной волной;

- трудно контролировать состояние кровли погашенной выработки;

- ослабление массива при обрушении пород кровли на высоту, равную $4-6$ мощностям рудного тела с повышением вероятности обрушения пород в окрестности;

- высокая стоимость погашения при обеспечении запаса надежности.

Научно-исследовательскими работами доказана возможность применения альтернативного обрушению метода погашения пустот изоляцией.

Конструктивные особенности систем разработки

Варианты сплошной системы разработки при выемке запасов рудных тел мощностью до 3 м с углом падения от 0 до 45° в устойчивых и средней устойчивости породах с отбойкой руды:

- уступами из очистного пространства при мощности от $1,5$ до 3 м с углом падения $0-30^\circ$;

- из подэтажных штреков и образованием рудного вала при мощности от $0,8$ до $1,5$ м с углом падения $0-35^\circ$;

- из буровых восстающих при мощности от $0,8$ до $1,5$ м с углом падения $0-45^\circ$.

Наклонная высота очистного блока ограничивается высотой этажа, а ширина - эффективностью использования доставочного оборудования и расположением разведочных восстающих.

Если параметры блока обеспечивают естественного поддержания кровли очистного пространства, блок делят опорными целиками на участки с устойчивой кровлей.

Высота очистного пространства изменяется в пределах $0,8 - 3,0$ м.

После отработки рудных тел выработанное пространство заполняют закладкой или обрушенными вмещающими породами или же изолируют от действующих выработок перемычками.

Допустимые параметры обнажений очистных выработок

Породы основной кровли разбиты крупными макротрещинами на структурные блоки, которые в кровле очистных выработок могут заклиниваться с образованием трехшарнирной арки.

Размеры предельно допустимых обнажений пород кровли определяются их физико-механическими свойствами, размерами структурных блоков и элементами залегания рудных тел [11-14].

Устойчивость кровли очистных выработок определяется величиной их эквивалентных пролетов или шириной выработки бесконечной длины, которая по устойчивости эквивалентна выработке прямоугольной формы.

Критерием устойчивости плоской кровли является условие:

$$L_{\text{факт}} \leq L_{\alpha}^{\circ}$$

где L_{α}° - предельно допустимый эквивалентный пролет обнажения плоской кровли, определенный для конкретных инженерно-геологических условий, м.

$L_{\text{факт}}$ - эквивалентный пролет кровли фактической выработки, м;

Кровля выработок, фактический эквивалентный пролет которых удовлетворяет условию, не склонна к массовому обрушению, хотя вывалы отдельных блоков породы не исключаются.

Если рудное тело по условиям устойчивости кровли невозможно отработать одним забоем:

$$L_{\text{факт}} \geq L_{\alpha}^{\circ},$$

то оно делится на отдельные участки, размеры каждого из которых удовлетворяют условию.

При сплошной системе разработки с отбойкой руды из очистного пространства в последнем виде имеющих место вывалов отдельных блоков пород из кровли очистных выработок, устанавливается распорная деревянная крепь.

Вариант сплошной системы разработки с отбойкой руды из буровых восстающих и подэтажных штреков предусматривают выполнение всех технических операций по отработке панелей без захода рабочих в очистную выработку.

Выбор способа погашения выработанного пространства

Обрушение пород кровли очистной выработки провоцирует:

разрушение горных выработок, попавших в зону обрушения;

опасные деформации земной поверхности;

воздушные удары.

При выборе способа погашения выработанного пространства над погашаемой выработкой отстра-

ивается область ее опасного влияния или часть массива пород, где возможно обрушений и сдвиги пород, создающих опасные условия для горных работ в выработках [15-17].

Выработки, устойчивые пролеты обнажений кровли которых удовлетворяет неравенству

$$L_{\text{факт}} \leq L_{\alpha}^{\circ}$$

изолируются, если в зону опасного влияния погашаемой выработки не попадают эксплуатируемые горные выработки, подлежащие отработке рудные тела и граница раздела коренных пород и наносов.

