

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»

На правах рукописи

Жараспаев Мадияр



**ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
ЦЕЛИКОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ ЖАМАН-АЙБАТ**

Специальность 25.00.20 - Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная
аэрогазодинамика и горная теплофизика

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, доцент
Мустафин М.Г.

Санкт-Петербург-2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	10
1.2. Анализ опыта применения систем разработки с открытым выработанным пространством на подземных рудниках	15
1.3. Принятые параметры камерно-столбовой системы разработки и проявления горного давления на месторождении Жаман-Айбат	28
1.4. Результаты проведенных опытно-промышленных работ по повторной разработке и наблюдения проявления горного давления на месторождении Жаман-Айбат	34
1.5. Выводы по первой главе	45
ГЛАВА 2 ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖАМАН-АЙБАТ	47
2.1. Природное напряженное состояние массива	47
2.2. Оценка жесткостей руды и вмещающей толщи пород	47
2.3. Определение прочности массива руды в целиках методом обратных расчетов	51
2.4. Определение граничного коэффициента запаса прочности целика	56
2.5. Обоснование допустимого пролета камер.....	58
2.6. Условие полной подработки земной поверхности на месторождении Жаман-Айбат	62
2.7. Выводы по второй главе	69
ГЛАВА 3 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ БЕЗОПАСНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕЛИКОВ ПРИ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СО СРЕДНЕЙ И НИЖЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ПОРОД.....	70
3.1. Методика и программное обеспечение моделирования	70
3.2. Проверка работоспособности методики расчета	73

3.3. Моделирование напряженного состояния БЦ перед посадкой налегающей толщи и создания в нем выработок.....	79
3.4. Разгрузка барьерного целика от повышенного опорного давления	84
3.5. Извлечение барьерного целика.....	86
3.6. Численное моделирование разных вариантов последовательности извлечения БЦ и МКЦ.....	95
3.7. Выводы по третьей главе.....	101
ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ БЛАГОПРИТНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖАМАН- АЙБАТ.....	
4.1. Принцип расчета	103
4.2. Расчет коэффициента нагрузки на совокупность междукламерных целиков в панели	104
4.4. Коэффициент формы междукламерного целика	106
4.5. Расчет ширины барьерных целиков	108
4.6. Рекомендуемая схема расположения барьерных целиков.....	108
4.7. Расчет параметров камерно-столбовой системы разработки	108
4.8. Расчет возможности извлечения целиков (повторной разработки) при предлагаемых параметрах системы разработки.....	110
4.10. Расчет параметров сплошной системы разработки.....	115
4.11. Организация и контроль ведения повторной разработки.....	121
4.12. Выводы по четвертой главе	126
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	127
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	129

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования.

Рациональная разработка месторождений полезных ископаемых предполагает наиболее полное их извлечение. На практике эта задача всегда актуальна, но связана с определенными сложностями, как технологического характера, так и обеспечением безопасных условий ведения работ. Вблизи города Жезказган (Республики Казахстан) с 2006 году введено в эксплуатацию месторождение медных руд Жаман-Айбат, разрабатываемое рудником Жомарт ТОО «Корпорация Казахмыс». За время эксплуатации рудника из недр извлечено более 41,6 млн. т руды, образовано около 15,4 млн. м³ пустот выработанного пространства, которое поддерживается порядка 5 тыс. междукамерных (МКЦ) и 60 барьерных (БЦ) целиков. В настоящее время встал вопрос о повторной разработке месторождения. На успешном опыте внедрения повторной разработки на Жезказганском месторождении была принята камерно-столбовая система разработки с дальнейшей выемкой целиков.

При повторной разработке месторождения Жаман-Айбат стали происходить преждевременные обрушения кровли, что привели к образованию больших потерь полезного ископаемого. Эти обстоятельства обуславливают поиск новых решений с возможным корректированием параметров системы разработки. В этой связи актуальной является задача проведения исследований и разработки параметров отработки целиков, обеспечивающих безопасные условия и нормативные требования потерь полезного ископаемого.

Степень разработанности темы исследования. Основными конструктивными элементами при камерно-столбовой системе разработки являются потолочина и целик. Методами расчетов параметров потолочины и целиков занимались многие ученые, такие как: Бирюков К.С., Борщ-Компанийц В.И., Гомес Ц., Гулевич Г.Е., Давыдова Н.А., Ержанов Ж.С., Кузнецов Г.Н., Либерман Ю.М., Модестов А.Ю., Мустафин М.Г.,

Нестеренко Г.Т., Палий В.Д., Пасечник И.И., Протосеня А.Г., Рахимов В.Р., Руппенейт К.В., Рыбаков В.И., Слесарев В.Д., Стаматиу М., Цимбаревич П.М., Чабдарова Ю. И., Чарковский К.И., Шевяков Л.Д., Юн Р.Б., и другие.

В настоящее время вопросу повторной разработки уделяется большое внимание. Эффективность повторной разработки зависит от параметров первичной разработки, но имеет ряд особенностей, которые освещены в работах: Агошкова М. И., Барона Л.И., Битембаева М.Ж., Борщ-Компоницца В.И., Герасименко В.И., Бектаева С.М., Ильина С.А., Именитова В.Р., Казикаева Д.М., Каплунова Д.Р., Карпикова А.А., Куликова В.В, Макарова А.Б., Малахова Г.Н., Малахова И.Н., Попова Г.Н., Полищука А.А, Ржевского В.В, Цыгалова М.Н., Черного Г.И., Юна А.Б., Юна Р.Б., Ютмана Б.П. и др. Вместе с тем вопросы устойчивости потолочины при различных размерах камер и выработанных пространств в условиях относительно низкой прочности кровли остаются малоизученными.

Цель работы: Геомеханическое обоснование способов извлечения целиков, обеспечивающие безопасное и эффективное ведение горных работ.

Идея работы состоит в применении численного моделирования горнотехнических ситуаций с учетом фактических данных о произошедших негативных проявлениях горного давления, а также результатов испытаний образцов пород на прочность и использовании полученных результатов для расчета устойчивых параметров целиков и потолочин при различных вариантах повторной разработки месторождения Жаман-Айбат.

Задачи исследования:

1. Анализ состояния изученности вопроса о повторной разработке рудных месторождений.
2. Оценка геомеханического состояния массива горных пород.
3. Разработка методики безопасного извлечения целиков при повторной разработке месторождения.
4. Проверка разработанной методики в условиях месторождения Жаман-Айбат (Казахстан).

Научная новизна работы:

1. Численно установлена зависимость изменения устойчивости пород кровли очистных камер на месторождении Жаман-Айбат от ее ширины, позволяющая в модельном виде осуществлять оценку геомеханического состояния массива горных пород.

2. Определены геомеханические параметры камерно-столбовой системы разработки месторождения Жаман-Айбат: граничный коэффициент запаса прочности междукамерных целиков ($n_{гр} = 1,15$) и условие полной подработки земной поверхности ($L \geq H/3$), необходимые для проектирования порядка повторной отработки целиков.

3. Выявлены зависимости коэффициентов концентраций давлений на междукамерные целики при различном порядке извлечения целиков (клином из середины, рядами с края, рядами из середины) и условий подработки.

4. Предложен новый принцип определения параметров камерно-столбовой системы первичной разработки месторождения Жаман-Айбат (для подготовки безопасных условий вторичной), состоящий в определении устойчивого пролета кровли, который остается неизменным при различной вариации размеров целиков.

Теоретическая и практическая значимость работы.

Разработка методических указаний по повторной разработке на месторождении «Жаман-Айбат», а также на других месторождениях со средней устойчивостью кровли.

Методология и методы исследования:

1. Метод обратных расчетов по факту полного или частичного разрушения целиков для уточнения прочностных параметров массива горных пород.

2. Построение структурных моделей изучаемого объекта и компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

3. Испытания пород на прочность в лабораторных условиях и их анализ.

4. Сопоставление результатов моделирования с натурными результатами.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Способ извлечения целиков на рудных месторождениях со средней и ниже устойчивостью кровли определяется на основе комплексного рассмотрения в модельном виде следующих геомеханических параметров: соотношения размеров очистной камеры и глубины разработки (условия подработки); граничной величины коэффициента запаса прочности междукамерных целиков; фактических нагрузок на междукамерные целики.

2. Характер перераспределения нагрузок на междукамерные целики при повторной разработке месторождения и их величина зависят от порядка отработки целиков; при этом повышение ее рациональности достигается в условиях полной подработки и полевой подготовки отработки барьерных целиков.

3. Извлечение целиков в рудных месторождениях со средней и ниже устойчивостью кровли должно основываться на геомеханической оценке первичной отработки, в которой следует использовать принцип, базирующийся на использовании устойчивого пролета кровли, который остается неизменным при разных размерах целиков.

Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций достигнута обоснованием расчетных схем, учетом основных влияющих факторов в широком диапазоне их изменения, положительными результатами опытно-промышленных работ, статистической обработкой и сходимостью расчетных и натурных данных.

Практическое значение работы: Разработка методических указаний по повторной разработке на месторождении «Жаман-Айбат», а также на других месторождениях со средней устойчивостью кровли.

Реализация работы. Результаты исследований использованы для проектирования опытно-промышленных работ по повторной разработке месторождения Жаман-Айбат.

Апробация результатов. Основные положения и результаты исследований были представлены на научных конференциях:

- Инновационные технологии в науке и образовании: сборник статей победителей IV Международной научно-практической конференции. г. Пенза 2017г.;

- International Scientific Conference «Science. Research. Practice». Международная научная конференция «Наука. Исследования. Практика». Материалы конференций ГНИИ «НАЦРАЗВИТИЕ». г. Санкт-Петербург 2017г

Личный вклад автора заключается в формулировании цели и задач исследования, анализ принятых параметров камерно-столбовой системы разработки и проявления горного давления, анализ проведенных опытно-промышленных работ по повторной разработке и наблюдения проявления горного, оценка жесткости руды и вмещающих пород, определение прочности руды и целиков методом обратных расчетов, определение граничного коэффициента запаса прочности целика, обоснование допустимого пролета кровли, определение методики моделирования и проверка работоспособности расчета, определение условия полной подработки земной поверхности, моделирование нагруженности барьерных целиков перед посадкой налегающей толщи, численное моделирование разных вариантов последовательности извлечения барьерных и междукамерных целиков, разработка параметров камерно-столбовой и сплошной системы разработки с обоснованием принципа и принятых расчетных параметров.

Публикации. Результаты диссертационной работы в достаточной степени освещены в 8 печатных работах, в том числе в 3 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть

опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук.

Структура и объем работы. Диссертационная работа состоит из введения, 4 глав и заключения, изложена на 145 страницах машинописного текста, содержит 112 рисунков, 8 таблиц, список использованной литературы из 168 наименований.

Благодарности. Автор выражает благодарность научному руководителю, профессору кафедры инженерной геодезии Горного университета, д.т.н. М.Г. Мустафину за помощь на разных этапах подготовки диссертационной работы, а также руководству ТОО «Корпорация Казахмыс» в лице председателей правления Э.В. Огай, генеральному директору Б.А. Крыкпышеву, директору по стратегическому планированию Р. С. Урыспаевой, главному геотехнику А.К. Толыспаеву и консультанту по геомеханическим вопросам А.Б. Макарову.

ГЛАВА 1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Горно-геологические и физико-механические условия месторождения Жаман-Айбат

Месторождение Жаман-Айбат расположено в Карагандинской области Республик Казахстан, в 164 км от города Жезказган (рисунок 1.1).

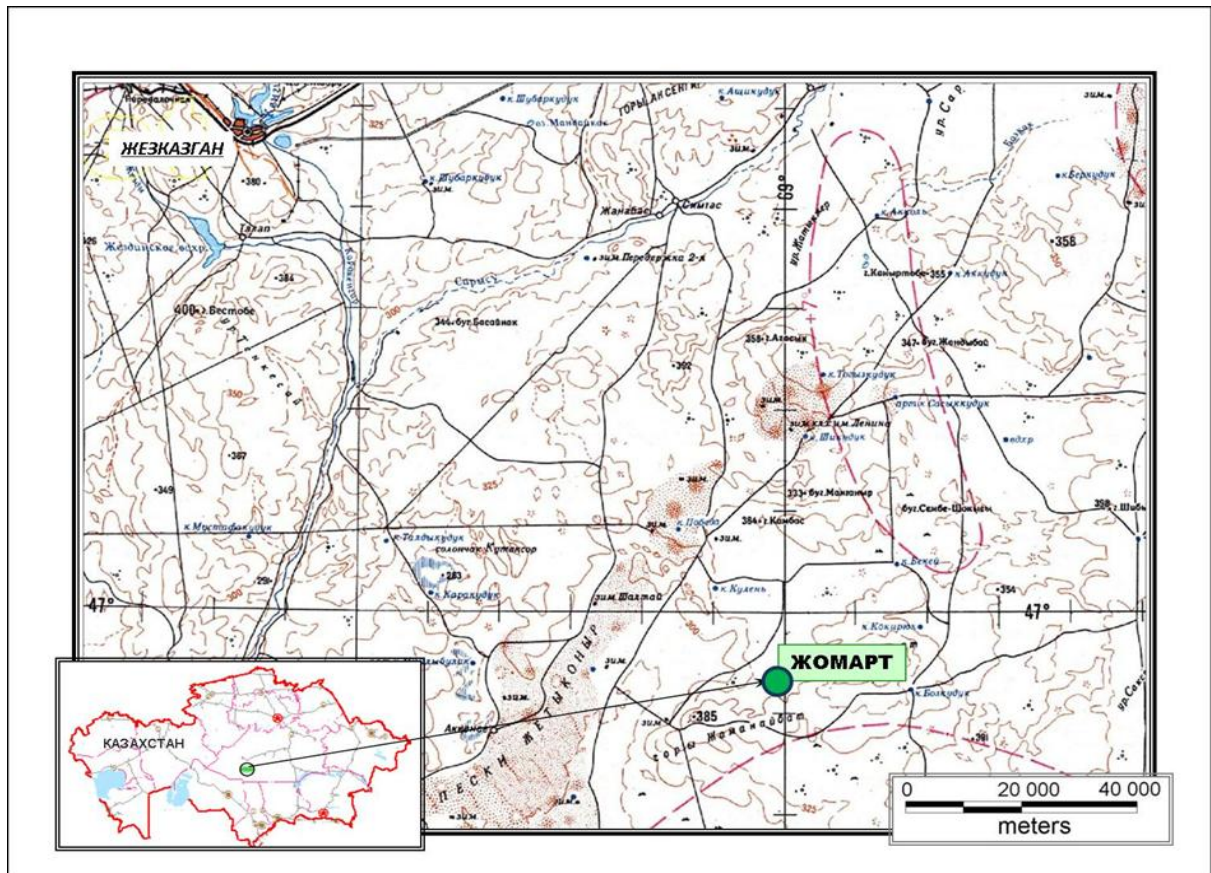


Рисунок 1.1 – Ситуационный план

В геологическом строении месторождение Жаман-Айбат во многом является схожим с Жезказганским месторождением. Стратифицированные сульфидные залежи данного месторождения относятся к жезказганской красноцветной толще терригенных пород, в свою очередь которые представлены средне- и крупнозернистыми песчаниками, гравелитами и конгломератами с тонкозернистыми песчаниками, алевролитами и аргиллитами. На месторождении Жаман-Айбат оруденение является многоярусным. Основные породы жезказганской толщи перекрываются красноцветными глинистыми породами жиландинской свиты. [4]

Рудные тела состоят из нескольких участков оруденелых средне – и крупнозернистых песчаников; главными рудообразующими минералами являются сульфиды меди и свинца (халькозин, борнит, халькопирит, галенит). Основное оруденение концентрируется в средней части жезказганской толщи, выше таскудукского горизонта. Вертикальный размах оруденения около 200 м. [4]

Рудные тела имеет в основном пологое залегание. Во флексурной зоне некоторые рудные тела залегают под углами 20-45 °. Часть рудных тел, приуроченных к раймундовскому горизонту, на протяжении около 14 км погружаются с глубины 380 м на востоке до 680 м на западе. [4]

Месторождение Жаман-Айбат сложено преимущественно медными рудами: лентообразной формой выражено на востоке и плащеобразной - на западе, вытянутыми в северо-восточном направлении на 8600 м при ширине от 200-4000 м. Подошва залежи залегает на глубине - 430-669 м. [4]

Характеристика вмещающих пород и рудных тел.

Песчаники и алевролиты являются основными вмещающими породами по отношению медной минерализации являются. Основные породообразующие минералы следующие: полевой шпат, кварц, граниты, порфириты, туфы, алевролиты, сланцы и кремнистые породы.

Красные алевролиты состоят из глинистой массы, окрашенные в гидроокислы железа с слабоокатанными обломками кварца, полевых шпатов, эффузивных и кремнистых пород.

Аргиллиты встречаются редко, часто красноцветные, лишь в таскудукском горизонте зеленовато-серые, в цементные которых до 20-25%, темный цвет обусловлен примесью органических веществ.

Кремни – это частично или полностью окремненные известняки, которые установлены в красных алевролитах рудоносного горизонта №2. Цвет от светло-серого до черного.

Месторождение разделено на следующие участки: Центральный, Восточный, Западный и Северный.

Главные рудные компоненты: медь, серебро, рений; второстепенные - свинец, цинк, мышьяк. На месторождении, по соотношению меди, свинца, цинка, серебра (основных компонентов) выделяются следующие природные типы руд: медные, комплексные (медно-свинцовые, медно-цинковые, медно-свинцово-цинковые), свинцовые, цинковые, свинцово-цинковые, медно-серебряные, серебряносодержащие. Медные руды с самородной медью распространены ограниченно.

В общих промышленных запасах месторождения доля медных руд составляет 94,5%, комплексных 5,5%. К Западному участку в основном приурочены комплексные руды (91,4%) и они редко встречаются на Центральном участке.

Минеральный состав медных руд и соотношение минеральных форм месторождения Жаман-Айбат близки к Жезказганскому.

Главным рудным минералом является халькозин (53,1%), в подчиненном количестве присутствует борнит (31,1%), реже встречается халькопирит (14,5%).

Коэффициент крепости руд по шкале проф. М.М. Протодьяконова имеет значения от 6,1 до 13,3, плотность от 2,71 г/см³ до 2,80 г/см³, объёмная масса от 2,66 г/см³ до 2,73 г/см³, влажность от 0,49% до 0,30%, пористость от 3,39% до 4,15%, коэффициент измельчаемости по отношению к Жезказганским рудам от 0,91 до 1,06. Содержание кремнезёма в рудах достигает 71,0%.

Механические свойства руды и пород.

Механические свойства руды и вмещающих пород в ненарушенных образцах изучались КарПТИ в 1990 г. на стадии разведки месторождения [30], ИГД им. Кунаева в 2005 г. во время строительства рудника [44], ООО Подземгазпром в 2006-07 г.г. в начальный период разработки [28], ТОО Центргеоаналит, институтом ВНИИцветмет и Горным институтом УрО РАН в 2013 г. на стадии доразведки месторождения в поле Жомарт II [60, 89]. Все

накопленные данные сведены в единые статистики, проанализированы; сводные результаты анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические свойства руды и пород

	закон распределения	кол-во значений	среднее значение	стандартное отклонение	коэфф. вариации
прочность серых песчаников (руды) при сжатию, МПа	нормальный	96	120	31	26%
прочность серых песчаников (руды) при растяжении, МПа	нормальный	159	8.8	3.4	39%
модуль упругости всех типов пород, ГПа	логнормальный	120	27	13	48%
коэффициент Пуассона всех типов пород, доли ед.	нормальный	229	0.20	0.05	25%

Гистограммы механических свойств представлены на рисунке 1.2. Они показывают законы распределения механических свойств, пределы и степень их изменчивости. Высокие коэффициенты вариации характеризуют сильную природную изменчивость механических свойств.

Рудная минерализация в Жаман-Айбате локализуется, преимущественно, в слоях серых песчаников, гравелитов, конгломератов. Промышленное оруденение концентрируется только в их грубозернистых разностях. Тонкозернистые песчаники имеют бедную минерализацию. Вмещающие породы сложены разнозернистыми песчаниками (70-80%), гравелитами (5-10%), конгломератами (5-10%), алевролитами (5-10%) и аргиллитами (2-3%).

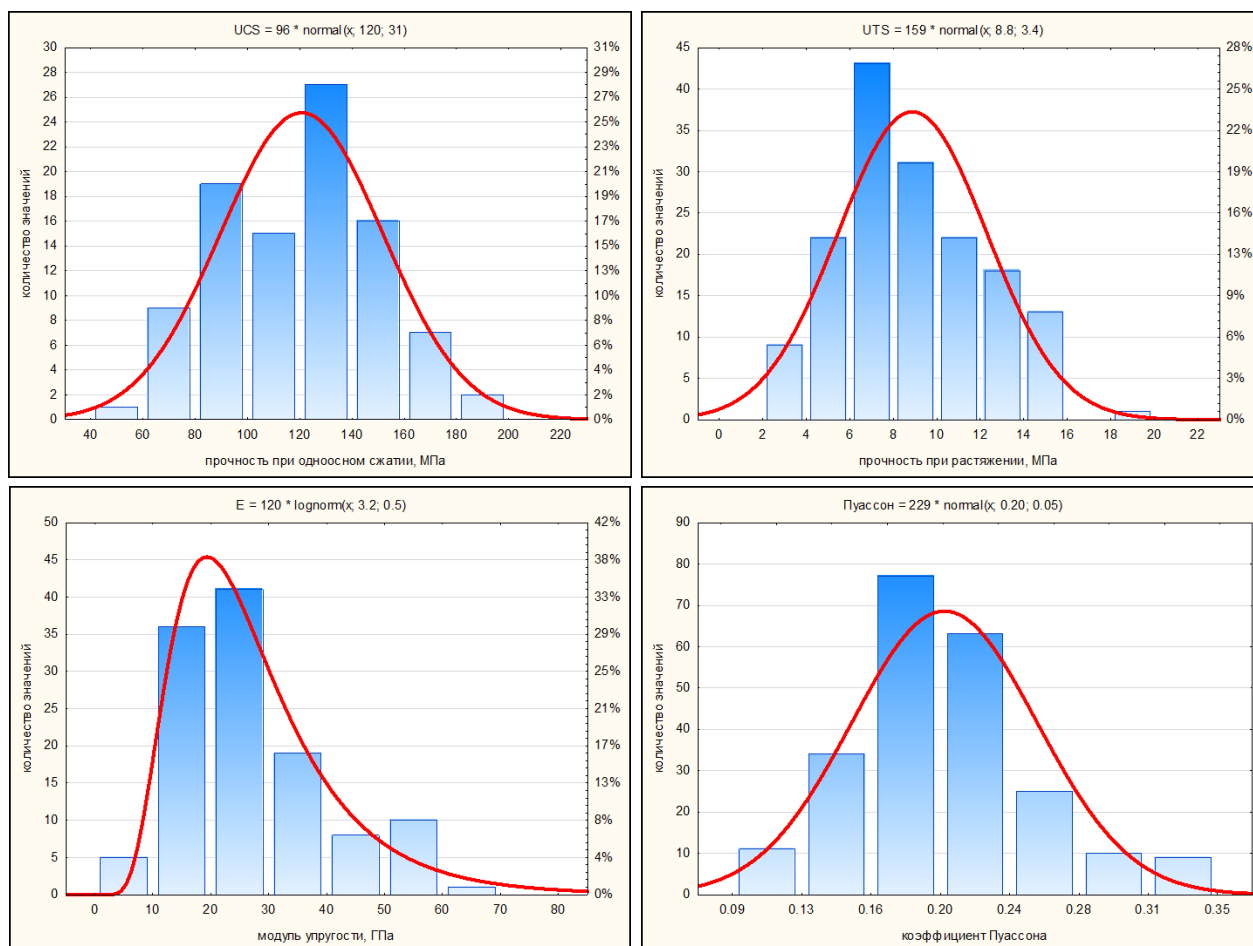


Рисунок 1.2 – Статистическое распределение механических свойств руды и пород.

