УДК 622.831.32

Д.В.СИДОРОВ, *канд. техн. наук, доцент, sidorov@spmi.ru*
Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», Санкт-Петербург

D.V.SIDOROV, *PhD in eng. sc., associate professor, sidorov@spmi.ru*
National Mineral Resources University (Mining University), Saint Petersburg

РАЗВИТИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Рассмотрены направления развития геомеханического обеспечения камерно-столбовой системы разработки удароопасных рудных залежей на больших глубинах, заключающиеся в модернизации, разработке и научном обосновании комплекса методов определения допустимых размеров выработанных пространств, пролетов кровли очистных камер, размеров несущих барьерных целиков, податливых междукамерных целиков, в том числе с учетом их динамической пригрузки, а также создании автоматизированного программного комплекса для перспективного прогнозирования геодинамического состояния рудной залежи и заблаговременного планирования противоударных мероприятий, позволяющих повысить безопасность ведения горных работ.

Ключевые слова: геомеханическое обеспечение, камерно-столбовая система разработки, удароопасность, рудные месторождения.

DEVELOPMENT OF GEOMECHANICAL PROVISION ROOM-AND-PILLAR SYSTEM OF ROCK BURST ORE DEPOSITS AT GREAT DEPTHS

Considered directions of geomechanical provide room-and-pillar system rock burst ore deposits at great depths, consisting in the modernization and development of the scientific basis of the complex methods for determining the allowable size of worked-out areas, the size of the roof chamber, the size a protective of the pillars, the size of the chamber – pillars, including with regard to their dynamic burst, and creating automated software system for long-term forecasting of the geodynamic state of the ore deposit and shockproof advance planning of activities to improve the safety of mining operations.

Key words: geomechanical provision, room and pillar system, rock burst, ore deposit.

В настоящее время основной объем очистных работ на рудниках, как правило, сконцентрирован на глубинах, превышающих 800 м, в сложных горно-геологических и горно-технических условиях, характеризующихся невыдержанной мощностью рудной залежи, неравномерным оруденением, различными физико-механическими свойствами руд и вмещающих пород, тектонической нарушенностью, сложным взаимным влиянием очистных работ, оставлением целиков различного назначения, большими площадями обнажения кровли, повышенной изрезанностью рудного массива горными работами и др. При разработке руд, склонных к хрупкому разрушению, упомянутые условия при определенных сочетаниях приводят к формированию удароопасности рудной залежи.

Рассмотрение практического опыта применения камерно-столбовой системы разра-

ботки (КССР) показало, что в условиях больших глубин и динамического проявления горного давления эта система без применения специальных мер имеет повышенную опасность. Способы управления горным давлением, эффективные на верхних горизонтах, не удовлетворяют безопасности производства работ на современных глубинах, что обусловлено изменением характера геодинамических процессов при отработке рудной залежи.

Опасность применения КССР связана со значительным увеличением на глубоких горизонтах разрушений в панельных штреках и рудных восстающих, кровли очистных камер и междукамерных целиков различных размеров и конфигураций. При этом, как правило, имели место разрушения целиков и обрушения пород кровли и в отработанном пространстве. Из основных причин проявления горного давления в динамической форме следует отметить влияние размеров открытого очистного пространства. По мере увеличения площади выработанного пространства опорные целики, постепенно пригружаясь, разрушались как в статической, так и динамической форме. В результате часть нагрузки от подработанных пород, воспринимаемой ранее целиками, передавалась на краевую часть залежи.

Так, например, выполненная специалистами ОАО «ВНИМИ» оценка соответствия применяемых на шахтах ОАО «Севуралбокситруда» параметров конструктивных элементов КССР горно-геологическим, горно-техническим и геодинамическим условиям применения показала, что на глубинах, превышающих 800 м, они требуют существенной корректировки и дифференцирования, а также принятия новых технологических решений, суть которых в том, чтобы различными вариантами размещения естественных опор (безрудных участков) и барьерных целиков сократить размеры выемочных участков. В рамках опытно-промышленных испытаний, проведенных специалистами ОАО «Севуралбокситруда», ОАО «ВНИМИ» и ОАО «Унипромедь» на наиболее удароопасных участках полей шахт 14-14 бис и «Кальинская» ОАО «Севуралбокситруда», отработка которых традиционными схемами и с конструктивными параметрами, рассчитанными в соответствии с Руководством по выбору конструктивных параметров КССР на шахтах ОАО «СУБР» (ОАО «Унипромедь», 1997), была крайне затруднительна, использовались следующие варианты: оставление рудных барьерных целиков; формирование ленточных междукамерных целиков с расположением их длинной оси по восстанию; формирование ленточных панельных целиков без их последующей разрезки; увеличение размеров рудных междукамерных целиков относительно их расчетных величин; уменьшение пролетов очистных камер.