Выработки, с $L_{\text{факт}} \geq L_{\alpha}^{\circ}$ в случае выхода зоны опасного влияния на границу раздела коренных пород и наносов, могут быть изолированы, если зона выхода обрушения на дневную поверхность обваловывается и ограждается.

Выработки со слабоустойчивой и неустойчивой кровлей, для которых $L_{\text{факт}} \geq L_{\alpha}^{\circ}$, но в зону опасного влияния которых не попадают эксплуатируемые горные выработки, подлежащие отработке рудные тела, граница раздела коренных пород и наносов, изолируют при условии звукометрического контроля состояния пород кровли во время возведения изолирующих перемычек.

Выработки заполняются закладкой, если в зону опасного влияния попадают эксплуатируемые горные выработки, отрабатываемые и подлежащие отработке рудные тела, граница раздела коренных пород и наносов при необходимости сохранения дневной поверхности без нарушений.

В случае невозможности контроля состояния пород кровли погашаемых выработок, они погашаются принудительным обрушением.

Расчет изолирующих сооружений

Изоляция пустот от эксплуатируемых горных выработок осуществляется бетонными перемычками или породными завалами при обязательном контроле состояния массива.

Инженерно-геологическая характеристика массива

Целью научных исследований является инженерно-геологическое расчленение массива горных пород на тектонические блоки и зоны, внутри которых породы состава имеют одинаковые свойства и степень нарушенности.

Для этих тектонических блоков и зон определяют петрографические типы слагающих пород, интенсивность крупной макротрещиноватости и нарушенности микротрещинами, определяют размеры структурных блоков и физико-механические свойства пород.

Висячем крыле рудных тел образуется зона повышенной трещиноватости, оперяющая рудовмещающий разлом. Породы зоны мощностью до 0,4 м склонны к самообрушению. Породы этой зоны называют породами «непосредственной кровли».

При подработке пород «непосредственной кровли» возможны вывалы блоков пород основной

кровли, по высоте редко превышающие вертикального размера структурного блока. Площади обрушений пород кровли колеблются от 6 до 100 м².

Расчет параметров обнажений пород кровли очистных выработок

Так как при отработке маломощных пологих и наклонных рудных тел боковые обнажения пород незначительны, расчет допустимых параметров обнажений очистных выработок сводится к определению параметров обнажений пород кровли.

Для безопасной отработки желательно, чтобы плоская кровля очистной выработки сохранялась в течение всего времени, когда в очистном пространстве и прилегающих к нему выработках ведутся работы.

В плане кровля очистной выработки имеет форму прямоугольника с эквивалентным пролетом:

$$L_{\text{факт}} = \frac{AB}{\sqrt{A^2 + B^2}}$$

где A – простирание, м; B – падение, м.

Эквивалентный пролет кровли очистной выработки должен удовлетворять условию

$$L_{\text{факт}} \leq L_{\alpha}^0$$

Связь между предельно допустимыми эквивалентными пролетами пород кровли выработок, пройденных в рудных телах с углом падения α^0 и углом падения 0° выражается зависимостью:

$$L_{\alpha}^0 = K_{\alpha} L^0$$

где K_{α} – угловой коэффициент:

$$K_{\alpha} = \frac{1}{\cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha}$$

где α – угол падения рудного тела, градус; η – коэффициент бокового распора:

$$\eta = \frac{\mu}{1 - \mu}$$

μ – коэффициент Пуассона.

Величина K_{α} зависит от угла падения рудного тела

Расчет предельно допустимого эквивалентного пролета пород кровли выработки, пройденной в рудном теле с углом падения, равном 0° , ведется на основании следующих предпосылок.

Таблица 1. Значения углового коэффициента

Угол падения	0	10	20	30	40	50
Угловой коэффициент	1	1,02	1,07	1,17	1,31	1,50

Породы основной кровли разбиты трещинами на структурные блоки, которые при заклинивании образуют над выработкой шарнирную арку. При

увеличении ширины горной выработки до предельного значения ее кровля обрушается. Над выработкой образуется свод естественного равновесия, дальше которого обрушение пород кровли не распространяется. Свод естественного равновесия представляет собой параболическую трехшарнирную арку, несущей вес вышележащих пород.