Из всех типов пород наиболее прочными являются серые песчаники. Их коэффициент крепости по Протождяконову f , определенный методом дробления, имеет значения от 6 до 13 (среднее $f = 9$). Прочность при сжатии бурых мелкозернистых песчаников находится в пределах 30–160 МПа, конгломератов: 85–140 МПа. Наименьшей прочностью обладают алевролиты и аргиллиты: 10–90 МПа; кроме того, они подвержены размоканию. При обводнении теряют 40–60% прочности. Серые песчаники и конгломераты не подвержены размоканию. Руды и породы на руднике Жомарт по сравнению с Жезказганскими в целом имеют меньшую крепость (в 1,5–2 раза). Их сопоставление приведено в таблице 2.

Различия в модулях упругости разных типов пород находится в пределах их естественной изменчивости, т.е. статистически не значимо. Поэтому по упругим свойствам все типы пород сведены в одну генеральную

совокупность со средним свойствами. Диапазон изменения модуля упругости пород продуктивной толщи достаточно широк и составляет от 20 до 40 ГПа (коэффициент вариации 48%). Средний коэффициент Пуассона равен 0,20 со среднеквадратичным отклонением 0,05 (коэффициент вариации 25%).

Таблица 2 – Сопоставление крепостей пород.

Жезказган		Жомарт		соотношение
серые песчаники	$f = 13-16$	серые среднезернистые песчаники	$f = 6-9$	1,9–2,1
красноцветы	$f = 7-9$	алевролиты	$f = 4-6$	1,5–1,8

Средняя плотность пород налегающей толщи по данным [4] составляет $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$.

1.2 Анализ опыта применения систем разработки с открытым выработанным пространством на подземных рудниках

Камерно-столбовая система разработки (КССР) – система разработки твердых полезных ископаемых (руда, уголь и др.) камерами, отделенными друг от друга целиками, поддерживающими кровлю. Применяют для разработки пологих и наклонных залежей с углами падения до 40-45° малой и средней мощности при устойчивых и среднеустойчивых руде и вмещающих породах.

При камерно-столбовой системе участки разбиваются на панели, которые обрабатывают одновременно несколькими камерами с оставлением сплошных или столбчатых опорных целиков. По границам панели оставляют панельные (барьерные целики). Все целики, в том числе междукамерные и барьерные, разделяются на постоянные или временные. Постоянные целики рассчитываются на поддержание выработанного пространства в течении длительного срока, временные – на период отработки нескольких камер или панели.

Камерно-столбовую систему в классическом виде долгие годы применяли только с постоянными целиками (не извлекаемыми). В последние годы все чаще встречаются варианты камерно-столбовой системы с полной и частичной выемкой целиков. Этому способствовали такие факторы, как развитие и совершенствование технологии добычи руд, а также расширение масштабов применения твердеющей закладки [14].

К этому же времени убедились [14] в невозможности поддержания налегающих пород целиками в течении продолжительного времени. Известны случаи разрушения междукамерных целиков и обрушения пород кровли с выходом на земную поверхность на Жезказганском, Миргалимсайском, Вишневогорском и других рудниках.

Идея отработки целиков на рудных месторождениях возникала еще в начале сороковых годов 20 века. Ее основное преимущество – это наименьшие затраты, поскольку отсутствуют капитальные вложения на разработку.

При ведении повторной отработки выемка целиков должна быть безопасной. Для решение этой задачи главным значением является оценка механического состояния опорных элементов, которая осуществляется на основе вышеизложенных способов отработки запасов в целиках.

Камерные системы разработки благодаря их высокой эффективности находят широкое применение в горной практике. Эффективность и безопасность камерных систем определяются тем, в какой мере размеры их основных конструктивных элементов соответствуют горно-геологическим условиям месторождения и габаритам самоходного оборудования.

Важным показателем систем разработки с открытым очистным пространством, наряду с разубоживанием и производительностью, является соотношение запасов руды в камерах и междукамерных целиках (коэффициент извлечения запасов).

Параметры камерно-столбовой системы разработки, применяемой на территории СНГ и зарубежных рудниках, приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Параметры камерно-столбовой системы разработки.

Месторождение, рудник, комбинат	Достигнутая глубина разработки, м	Породы кровли и рудного тела, выемочная мощность, м	Параметры	
			размеры целика в плане, м	ширина камеры, м
Жезказганское	200	Серые и красные песчаники, медистые песчаники	6; 3-8 диаметр	10-17
Миргалимсайское	800	Доломитизированные известняки, 5- 10	6×20, 4×6 ÷ 5×7	6-8
Талнахское, «Маяк»	250	Такситовые, контактовые габбро-долериты, сплошная медно-никелевая, до 50	4-8	4-8
«Каула»	400	Филлиты, серпентиниты, 3- 40	7	9-32
«Контсельваара	230	Серпентиниты, оруденелые филлиты, брекчия, 3,5-30	4×7	10-12
«Каммикиви»	100	Оталькованные серпентиниты, оруденелые филлиты, серпентиниты и рудная брекчия, 0,5-20	3×4÷6×7	7-9
«Вишнегорский»	170	Нефелиновые сиениты, авгитовые фениты и гнейсы, 2-12	2,5×3÷5×8	6-12
«Кадымджайский»	240	Сланцы, известняки, кварцево-роговиковая брекчия, 3-20	3-5 (диаметр)	7-11
«Урупский»	150	Кремнистые сланцы, альбитофиры серит, оруденелые кварцит, 0,4-25	3-4 (диаметр)	8-14
«Ингичкинский»	300	Мраморированные известняки, скарн пироксеновый	3×3	6-9

Продолжение таблицы 3

СУБР	500	Известняки, глинистые сланцы, 2-10	4×4÷5×5, 6-9	8-12 6-9
«Оутокумпу» (Финляндия)	250	Сланцы, серпентиниты, кварциты, 1-40	7,5	6,5-8
«Сулливан» (Канада)	600	Кварциты, метаморфозные кварциты, средняя 24	18-26	15-23
«Игл-Пичер» (США)	-	Известняки, доломиты, оруденелые роговики, доломиты, известняки, 1,5- 25	6×15	12×18
«Флат-Ривер» (США)	250	Магнезиальные известняки, доломинизированный известняк, 3-12	9×18	12-15
«Уайт Пайн» (США)	900	Песчаники, сланцы, оруденелые сланцы, 1,2-4	6×6	8,5-10
«Лайсвал» (Швеция)	120	Песчаники, сланцы, оруденелые серые песчаники, до 25	7 (диаметр)	15
«Гаспе» (Канада)	230	Скарны, кварциты, волосиниты, минерализованные скарны, 6-36	12×12	12-15
«Киерсард» (США)	1600	- 2,25	1,5-8×6	10

Для новых и отдельных участков обрабатываемых месторождений размеры междокамерных целиков и ширину камер принимают обычно, пользуясь принципом аналогии.

Применение этого принципа основывается на сходстве горно-геологических и горнотехнических условий между сравниваемыми месторождениями.

Однако само сходство нередко бывает относительным, что может повлечь за собой не только изменение параметров камерно-столбовой системы, но и переход на другие системы разработки.

В качестве примера можно рассмотреть месторождение Жаман-Айбат, которая имеет схожее геологическое строение с Жезказганским месторождением, но прочностные характеристики массива ниже почти в два раза, в сравнении с показателями горных пород Жезказгана. Строение толщи характеризуется частым прослаиванием вмещающих пород и руды, включая значительно более слабые прослойки углистых и глинистых пород. [39]

Горные работы по выемке запасов в целиках проводились на таких рудниках как «Котсельваара», «Каммикиви», «Кадамжайский», «Каула», «Миргалимсайский», на Жезказганском месторождении и др.

Аналогичные работы проводились на рудниках таких компании зарубежных стран как: «Лед Белт» (США), района Трех Штатов (США), «Эльзас» (Франция), «Любен» (Польша), «Сулливан» (Канада) и др.

Применяемые при выемке целиков способы могут быть разбиты на следующие три основные группы.

- из выработанного пространства;
- из полевых выработок;
- с закладкой выработанного пространства.

Наиболее эффективным и экономически целесообразным является первый способ, не требующий дополнительных затрат на подготовительные работы.

На Жезказганском месторождении применен один из способов первой группы. На экспериментальном участке условие залегание рудного тела - почти горизонтальное. Мощность рудного тела изменялось от 2 до 8 м. Камерные запасы отработаны с оставлением междукамерных целиков при камерно-столбовой системе со следующими параметрами: камеры составил - 20 м, расстояние между целиками вдоль камер - 15 м, диаметр целиков- 5-6 м. Большинство целиков оформляли в виде сигнальных с уменьшением в

поперечном сечении и лишь часть их извлекали полностью. Таким способом было добыто 30 тыс. т руды.

Подобные эксперименты на Жезказганском месторождении повторились еще несколько раз. Так, например, участок залежи «Покро-4» в шахте №12 был отработан по КССР с нерегулярным оставлением опорных целиков. Глубина разработки около 30 м. Мощность залежи 4-5 м. Размер экспериментального участка составлял $50 \times 75 \text{ м}^2$. Размеры междукамерных целиков менялись от $1,5 \times 2$ до 6×12 м, расстояние между ними от 3 до 25 м. Состоянием кровли и опорных целиков анализировалось до и после отработки эксперимента и результаты показали, что они сохраняют достаточную несущую способность. В ходе повторной отработки запасов вели микросейсмическое наблюдение. Также, по двум профильным линиям производили геометрическое нивелирование для измерения оседания земной поверхности.

Такой же эксперимент был проведен при отработке участка «Кресто-8» на шахте №42. «Кресто-8» ранее был отработан по камерно-столбовой системе с регулярным оставлением целиков, со следующими параметрами: площадь - $100 \times 100 \text{ м}^2$, глубина разработки - 60-70 м, выемочная мощность рудного тела - 5-8 м. Геометрическим нивелирование профильных линий на земной поверхности, звукометрическим измерением и контролем деформаций по профильным линиям налегающей толщи с помощью данных оседаний глубинных реперов, установленных в скважине, контролировалось состояние массива при выемке целиков. Результаты наблюдений были схожими, что и в предыдущих экспериментах и на 12 и на 42 шахтах.

В настоящее время основная доля добытых запасов на Жезказганском месторождении приходится на повторную разработку.

На Миргалимском месторождении также отрабатывались изолированные целики в открытом выработанном пространстве. Опытный блок №13 на II горизонте включал три камеры, разделенные двумя рядами целиков-столбов. Блоки с размерами 50-70 м, целики составляли от 3×4 до

5×9 м. Ширина и высота камеры по 12 м. Глубина выработанного пространства - 40м. В результате было установлено, что отработки целиков на участке ограниченных размеров при величине устойчивых пролетов до 12 м имеет место быть.

На руднике «Каммикиви», в этажах 320-340 м выемку целиков осуществляли из открытого выработанного пространства. На участке частично или полностью отработали ряд целиков с наиболее богатыми рудами. Высота этих целиков 3-6 м, поперечные размеры 3×4 ÷ 6×7 м, ширина камеры 3 м. Глубина разработки 40-115 м при угле падения 0÷25°. Участок имел ограниченные размеры 150×500 м, от нижнего горизонта он был ограничен барьерным целиком.

Камерно-столбовую систему с последующим обрушением кровли применяли на руднике Уайт-Пайн в США при разработке пластообразной залежи медистых песчаников мощностью 2-4 м и на глубине 700 м. [72]

В Социалистической Федеративной Республике Югославии на руднике Никшич велась отработка бокситов камерами по простиранию мощностью до 7 м с размерами целиков 5×7 м. После отработываются соседние камеры отработываются уже с уменьшенными целиками 3,5×2,5. И уже после этого, в крайней камере разрушают целики и обрушают кровлю и с помощью взрывания шпуровых зарядов. При потере руды в 10% принятые параметры камер являются безопасными при ведении горных работ при данном способе отработки. [72]

Во Франции при отработке бокситовых рудников Рукетт, Мазог-Аваль, Бом-Суд и Реку очистная выемка заключается в прорезании и подработке целиков с доведением их до минимальных размеров, при этом в начале отработывается серия выработок по простиранию. При отработке целиков пустое пространство погашается в отступающем порядке. Если после разрушения целиков в отработанных камерах образовывается консоль в отработанных камерах, то налегающую толщу обрушают с бурением скважины в кровлю и его взрыванием.

Один из способов уменьшения потерь руда в целиках при КССР является временное поддержание очистного пространства опорными целиками с последующим обрушением вышележащей толщи в отступающем порядке. Этот вариант подработки использовался в Польше в меднорудном бассейне на рудниках Любин, Польковице, Серошовице и Рудна. Порядка 30% от общего запаса руды залегает в пластах мощностью 2-5 м, 44% в пластах мощностью 5-10 м. Угол падения рудо содержащих пластов составляет 6-8°. Глубина залегания от 800 до 1800 м. В ходе отработки запасов выемку целиков и погашение пустот производят с подрывом их основания, что способствует плавному опусканию налегающей толщи.

В настоящее время КГХМ «Польская Медь», которая является крупнейшим производителем меди в Европе, применяет два варианта КССР. Оба этих варианты - это разновидности КССР с применением комплексов самоходного оборудования. Например, на руднике Полковица-Серошовица, с мощности залежи до 7 м, применяется вариант системы отработки с укладкой в выработанное пространство пустой породы ковшом погрузочно-доставочной машины с плавной посадкой кровли. А на рудниках Любин и Рудна, где выемка выработанного пространства более 7 м, применяется система с заполнением выработанного пространства гидравлической закладкой из песков, которые добываются на поверхности.

Во Франции на железорудных месторождениях Лотарингии и на медных рудниках Замбии применяют камерные системы с обрушением налегающих пород.

КССР получила наибольшее распространение при разработке на шахтах ОАО «Севуралбокситруда» (СУБР). Удельный вес системы в общей добыче руды составил до 50%. КССР используется при усилении несущей способности повышения устойчивости обнажений выработок и конструктивных элементов системы путем установки штангового крепления.

Характеристики камерно-столбовой системы разработки с последующим обрушением налегающей толщи пород, применяемой на ряде рудных вышеописанных месторождений приведены в таблице 4.

Наибольшее распространение получили способы использования КССР с различными вариантами последующего обрушения вышележащей толщи пород. В большинстве случаев отработка ведется одним или двумя слоями. Максимальная глубина применения этой системы достигает 1000 м и даже 1600 м, но это встречается крайне редко. Такие участки залежей отработывают при отношении пролета подработки к глубине не более 0,2.

Факторы, влияющие на выбор варианта обрушения налегающей почвы при КССР, это, конечно, горно-геологических условия, физико-механические свойства пород, устойчивость кровли, горное оборудование, которое используется в работе и другие. Во всех вариантах основная нагрузка в зоне опорного давления приходится на целики при поддержании очистного пространства. По мере ведения горных работы эти МКЦ частично или полностью извлекаются, а вышележащая налегающая толщина пород обрушается.

При этом, запасы руды в целиках извлекают двумя способами: расширением пройденных камер или проведением в целиках заходок или просечек с оставлением на границе с зоной обрушения сигнальных целиков, рассчитанных на ограниченный срок службы.

Таблица 4 – Характеристики камерно-столбовой системы разработки с последующим обрушением налегающих пород.

Название месторождения (рудника)	Полезное ископаемое	Глубина разработки, м	Выемочная мощность, м	Угол падения рудного тела, град	Размеры камер		Форма и размеры опорного целика, м	Способ отработки панелей (целиков)	Потери, %
					ширина	длина			
Лотарингия	железная руда	265	1,6 – 9,0	0 - 7	5	80 - 100	ленточная 12 - 20	заходками шириной 5 м через 4 м	5 – 15
Киерсардж	медь	1600	2,2	38	10	35 - 40	столбчатая (1,5 – 8) × 6	частичная отработка	5
Муфулира	медь	-	9 - 21	30 - 55	18	150 - 200	ленточная	полное извлечение	16
СУБР	боксит	250	до 25	18 – 30	12	60 - 70	круглая, 4	просечки	8
«Польская медь»	медь	до 850	до 4,5	3	5	100	ленточная,	просечки	6
					5	100	15 столбчатая, 7×7	просечки	6

В большинстве случаев, планомерное погашение выработанного пространства осуществляют принудительным обрушением пород кровли с помощью скважинных зарядов. Если кровля представлена рыхлыми, легкообрушаемыми породами, то погашение производится принудительным разрушением временных целиков.

При камерно-столбовой системе с обрушением налегающих пород основными условиями, обеспечивающими устойчивость и безопасность отработки залежей, являются планомерное подвигание фронта очистных работ, достаточная несущая способность опорных и подзавальных целиков и надежное обрушение налегающих пород.

Исходя из опыта, добычные работы и обрушение пород должны быть прямолинейными, и они должны постоянно перемещаться. При этом, чем больше скорость продвижения очистных работ и, соответственно, обрушения, тем выше безопасность ведения горных работ, что позволяет уменьшить размеры МКЦ, а значит и уменьшить потери полезного ископаемого. Параметры применяемой системы отработки определяются, опираясь на эмпирические зависимости, полученные для конкретных горно-геологических условий, определяются параметры таких систем разработки.

На Миргалимсайском руднике был проведен широкий комплекс аналитических, лабораторных и натурных исследований по анализу и оценке проявления горного давления и сдвижения налегающей толщи пород при КССР с последующим обрушением пород кровли [51, 73]. По проведенным исследованиям установлены параметры используемой системы разработки и разработаны рекомендации по управлению горным давлением и сдвижением толщи.

ИГД им. Д.А. Кунаева еще в 70-х годах по результатам оценки прогнозной ситуации по истощению забалансовых запасов шахтных полей центрального рудного поля Жезказганского месторождения, начал вести поисковые работы по восполнению производственных мощностей Западного

и Восточного рудников, и изысканию технических решений по погашению выработанных пространств [74].

Основные теоретические и экспериментальные исследования по обоснованию способов повторной разработки ранее отработанных участков, панелей и залежей были закончены в 80-х годах с выдачей соответствующих рекомендаций в виде научных отчетов и технологических регламентов Жезказганскому комбинату [85].

С учетом фактора времени и влияния горных работ в МКЦ накапливаются хрупкие разрушения, что заканчивается их разрушением и внезапным обрушениям налегающей толщи. Рост числа разрушенных целиков, площадей и объемов зон обрушений показывают постепенное ухудшение геомеханической обстановки на Жезказганском месторождении. Качественные изменения в геомеханической обстановке начали происходить с середины 90-х годов. Они выражались в появлении новых эффектов и явлений, которые ранее не наблюдались. К таким явлениям можно отнести [74]:

- объединение отдельных ослабленных участков с разрушенными и ослабленными целиками в крупные ослабленные районы; [74].
- частые техногенные землетрясения на поверхности и воздушные удары в шахтах вследствие обрушения налегающей толщи на больших площадях. [74].

По данным 1997 года за весь период разработки Жезказганского месторождения в различных стадиях разрушения находились порядка 16% оформленных междукамерных целиков. Суммарные площади участков с нарушением проектных требований по условию поддержания налегающей толщи приближались к 20% от всех подработанных площадей. Данные показатели геомеханической ситуации находились на уровне 7-10% еще в начале 90-х годов, т.е. за 5-7 лет количество разрушенных целиков и площади ослабленных участков практически удвоились. [74].

Данная геомеханическая ситуация на рудниках потребовала изменения технической политики в области управления горным давлением [23]. В «Концепции по дальнейшей эффективной и безопасной разработке Жезказганского месторождения в сложившихся горнотехнических и геомеханических условиях», согласованной Комитетом Госгортехнадзора и утвержденной Минпромторгом Республики Казахстан, зафиксирован новый принцип: дальнейшая эксплуатация Жезказганского месторождения камерно-столбовой системой разработки должна сопровождаться повторной разработкой ранее отработанных площадей и горизонтов с погашением накопленных пустот обрушением. Основным геомеханическим смыслом обрушения налегающей толщи является разгрузка массива горных пород от накопленной упругой энергии, т.к. при образовании искусственных пустот в недрах земли потенциальная энергия массива увеличивается [23].