Положительные результаты опытно-промышленных испытаний параметров КССР, а также анализ горно-геологических и горно-технических причин разрушения целиков и кровли камер позволили выявить ряд актуальных проблем, требующих решения для развития геомеханического обеспечения безопасной отработки рудной залежи КССР на больших глубинах:

1. Недостаточно разработаны инженерные методы определения допустимых размеров выработанных пространств и пролетов кровли очистных камер.

2. Необходимо уточнение инженерных решений по определению параметров барьерных целиков, определяемых с применением теории предельного равновесия.

3. Необходима разработка новых инженерных методов определения параметров междукамерных столбчатых и ленточных целиков с учетом изменения их механического состояния в результате разрушения, в том числе с учетом динамической пригрузки при подвижках пород кровли.

4. Требуется разработка современного автоматизированного программного комплекса для прогнозирования геодинамического состояния рудной залежи и заблаговременного планирования противоударных мероприятий.

Развитие первого направления геомеханического обеспечения заключается в учете влияния размеров выработанных пространств на проявление удароопасности рудной залежи в зоне ведения очистных работ и включение размеров выработанных пространств (рис.1) в качестве конструктив-

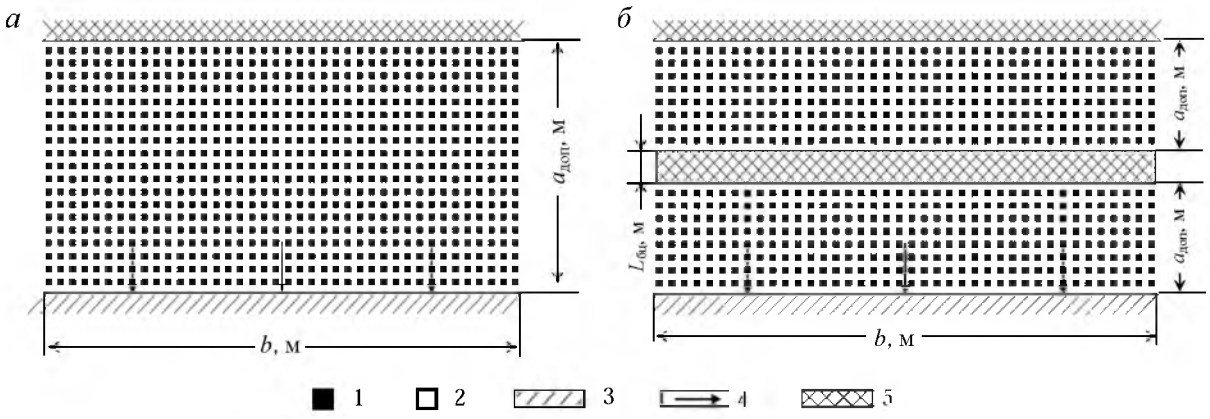


Рис.1. Технологические схемы камерно-столбовой системы разработки без барьерных целиков (*а*) и с барьерными целиками (*б*)

1 – междукамерные целики; 2 – очистные камеры; 3 – краевая часть рудной залежи; 4 – направление движения работ; 5 – оставленная жесткая опора

ного параметра КССР, требующего обоснования в условиях больших глубин разработки.

Опыт ведения горных работ показал, что основной причиной влияния выработанных пространств на проявление удароопасности являлось разрушение и значительные деформации междукамерных целиков в выработанном пространстве в результате потери несущей способности и, как следствие, формирование единого псевдопролета, приводящего к дополнительной пригрузке рудной залежи.