Нагрузка на плоскую кровлю не превышает веса пород под сводом естественного равновесия.

Решая систему уравнений, одно из которых описывает устойчивость свода естественного равновесия, а второе – устойчивость плоской кровли, нагруженной весом пород под сводом естественного равновесия, определяют предельно допустимые параметры пролетов плоской кровли для данных инженерно-геологических условий.

Пролет бесконечной длины выработки, высота свода естественного равновесия над ней и инженерно-геологические характеристики массива связаны между собой:

$$\left(\frac{2R_{\text{сж}} k_o d_1 h_{\text{св}}}{\gamma g (2H - h_{\text{св}})} \right)^2 = h_{\text{св}}^2 \left(\frac{l}{2} \right)^2 + \left(\frac{l}{2} \right)^4$$

где d_1 – размер структурного блока в горизонтальном направлении, м; $R_{\text{сж}}$ – прочность горных пород на сжатие, Па; k_o – коэффициент структурного ослабления пород; $h_{\text{св}}$ – высота свода естественного равновесия, м; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с²; H – глубина залегания выработки, м; l – пролет выработки бесконечной длины, м.

Связь между максимально допустимым пролетом плоской кровли бесконечной длины выработки, высотой соответствующего этой выработке свода естественного равновесия и инженерно-геологическими характеристиками пород имеет вид:

$$\left(\frac{3R_{\text{сж}} k_o d_2^2}{2k_3 \gamma h_{\text{св}} g} \right)^2 = d_2^2 \left(\frac{L^0}{2} \right)^2 + \left(\frac{L^0}{2} \right)^4$$

где $R_{\text{сж}}$ – прочность горных пород на сжатие, Па; k_o – коэффициент структурного ослабления пород; d_2^2 – вертикальный размер структурного блока, м; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/сек²; $h_{\text{св}}$ – высота свода естественного равновесия, м; L^0 – предельно допустимый пролет плоской кровли выработки бесконечной длины.

Величина предельно допустимого пролета плоской кровли выработки бесконечной длины:

$$\left(\frac{2R_{сж}k_{од}h_{св}}{\gamma g(2H-h_{св})}\right)^2 = h_{св}^2 \left(\frac{l}{2}\right)^2 + \left(\frac{l}{2}\right)^4$$

$$\left(\frac{3R_{сж}k_{од}d_2^2}{2k_3\gamma h_{св}g}\right)^2 = d_2^2 \left(\frac{L^o}{2}\right)^2 + \left(\frac{L^o}{2}\right)^4$$

Графики зависимости предельно допустимого эквивалентного пролета обнажения пород плоской кровли от угла падения рудного тела и глубины залегания выработки могут быть построены для каждой петрографической разности тектонических зон и блоков.

По предельно допустимому эквивалентному пролету обнажения плоской кровли для конкретных инженерно-геологических условий определяются параметры эквивалентной ей по устойчивости плоской кровли выработки прямоугольной формы. Задавая одним из размеров блока, который обычно устанавливается, исходя из геологии рудного тела и принятой системы разработки, определяется другой размер.

Определение размеров целиков

Расчет целиков чаще всего ведется по допустимым напряжениям с учетом коэффициента их формы по методике ВНИМИ.

Расчет целиков ведется по допустимым напряжениям с учетом коэффициента их формы по условию прочности Турнера-Шевякова:

$$\frac{k_H \gamma g H S}{k_\alpha S_\alpha} = \frac{k_o k_{\phi 1} k_{\phi 2} R_{сж}}{k_3}$$

где k_H - коэффициент учитывающий влияние соотношение между размерами рудного тела и глубиной его залегания; H - глубина расположения целика, м; S - площадь кровли, приходящаяся на целик, м²; k_α - коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела; k_o - коэффициент структурного ослабления; $k_{\phi 1}$ - коэффициент формы целика, учитывающий соотношение между шириной и длиной целика; $k_{\phi 2}$ - коэффициент формы целика, учитывающий соотношение между размерами обрабатываемого рудного тела и глубиной его залегания;