Повторная разработка на Жезказганском месторождении в промышленных масштабах начались с 1998 года. Этому способствовало два важных обстоятельства:

- Принятие в 1996 г. «Концепции дальнейшей эффективной и безопасной разработки Жезказганского месторождения в сложившихся горнотехнических и геомеханических условиях», смысл документа которого заключается в дальнейшей разработке Жезказганского месторождения камерно-столбовой системой с обязательным сопровождением повторной разработкой ранее отработанных площадей и горизонтов с погашением выработанных пространств обрушением. [74].

- На Восточном руднике освоение технологии выемки целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи. [98].

По результатам испытания и успешного внедрения повторной разработки на Жезказганском месторождении, была принята аналогичная панельно-столбовая система разработки с выемкой целиков и погашением пустот на месторождении Жаман-Айбат, отрабатываемая в две стадии [74]:

1. отработка камерных запасов панельно-столбовой системой под защитой барьерных целиков;
2. погашение пустот и выемка целиков. [74].

При отработке первой стадии на месторождении Жаман-Айбат с 2006 по 2009 года было накоплено около 3,5 млн.м³ пустот. В 2009 году с целью перехода ко второй стадии по выемке целиков и погашения пустот была проведена первая опытно-промышленная разработка ленточных целиков в панели 2 залежи 4-I. Из-за недостаточности полученных данных по ведению повторной разработки в дальнейшем производились опытно-промышленные разработки по выемке целиков в панелях:

- 4 и 5 залежи 4-I в 2009-2010 годах;
- 7, 8, 9, 10 залежи 4-I в 2014 году;
- 11, 12, 13, 14, в 2014-2015 годах;
- 15, 16, 17, 18 в 2015 году.

Результаты всех проведенных выше перечисленных опытно-промышленных работ по повторной разработке на месторождении Жаман-Айбат не дали положительных показаний по достижению проектных 20% потерь в целиках, которые были заложены проектными решениями, и из-за сложности горно-геологических условий месторождения доходили 40% и более [38].

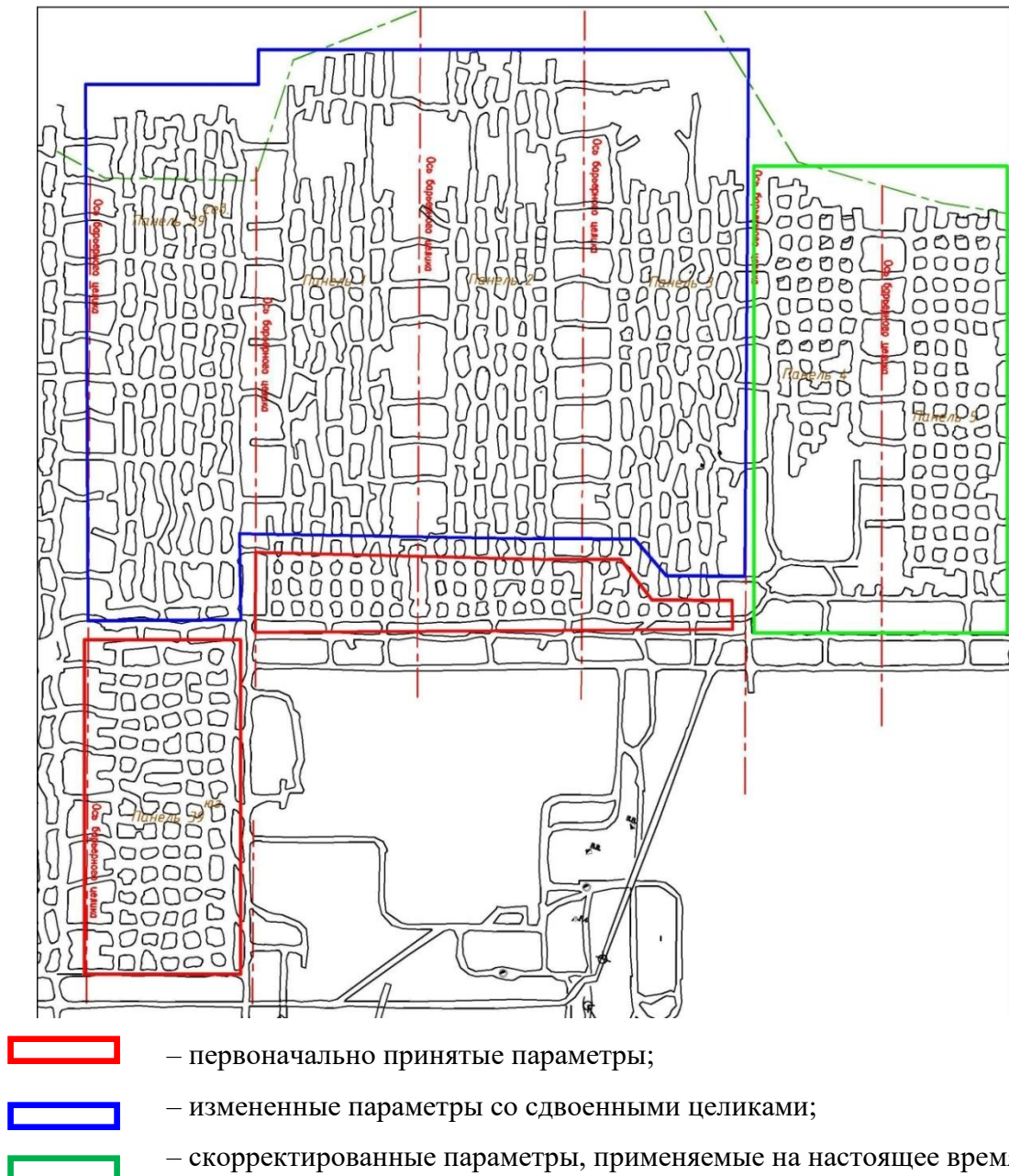
1.3 Принятые параметры камерно-столбовой системы разработки и проявления горного давления на месторождении Жаман-Айбат

Параметры камерно-столбовой системы разработки менялись несколько раз и представлены на рисунке 1.3.

Первоначальные параметры системы в стартовых панелях 1, 2, 3, 39юг были следующими: шаг БЦ – 150 м; пролет панели в свету – 130 м; ширина БЦ – 20 м; по ширине панели: 8 камер и 7 МКЦ; сетка МКЦ – 18×18 м; диаметр столбчатых МКЦ и ширина камер – 9 м. [39].

После оформления первых рядов МКЦ с такими параметрами началось интенсивное проявления горного давления в виде разрушение МКЦ и

вывалов пород с кровли. Осложнение геомеханической ситуации в вышеприведенных панелях показал, что принятые по аналогии с рудниками Жезказгана параметры системы разработки не соответствуют горно-геологическим и геомеханическим условиям рудника Жомарт, т.к. прочностные характеристики горных пород оказалась почти в 2 раза ниже, чем в Жезказгане, а строение толщи вмещающих пород и руды характеризуется гораздо более частым переслаиванием пород, включая существенно более слабые прослойки углистых и глинистых пород [39].



- первоначально принятые параметры;
- измененные параметры со сдвоенными целиками;
- скорректированные параметры, применяемые на настоящее время.

Рисунок 1.3 – Применяемые параметры камерно-столбовой системы на месторождении Жаман-Айбат.

В дальнейшем, параметры системы разработки были скорректированы с учетом результатов отработки стартовых панелей: пролет панели в свету был уменьшен до 95 м при прежнем шаге БЦ в 150 м; ширина БЦ увеличена до 55 м; по ширине панели количество камер снижено до 6, целиков – до 5; столбчатые МКЦ заменены ленточными 9×30 м; ширина очистных камер – 9 м. С такими параметрами отработаны панели 1, 2, 3, 39сев, 40, 41. [39].

При первичной камерной отработке запасов с оформлением сдвоенных целиков геомеханическое состояние выработанных пространств показали удовлетворительный результат с устойчивым состоянием кровли и целиков.

Однако из-за больших потерь руды в целиках (более 50%) позднее была сделана еще одна корректировка параметров системы: шаг БЦ уменьшен до 125 м; пролет панели в свету снижен до 85 м; ширина БЦ уменьшена до 40 м; по ширине панели количество камер снижено до 5, целиков – до 4. Ленточные МКЦ заменены столбчатыми по сетке 19×19 м; диаметр столбчатых МКЦ – 10 м, ширина очистных камер – 9 м [39]. С такими параметрами отработаны все последующие панели.

Кровля очистных камер шириной 9 м крепится сталеполимерными анкерами диаметром 22 мм, длиной 2,4 м, которые устанавливаются по сетке 1×1 м вплотную к забою, торкрет-бетонное крепление применяется по капитальным горным выработкам и по трассам движения.

Наблюдаемые проявления горного давления.

У камерно-столбовой системы разработки всего два основных конструктивных элемента, определяющих уровни безопасности горных работ, извлечения руды из недр и производительности добычи. Это кровля очистных камер и поддерживающие междукамерные целики. Проанализируем их надежность при принятых параметрах системы, опираясь на практический опыт работы рудника.

Устойчивость кровли. Ежегодно на руднике Жомарт обнажается 200–230 тыс. м² кровли очистных камер. По данным [8] суммарная площадь отслоений (обрушений) достигает 16–18 тыс. м², что составляет 8% от

площади созданного выработанного пространства. Проведенный статистический анализ 339 отслоений, произошедших в 2008–2011 годов, показывает:

- распределение площадей и мощностей вывалов подчиняется логнормальному закону (рисунок 1.4);
- площади и мощности вывалов практически не зависят друг от друга (рисунок 1.5).

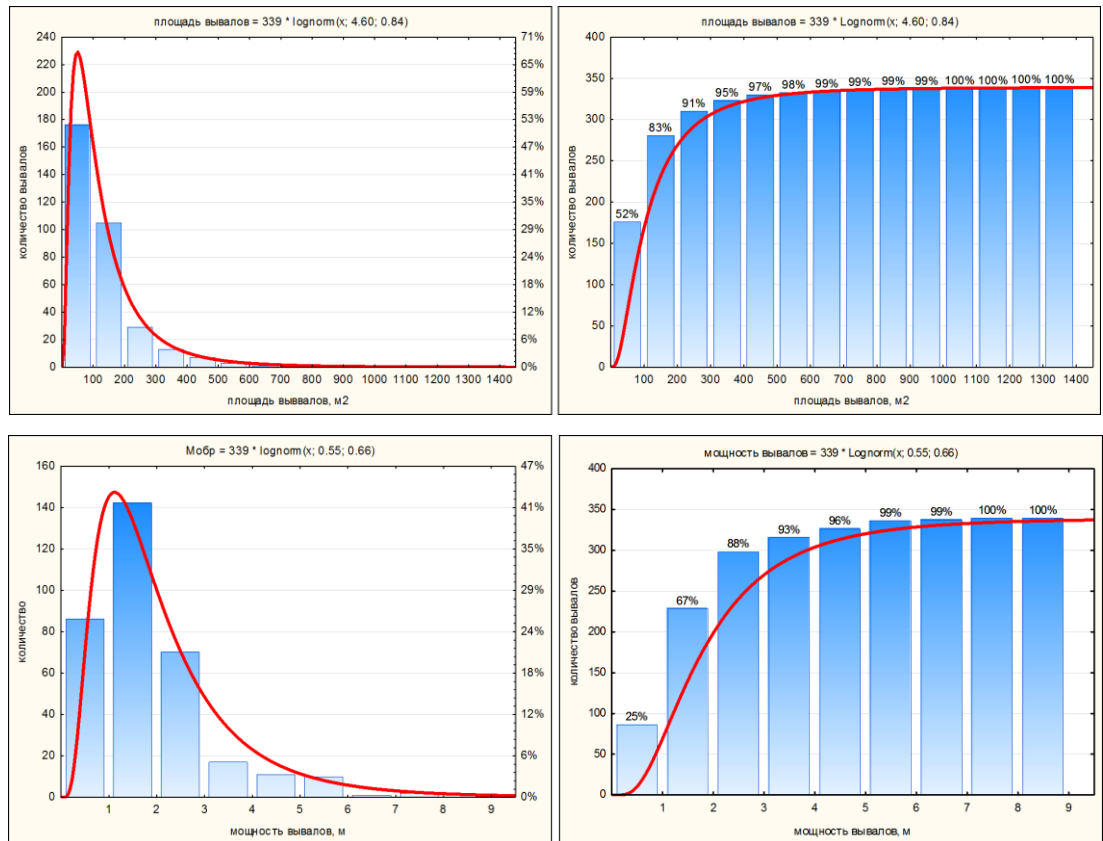


Рисунок 1.4 – Плотности (слева) и кумулятивные кривые (справа) распределения площади (вверху) и мощности (внизу) вывалов из кровли очистных камер на руднике Жомарт

Чуть более половины (52%) вывалов происходит на площадях до 100 м². На площадях 600–1200 м² большие вывалы происходят редко: их всего 1%. 67% случаев мощность вывалов составляют до 2 м. Вывалы мощностью более 2 м (т.е. вместе с анкерами) происходят в 33% случаев [39].

Сопоставим статистики обрушений кровли очистных камер по мощности на рудниках Жезказгана и Жомарт. Обработанные данные Аманжолова Э.А. [9] за 5-летний период 2006-11 годов представлены на

рисунке 1.6. На нем видно, что частота отслоений мощностью более 2 м в Жомарте в 3-4 раза выше, чем в Жезказгане.

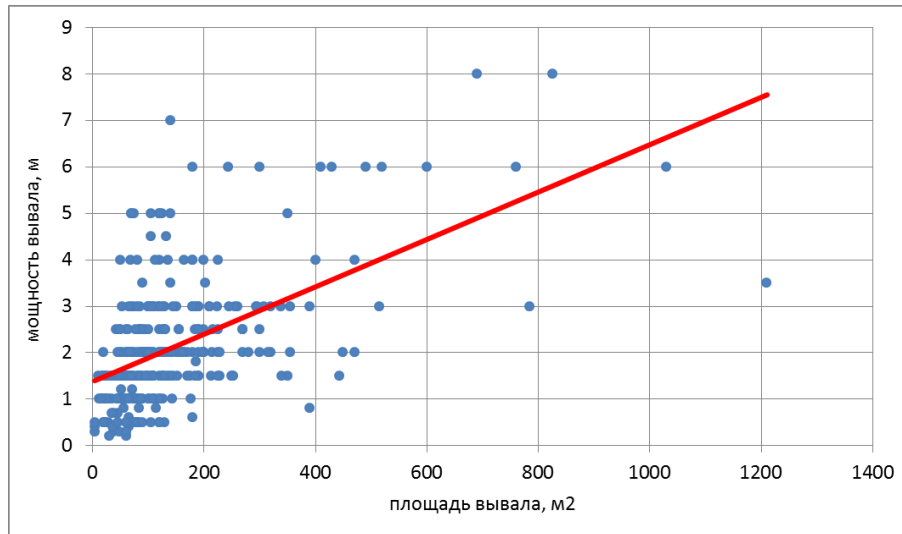


Рисунок 1.5 – Соотношения площадей и мощностей вывалов на руднике Жомарт

Полученные результаты (частота отслоений – на 8% площади образованной кровли, в каждом третьем случае мощность отслоения больше глубины крепления кровли анкерами) показывают, что принятый проектный пролет кровли очистных камер 9 м и параметры ее крепления не соответствует горно-геологическим условиям рудника Жомарт [39].



Рисунок 1.6 – Сопоставление мощности отслоений кровли очистных камер в Жезказгане и Жомарте

Устойчивость целиков. Частоту разрушения (частично или полностью) второго основного конструктивного элемента системы

разработки – МКЦ можно ценить следующим образом. За 10 лет работы рудника оформлено около 5 тыс. МКЦ. Из них потери несущего сечения после отслоений с боковых поверхностей до 10 % и 30% получили 127 МКЦ. При этом, за 10 лет работы рудника не зарегистрировано ни одного случая полного разрушения МКЦ на 100%. Это означает, что частота частичных повреждений МКЦ составляет всего 2,5% [39].

Отслоения плит, блоков с боковых поверхностей целиков по субвертикальным трещинам, а также за счет выдавливания пропластков слабых пород являются частыми формами частичного разрушения МКЦ (рисунок 1.7).

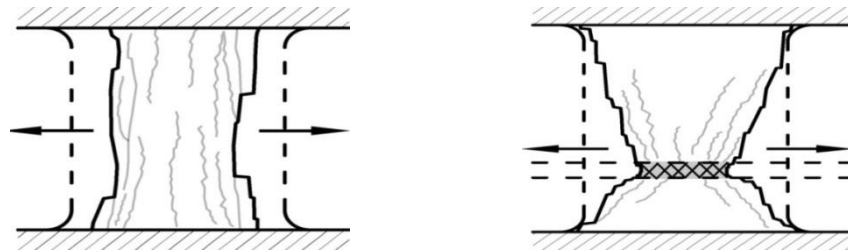


Рисунок 1.7 – Характерные формы разрушения МКЦ со слабыми контактами на руднике Жомарт

Эти формы разрушения МКЦ характерны для условий нагружения со слабыми контактами (малыми сцеплением и трением).

Анализ мест отслоений с боковых поверхностей МКЦ (462случая) по азимутам, проведенный Горно-Геомеханическим управлением ТОО «Корпорация Казахмыс» и мной лично за период 2008-11 годов показал, что чаще всего отслоения происходят с западной и восточной частей МКЦ (рисунок 1.8). Это связано с доминирующим развитием крутопадающих трещин вкрест простирания залежи [39].

При этом, мощность отслоений кусков горных пород с боковых поверхностей МКЦ, как правило, не велика. Половина отслоений (50%) имеет мощность до 0,2 м, до 0,5 м – 80%. Отслоения происходят, как правило, в первые месяцы стояния, т.е. в процессе отработки камерных запасов панели (рисунок 1.9) [39].

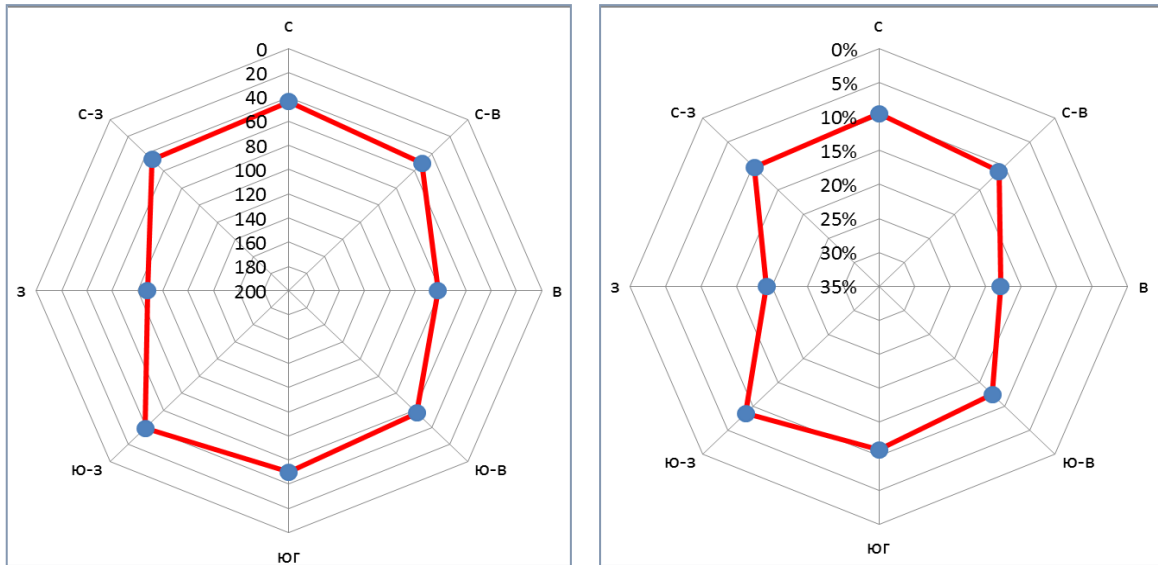


Рисунок 1.8 – Количество (слева) и частота (справа) отслоений с различных сторон МКЦ.

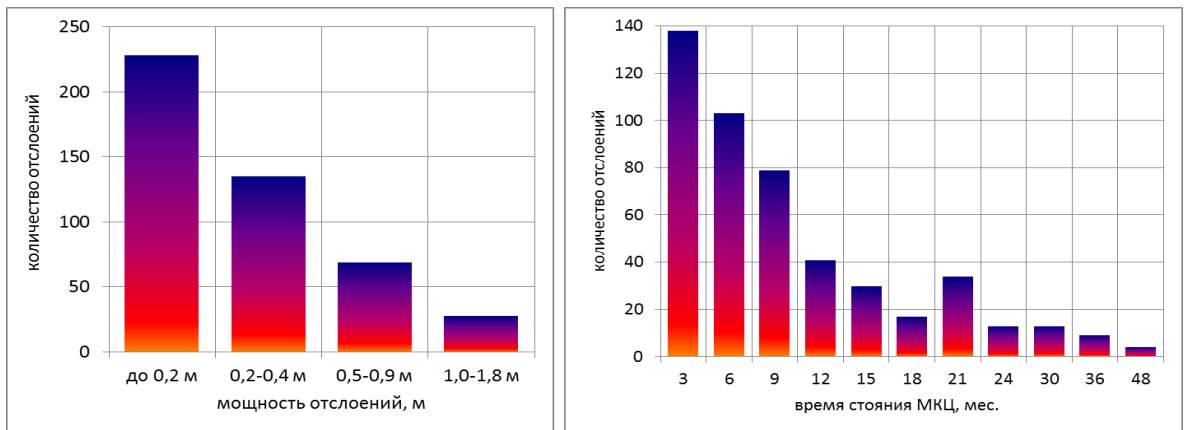


Рисунок 1.9 – Распределения отслоений с МКЦ по мощности и времени стояния

1.4 Результаты проведенных опытно-промышленных работ по повторной разработке и наблюдения проявления горного давления на месторождении Жаман-Айбат

Учитывая положительные результаты повторной разработки на Жезказганской площадке, на месторождении Жаман-Айбат вопрос перехода к повторной разработке был заложен на начальном этапе проектирования. На месторождении Жаман-Айбат первоначальные запасы отрабатываются камерно-столбовой системой разработки с разделением на панели и

оставлением сигнальных целиков. На втором этапе междукамерные целики извлекаются с открытого очистного пространства, и образованные пустоты погашаются путем естественного или принудительного обрушения кровли и налегающей толщи. На рисунке 1.10 показана диаграмма накопления и погашения пустот [40].