Аналогичные закономерности проявления горного давления в динамической форме и необходимость решения подобных проблем отмечаются в работах С.Г.Авершина, В.И.Борщ-Компаниеца, П.В.Егорова, Б.А.Картозии, А.А.Козырева, А.Б.Макарова, М.В.Курлени, И.М.Петухова, Е.И.Шемякина и др., внесших значительный вклад в изучение динамических процессов, протекающих в массиве горных пород при развитии очистных работ. Особую ценность представляют результаты исследований процессов до- и запредельного разрушения горных пород А.В.Асанова, Ю.М.Карташова, А.Г.Протосени, А.Н.Ставрогина, Е.В.Лодуса, Б.Г.Тарасова и др., а также работы, посвященные созданию численных и аналитических методов оценки напряженного состояния и удароопасности рудной залежи при развитии горных работ, А.А.Баряха, А.П.Господарикова, А.В.Зубкова, В.В.Зубкова, А.М.Линькова, М.Г.Мустафина, В.С.Сидорова, М.А.Тлеужанова, А.К.Черникова и др. Анализ результатов практических и теоретических исследований показал, что для совокупного учета влияния изложенных факторов требуется модернизация существующих аналитических методов определения допустимых размеров выработанных пространств по условию удароопасности с учетом действия максимальных касательных напряжений на контакте между рудной залежью и вмещающими породами в зависимости от прочностных характеристик руд, а также наличия в кровле рудной залежи пластичных прослоев горных пород.

Для оценки потери устойчивости краевой части рудной залежи принят традиционный подход, предложенный Г.П.Черепановым, развитый И.М.Петуховым и А.М.Линьковым, к критерию безопасности по фактору горного давления с использованием коэффициентов интенсивности напряжений с учетом особенностей расчетной модели напряженно-деформированного состояния массива горных пород при следующих геомеханических предпосылках: вмещающие породы принимаются сплошной однородной, изотропной, линейно-упругой средой, в пределах выемочного блока рудная залежь представлена рудами с различными прочностными и деформационными характеристиками и имеет невыдержанную мощность, в краевой части рудной залежи и барьерных целиках имеется зона предельного состояния, учитываются реальные размеры выработанного про-

странства, толщина разгрузочной щели, разрушенные междукамерные целики в модели не учитываются.

Разработка аналитического метода определения допустимых размеров выработанного пространства (рис.1) позволила количественно учесть совокупное влияние глубины ведения очистных работ, расстояния между жесткими опорами, мощности рудной залежи, угла падения рудной залежи, значения тектонической составляющей природного поля напряжений, модуля упругости и удельного веса вмещающих пород, модуля упругости и предела прочности на одноосное сжатие руды (в случае, когда кровля рудного тела ослаблена пластичными сланцами различной прочности, в качестве параметра, характеризующего модуль упругости материала руды, принимается комбинированный модуль упругости) и толщины техногенного зазора на величину показателя удароопасности. Результаты оценки влияния глубины горных работ на величину допустимого размера выработанного пространства при различной прочности руд приведены на рис.2.

Анализ полученных результатов показывает, что неучет действия максимальных касательных напряжений на контакте между рудной залежью и вмещающими породами в зависимости от прочностных характеристик руд приводит к ограничению допустимого по безопасности размера выработанного пространства в 1,5-2,0 раза для прочных и средней прочности разновидностей руд (рис.2, *а*), что требует применения дополнительных мер по разделению выработанного пространства в пределах очистного блока, например, за счет оставления барьерных целиков, тем самым приводя к значительному росту потерь руды в очистном блоке. Для мягких разновидностей руд неучет касательных напряжений не оказывает существенного влияния на допустимые размеры выработанного пространства, что связано со значительной естественной податливостью материала рудной залежи (рис.2, *а*). В то же время при применении скважинной разгрузки краевой части рудной залежи с целью увеличения безопасного размера выработанного пространства неучет действия касательных напряжений приводит к ограничению допустимого по безопасности размера выработанного пространства в 1,1-1,3 раза для прочных разновидностей руд (рис.2, *б*) и оказывает обратный эффект для руд средней прочности и мягких, тем самым ошибочно завышая эффективность проведения разгрузочных мероприятий. Наличие пластичных прослойков в рудной залежи, например известково-глинистых (III класс) или известково-углисто-глинистых сланцев (IV класс), благоприятно влияет на допустимые размеры выработанных пространств и приводит к их увеличению более, чем в 1,5-3,0 раза (рис.2, *в*).