Для целиков, длинная сторона которых расположена по простиранию рудного тела, $k_\alpha = 1$, для целиков, длинная сторона которых расположена по падению:

$$k_\alpha = \frac{1}{\cos^2 \alpha + \eta \sin^2 \alpha}$$

где α - угол падения рудного тела, градус; η - коэффициент бокового распора; $R_{сж}$ - прочность слагающих целик пород, Па; k_3 - коэффициент запаса прочности целика.

$$S_\alpha = \frac{0,7\gamma g H S}{k_o R_{сж} k_\alpha}$$

Для ленточных целиков, расположенных по падению рудного тела, ширина целика:

$$a_{цп} = \frac{0,35\gamma g H (L_{факт1} + L_{факт2})}{k_o R_{сж} k_\alpha}$$

где $L_{факт1}$ и $L_{факт2}$ - фактические эквивалентные пролеты кровли выработки двух участков, между которыми расположен целик, м;

Для ленточных целиков, расположенных по простиранию рудного тела:

$$a_{цп} = \frac{0,35\gamma g H (L_{факт1} + L_{факт2})}{k_o R_{сж}}$$

Под глубиной залегания целика (H), длинная сторона которого расположена по падению рудного тела, подразумевается расстояние от поверхности до среднего по его длине сечения целика.

Наибольшая ширина целика $a_{цmax}$ имеет место, когда разделяемые участки имеют предельно допустимые размеры [9]:

$$L_{факт1} \text{ и } L_{факт2} = L_\alpha^o$$

Крепление очистного пространства

В горной практике рудное тело разбивается на выемочные участки, размеры которых гарантируют устойчивость кровли при их отработке без дополнительных мероприятий по поддержанию кровли.

Поскольку устойчивое состояние кровли не исключает вывалов отдельных блоков пород, возникает необходимость применения при очистных работах. При сплошной системе разработки с отбойкой руды из очистного пространства это условие обязательно.

Шаг крепления деревянной крепью:

$$L_{кр} = \sqrt{\frac{6,28k_1k_2\varphi\sigma_{сж}r^2G}{\gamma g d_2}}$$

где $L_{кр}$ шаг крепления распорной крепью, м; k_1 - коэффициент, учитывающий постоянство действия нагрузки на крепь; k_2 - коэффициент, учитывающий условия работы крепи; φ - коэффициент продольного изгиба; $\sigma_{сж}$ - сопротивление древесины при сжатии вдоль волокон, Па; r - радиус стойки, м; γ - плотность горных пород, кг/м³; G - ускорение свободного падения, м/сек²; d_2 - вертикальный размер структурного блока, м.

По данным практики шаг распорной крепи при диаметре стоек 20-24 см примерно равен 3 м.

При отбойке руды из буровых восстающих и подэтажных штреков нахождение рабочих в отработанном пространстве не предусматривается, поэтому искусственного поддержания кровли не требуется.

Построение области возможного обрушения пород кровли

Область опасного влияния формируется при обрушении слабых, трещиноватых приконтактных пачек пород, перепуске обрушенных пород с верхних горизонтов и сдвигении более удаленных от рудного тела пород.

При разработке секущих рудных тел, залегающих несогласно с вмещающими породами, условия для прогиба слоев отсутствуют и сдвигение пород происходит преимущественно в форме отрыва и обрушения блоков пород в выработанное пространство с образованием небольшой зоны трещин над обрушенными породами.

В области опасного влияния производство горных работ предусматривает усиленные меры безопасности: уменьшение пролетов обнажений, уси-

Таблица 2. Параметры обрушаемости пород

Площадь обнажения, м ²	Коэффициент обрушаемости пород	
	Коэффициент крепости 8-9	Коэффициент крепости 10-14
1000	0,56-0,59	0,46-0,48
5000	0,85-0,86	0,58-0,70
10000	0,92-1,00	0,70-0,80
30000	1,00	0,87-0,95
50000	1,00	0,94-0,99

ление крепи, запрещение пребывания людей в выработанном пространстве, наблюдения за массивом и т.п.