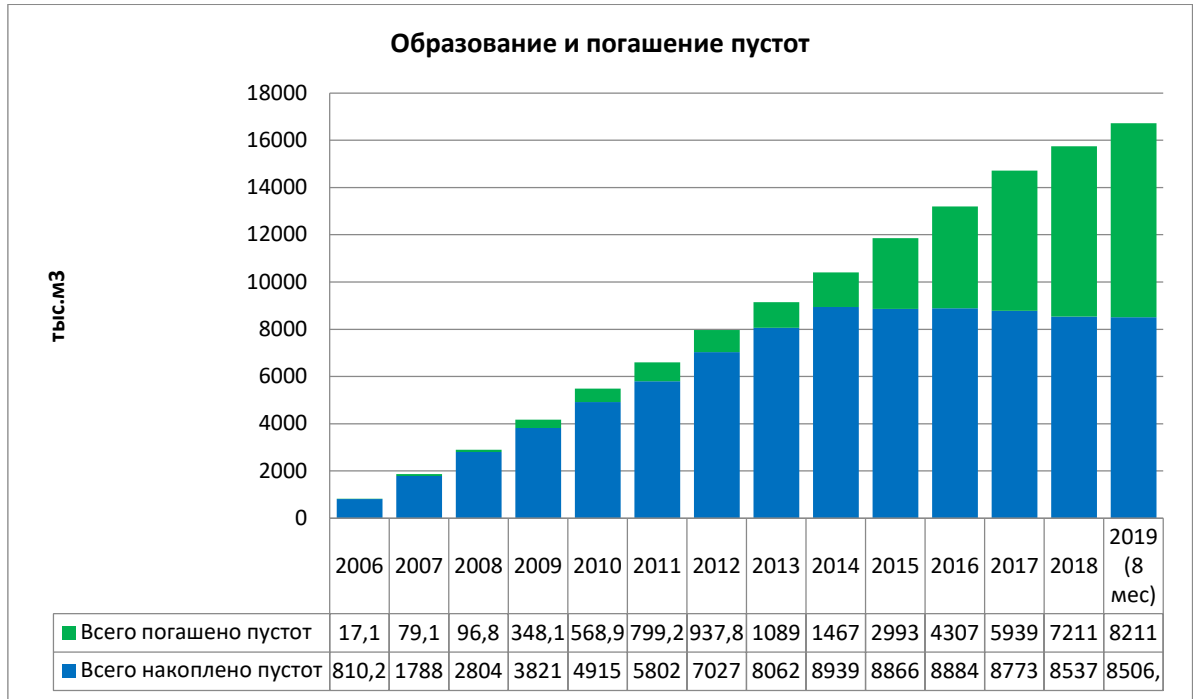


Рисунок 1.10 – Диаграмма накопления и погашения пустот
на месторождении Жаман-Айбат.

Повторная разработка ленточных (сдвоенных) междукамерных целиков. По состоянию 2009 года на месторождении уже было накоплено приблизительно 3,5 млн. м³ пустот. С целью перехода ко второму этапу по выемке целиков и погашения пустот в этом же году была проведена первая опытно-промышленная отработка ленточных целиков в панели 2 залежи 4-I. В процессе горных работ по извлечению ленточных, междукамерных целиков в панели 2 на разных стадиях сигнальные целики оставались площадью от 45 до 20 м². Экспериментально в шахтных условиях установлено [70]:

- отбойка междукамерного целика без оставления сигнального целика приводит к обрушению непосредственной налегающей толщи мощностью до

5 м. Обрушенная горная масса покрывает отбитую руду и не позволяет ее отгрузить; [40].

- при оставлении временных целиков завывшенных размеров (свыше 40 м²) задерживается процесс обрушения налегающей толщи, и требуется их принудительное разрушение взрывом; [40]

- для временного поддержания непосредственной кровли призабойной зоны мощностью до 10 м сигнальный целик оптимальных размеров должен осуществлять в режиме запредельного деформирования, сечение сигнального целика должно быть порядка 20 м² (4×5 м); [40]

- после отбойки междукамерного целика стабилизация обстановки (отдельные локальные обрушения кровли) происходит в течение суток, поэтому время отстоя забоя должно быть 1 сутки; [40]

- предельный пролет, при котором произошло самообрушение налегающей толщи, равен 45 м. Обрушение на площади порядка 5 тыс. м² не вызвало значительной воздушной волны, т.к. оно произошло на породы локальных обрушений, происшедших ранее. [40]

По результатам опытно-промышленной отработки панели 2 залежи 4-I была принята схема отработки сдвоенных целиков на месторождении Жаман-Айбат, которая показана на рисунке 1.11.

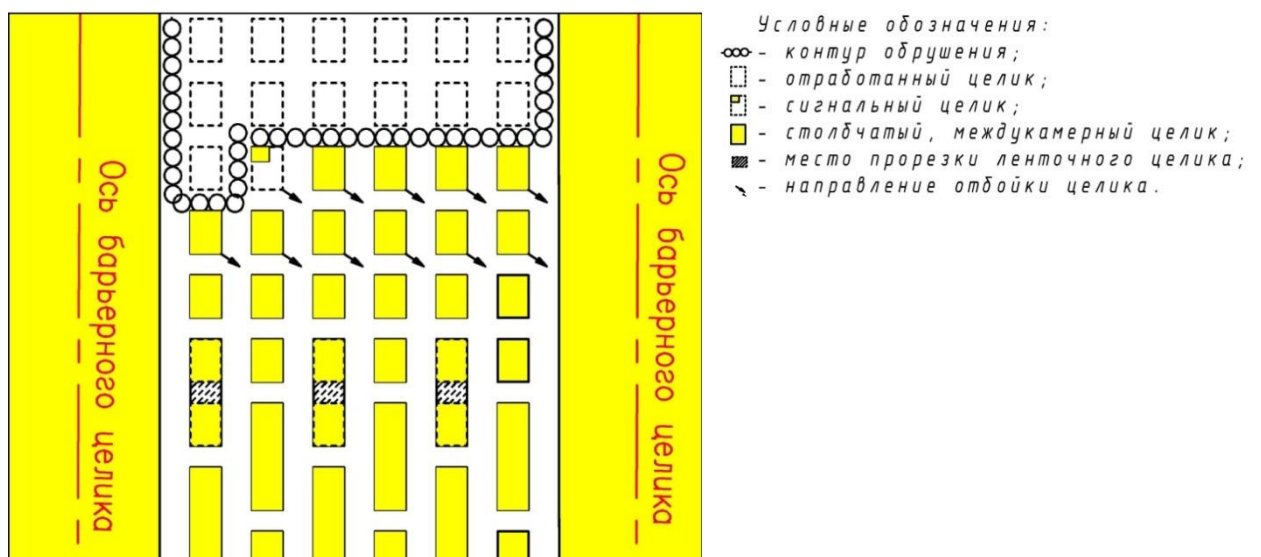


Рисунок 1.11 – Схема извлечение сдвоенных целиков.

Стадии отработки ленточных целиков:

1. Прорезка ленточных целиков (доведение до столбчатых), не более 3 рядов;
2. Отработка двух рядов целиков, и прорезка следующего ряда ленточных целиков. [40].

Повторная разработка столбчатых междукамерных целиков [2, 15, 39, 112]. Первые опыты по отбойке столбчатых МКЦ произведены в панелях 4 и 5 в 2009-10 годах с учетом опыта повторной разработки Жезказганского месторождения [2, 15, 39, 112] (рисунок 1.12).

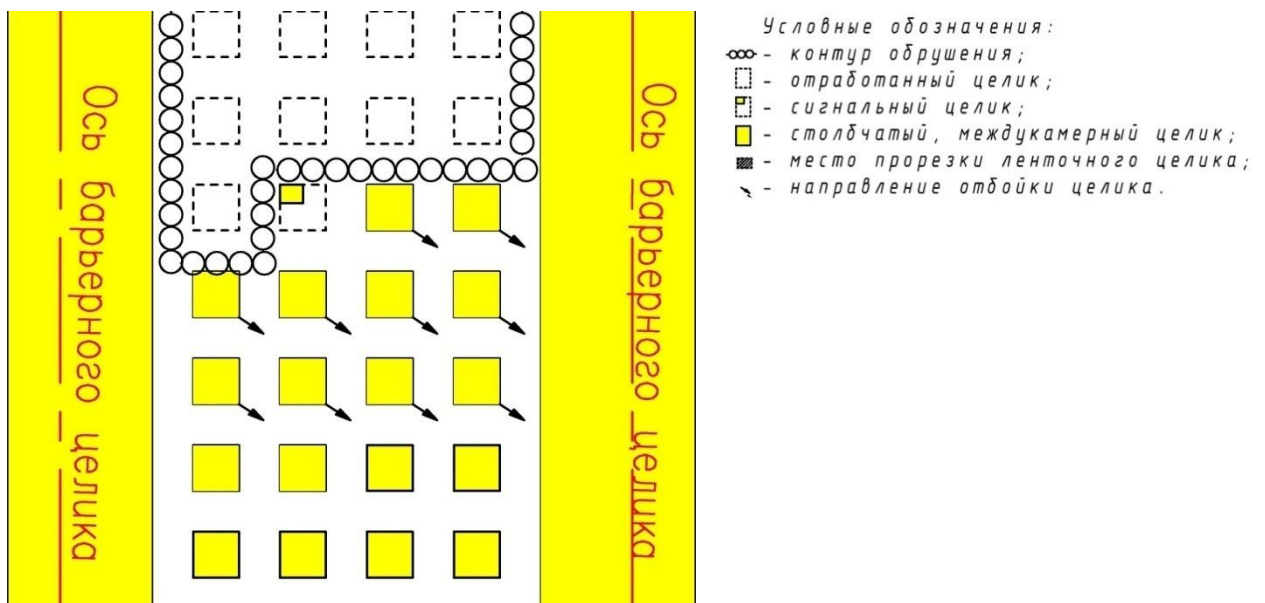


Рисунок 1.12 – Схема извлечение столбчатых междукамерных целиков.

Эти опыты повторной отработки показали, что в условиях месторождения Жаман-Айбат выемка междукамерных целиков из открытого выработанного пространства из-за низких прочностных характеристик горных пород массива непосредственной кровли, представленной часто переслаивающейся пачкой тонких слоев, возможна только с оставлением сигнальных целиков. Для этого следует принять оптимальные параметры первичной выемки камерных запасов и сигнальных целиков на стадии повторной разработки. Для повторной отработки применительно к конкретным условиям отработки месторождения Жаман-Айбат существенное значение имеет высота выработанного пространства. Опыт отработки панели

5 показал, что после почвоуступной выемки с увеличением высоты выработанного пространства до 10-14 м устойчивость МКЦ снижается. Визуальными наблюдениями зарегистрированы интенсивные отслоения с бортов целиков и раскрытие вертикальных трещин. В этих местах кровля образует консольное зависание, резко снижающее её устойчивость. Повторную разработку в таких условиях необходимо вести по принципу от слабого участка – к устойчивому с целью максимального снижения дополнительного влияния горных работ на исходную геомеханическую обстановку[2, 15, 40, 113].

В данной повторной разработке основным недостатком явилось оставление 40 метрового барьерных целиков между панелями 4 и 5 залежи 4-І.

Отработка барьерного целика с открытого очистного пространства между панелями 4 и 5 залежи 4-І. В марте 2014 года была предпринята попытка выемки барьерного целика между панелями 4 и 5 залежи 4-І с открытого очистного пространства. Основное направление отработки барьерного целика панелей 4, 5 залежи 4-І принято с севера на юг в отступающем порядке, с доведением размеров барьерного целика до массивного целика и последующей отбойкой (рисунок 1.13).

После отработки двух первых массивных целиков (№№ 21, 22) произвели прорезку следующих двух рядов БЦ предусмотренные проектом. При бурении происходило «вымачивание» горных пород массивного целика, которое повлияло на его устойчивость. А также многочисленные отслоения с бортов барьерного целика (массивного целика). Эти факторы, а также постоянное обезопасивание заколообразования привели к увеличению ширины обнажения между последующими тремя рядами МЦ [40].

В связи с ухудшением геомеханического состояния района производства горных работ, увеличением пролета между МЦ на четверном ряду (№№ 17' и 18') до 17 м и интенсивным проявлением горного давления все горные работы в 26.03.2014г. были остановлены [40].

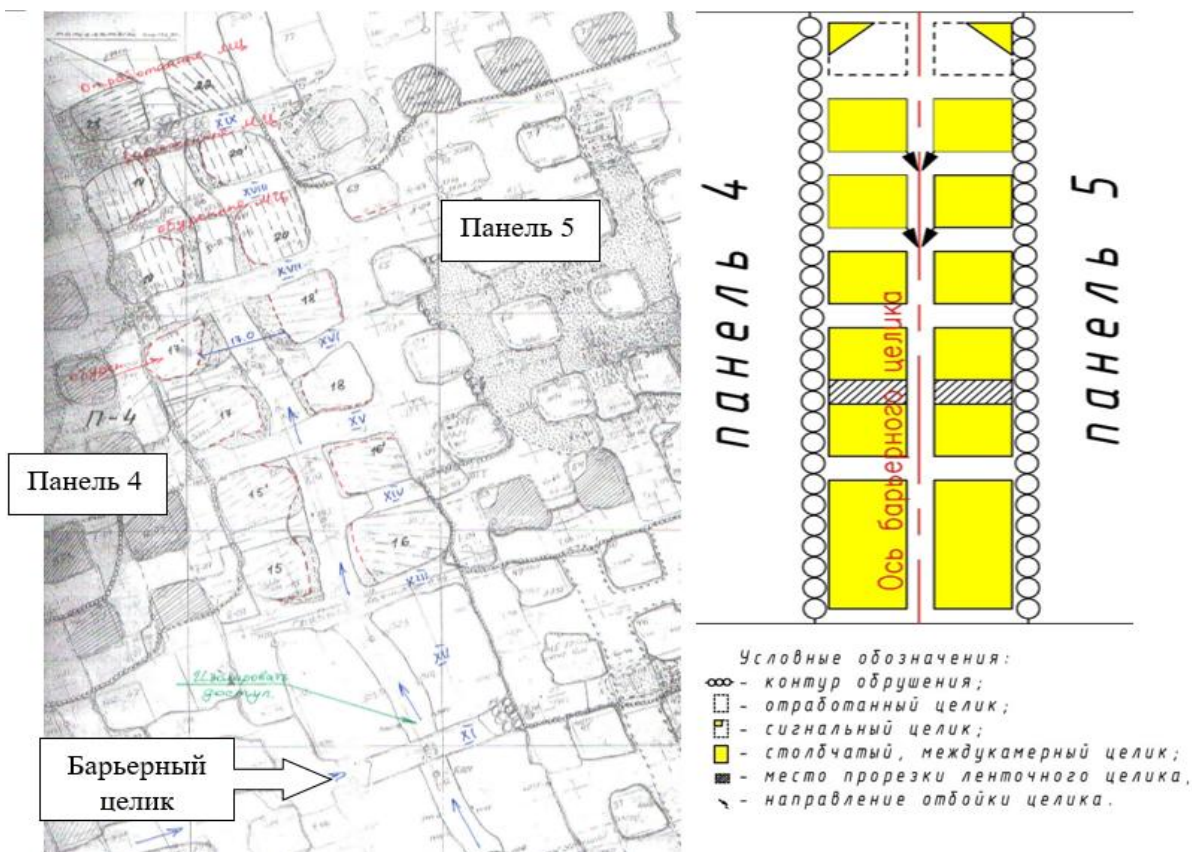


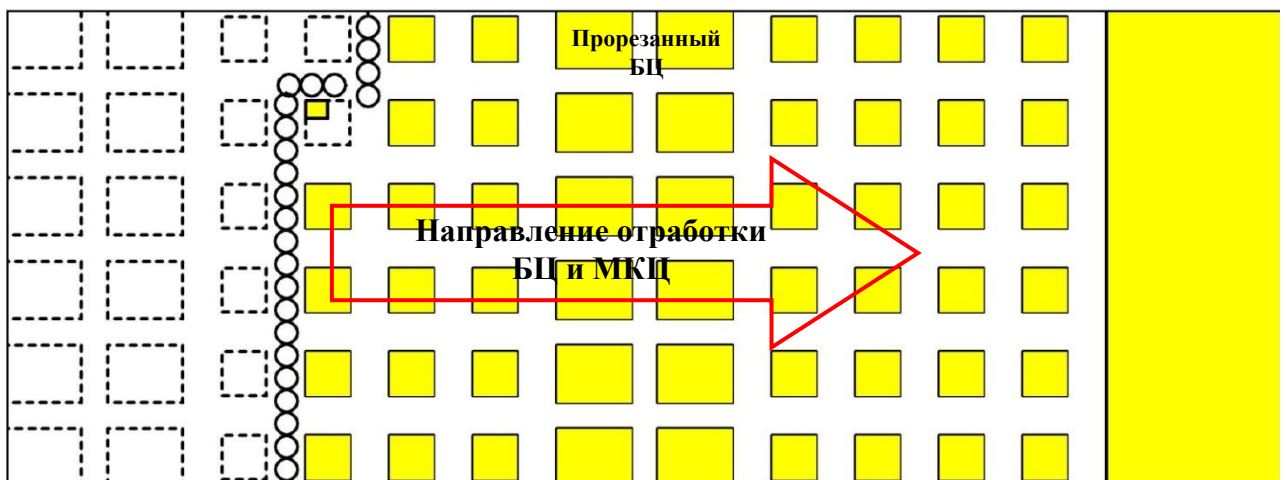
Рисунок 1.13 - Выкопировка с плана (слева) и схема (справ) повторной разработки барьерного целика между панелями 4, 5 залежи 4-I рудника Жомарт

Повторная разработка столбчатых междукамерных и барьерных целиков. В 2014г. в панелях 7, 8, 9, 10 залежи 4-I месторождения Жаман-Айбат проведены промышленные эксперименты по выемке междукамерных и барьерных целиков из открытого выработанного пространства (рисунок 1.14). Для временного поддержания непосредственной кровли при отбойке руды направленным отбросом к месту погрузки, проектом было предусмотрено оставление временных опорных целиков. В этих панелях в результате эксперимента были отработаны 82 междукамерных и 33 массивных целиков (барьерные целики, доведенные до массивных целиков). Погашение пустот выработанных пространств происходило самообрушением и принудительной посадкой кровли [40].

По итогам опытно-промышленной выемки целиков в панелях 7, 8, 9, 10 не удалось достичь 20% проектных потерь. Фактические потери в целиках

составили ~ 52%. Основными причинами сверхнормативных потерь при опытно-промышленной отработке целиков панели 7, 8, 9, 10 явились [5]:

- покрытие отбитой рудной массы вывалом (обрушением) пород с кровли после отработки целика, из всего 20% - 22 целика;
- оставление усиленных сигнальных целиков (больше проектных) для недопущения продвижения обрушения и качественной отгрузки с минимальным разубоживанием, из всего 6% - 7 целиков;
- некачественная отбойка целика (БВР), из всего 9% - 10 целиков;
- преждевременная потеря устойчивости целика до вовлечения в отработку, из всего 5% - 6 целиков;
- отсутствие безопасного доступа к целику в связи с вывалами пород с кровли, из всего 15% - 17 целиков;
- не подтверждение содержания в целике, из всего 5% - 6 целиков.



- Условные обозначения:
- ∞ - контур обрушения;
 - - отработанный целик;
 - ▣ - сигнальный целик;
 - - столбчатый, междукамерный целик;

Рисунок 1.14 - Схема извлечение междукамерных и барьерных целиков

Повторная разработка столбчатых междукамерных целиков и части барьерного целика (путем оформления нулевой камеры).

Результаты опытно-промышленной совместной отработки барьерного и междукамерного целика с открытого очистного пространства в панелях 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14 зал. 4-I показали неэффективность оформление

барьерного целика в виде массивного целика площадью 13×17 м, при которых потери составили 50% и более. Для панелей 15, 16, 17, 18 залежи 4-I, с высотой выработанного пространства не более 6 м и длиной панели не более 320 м, был предложен новый вариант отработки целиков. Суть предложений заключалась в уменьшении ширины барьерного целика с 40 м до ширины 21 м путем оформления нулевой камеры, при котором увеличивается ширина панели с 85 м до 104 м. Данный вариант был предварительно смоделирован и рассчитан в программе CPS 2005 Pro. По результатам расчета проведена промышленное испытание в панели 15.

С учётом небольших высот выработанных пространств в панели 15 (не более 6 метров) проектом было рекомендовано вести отработку междукламерного целика и части барьерного целика с доведением их до параметров междукламерного целика. По натурной «опытно-промышленной» отработке панели 15 залежи 4-I была достигнута промышленная безопасность при выемке междукламерных целиков и части барьерного целика за счет новой схемы развития горных работ по отработке целиков. Рекомендованная технология отработки себя оправдала и позволила её предложить при отработке панелей 16, 17, 18 [76].

Недостатками данной схемы отработки являются (рисунок 1.15):

- оставление барьерного целика, шириной 21 м;
- не применимость в панелях высотой выработанного пространства более 6,0 м;
- не применимость в панелях длиной более 350 м (согласно расчетам, экспериментальные работы не проводились).