Наиболее сложной задачей является аналитический расчет допустимых пролетов

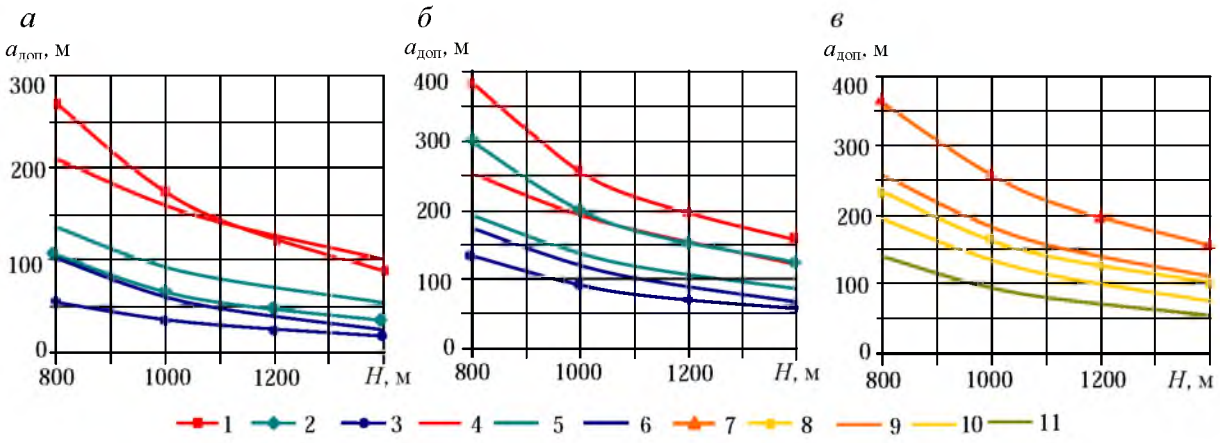


Рис.2. Графики зависимости допустимой ширины выработанного пространства от глубины горных работ:
а – без скважинной разгрузки; *б* – со скважинной разгрузкой; *в* – при наличии в кровле пластичных пород

1, 2, 3 – при постоянных $\tau_s - \sigma_{сж} = 20; 40; 80$ МПа соответственно; 4, 5, 6 – при переменных $\tau_s - \sigma_{сж} = 20; 40; 80$ МПа соответственно; 7, 8 – при сланцах III класса $h = 0,5; 1$ м соответственно; 9, 10 – при сланцах IV класса $h = 0,5; 1$ м соответственно; 11 – без сланцев

кровли очистных камер в условиях запредельного деформирования междукамерных целиков. Известные решения в основном заключаются в использовании теории сопротивления материалов и сводятся к сопоставлению максимальных напряжений изгиба балки и допустимой величины изгибных напряжений, получаемой по данным испытаний образцов пород. Предложен оригинальный подход к определению допустимой ширины пролета кровли очистной камеры, отличающийся от известных тем, что рассматривается подобие геомеханических условий нагружения для ситуаций с разделением этажа на подэтажи и без разделения, и далее на основании этой информации определяются коэффициенты структурного ослабления для различных подклассов и классов пород кровли.

Развитие второго направления геомеханического обеспечения заключается в определении размеров барьерных целиков с учетом действия максимальных касательных напряжений на контакте между целиком и вмещающими породами в зависимости от прочностных характеристик руд.

Расчет барьерных целиков (см.рис.1, *б*) базируется на теории предельного равновесия, разработанной В.В.Соколовским, усовершенствованной К.В.Руппенейтом и Г.Л.Фисенко и реализованной И.М.Петуховым и А.М.Линьковым применительно к проблематике горных ударов. Позднее положения теории предельного равновесия применительно к КССР были развиты В.Г.Селивоником при разработке инженерного метода расчета рудных барьерных целиков при различных вариантах двухъярусной КССР. Неточности расчета были связаны с определением ширины предельного целика из упрощения, что прочность руды в целике на расстоянии действия максимальных напряжений не изменяется и составляет 1,4 предела прочности руды на одноосное сжатие. Разработан инженерный метод определения допустимой ширины барьерных целиков с учетом глубины горных работ, размеров смежных с целиком выработанных пространств, размера очистного пространства по простиранию рудной залежи, мощности рудной залежи, коэффициента запаса, предела прочности на одноосное сжатие руды, угла внутреннего трения руды, угла падения рудной залежи, удельного веса вмещающих пород, величины тектонической составляющей.