Для построения области опасного влияния на разрезе вкрест простирания от нижней границы выработанного пространства в породах всячего бока проводится прямая линия под углом $\beta = 55^\circ$ до пересечения с линией, проведенной параллельно кровле рудного тела и отстающей от нее по нормали на расстоянии h , кратном вынимаемой мощности рудного тела m :

- на участках с перепуском обрушенных пород с верхних горизонтов -10 м;
- на участках с естественным обрушением пород -16 м.

По простиранию рудного тела область ограничивается линиями, проведенными от границ выработанного пространства по простиранию под углом $\beta = 85^\circ$ до плоскости, отстоящей от рудного тела на указанном выше расстоянии h .

При угле падения рудного тела менее 30° боковые границы области проводятся на разрезах вкрест простирания от верхней и нижней границ горных работ параллельно напластованию вмещающих пород (рис. 4.а), а на разрезах по простиранию под углом $\beta = 85^\circ$.

Верхняя граница области проводится параллельно кровле рудного тела на расстоянии от нее

по нормали к рудному телу $h=6m$. При углах падения рудного тела 30° и более высота ее над верхней границей горных работ увеличивается до $h=10m$.

Расчет параметров изолирующих сооружений

При обрушении пород кровли отработанных пространств по выработкам, соединенным с очистным пространством, распространяется воздушная волна со скоростью:

$$V_{\max} = \frac{k_{обп} S_K \sqrt{\frac{2gh}{\cos \alpha}}}{S_n + (1 - k_{обп}) S_K}$$

где V_{\max} - максимальная скорость воздушной волны, м/сек; S_K - площадь обнажения кровли, м²; S_K - суммарная площадь всех подходных выработок, м²; $k_{обп}$ - коэффициент обрушаемости пород кровли; h - высота очистного пространства, м; α - угол падения рудного тела, град.

Обрушаемость скальных пород зависит от крепости вмещающих пород и площади обнажения пород кровли (табл.2).

Опасной для человека считается скорость воздушной волны более 15 м/с.

При локализации выработанного пространства методом изоляции в подходных выработках устанавливаются бетонные перемычки, давление на которые рассчитывается, исходя из закона Бойля-Мариотта:

$$P = P_a \left(\frac{h S_k + \sum_{i=1}^n (S_{bi} l_{bi})}{h(1 - k_{обп}) S_k + \sum_{i=1}^n (S_{bi} l_{bi})} - 1 \right)$$

P_a - атмосферное нормальное давление, МПа; h - высота очистного пространства, м; S_k - площадь обнажения кровли, м²; S_{bi} - сечение подходной выработки, м²; l_{bi} - расстояние подходной выработки от погашаемого пространства до места установки перемычки, м; $k_{обп}$ - коэффициент обрушаемости пород кровли.

Выработанное пространство с обнажениями пород до 12000 м² изолируется перемычками толщиной 0,25 r_{\max} из бетона марки М-100.

В качестве изолирующих перемычек используют завалы в подходных выработках, образованные взрыванием зарядов в скважинах диаметром 57-65 мм на глубину 2,5 м.

Если площади обнажения кровли погашаемых выработок не превышают площадей, данных в табл., в подходных выработках устанавливают козловую перемычку, преграждающую доступ людей в очистное пространство и снижающую скорость воздушной волны в 0,6 раза.

В остальных случаях в подходных выработках устанавливаются бетонные перемычки, прегражда-

ющие путь воздушному потоку в подходные выработки и доступ людей в отработанное пространство.