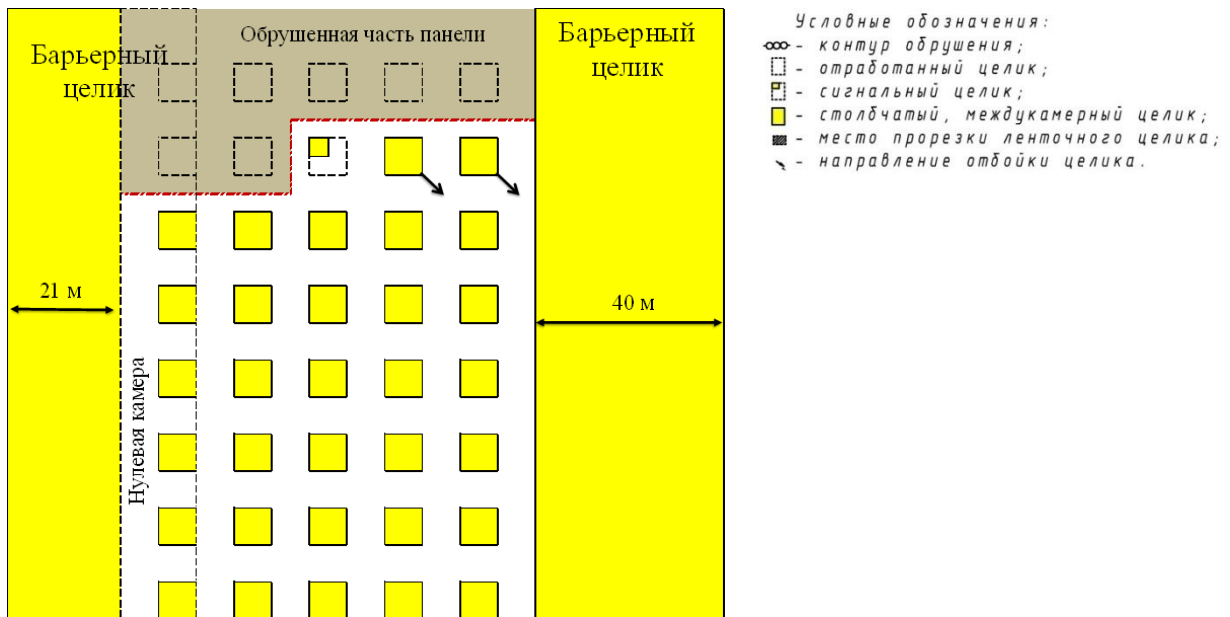


Рисунок 1.15 - Схема извлечение столбчатых междукамерных целиков и части барьерного целика.

Проявления горного давления при переходе к повторной разработке МКЦ

При переходе к повторной разработке геомеханическая ситуация резко ухудшается. Увеличение давления на МКЦ, как правило, наблюдается с момента отработки второго ряда целиков и проявляется в виде тресков в кровле, образовании заколов и отслоений с боковых поверхностей МКЦ. После отработки третьего ряда целиков и принудительного или самообрушения кровли с забутовкой под кровлю опорное давление заметно снижается и проявляется в виде единичных тресков в массиве над погашенным пространством.

После отслоений и оборки заколов с боковых поверхностей МКЦ пролеты камер увеличиваются до 10–13 м, т.е. становятся больше проектного на 11–44%. В 2015 г. поведены прямые промеры ширины камер в панелях 66, 67, 51, 18, 7 юг, 8 юг. Из 33 промеров в 18 случаях (55%) пролет камеры превышал проектный размер 9 м (рисунок 1.16).

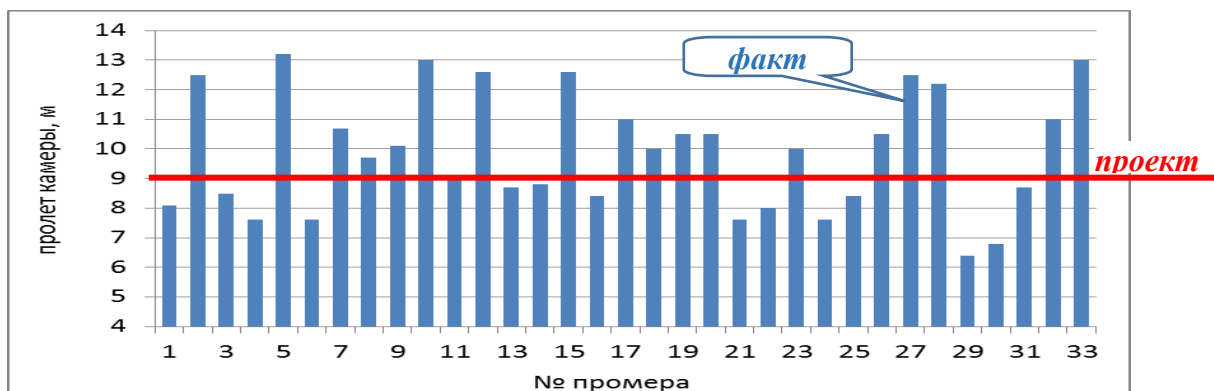


Рисунок 1.16 – Фактические пролеты камер.

Естественно, при увеличении пролета прогиб кровли увеличивается, а ее устойчивость снижается. Датчики смещений, установленные в 2014 г. в панелях 7–10, фиксировали оседания (расслоения) кровли на 15–50 мм на удалении 20–40 м от границы погашенного участка [5]. Временами, при интенсивном расслоении кровли происходили обрывы головок анкеров в виде их стреляния. Это означает, что расслоение кровли происходит на глубине 0–2,4 м в интервале длины установленных анкеров. Расслоение кровли на глубину более 2,4 м приводит к обрушениям кровли вместе с установленными анкерами. После чего перекрывается безопасный доступ к еще не отработанным МКЦ.

По итогам опытно-промышленной выемки целиков в панелях 7, 8, 9, 10 в 2014 г. не удалось достичь проектного уровня потерь руды в 20%, в основном, именно из-за проявлений горного давления. Фактические потери при извлечении МКЦ и БЦ превысили 50% (таблица 5) [5].

Таблица 5 – Потери при обработке МКЦ и БЦ.

Панели	Потери, %	
	по руде	по металлу
Панель 7	41,0	39,0
Панель 8	43,8	45,6
Панель 9	60,4	58,0
Панель 10	67,2	68,9
Средние	51,7	53,5

В 2015 г. сверхнормативные потери руды были при извлечении МКЦ в панелях 7юг, 11, 12, 13, 49, 50, 51. Средний уровень потерь руды в них составил 61% (проектные потери 35%).

Анализ причин сверхнормативных потерь руды при извлечении МКЦ в панелях 7, 8, 9, 10, 49, 50 приведен в таблица 6.

Если в таблице 6 сложить частоты накрытия отбитой руды обрушенными породами кровли и перекрытия доступа к МКЦ вывалами из кровли, тогда из-за проблем с кровлей возникали проблемы извлечения руды из 47–54% целиков. Некачественная отбойка МКЦ косвенно также связана или с отсутствием безопасного доступа к нему по состоянию кровли, или с раздавливанием и пережимом взрывных скважин.

Таблица 6 – Причины сверхнормативных потерь руды при извлечении МКЦ

<i>Причины возникновения сверхнормативных потерь</i>	<i>пан. 7,8,9,10</i>	<i>пан. 49</i>	<i>пан. 50</i>
накрытие отбитой рудной массы вывалом пород кровли после отбойки МКЦ	27%	20%	40%
отсутствие безопасного доступа к целику из-за вывалов пород с кровли	20%	34%	7%
<i>из-за проблем с кровлей, сумма</i>	<i>47%</i>	<i>54%</i>	<i>47%</i>
некачественная отбойка целика	20%	7%	33%
преждевременная потеря устойчивости целика до вовлечения в отработку	7%	28%	6%
прочие	26%	11%	14%

Сопоставим частоты повреждений кровли камер и МКЦ при отработке камерных запасов на первой стадии, а также удельные веса причин, приводящих к потерям руды при извлечении МКЦ на второй стадии отработки. Приведенные фактические данные о проявлениях горного давления показывают, что при принятых в настоящее время параметрах системы разработки из двух ее основных конструктивных элементов ***надежность кровли в 3–5 раз ниже, чем у целиков.*** Следовательно, при

корректировке параметров системы разработки необходимо уменьшить пролет кровли камер.

1.5 Выводы по первой главе и постановка задач

Анализ состояния изученности рассматриваемого вопроса свидетельствует, что тема геомеханического обоснования повторной разработки рудных месторождений является чрезвычайно актуальной. Прежде всего она актуальна для месторождения Жаман-Айбат (Казахстан).

По результатам анализа горно-геологических и физико-механических условий месторождения Жаман-Айбат следует, что строение данного месторождения во многом схожи строению Жезказганского месторождения, но имеет уменьшенные прочностные характеры массива и характеризуется гораздо более частым переслаиванием пород, включая существенно более слабые прослойки углистых пород. Описаны характеристики вмещающих пород и рудных тел.

Собран и произведен анализ применения отечественных (СНГ) и зарубежных камерно-столбовых систем разработки с открытым выработанным пространством на подземных рудниках. Описана сама идея повторной разработки и ее необходимость. Представлены примеры повторной разработки на месторождениях.

Также в этой главе описаны принятые параметры камерно-столбовой системы разработки и наблюдаемые признаки проявления горного давления при первичной разработке месторождения Жаман-Айбат. Сопоставление статистики обрушений кровли очистных камер по мощности. Охарактеризованы формы и временные периоды разрушения целиков.

Результаты проведенных опытно-промышленных работ по повторной разработке и наблюдения проявления горного давления на месторождении Жаман-Айбат также были включены в данную главу.

Все вышеизложенное говорит о необходимости постановки и решения следующих задач:

Необходимо выполнить оценку геомеханического состояния массива горных пород с применением математического моделирования, которая является в данном случае эффективным. Использование современных комплексов, таких как CPS2005Pro, Pillars, пакет программ «Rocscience» и другие, помогут в решении поставленных задач.

По результатам проведенного моделирования, опирающегося на данные о фактическом поведении массива горных пород и прочностных параметрах пород, усовершенствовать методику безопасного извлечения целиков при повторной разработке месторождения со средней и ниже устойчивостью пород.

Проверить разработанную методику в условиях месторождения Жаман-Айбат (Казахстан).

ГЛАВА 2 ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖАМАН-АЙБАТ

2.1 Природное напряженное состояние массива

Определения напряжений на руднике Жомарт проводились:

- в 2004 г. геомеханиками Казахмыса на стадии вскрытия месторождения методом дискования керна [60],
- в 2013 г. Горным институтом УрО РАН [41] методом целевой разгрузки по методике [10] в районе ствола Вентиляционный 1 в штреках между панелями 64-65 на глубине $H = 650$ м. При $\gamma = 2,7$ т/м³ гравитационное давление налегающей толщи составляет $\gamma H = 17,5$ МПа.

По результатам измерений максимальные тектонические напряжения $\sigma_1 = 28$ МПа действуют вдоль простирания залежи с азимутом $156^\circ - 336^\circ$. Коэффициент бокового давления $\lambda_1 = \sigma_1 / \gamma H = 1,6$ (рисунок 2.1). Минимальные главные напряжения в направлении с азимутом $66^\circ - 246^\circ$ равны $\sigma_3 = 16$ МПа. Коэффициент бокового давления $\lambda_3 = \sigma_3 / \gamma H = 0,9$. Вертикальное гравитационное давление налегающей толщи по величине является промежуточным главным напряжением $\sigma_2 = \gamma H$.

По сравнению с предыдущей оценкой, которая делалась на стадии вскрытия месторождения в 2004 г. методом дискования керна [60], направления действия максимальных тектонических напряжений σ_1 изменились на 90° , а их величины снизились.

2.2 Оценка жесткостей руды и вмещающей толщи пород

Для расчетов нагруженности целиков и процессов перераспределения горного давления при повторной разработке необходимо знать соотношение эквивалентных модулей деформации слоистого трещиноватого массива налегающей толщи и рудных залежей в условиях естественного залегания с учетом обводненности, наличия зоны выветривания у земной поверхности и других природных особенностей.

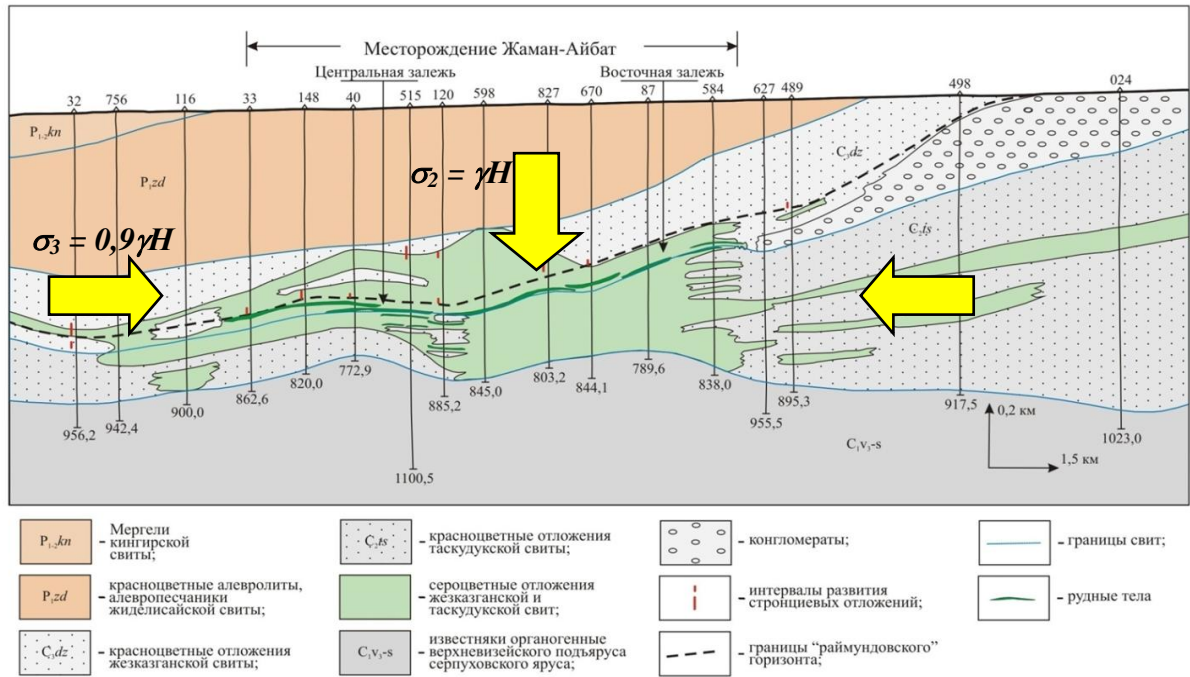
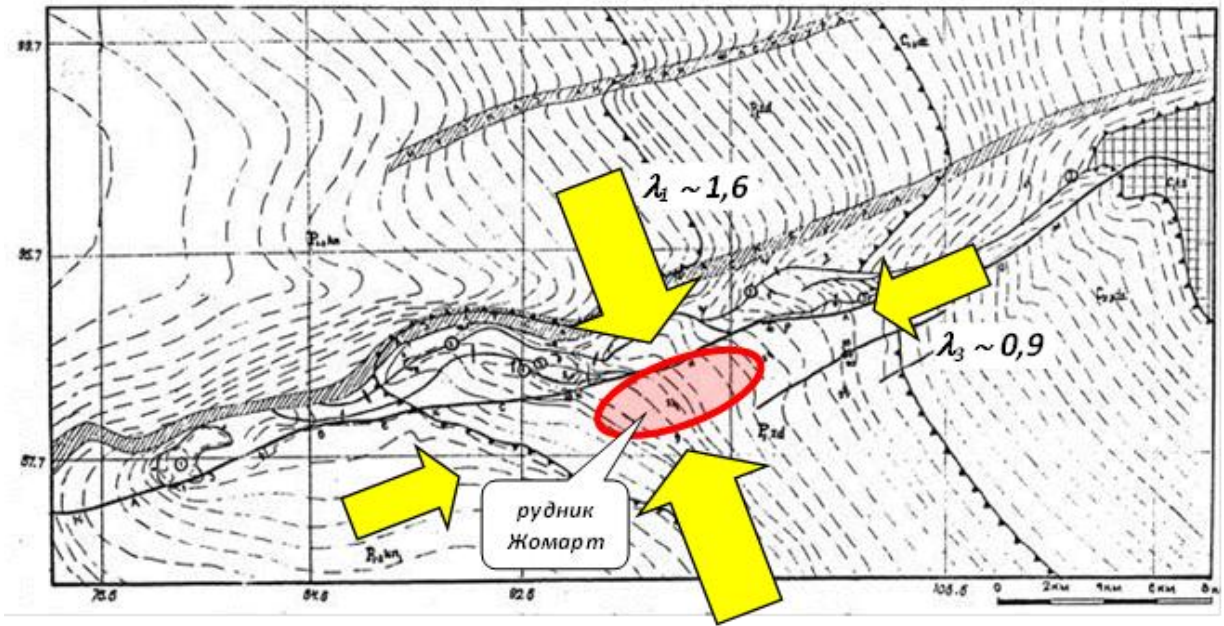


Рисунок 2.1 – Природное напряженное состояние массива месторождения Жаман-Айбат по результатам натуральных измерений методом щелевой разгрузки [10] в плане и на продольном схематичном разрезе

Автором проведена оценка жесткости природных массивов по скоростям упругих продольных и поперечных волн (таблица 7), которые получены при сейсморазведке месторождения методом общей глубинной точки МОГТ.

Таблица 7 – Скорости упругих волн в массиве месторождения Жаман-Айбат

глубина, м	V_p , м/с	V_s , м/с	коэффициент Пуассона	модуль упругости, МПа
Скважина 216				
63	2495		0.24	411
140	3800	2250	0.23	1053
343	4290	2510	0.24	1105
511	4900	2850	0.24	1289
Скважина 219				
23	1900		0.24	238
54	3848	2250	0.24	879
190	4356	2580	0.23	1389
340	4931	2900	0.24	1595
500	4932	2910	0.23	1680
Скважина 225				
63	3530	2100	0.23	972
135	4100	2400	0.24	1018
214	4240	2500	0.23	1229
279	4337	2550	0.24	1228
370	4337	2550	0.24	1228

По скорости упругой продольной волны рассчитан динамический модуль упругости массива (1):

$$E = V_p^2 \cdot \frac{\gamma}{g} \cdot \frac{1-\nu-2\nu^2}{1-\nu} \quad (1)$$

где $\gamma = 2700 \text{ кг/м}^3$ - плотность толщи пород; g – ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$); ν - коэффициент Пуассона, который рассчитан по соотношению $a = V_p / V_s$ скоростей продольных V_p и поперечных волн V_s (2):

$$\nu = \frac{a^2-2}{2(a^2-1)} \quad (2)$$

Коэффициент Пуассона толщи пород постоянен и равен 0,24 с коэффициентом вариации всего 2%. Модуль упругости с глубиной постоянно увеличивается за счет затухания процессов выветривания и уплотнения пород с глубиной. Полученные результаты представлены на рисунок 2.2.

Средний модуль упругости толщи переслаивающихся осадочных пород в интервале глубин $H = 0-500$ м составляет $E_n = 1086$ МПа. В интервале залегания рудных тел на глубинах более 500 м средний модуль упругости

рудоносной толщии равен $E_{pm} = 1485$ МПа. Соотношение модулей пород налегающей толщии и руды составляет $E_n / E_{pm} = 0,75$. Такое же соотношение модулей ранее было определено для условий Жезказганского месторождения. Это вполне объяснимо за счет общности геологического, структурного и литологического строения месторождений.

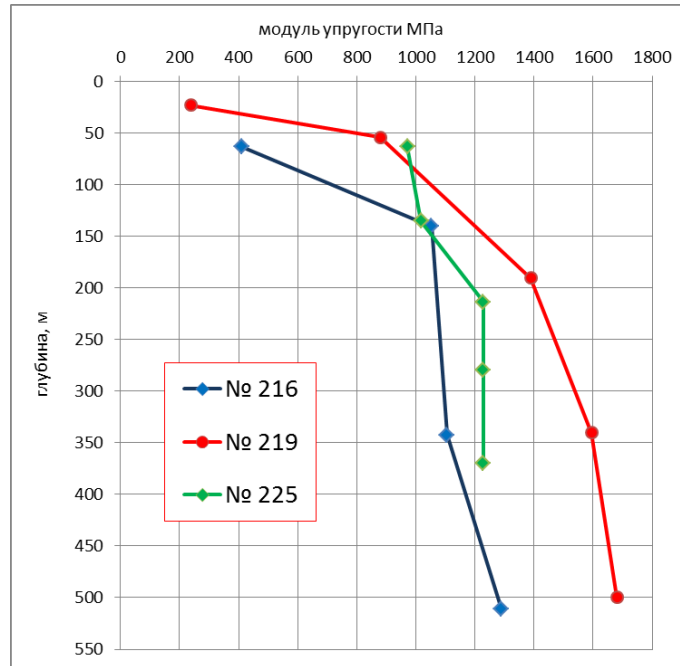


Рисунок 2.2 – Изменение модулей упругости пород с глубиной по данным сейсморазведки.

Соотнесем полученный результат с данными определения упругих свойств пород в образцах. По данным таблицы 8 среднее значение модуля упругости пород рудоносной толщии в образцах равно $E_o = 27$ ГПа. В массиве рудоносной динамический модуль упругости $E_{pm} = 1,5$ ГПа. Получается, что за счет трещиноватости модуль упругости массива меньше, чем в образцах, в 18 раз. В Жезказгане модули деформации в образце и в массиве различаются в 22 раза. Близость данных соотношений также объясняется близостью геологических условий месторождений, которые относятся к одному промышленному типу – медистых песчаников.

2.3 Определение прочности массива руды в целиках методом обратных расчетов

Метод обратного расчета длительной прочности МКЦ позволяет извлечь практически важную информацию из факта их разрушения и представляет собой пассивный эксперимент, который за нас провела природа [111]. В процессе отработки камерных запасов оформления опорных целиков мы только создаем условия для нагружения их (целиков). Дальнейшее испытание целиков на прочность происходит за счет природных сил - горного давления. Пассивный натурный эксперимент существенно отличается от лабораторных испытаний образцов горных пород следующим:

- размеры разрушенных горным давлением целиков (метры) в сотни раз превышают размеры лабораторных образцов (сантиметры). Тем самым учитывается масштабный фактор;
- в натуральных условиях природой испытывается конструкция – целик с реальной геологической структурой (трещиноватостью, пропластками, поверхностями ослабления, контактами, повреждениями от взрывных работ); в лабораториях испытывают образцы без видимых нарушений. Тем самым в пассивном эксперименте интегрально учитываются все факторы, ослабляющие прочность целиков;
- целики находятся под нагрузкой в течение десятилетий; лабораторные испытания образцов длятся минуты. Тем самым в ходе пассивного эксперимента учитывается фактор времени.