Для проведения сопоставительного анализа были выполнены расчеты ширины барьерных целиков по предлагаемой автором методике и с применением известных методик. Результаты расчетов ширины барьерных целиков, представленных мягкими разновидностями руд, показывают (рис.3, *а*), что наиболее близкими к предлагаемой являются методики ОАО «Унипромедь» и В.Р.Рахимова. Вместе с тем по мере увеличения прочности барьерного целика методика ОАО «Унипромедь» дает увеличение ширины барьерного целика в 1,1-1,5 раза, а методика В.Р.Рахимова снижение в 1,2-1,5 раза по сравнению с предлагаемой методикой (рис.3, *б*, *в*).

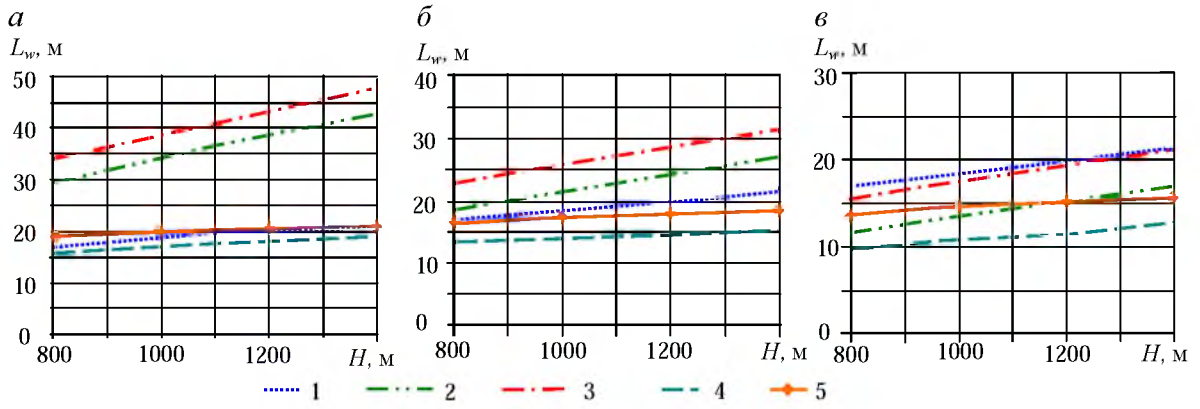


Рис.3. Графики зависимости допустимой ширины барьерных целиков от глубины горных работ при $\sigma_{сж}$ = 20 МПа (*а*); 40 (*б*); 80 (*в*)

1 – методика ОАО «Унипромедь»; 2 – ОАО «ВНИМИ»; 3 – Минцветмета СССР; 4 – В.Р.Рахимова; 5 – Д.В.Сидорова

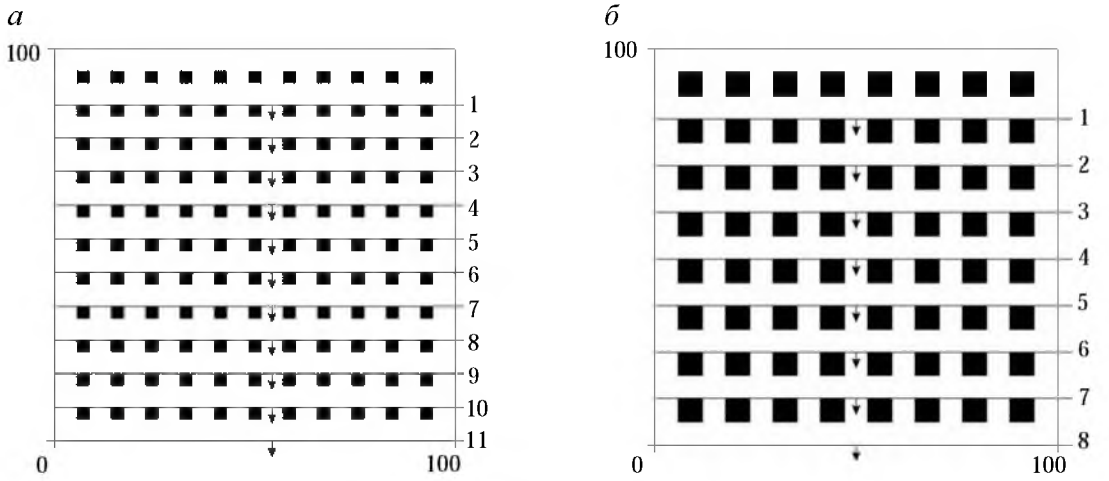


Рис.4. Схемы к оценке несущей способности междукамерных целиков при ширине 3 м (*а*) и 6 м (*б*)