Звукометрический контроль состояния массива

Для мониторинга массивов пород применяют метод звукометрического контроля, основанный на регистрации возникающих в породах при деформации сейсмоакустических импульсов. Коэффициент запаса определяется по интенсивности сейсмоакустических импульсов:

$$k_3 = \sqrt{\frac{F_{разр}}{F_{факт}}}$$

где k_3 - коэффициент запаса; $F_{разр}$ - частота возникновения импульсов при разрушении, имп./мин; $F_{факт}$ - фактическая частота импульсов при наблюдении, имп./мин.

Коэффициент запаса принимают равным 2, тогда за критическое состояние массива принимается такое, при котором интенсивность сейсмоакустических импульсов равна 25 имп./мин (против 100 имп./мин при $k_3 = 1$).

Разрушение горных пород происходит при деформациях, генерирующих примерно 100 сейсмоакустических импульсов в минуту. Момент перехода твердого тела в пластическое состояние характеризуется нарушением сил сцепления в теле, скольжением отдельных слоев тела по определенным образом ориентированным плоскостям.

Наблюдения за состоянием массива проводятся в скважинах, пробуренных в 5-6 м над выработанным пространством. Скважины бурятся из выработок, не имеющих непосредственного выхода в погашаемое пространство.

"Прослушивание" осуществляется по длине скважины через 6-10 м. В каждой точке проводится 2 прослушивания по 10 минут каждое.

Пример расчета параметров очистного пространства

Рудное тело залегает в водородных известняках внутренней части тектонического блока. Падение рудного тела северо-западное под углом 25° . Максимальная длина по падению в северной части около 130 м, длина по простиранию - 160 м. Рудное тело залегает между горизонтами -100 м и -150 м, т.е. глубина залегания нижнего края рудного тела $150+240 = 390$ м. Мощность рудного тела до 2 м.

При глубине залегания H , равной 390 м, и угле

падения равном 20° , предельно-допустимый эквивалентный пролет плоской кровли равен 60 м.

Фактический эквивалентный пролет по всему рудному телу:

$$L_{факт} = \frac{130 \times 160}{\sqrt{130^2 + 160^2}} = 101 \text{ м}$$

Так как $L_{факт} > L_{\alpha}^o$, рудное тело необходимо разделить на участки, параметры каждого из которых не превышают предельно допустимых. По простиранию максимальный размер рудного тела равен 160 м.

Учитывая, что предельно-допустимый эквивалентный пролет плоской кровли равен 60 м, целесообразно разделить рудное тело на 3 участка шириной $160:3 = 53$ м. $L_{факт}$ каждого участка $< L_{\alpha}^o$, поэтому участка при ширине 53 м устойчивы при любой длине. Выемочные участки между собой разделяются расположенными длинной стороной по падению целиками шириной 5 м.

После отработки рудного тела решается вопрос о способе погашения выработанного пространства.

Отстраивается зона опасного влияния рудного тела. Если попадающих в область опасного влияния выработок или подлежащих отработке рудных тел нет, выработанное пространство, образованное в результате отработки рудного тела, погашается путем локализации изолирующими переемычками.

Если в рудном теле оставлены целики, изолирующие переемычки рассчитываются по возможному обрушению пород кровли на участке с максимальным обнажением кровли. В подходах к погашаемому пространству выработках устанавливаются бетонные переемычки или устраиваются породные завалы.

Если целики в рудном теле отработаны, изолирующие переемычки рассчитываются на случай возможного обрушения пород кровли на всей площади рудного тела. Изолирующие переемычки в этом случае выполняются из бетона из обрушенных пород кровли подходных выработок с обязательным звукометрическим контролем состояния массива.

Защищенные породными перекрытиями участки месторождений могут быть погашены или изоляцией или твердеющими смесями меньшей прочности, например на основе хвостов переработки руд после извлечения из них полезных компонентов, что позволяет сократить расходы предприятия [18-20].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ». Маркшейдерский вестник. - 2015.- № 1- С.10-15.
2. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений // Москва, ИНФРА – М, 2014. Сер. Высшее образование: Бакалавриат, 192 с.
3. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. развитие теории проектирования и реализация идей комплексного освоения недр. Горный информационно-аналитический бюллетень . 2008. № 4. С. 20-41.