В работах [61, 111] приведена методика обратного расчета. В работе [59] было показано, что обратный расчет по факту частичного разрушения МКЦ дает такие же величины прочности массива руды, как и при полном разрушении целиков. Это означает, что частичное разрушение 127 целиков на руднике Жомарт можно использовать для обратного расчета прочности массива руды в МКЦ.

Характерное отличие МКЦ Жомарта от целиков Жезказгана заключается в их форме. В Жезказгане типичная форма МКЦ имеет

соотношение диаметра и высоты $d/h = 0,4-0,8$, т.е. высота целиков в 1,25–2,50 раза больше их диаметра (т.е. МКЦ высокие и тонкие). Средний уровень потерь руды в МКЦ Жезказгана 8–9%. На руднике Жомарт - МКЦ низкие и широкие, т.к. горные условия Жомарта в 4 раза тяжелее, чем в Жезказгане. Среднее значение площадей МКЦ равно 100 м^2 с коэффициентом вариации 19%. Это означает, что площадь частично разрушенных МКЦ соответствует проекту. Среднее значение коэффициента формы целика составляет $d/h=1,7$ (коэффициент вариации 17%), т.е. всегда ширина целиков больше их высоты. Средний уровень потерь руды в МКЦ Жомарта 19%. Это в 2 раза больше, чем в Жезказгане.

По результатам обратных расчетов среднее значение прочности массива руды в целиках равно 32,6 МПа со стандартным отклонением 7,3 МПа (коэффициент вариации 21%). Распределение прочности близко к нормальному закону (рисунок 2.3). В интервале глубин от 530 м до 625 м изменение прочности массива руды с глубиной находится в пределах изменчивости и является статистически не значимой.

Экспериментальные данные о прочности массива руды можно получить с помощью измерений максимальных действующих напряжений в целиках. Эпюры вертикальных напряжений, действующих в МКЦ вблизи контакта с почвой, имеют седловидный вид (рисунок 2.4). Это связано с тем, что массив руды, как правило, имеет большую жесткость, чем вмещающие породы. Поэтому действие нагруженного МКЦ на породы почвы можно смоделировать внедрением жесткого штампа в упругое полупространство. Упругое распределение вертикальных напряжений под абсолютно жестким штампом вблизи границ жесткого штампа стремится к бесконечности. Однако, действующие напряжения не могут превышать предельные, равные прочности массива руды при одноосном сжатии. Поэтому максимум действующих вертикальных напряжений, измеренные методом разгрузки в МКЦ, равны прочности массива на сжатие.

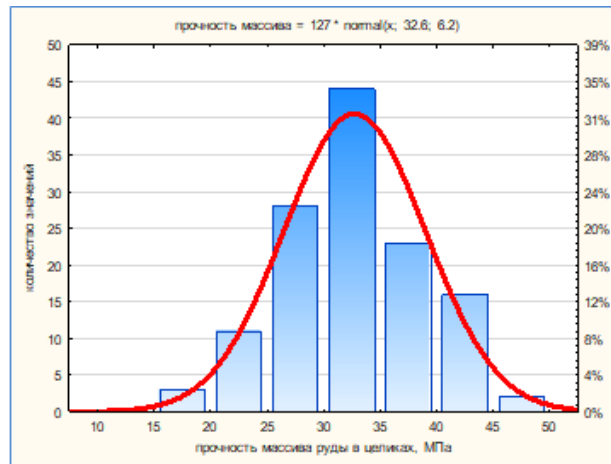


Рисунок 2.3 – Распределение прочности массива руды в целиках по данным обратных расчетов

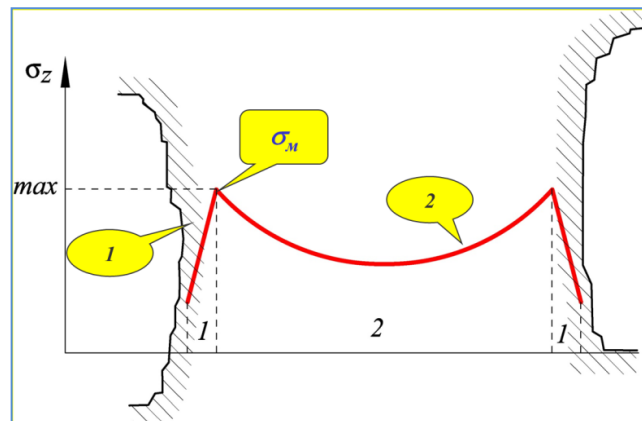


Рисунок 2.4 – Характер распределения вертикальных напряжений в МКЦ:
1 – запредельное (разрушенное) состояние периферийных частей целика;
2 – упругое состояние центральной части целика

В 2013 г. специалистами ГИ УрО РАН методом регистрации акустической эмиссии с использованием эффекта памяти Кайзера определялись величины напряжений, действующих в целиках на руднике Жомарт [55]. Суть метода заключается в следующем. В горизонтальную скважину в целике вставляется гидродомкрат Гудмана, который создает давление на стенки скважины. Уровень действующих напряжений определяется по скачкообразному росту акустической эмиссии (эффект памяти) в момент превышения давления на стенки скважины над уровнем действующих напряжений [91]. Вертикальные напряжения определялись в МКЦ № 27 и барьерном целике панели 53 (рисунок 2.5).

Максимальные напряжения на границах между зонами запредельного и упругого состояния массива руды в целиках, соответствующие прочности массива, равны 29 МПа в МКЦ и 44 МПа в БЦ. Глубина зоны запредельного состояния массива достигает 2,2–2,5 м.

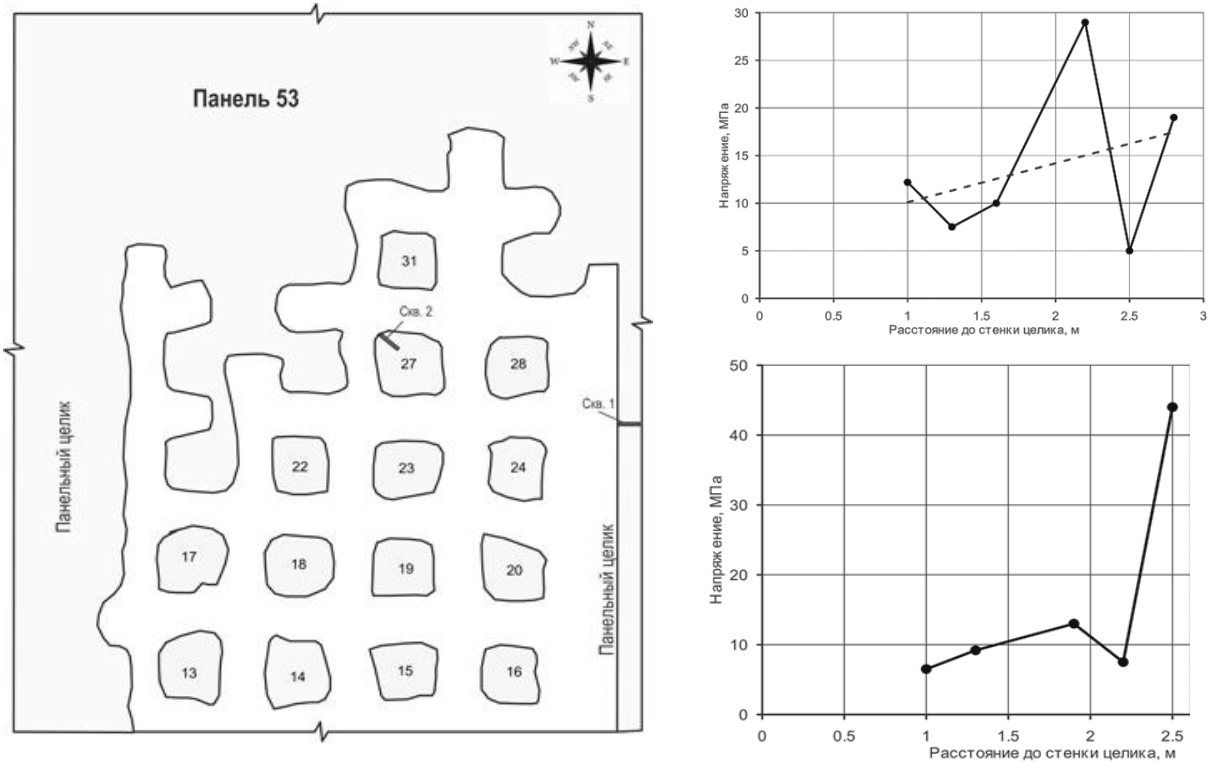


Рисунок 2.5 – План панели 53 на момент измерений и эпюры вертикальных напряжений в МКЦ № 27 (вверху) и БЦ (внизу)

Второй цикл измерений проведен в панели 47 в МКЦ № 120 (в 3 скважинах) и в БЦ (в 3 скважинах). План панели и результаты измерений приведены на рисунке 2.6. Максимальные напряжения в целиках оказались равными 28, 29, 30 МПа в МКЦ и 36 МПа в БЦ [41].

Среднее значение максимальных напряжений в целиках, соответствующих прочности массива, равны 32,7 МПа с коэффициентом вариации 19%. Полученные ГИ УрО РАН экспериментальные данные в шахтных условиях, подтверждают результаты обратного расчета прочности массива руды в целиках, которое свидетельствует о достоверности оценки прочности массива руды, полученной двумя различными методами.

Сравнивая прочностные руды в массиве $\sigma_m = 32,6$ МПа и в образцах $\sigma_o = 120$ МПа, можно по их соотношению σ_m / σ_o найти интегральный коэффициент ослабления. В условиях рудника Жомарт он равен **0,27**. Данный коэффициент учитывает следующие факторы: структурное ослабление массива трещинами, наличие прослоев слабых пород, контактные условия, буровзрывной способ оформления МКЦ, масштабный фактор и длительность нагружения целиков.

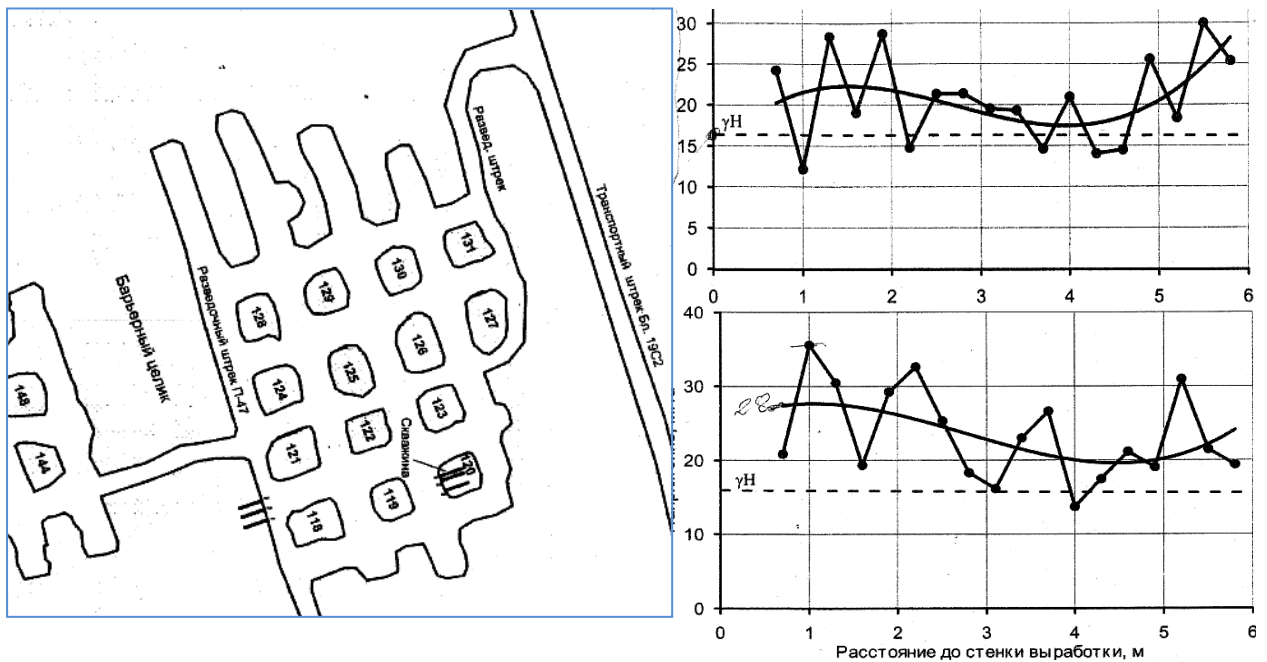


Рисунок 2.6 – План панели 47 на момент измерений и эпюры вертикальных напряжений в МКЦ № 120 (вверху) и БЦ (внизу)

Сопоставим прочностные массивов руды в целиках на месторождениях Жеказганское и Жаман-Айбат. В 2002–10 г.г. был проведен анализ разрушений МКЦ на всех рудниках Жезказганского месторождения на глубинах от 70 м (поля старых шахт) до 470 м (Анненский рудник). При этом определена прочность почти 2 тысяч разрушенных МКЦ на 36 участках с помощью метода обратного расчета. По всем имеющимся данным найдена регрессионная зависимость (с коэффициентом корреляции 0,65) увеличения прочности массива руды σ_m с глубиной залегания H (3):

$$\sigma_m = 0,11H + 10, \text{ МПа} \quad (3)$$

На руднике Жомарт средняя глубина, на которой методами обратного расчета и натурных измерений определена прочность массива руды $\sigma_m = 32,6$ МПа, равна $H = 580$ м. На Жезказганском месторождении на такой глубине прочность массива руды ожидается в районе $\sigma_m = 73,8$ МПа. Это означает, что при одинаковых глубинах залегания прочность массива руды на Жезказганском месторождении в $73,8/34,5 = 2,1$ раза больше, чем на руднике Жомарт.

На Жезказганском месторождении при глубинах залегания 500–600 м прочность серого песчаника (руды) при сжатии в образцах в нормативных документах принимается равной 250 МПа. Следовательно, интегральный коэффициент ослабления массива руды на рудниках Жезказгана равен $\sigma_m / \sigma_o = 73,8/250 = 0,29$. Т.е. коэффициенты перехода от прочности руды в образце к прочности массива на месторождениях Жаман-Айбат и Жезказган практически одинаковы (0,27 и 0,29 соответственно). Это означает, что ослабляющее воздействие всех влияющих факторов на прочность массива руды в целиках на обоих месторождениях одинаково, а разница в прочностях массивов определяется различиями в прочности руды в образцах (120 МПа и 250 МПа).

В дальнейшем необходимо использовать прочность массива руды в целиках 32,6 МПа (с учетом всех ослабляющих коэффициентов) при расчете параметров камерно-столбовой системы разработки на руднике Жомарт.

2.4 Определение граничного коэффициента запаса прочности целика

В первую очередь нас интересуют механические свойства серого рудного песчаника, т.к. именно им сложены все целики. По результатам исследований [28. 60] у серого рудного песчаника:

- соотношение прочностей при растяжении и сжатии (UTS/UCS) составляет 7% (меньше критериального значения 10%);
- доля упругих деформаций в предельном состоянии составляет 79% от полных (упругих и неупругих) деформаций (больше критериального уровня в 70%);

- модуль спада M при разрушении в 4,3 раза больше модуля упругости E (больше критериального значения $M/E > 1$).

Это означает, что руда является упругой, способной к накоплению потенциальной энергии упругих деформаций, с хрупким характером разрушения. Т.е. по трем критериям серый песчаник является склонным к горным ударам.

По данным [28. 60] длительная прочность серых песчаников на сжатие σ_t составляет 87% от мгновенной прочности σ_o (рисунок 2.7). Это очень важный параметр, который означает следующее. Если действующие напряжения не достигают величины $0,87\sigma_o$, то в руде не происходит образования новых трещин. Поэтому такие напряжения образец (целик) может выдерживать бесконечно долго. Если действующие напряжения превышают величину $0,87\sigma_o$, то в руде происходит образование новых трещин (сопровождается треском) и по истечению некоторого времени образец (целик) будет разрушен.

Соотношение мгновенной и длительной прочности $\sigma_o/\sigma_t = 1/0,87 = 1,15$ представляет собой граничный коэффициент запаса прочности $n_{гр} = 1,15$.

Если фактический запас прочности целика меньше граничного 1,15, то со временем он будет раздавлен. Таким запасом прочности должны обладать сигнальные целики, чтобы горное давление по истечению некоторого времени их раздавило.

Если фактический запас прочности целика больше граничного значения 1,15, то такой целик может сохранять устойчивость достаточно долгое (теоретически – бесконечно долго) время.

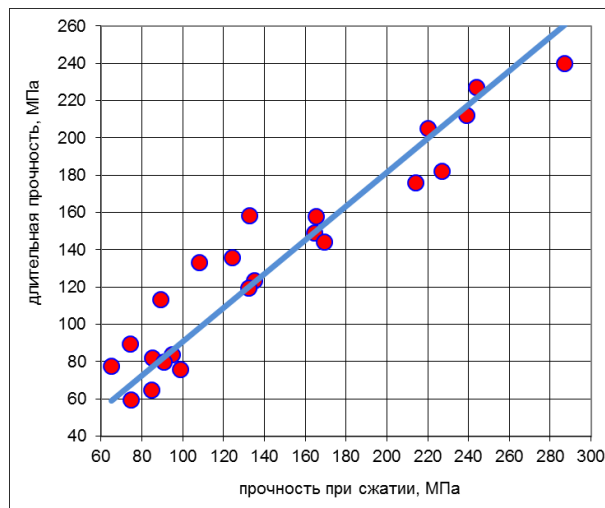


Рисунок 2.7 – Соотношение мгновенной и длительной прочности серых песчаников

2.5 Обоснование допустимого пролета камер

Чтобы обосновать допустимый пролет камер расчетом, необходимо выбрать физическую модель процесса обрушения кровли, которая соответствует горно-геологическим условиям рудника Жомарт. Основанием для этого служат наблюдаемые на практике закономерности обрушений кровли:

- при расколке камер и оформлении первых МКЦ кровля, закрепленная анкерами, отслаивается от вышележащих пород и висит на анкерах. Появляется множество разрывных трещин. Возникает необходимость в их принудительном обрушении. Часто наблюдаются отслоения пород между анкерами мощностью 0,1–0,3 м. На участках кровли, не закрепленных торкретбетоном, видны разрывные трещины длиной до 1,5–2,0 м с шириной раскрытия до 0,5 см;
- в большинстве камер в призабойной зоне после отбойки руды в первые часы после своего обнажения происходит разрушение нижнего слоя пород кровли и оголение анкеров до 0,5 м;
- в центрах сопряжения очистных камер в местах максимального прогиба кровли, нередко наблюдаются разрывные трещины, смятие и обрыв опорных плит анкерной крепи; наблюдения, проведенные с помощью

видеозонда ТАИС, показали раскрытие трещин по межпластовым горизонтальным контактам на глубине от 1,9 м до 2,4 м от контура кровли.

- после оформления 2–3 рядов МКЦ состояние кровли, как правило, улучшается: уменьшается количество оголившихся анкеров и объем перекрепления. Однако, как и при нарезных работах, появляются консоли (отслоения) на анкерах. Наблюдаются, но в меньшей степени, разрывные трещины, проходящие в основном по оси камер;

- после обрушений кровли мощностью больше длины анкеров контур зоны обрушения приобретает характерный вид трапеции с плоским верхним основанием (рисунок 2.8).

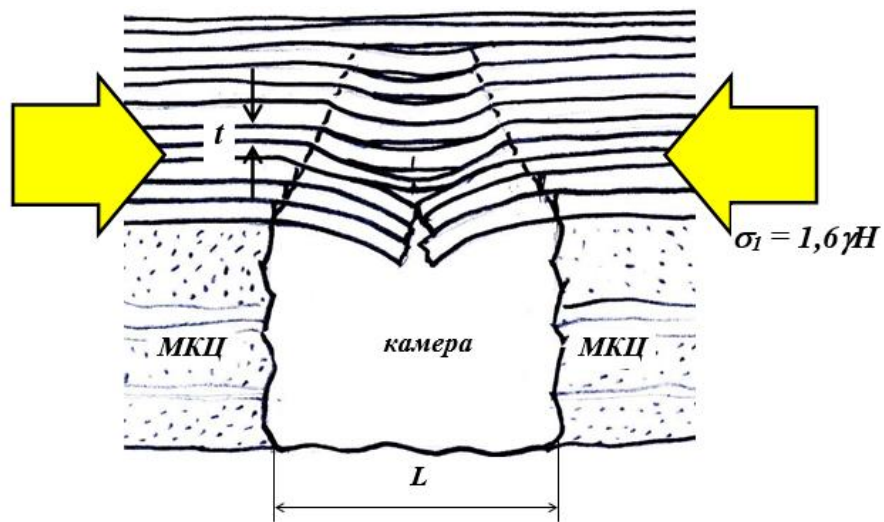


Рисунок 2.8 – Характерная форма обрушений кровли очистных камер на руднике Жомарт

Если представить кровлю очистных камер в виде пакета тонких слоев перемежающихся пород мощностью 0,1–0,3 м, сжатых тектоническими напряжениями, тогда данные закономерности обрушений (отслоений) кровли камер соответствуют потери устойчивости от продольного сжатия горизонтальными напряжениями по Л. Эйлеру. Тогда по формуле Л. Эйлера предельные напряжения определяются по формуле (4) [109]:

$$\sigma_1 = \frac{\pi^2 \cdot E}{12(l/t)^2} \quad (4)$$

где l – пролет (ширина) обнажения кровли тонкоплитчатой структуры;
 t – толщина слоев пород, которые отслаиваются на контуре выработок;
 E – модуль упругости пород вдоль слоистости (в плоскости изотропии).

Примечательно, что в эйлеровском подходе к оценке предельных состояний массива в расчете участвуют не прочностные (сцепление, угол трения), а деформационные свойства пород (модуль упругости). Однако, главную роль в данной ситуации играет соотношение размера обнажения l и толщины слоев t . Чем больше данное соотношение l/t , тем меньше предельный уровень напряжений, при котором начинаются отслоения, а, следовательно, ниже и устойчивость обнажений.