1-11 – варианты

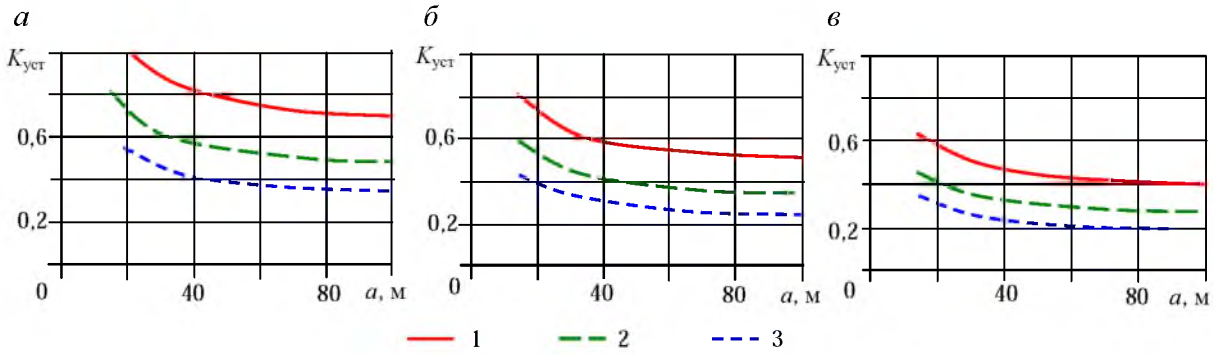


Рис.5. Графики зависимости устойчивости МКЦ шириной 3 м от размера выработанного пространства H = 800 м (*а*); 1100 (*б*); 1400 (*в*)

1 – m = 2 м; 2 – m = 4 м; 3 – m = 6 м

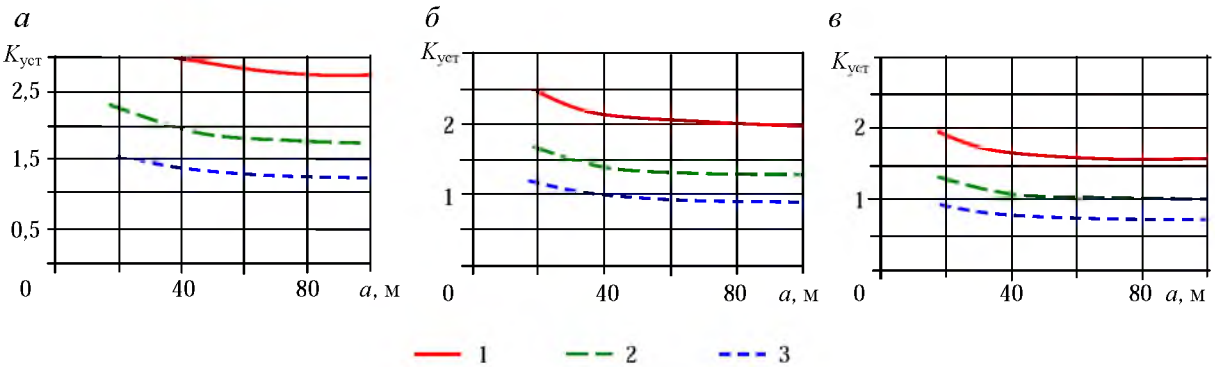


Рис.6. Графики зависимости устойчивости МКЦ шириной 6 м от размера выработанного пространства H = 800 м (*а*); 1100 (*б*); 1400 (*в*)

1 – m = 2 м; 2 – m = 4 м; 3 – m = 6 м

Наиболее существенное различие по сравнению с предлагаемой методикой показали методики ОАО «ВНИМИ» и Минцветмета СССР, что главным образом связано с неучетом предельно-напряженного состояния барьерных целиков.

Развитие третьего направления геомеханического обеспечения заключается в разработке новых инженерных методов определения параметров междукамерных столбчатых и ленточных целиков (МКЦ) с учетом изменения их механического состояния в результате

саморазрушения, в том числе с учетом динамической пригрузки при подвижках пород кровли.