4. Вагин В.С., Голик В.И. Проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа // учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по направлению годгот. 650100 "Приклад. геология", по горно-геол. специальности / Владикавказ, 2005, 192 с.
5. Голик В.И., Брюховецкий О.С., Габараев 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.
6. Голик В.И. Специальные способы разработки месторождений // Москва, 2014. Сер. Высшее образование: Бакалавриат, 132 с.
7. Голик В.И., Хадонов З.М., Габараев О.З. Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений, Владикавказ, 2001, 391 с.
8. Голик В.И., Разоренов Ю.И. Проектирование горных предприятий, Новочеркасск, 2007, 262 с.
9. 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.
10. Ляшенко В.И., Коваленко В.Н., Голик В.И., Габараев О.З. Бесцементная закладка на горных предприятиях, Москва, 1992, 94 с.
11. 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.
12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Khasheva Z. The Effectiveness Of Combining The Stages Of Ore Fields Development // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Т. 7. № 5. С. 401-405.
13. Голик В.И., Полухин О.Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле, Белгород, 2013, 284 с.
14. Ляшенко В.И., Голик В.И. Научные основы геомеханического мониторинга состояния горного массива при подземной разработке месторождений сложной структуры // Цветная металлургия. 2004. № 10. С. 2.
15. Каплунов Д.Р., Чаплыгин Н.Н., Рыльникова М.В. Принципы Проектирования Комбинированных Технологий При Освоении Крупных Месторождений Твердых Полезных Ископаемых. // Горный журнал. 2003. № 12. С. 21-25.
16. Версилов С.О., Разоренов Ю.И., Фролов А.В., Селезнев В.П. Определение безопасных размеров рудных целиков при выемке наклонных залежей камерно-столбовыми системами разработки // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2006. № 4. С. 215-220.
17. Ткачев В.А., Привалов А.А., Страданченко С.Г. Эффективные способы крепления и поддержания горных выработок на базе ресурсосберегающих технологий (монография) / Ростов н/Д: Изд-во журн. «Изв. вузов. Сев.-Кавк. регион», 2005. – 452 с.
18. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative Technologies Of Metal Extraction From The Ore Processing Mill Tailings And Their Integrated Use // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Т. 7. № 3. С. 49-52.
19. Golik V.I., Khasheva Z.M., Shulgaty L.P. Economical Efficiency Of Utilization Of Allied Mining Enterprises Waste // The Social Sciences (Pakistan). 2015. Т. 10. № 6. С. 750-754.
20. Polukhin O.N., Komashchenko V.I., Golik V.I., Drebenstedt C. Substantiating The Possibility And Expediency Of The Ore Beneficiation Tailings Usage In Solidifying Mixtures Production // Scientific Reports on Resource Issues Innovations in Mineral Resource Value Chains: Geology, Mining, Processing, Economics, Safety, and Environmental Management. Freiberg, 2014. С. 402-412.

REFERENCES

1. Ljashenko V.I. Prirodoohrannye Tehnologii Osvoenija Slozhnostrukturnyh Mestorozhdenij Poleznyh Iskopaemyh //FGUP «GIPROCVETMET». Markshejderskij vestnik.- 2015.- № 1- С.10-15.
2. Golik V.I. prirodoohrannye tehnologii razrabotki rudnyh mestorozhdenij // Moskva, INFRA –M, 2014. Ser. Vysshee obrazovanie: Bakalavriat, 192 с.
3. Kaplunov D.R., Ryl'nikova M.V. Razvitie Teorii Proektirovanija I Realizacija Idej Kompleksnogo Osvoenija Nedr. Gornyj informacionno-analiticheskij bjulleten'. 2008. № 4. S. 20-41.
4. Vagin V.S., Golik V.I. Problemy Ispol'zovaniya Prirodnih Resursov Juzhnogo Federal'nogo Okruga // ucheb. posobie dlja studentov vuzov, obuchajushhihsja po napravleniju godgot. 650100 "Priklad. geologija", po горно-геол. special'nosti / Vladikavkaz, 2005, 192 с.
5. Golik V.I., Brjuhoveckij O.S., Gabaraev O.Z. Tehnologii Osvoenija 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.
6. Golik V.I. Special'nye Sposoby Razrabotki Mestorozhdenij // Moskva, 2014. Ser. Vysshee obrazovanie: Bakalavriat, 132 с.