Рассчитать предельные пролеты с использованием эйлеровского подхода весьма проблематично, т.к. необходимо задать толщину t слоев в кровле камер, которая изменяется в широких пределах.

С помощью формулы (4) можно рассчитать предельные горизонтальные напряжения σ_l при разных пролетах камер l , задавая фиксированную толщину слоев пород t . По соотношениям предельных напряжений можно оценить соотношения устойчивости кровли при разной ширине камер. В расчетах варьировались:

- модуль упругости пород кровли: 40, 30, 20 ГПа;
- толщина породных слоев в кровле: от 5 см до 30 см с шагом 5 см;
- ширина очистных камер: 6, 7, 9, 11, 13 м.

Результаты расчетов приведены на рисунке 2.9.

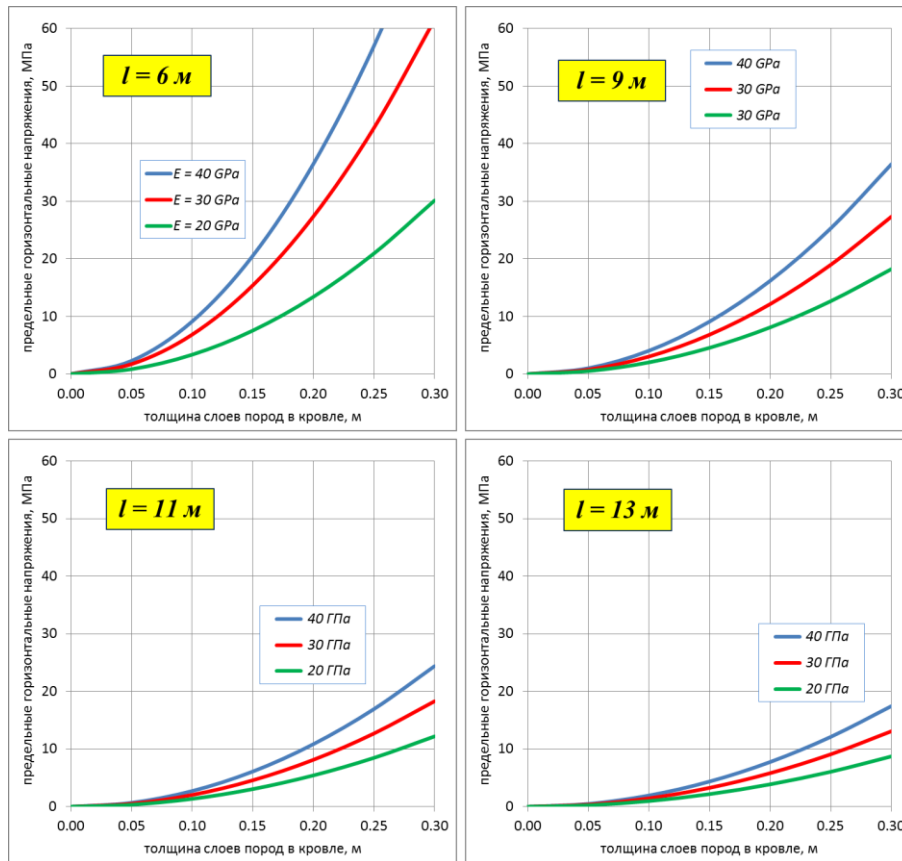


Рисунок 2.9 – Уровни предельных горизонтальных напряжений в тонкослоистой кровле при различной ширине камер l

Для примера: если принять $E = 40\text{ ГПа}$ (серый песчаник), толщина породных слоев в кровле $t = 15\text{ см}$, тогда предельные напряжения составят:

Таблица 8 - Параметры ширины камеры и возникающих предельных напряжений.

Ширина камеры, м	Предельные напряжения, МПа
6	20,5
9	9,1
11	6,1
13	4,4

Если принять за базу сравнения проектный пролет камер 9 м (предельными для него являются напряжения $9,1\text{ МПа}$), тогда при пролете 6 м предельные напряжения в $2,3$ раза больше ($20,5/9,1$). Это означает, что относительная устойчивость кровли шириной 6 м в $2,3$ раза больше, чем при 9 м . Если сопоставить предельные уровни напряжений при ширине камер 9 м

(проект) и 13 м (рисунок 2.10), тогда устойчивость кровли при ширине камеры 13 м снизится по сравнению с проектной 9 м в 2,1 раза ($9,4/4,4$).

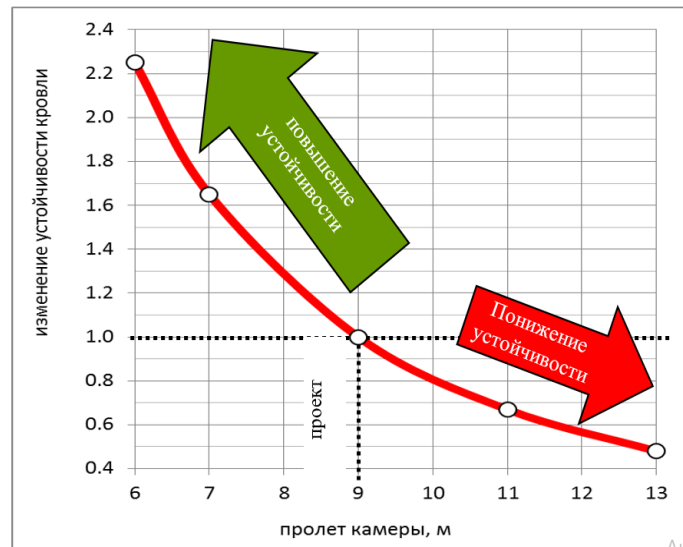


Рисунок 2.10 – Изменение устойчивости кровли по сравнению с базовой (в ранее принятых проектах) шириной 9 м

При уменьшении ширины очистных камер с 9 м до 6 м устойчивость кровли увеличивается в 2,3 раза. Это означает следующее. Если уменьшить проектный пролет камер, то можно снизить частоту отслоений и вывалов в 2,3 раза. Причем, при этом можно ожидать исключение вывалов мощностью более 2 м вместе с анкерами.

Для всех дальнейших расчетов новых параметров камерно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат принимаем проектную ширину очистных камер равной 6 м. Полагаем, что при таком пролете надежность кровли, как конструктивного элемента системы разработки, приблизится к уровню надежности междукамерных целиков.

2.6 Условие полной подработки земной поверхности на месторождении Жаман-Айбат

Совокупный опыт полной подработки земной поверхности после разрушения или извлечения целиков на Жезказганском месторождении показан на рисунке 2.11. Условия, при котором сдвигание пород при извлечении целиков достигает земной поверхности, с коэффициентом корреляции 0,76 описываются формулами вида (5):

$$H \leq 0,85L_э \quad (5)$$

Или (6):

$$L_э \geq 1,13H \quad (6)$$

где H – глубина горных работ; $L_э$ – предельный эквивалентный пролет подработки.

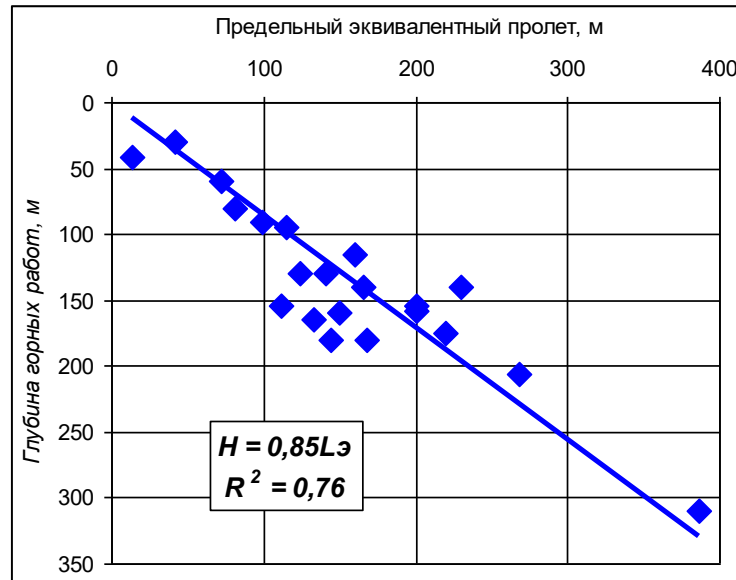


Рисунок 2.11 – Критерий посадки налегающей толщи до земной поверхности на Жезказганском месторождении

Сопоставим жезказганский опыт с данными Временных правил охраны сооружений на месторождениях с неизученным процессом сдвижения [27]. В них условие обрушения налегающей толщи с выходом на поверхность при разработке обособленных залежей средней мощности и мощных в породах системами с обрушением имеет вид (7):

$$H < k_1 \cdot L_э \quad (7)$$

где k_1 – коэффициент, учитывающий коэффициент крепости покрывающих пород f .

Чем прочнее породы, слагающие массив, тем меньше коэффициент k_1 (рисунок 2.12). На Жезказганском месторождении, как следует из (5) формулы $k_1 = 0,85$. Жезказганские данные хорошо укладываются в общую зависимость, если принять средний коэффициент крепости пород

налегающей толщи равным $f = 18$ (с учетом их бокового зажима высокими тектоническими напряжениями).

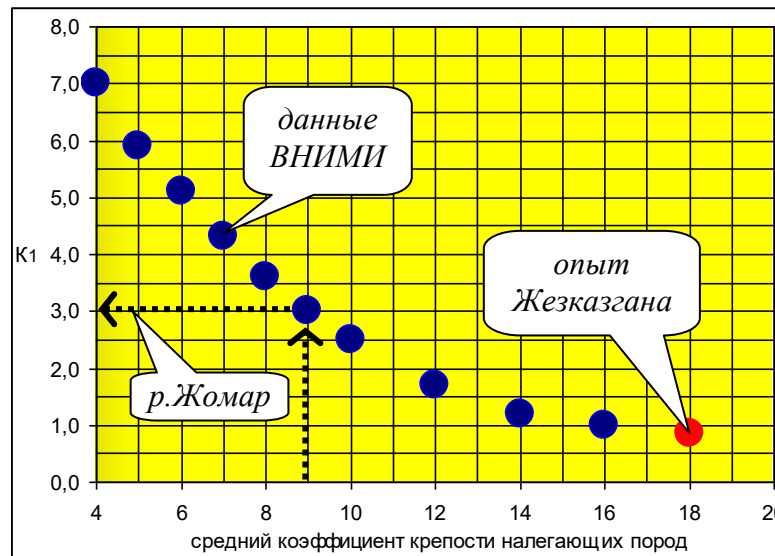


Рисунок 2.12 – Значения коэффициента k_1 в критерии полной посадки налегающей толщи до поверхности в зависимости от средней крепости f пород налегающей толщи

Если принять, что:

- на руднике Жомарт средняя крепость пород составляет $f = 9$ (в техническом проекте ГПИ используется $f = 8, 9$);
- в том числе и прочность руды в 2 раза ниже, чем в Жезказгане;
- почти в 2 раза ниже уровень горизонтальных тектонических напряжений, способствующих зависанию подработанной толщи за счет ее бокового зажима;

тогда значение коэффициента k_1 будет равно $k_1 = 3$ (рисунок 2.12).

Это означает, что в ходе повторной разработки полная посадка налегающей толщи до поверхности произойдет, когда выполнится условие (8):

$$H < 3L_3 \text{ или } L_3 > H/3 \quad (8)$$

где L_3 - эквивалентный пролет неподдерживаемого выработанного пространства (зоны обрушения).

После повторной разработки одной панели эквивалентный пролет зоны обрушения составит $L_3 \sim 85$ м. На глубине $H = 600$ м критерий (8) не

выполняется. Следовательно, после погашения повторной разработкой одной панели зона обрушения оформится в виде трапециевидного свода, а вышележащая толща как бы зависнет с опорой барьерных целиках, формируя в них повышенные напряжения.

Критерий (8) выполняется только после погашения трех панелей и БЦ между ними. В этом случае пролет обрушенной толщи составит 210 м. Тогда $600 < 3 \cdot 210$. Таким образом, повторная разработка с планомерным погашением выработанного пространства трех панелей и БЦ между ними позволит достичь полной посадки налегающей толщи, что позволит с одной стороны снизить нагрузки на МКЦ в смежных панелях и контролируемо их извлекать. В то же это позволит избежать динамического разрушения БЦ (горно-тектонического удара), которое возможно при оставлении зависающей толщи и ее посадке на относительно большой площади.

Чтобы проверить реалистичность критерия (8) в горно-геологических условиях рудника Жомарт, проведено численное моделирование методом конечных элементов (МКЭ) с помощью программы Phase 2 v.8, которая позволяет рассчитывать не только упругое, но и запредельное состояние массива.

Смоделирована ситуация повторной разработки на глубине 595 м пяти панелей с выемочной мощностью 6 м и пролетами в свету 85 м с оставлением между ними четырех БЦ шириной 40 м (рисунок 2.13).

Похожие ситуации в настоящее время существуют на руднике Жомарт после извлечения МКЦ в панелях 42-43-44 и 49-50-51. Панели погашены обрушением налегающих пород, а БЦ между ними стоят. Большая длина панелей (до 600 м) позволяет вести расчет в формате $2D$ с условием плоских деформаций. Природное напряженное состояние массива по данным натурных измерений [41] задано вертикальным гравитационным давлением γH и горизонтальными напряжениями $0,9\gamma H$, где $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$.

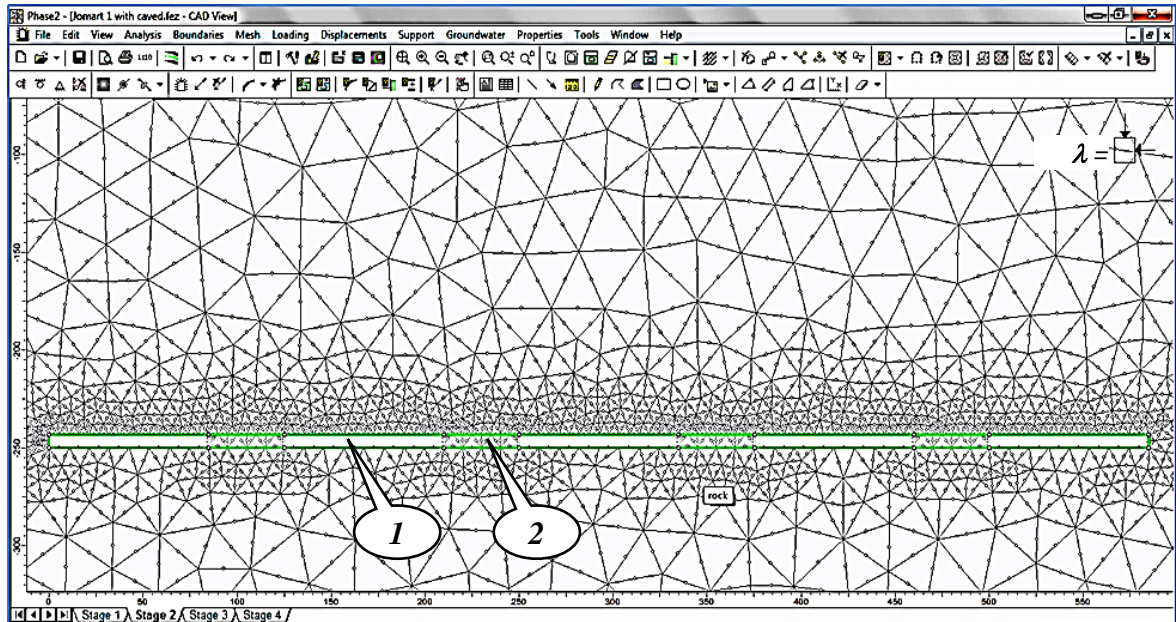


Рисунок 2.13 – Расчетная конечно-элементная схема для моделирования обрушения налегающей толщи: 1 – погашенные панели без МКЦ; 2 – БЦ

Модель составлена из трех типов массивов: *rock* - вмещающие породы (преимущественно алевролиты и аргиллиты), *ore* - рудная залежь из серого песчаника и *caved* - обрушенные породы налегающей толщи. Упругие и прочностные свойства трещиноватых массивов рассчитаны по обобщенному критерию Хука-Брауна [136, 137] на основе прочности пород при сжатии в образцах *UCS* с помощью геологического индекса прочности *GSI* [135] и программы RocLab и приведены в таблице ниже (таблица 9).

Таблица 9 - Свойства пород.

Свойства	rock	ore	caved
прочность при одноосном сжатии <i>UCS</i> , МПа	60	120	60
показатель типа породы <i>m_i</i>	6	16	6
геологический индекс прочности массива <i>GSI</i>	60	60	10
модуль упругости в образце, ГПа	20	20	0,06*
коэффициент Пуассона	0,2	0,2	0,3
фактор повреждения взрывными работами <i>D</i>	0	0	0,8

Выработанное пространство панелей после извлечения МКЦ заполнялось обрушенными породами кровли с коэффициентом разрыхления

1,25. Эквивалентный модуль деформации обрушенной горной массы (в таблице обозначен звездочкой *) рассчитан по методике К.В. Руппенейта [79].

Расчетные контуры зон обрушений после извлечения МКЦ в пяти панелях при сохранении всех БЦ показаны на рисунке 2.14.

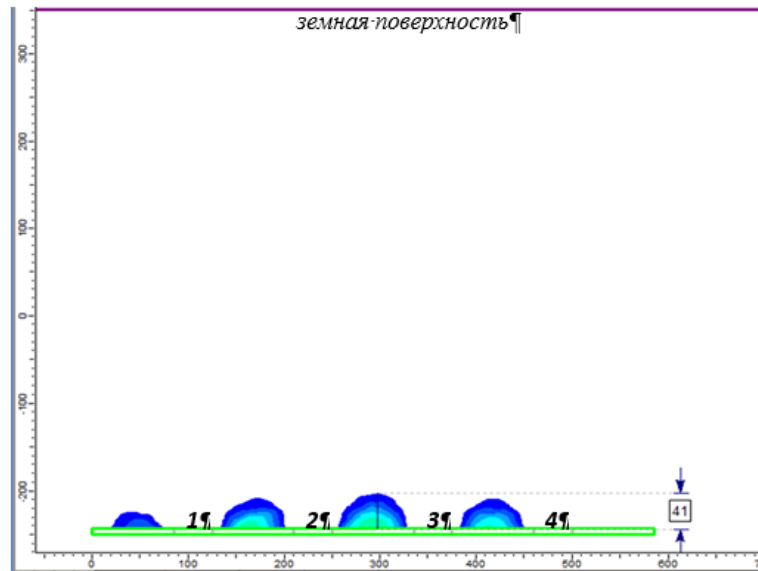


Рисунок 2.14 – Контурсы зон обрушений после извлечения МКЦ в пяти панелях при наличии четырех БЦ № 1, 2, 3, 4.

По результатам расчетов после извлечения МКЦ налегающая толща над погашенными панелями с пролетами в свету $L = 85$ м обрушается на высоту до $h_o = 41$ м (всего 7% от мощности налегающей толщи). Соотношение высоты и эквивалентного пролета зоны обрушения составляет $h_o / L_o \sim 0,5$. В Жезказгане по данным практики данное соотношение существенно меньше: 0,14–0,27 [21, 66]. Это связано с большей крепостью пород и более высокими горизонтальными напряжениями.

После извлечения одного БЦ неподдерживаемый пролет выработанного пространства в свету увеличивается до $L = 205$ м (две панели и один БЦ между ними). Соотношение эквивалентного пролета погашенного участка к глубине составляет $L_o/H = 0,3$. Это весьма близко к критериальному значению $L_o/H = 1/3$. По расчету в данной ситуации высота зоны обрушения

увеличивается до $h_o = 336$ м, т.е. обрушается только 56% налегающей толщи (рисунок 2.15).

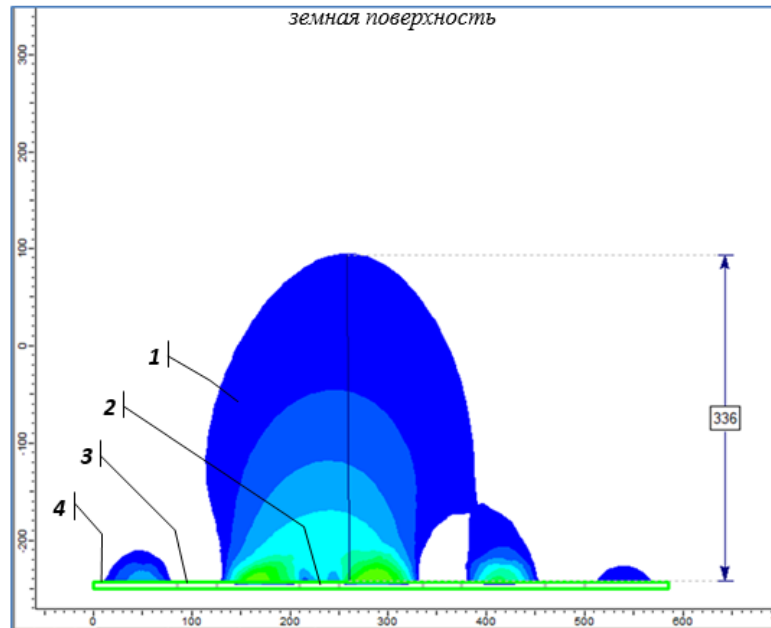


Рисунок 2.15 – Обрушение налегающей толщи (1) после отработки одного БЦ (2); (3) – БЦ стоит; (4) – погашенные панели

После отработки второго БЦ неподдерживаемый пролет в свету возрастает до 335 м (эквивалентный пролет $L_9 = 293$ м), а зона обрушения выходит на земную поверхность (рисунок 2.16).