В отличие от известных инженерных методов акад. Л.Д.Шевякова, С.Г.Авершина, Г.Е.Гулевича, Б.А.Вольхина, В.И.Борщ-Компаниеца, А.Б.Макарова и др., предполагающих выполнять расчет ширины устойчивых МКЦ от влияния давления пород свода естественного равновесия и с учетом истинной прочности МКЦ, новые методические решения для условий больших глубин разработки учитывают возможность управления сводом посредством оставления податливых МКЦ с учетом их остаточной прочности. Переход МКЦ в запредельный режим деформирования на больших глубинах подтверждается данными шахтных наблюдений и результатами численной оценки устойчивости МКЦ при различных коэффициентах формы. Основные расчетные схемы приведены на рис.4, а результаты оценки устойчивости междукамерных целиков, представленных прочными разновидностями руд с $\sigma_{сж}$ = 80 МПа (наиболее сложные условия), приведены на рис.5-6.

Анализ полученных результатов показывает, что на глубинах, превышающих 800 м, междукамерные целики с коэффициентом формы менее 1 не выдерживают действующих нагрузок, разрушаются и переходят в запредельный режим деформирования. При этом МКЦ, сложенные прочными и хрупкими разновидностями руд, при разрушении будут практически сразу переходить на остаточную прочность, что подтверждается результатами лабораторных испытаний на сжатие образцов аналогичных руд.

На участках рудной залежи с высоким природным уровнем геодинамической опасности, например вблизи тектонических нарушений, предлагается новая инженерная методика определения параметров междукамерных целиков с учетом влияния динамической пригрузки от покрывающих пород. Физическое влияние динамической пригрузки заключается в образовании вывалов и увеличении высоты свода обрушения пород в очистных камерах, увеличении вследствие этого высоты целиков и тем самым снижении их несущей способности. В результате для обеспечения нормальной работы целиков их поперечные размеры должны быть увеличены, причем увеличение может достигать 50 % от исходной ширины МКЦ.

Разработанный аналитический метод учитывает глубину горных работ, размер выработанного пространства (расстояние между жесткими опорами), расстояние между краями междукамерных целиков (пролет кровли очистной камеры), мощность рудной залежи, модуль упругости вмещающих пород, модуль упругости руды, предел прочности на одноосное сжатие руды, удельный вес вмещающих пород.

Возможность перехода КССР на использование податливых междукамерных целиков в удароопасных условиях также подтверждается положительными результатами шахтных исследований, проведенными специалистами Горного университета, ОАО «ВНИМИ», МГГУ и др. на рудниках ОАО «ГМК «Норильский никель» и на шахтах ОАО «Воркутауголь». Вместе с тем при формировании междукамерных целиков на участках удароопасных руд может возникать проблема, связанная с проявлением удароопасности при переходе целиков в запредельное состояние.

Развитие четвертого направления геомеханического обеспечения заключается в разработке современного автоматизированного программного комплекса для прогнозирования геодинамического состояния рудной залежи и заблаговременного планирования противоударных мероприятий, позволяющего оперативно учитывать изменение пространственной конфигурации очистного забоя, целиков и выработок, мощности и прочности целиков и рудной залежи по площади и в разрезе, параметров тектонических нарушений. Применяемые инструментальные и геофизические методы локального и регионального прогноза удароопасности не позволяют осуществлять перспективное планирование мероприятий по разгрузке рудного массива. Для этих целей автором разработан программный комплекс «PRESS 3D URAL» (свидетельство о государственной

регистрации в Роспатенте № 2012618481, 2012) на основе реализации численного метода граничных элементов в пространственной постановке.

Существенное отличие программного комплекса «PRESS 3D URAL» от известных отечественных («Siute3D», «Недра 3D» и др.) и зарубежных («Abaqus», «3DEC» и др.) аналогов заключается в том, что он автоматизирован и позволяет оперативно решать задачи перспективного прогнозирования геодинамического состояния рудной залежи и заблаговременного планирования противоударных мероприятий с учетом широкого диапазона горно-геологических и горно-технических условий.

В заключение необходимо отметить, что рассмотренное в настоящей статье геомеханическое обеспечение, включающее методы определения допустимых размеров выработанных пространств, пролетов кровли очистных камер, размеров несущих барьерных целиков, размеров податливых междукамерных столбчатых и ленточных целиков, в том числе с динамической пригрузкой, вошло составной частью в проект «Камерно-столбовая система разработки бокситовых месторождений на глубине 1000 и более метров на шахтах ОАО «Севуралбокситуда». Автоматизированный программный комплекс «PRESS 3D URAL» используется в службе прогноза и предупреждения горных ударов для прогнозирования геодинамического состояния рудной залежи и заблаговременного планирования противоударных мероприятий.