7. Golik V.I., Hadonov Z.M., Gabaraev O.Z. Upravlenie Tehnologicheskimi Kompleksami I Jekonomiceskaja Jefferktivnost" Razrabotki Rudnyh Mestorozhdenij, Vladikavkaz, 2001, 391 s.
8. Golik V.I., Razorenov Ju.I. Proektirovanie Gornyh Predpriyatij, Novoherkassk, 2007, 262 s.
9. Pagiev K.H., Golik V.I., Gabaraev O.Z. Naukoemkie Tehnologii Dobychi I Pererabotki Rud // Severo-Kavkazskij gorno-metallurgicheskij institut (Gosudarstvennyj tehnologicheskij universitet). Vladikavkaz, 1998, 571 s.
10. Ljashenko V.I., Kovalenko V.N., Golik V.I., Gabaraev O.Z. Bescementnaja Zakladka Na Gornyh Predpriyatijah, Moskva, 1992, 94 s.
11. 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.
12. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Khasheva Z. The Effectiveness Of Combining The Stages Of Ore Fields Development // Metallurgical and Mining Industry. 2015. T. 7. № 5. S. 401-405.
13. Golik V.I., Poluhin O.N. Prirodoohrannye Geotehnologii V Gornom Dele, Belgorod, 2013, 284 s.
14. Ljashenko V.I., Golik V.I. Nauchnye Osnovy Geomehanicheskogo Monitoringa Sostojanija Gornogo Massiva Pri Podzemnoj Razrabotke Mestorozhdenij Slozhnoj Struktury // Cvetnaja metallurgija. 2004. № 10. S. 2.
15. Kaplunov D.R., Chaplygin N.N., Ryl'nikova M.V. Principy Proektirovanija Kombinirovannyh Tehnologij Pri Osvoenii Krupnyh Mestorozhdenij Tverdyh Poleznyh Iskopaemyh. Gornyj zhurnal. 2003. № 12. S. 21-25.
16. Versilov C.O., Razorenov Ju.I., Frolov A.V., Seleznev V.P. Opredelenie Bezopasnyh Razmerov Rudnyh Celikov Pri Vyemke Naklonnyh Zalezhej Kamerno-Stolbovymi Sistemami Razrabotki // Gornyj informacionno-analiticheskij bjulleten' (nauchno-tehnicheskij zhurnal). 2006. № 4. S. 215-220.
17. Tkachev V.A., Privalov A.A., Stradanchenko S.G. Jefferktivnye sposoby krepnenija i podderzhanija gornyh vyrabotok na baze resursosberegajushhih tehnologij (monografija) / Rostov n/D: Izd-vo zhurn. «Izv. vuzov. Sev.-Kavk. region», 2005. – 452 s.
18. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative Technologies Of Metal Extraction From The Ore Processing Mill Tailings And Their Integrated Use // Metallurgical and Mining Industry. 2015. T. 7. № 3. S. 49-52.
19. Golik V.I., Khasheva Z.M., Shulgatyi L.P. Economical Efficiency Of Utilization Of Allied Mining Enterprises Waste // The Social Sciences (Pakistan). 2015. T. 10. № 6. S. 750-754.
20. Polukhin O.N., Komashchenko V.I., Golik V.I., Drebenstedt C. Substantiating The Possibility And Expediency Of The Ore Beneficiation Tailings Usage In Solidifying Mixtures Production // Scientific Reports on Resource Issues Innovations in Mineral Ressource Value Chains: Geology, Mining, Processing, Economics, Safety, and Environmental Management. Freiberg, 2014. S. 402-412.

Принято в печать 28.03.2017
Received 28 March 2017