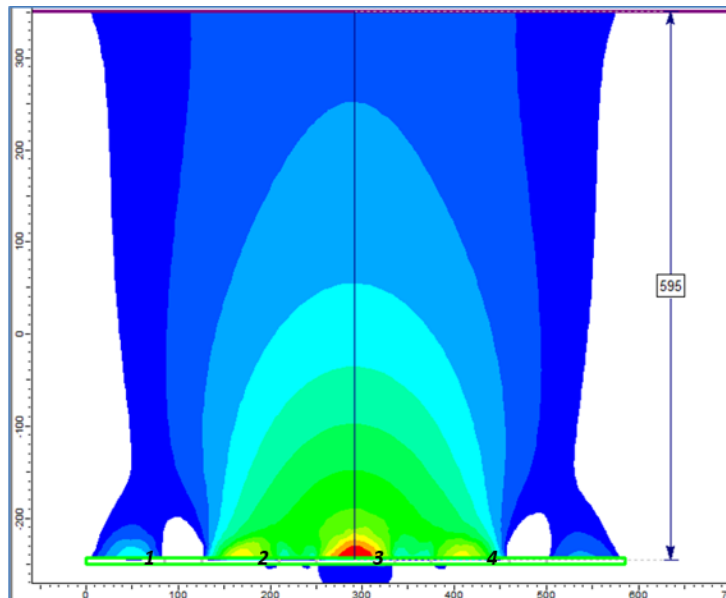


Рисунок 2.16. Зона обрушения налегающей толщи после отработки двух БЦ № 2 и 3; БЦ № 1 и 4 стоят

Результаты численного моделирования с помощью МКЭ в целом подтверждают критерий подработки земной поверхности, т.к. обрушение выходит на земную поверхность при $L_3/H = 0,49$, что больше критериального значения $1/3$.

2.7 Выводы по второй главе

Произведенная оценка геомеханического состояния массива горных пород месторождения Жаман-Айбат позволяет сделать следующие выводы:

- Максимальные тектонические напряжения σ_1 действуют вдоль простирания залежи с азимутом $156^\circ - 336^\circ$ с коэффициентом бокового давления $\lambda_1 = \sigma_1/\gamma H = 1,6$. Минимальные главные напряжения в направлении с азимутом $66^\circ - 246^\circ$ с коэффициентом бокового давления $\lambda_3 = \sigma_3/\gamma H = 0,9$. Вертикальное гравитационное давление налегающей толщи по величине является промежуточным главным напряжением $\sigma_2 = \gamma H$.

- Соотношение модулей пород налегающей толщи и руды составляет $E_n/E_{pm} = 0,75$.

- Прочности руды в массиве $\sigma_m = 32,6$ МПа (с учетом всех ослабляющих коэффициентов).

- Граничный коэффициент запаса прочности целика $n_{гр} = 1,15$.

- Проектная ширина очистных камер для новых параметров камерно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат $l = 6$ м.

- Условие полной подработки земной поверхности $L_3 > H/3$

На основе результатов проведенных исследований по второй главе сформулировано следующие научное положение. ***Способ извлечения целиков на рудных месторождениях со средней и ниже устойчивостью кровли определяется на основе комплексного рассмотрения в модельном виде следующих геомеханических параметров: соотношения размеров очистной камеры и глубины разработки (условия подработки); граничной величины коэффициента запаса прочности междукамерных целиков; фактических нагрузок на междукамерные целики.***

ГЛАВА 3 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ БЕЗОПАСНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕЛИКОВ ПРИ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИИ СО СРЕДНЕЙ И НИЖЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ПОРОД

3.1 Методика и программное обеспечение моделирования

Вопросы расчета прогноза распределения нагрузок при отработке межкамерных целиков изучены и описаны в работе [21]. Аннотировано: геометрические параметры выемки в плане $L_1 \times L_2$ представляются в виде щели толщина которой равна h (выемочная мощность залежи). В свою очередь, кровля моделируется таким образом, что к контуру щели прикладываются сосредоточенные силы, равные по величине нагрузкам на межкамерный целик. Опираясь на методику К.В. Руппенея [80] в программе Pillars 2 по условию совместности деформаций рассчитывается начальное распределение нагрузок на МКЦ после выемки. Это также реализуемо с использованием программы CPS 2005 Pro разработанные «Московским государственным геологоразведочным университетом имени Серго Ордженикидзе» [118].

Программы разрабатывались для условий Жезказганского месторождения и месторождений-аналогов (Жаман-Айбат).

Программа CPS 2005 Pro выполняет расчет:

- нагрузок на междукамерные целики в изолированных выработанных пространствах сложной геометрической формы в плане;
- несущей способности МКЦ;
- фактического запаса прочности каждого МКЦ;
- вероятности разрушения каждого МКЦ.

Нагрузка N_p , приходящаяся на МКЦ после его извлечения перераспределяется на оставшиеся целики. Максимальный прирост нагрузок ΔN_i приходится на МКЦ, расположенные рядом с извлеченным целиком. На

более удаленные целики прирост нагрузки соответственно меньше. Сумма пригрузок ΔN_i на все оставшиеся целики равна (9) [22]:

$$\Sigma \Delta N_i = N_p \quad (9)$$

Если извлекается или разрушается группа из k целиков, тогда сумма пригрузок на q оставшихся МКЦ будет равна (10) [22]:

$$\sum_k \sum_q \Delta N_i = \sum_k N_p \quad (10)$$

Как известно, нагрузки, создаваемые целиками на кровлю и почву залежи, равны между собой. Поэтому задача оказывается симметричной относительно середины высоты выработанного пространства. Исходя из этого, достаточно рассматривать только половину высоты МКЦ и смещения кровли. Для расчета процесса перераспределения нагрузок на месте извлеченного МКЦ к кровле выработанного пространства прикладывается сосредоточенная сила N_p , по величине равная нагрузке на этот целик до его отработки и обратная по направлению (сила N_p до извлечения целика действовала вертикально вверх, поддерживая кровлю; извлечение целика моделируется приложением к кровле нагрузки N_p , направленной вертикально вниз) [22].

Для учета обрушения налегающей толщи пород над погашенной частью выработанного пространства к кровле, где ранее стояли МКЦ, а на данном этапе образовался свод обрушения высотой h_o , прикладываются силы равные весу обрушенных пород γh_o , направление действия которых обратно направлению действия сил N_p [22] (рисунок 3.1).

Для расчета приростов нагрузок ΔN_i при извлечении k целиков на q оставшихся целиков составляется (11):

$$V_i(N_p) - V_i(\Delta N_{1..q}) - V(\gamma h_o)_i - V_{cp} = \Delta h_i(\Delta N_i) \quad (11)$$

где $V_i(N_p)$ - прогиб кровли над i -тым целиком от действия силы N_p ; $V_i(\Delta N_{1..q})$ - уменьшение прогиба кровли над i -тым целиком от действия прироста нагрузок $\Delta N_{1..q}$ на q оставшихся целиков; $\Delta h_i(\Delta N_i)$ - деформация i -того целика от прироста нагрузки на него; V_{cp} - средние смещения кровли в m

точках S_s в массиве вблизи границы выработанного пространства от действия сил N_p и ΔN_i на кровлю. Компоненты смещений кровли рассчитываются по формулам теории упругости» (12-16):

$$V_i(N_p) = \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \cdot \frac{N_p}{r_i}; \quad (12)$$

$$V_i(\Delta N_{1..q}) = 0,54 \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \frac{\Delta N_i}{R_i} + \sum_{j=1}^q \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \frac{\Delta N_j}{r_{ij}}; \quad (13)$$

$$V_{cp} = \frac{1}{m} \cdot \frac{1-\nu^2}{\pi E_n} \sum_{s=1}^m \sum_{j=1}^q \frac{\Delta N_j}{r_{js}}; \quad (14)$$

$$\Delta h_i(\Delta N_i) = \frac{\Delta N_i h_i}{2 E_y F_i} \quad (15)$$

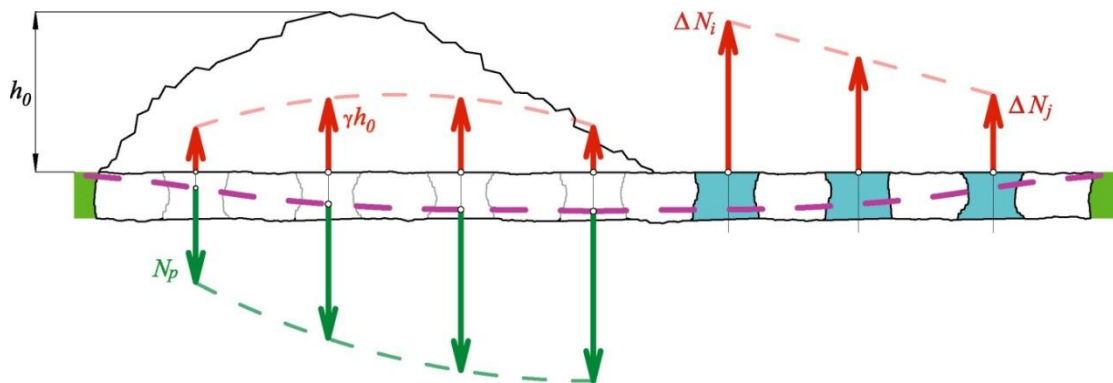


Рисунок 3.1 – Схема к расчету перераспределения нагрузок по условию совместности деформаций оставшихся целиков и вмещающих пород с учетом влияния зоны обрушения

$$V(\gamma h_o) = \gamma h_o S_{опор} \frac{m(1-\nu^2)}{E} \sqrt{F} \quad (16)$$

где E_n , ν - модуль упругости и коэффициент Пуассона пород кровли;

« E_y - модуль упругости руды в целике с соотношением высоты к диаметру h/d ;

R_i – радиус i -того МКЦ;

r_{ij} - расстояние между i -тым и j -тым целиками;

r_i - расстояние от извлеченного до i -того МКЦ;

r_{sj} – расстояние от j -того целика до точки S , м;

m – количество точек S по границе выработанного пространства;

h_i, F_i – высота и площадь i -того целика;

$S_{опор}$ – площадь кровли, поддерживаемая одним целиком;

m – коэффициент, зависящий от формы целика в плане и равный 0,95 для круглых и квадратных МКЦ.

Данная методика математического моделирования реализована в виде компьютерной программы Pillars 3. С помощью этой программы установлены основные закономерности процесса перераспределения горного давления в ходе повторной отработки.

3.2 Проверка работоспособности методики расчета

Для проверки возможностей предложенного подхода учета процесса обрушения кровли, смоделировано поэтапное разрушение групп МКЦ, расположенных в центральной части обширного выработанного пространства с пролетами 360×200 м (эквивалентный пролет 175 м), поддерживаемого 18×10 рядов МКЦ по сетке 20×20 м. На рисунке 3.2 показаны коэффициенты запаса прочности МКЦ на стадиях 1–4 развития цепной реакции их разрушения. Красным цветом выделены целики, разрушенные горным давлением на предыдущей стадии, желтым – на текущей стадии (имеющие запас прочности меньше 1).

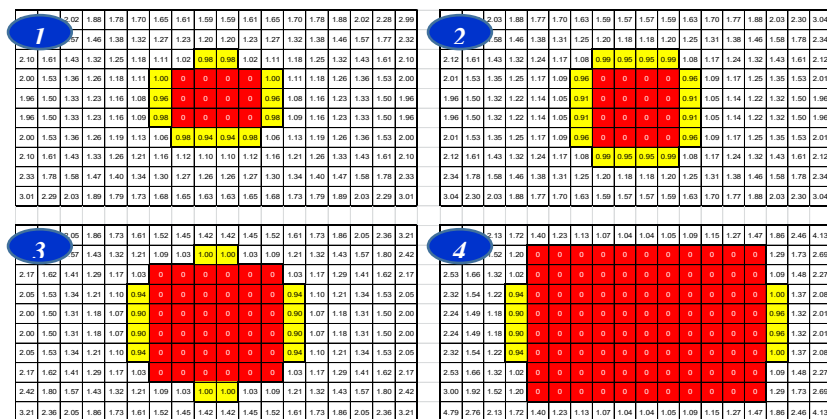


Рисунок 3.2 – Стадии развития цепной реакции разрушения МКЦ под действием опорного давления

В начале, когда разрушено немного целиков, неподдерживаемая кровля с небольшим эквивалентным пролетом или висит, или обрушивается мощностью в несколько метров. Поэтому на начальных стадиях расчета можно не учитывать влияние зоны обрушения. Обрушение налегающей толщи с образованием свода начинается при эквивалентном пролете неподдерживаемой площади 40-60 м. Поэтому при разрушении большого количества МКЦ и образовании зоны обрушения с большим эквивалентным пролетом в расчете уже необходимо учитывать высоту зоны обрушения. На рисунке 3.3 показано распределение коэффициентов концентрации после разрушения группы из 36 целиков (6×6 рядов) и образовании зоны обрушения с эквивалентным пролетом 93 м и высотой 40 м.

0.91	0.96	0.99	1.01	1.05	1.09	1.13	1.16	1.18	1.18	1.16	1.13	1.09	1.05	1.01	0.99	0.96	0.91
0.95	0.98	1.00	1.03	1.07	1.13	1.23	1.29	1.32	1.32	1.29	1.23	1.13	1.07	1.03	1.00	0.98	0.95
0.96	0.99	1.01	1.04	1.09	1.21	0	0	0	0	0	0	1.21	1.09	1.04	1.01	0.99	0.96
0.97	1.00	1.02	1.05	1.11	1.26	0	0	0	0	0	0	1.26	1.11	1.05	1.02	1.00	0.97
0.97	1.00	1.02	1.06	1.12	1.28	0	0	0	0	0	0	1.28	1.12	1.06	1.02	1.00	0.97
0.97	1.00	1.02	1.06	1.12	1.28	0	0	0	0	0	0	1.28	1.12	1.06	1.02	1.00	0.97
0.97	1.00	1.02	1.05	1.11	1.26	0	0	0	0	0	0	1.26	1.11	1.05	1.02	1.00	0.97
0.96	0.99	1.01	1.04	1.09	1.21	0	0	0	0	0	0	1.21	1.09	1.04	1.01	0.99	0.96
0.95	0.98	1.00	1.03	1.07	1.13	1.23	1.29	1.32	1.32	1.29	1.23	1.13	1.07	1.03	1.00	0.98	0.95
0.91	0.96	0.99	1.01	1.05	1.09	1.13	1.16	1.18	1.18	1.16	1.13	1.09	1.05	1.01	0.99	0.96	0.91

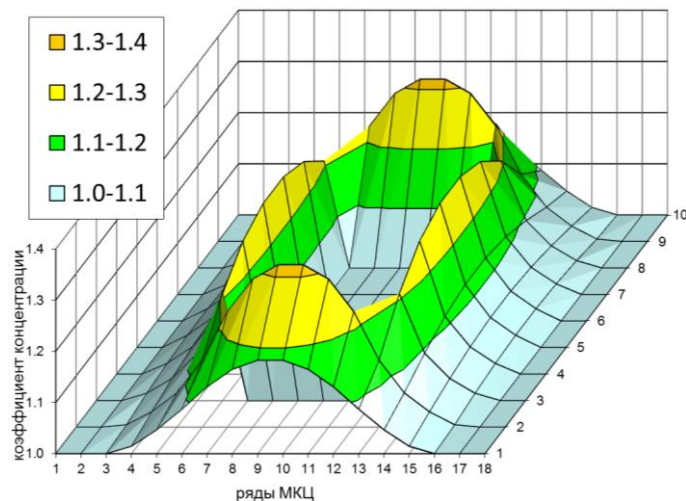


Рисунок 3.3 – Перераспределение нагрузок на МКЦ после разрушения группы из 36 целиков (выделены красным цветом) в центральной части выработанного пространства с обрушением кровли на высоту 40 м (вверху - таблица коэффициентов концентрации давления на МКЦ в рядах по длине и ширине выработанного пространства; внизу – объемный вид)

На целики, расположенные вдоль границ зоны обрушения, нагрузка по сравнению с исходной увеличилась:

- без учета высоты зоны обрушения в $1,35 \div 1,40$ раза;
- с учетом, что образовался свод обрушения высотой 40 м, в $1,28 \div 1,32$ раза (рисунок 3.3).

Разница в величинах максимального коэффициента концентрации - $5 \div 6\%$. Чем больше эквивалентный пролет зоны обрушения, а, следовательно, и ее высота, тем больше получается разница в расчетах без и с учетом высоты зоны обрушения. На рисунке 3.4 показан рост максимальных коэффициентов концентрации опорного давления на МКЦ, находящиеся на границе зоны обрушения, по мере увеличения числа разрушенных целиков в выработанном пространстве. Видно, что после разрушения более 20% МКЦ учет в расчетах зоны обрушения снижает максимальную концентрацию более, чем на 10%. И чем выше доля разрушенных целиков, тем больше разница в оценках пиковых значений опорного давления.

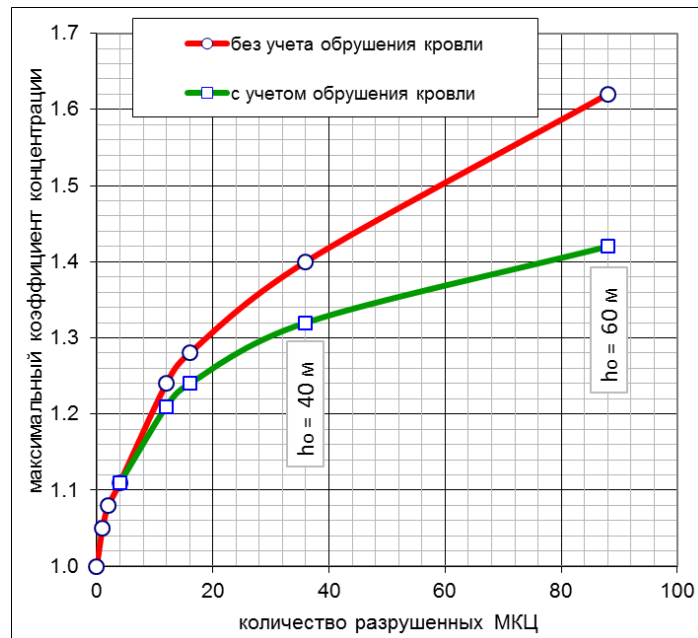


Рисунок 3.4 – Расчетные концентрации опорного давления без учета зоны обрушения и с ее учетом

На следующей стадии была проверена чувствительность разработанного метода к учету обрушения налегающей толщи на большую мощность вплоть

до полной посадки до поверхности. Для этого смоделирована повторная разработка на глубине 400 м обширного выработанного пространства с пролетами 212×412 м, поддерживаемого 10×20 рядов МКЦ. Исходное распределение нагрузок на целики после отработки камерных запасов, рассчитанное по методике К.В. Руппенейта с помощью программы Pillars 2, показано на рисунке 3.5. Исходя из данного рисунка, очевидно, что распределение нагрузок на межкамерные целики в панели принимают вид параболического свода давления: максимальные нагрузки $((0,8 \div 0,9) \gamma HS_{\text{опор}})$ распределяются на целики в центральной части панели МКЦ, вблизи границ выработанного пространства средние значения $((0,6 \div 0,7) \gamma HS_{\text{опор}})$, минимальные значения нагрузки в углах панели $((0,5 \div 0,6) \gamma HS_{\text{опор}})$. Лабораторные и натурные исследования МГИ [19], ИГД им. Д.А. Кунаева [66, 99] подтверждает данную закономерность распределения первоначальных нагрузок на МКЦ, что свидетельствует о работоспособности методики расчета.

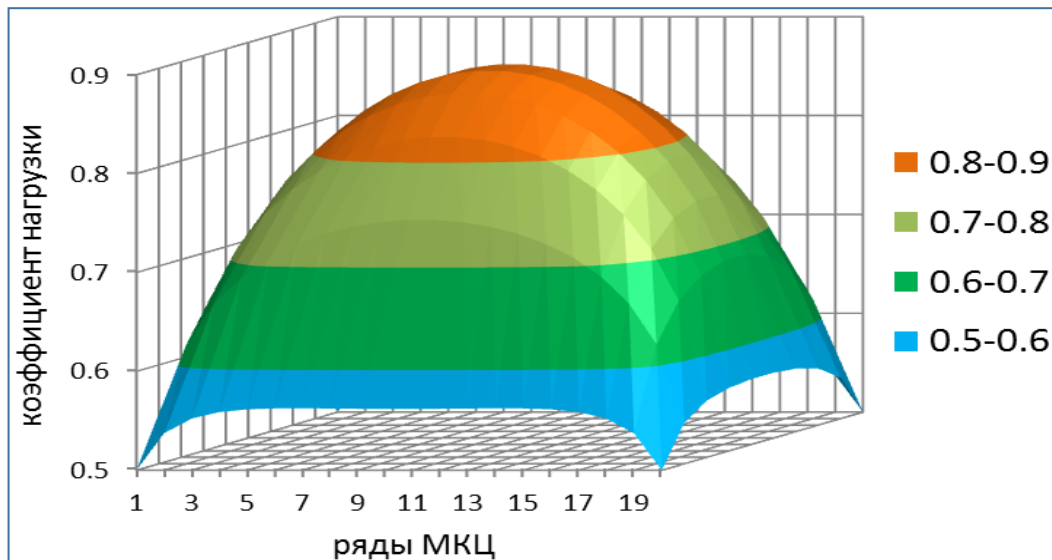


Рисунок 3.5. Исходное распределение нагрузок на МКЦ

В общем случае запас прочности МКЦ обратно пропорционален нагрузке на целик, поэтому распределение коэффициента запаса имеет вид обратного параболического свода. С учетом максимальной нагрузки, приходящейся на целики в центре выработанного пространства запасы

прочности этих МКЦ минимальные. По сравнению с запасами прочности центральных целиков, запас прочности МКЦ вблизи границ выработанного пространства, а тем более в углах панелей значительно больше.

Описанные выше лабораторные и аналитические исследования подтверждаются на практике, в частности, на Жезказганском месторождении. Целики в центральной части выработанного пространства разрушаются в первую очередь, они принимают максимальные нагрузки от вышележащей толщи. Целики, расположенные в краевых частях камер, чаще всего остаются в сохранности. Их запас прочности объясняется тем, что на них оказывается небольшая начальная нагрузка и они способны выдержать подобные концентрации.

Далее с помощью программы Pillars 3 была смоделирована повторная разработка с извлечением 50% МКЦ рядами по ширине выработанного пространства. Были рассмотрены случаи без обрушения налегающей толщи и с ее обрушением на высоту $h_o = 100, 200, 300$ и 400 м. Результаты расчетов в виде эпюр коэффициентов нагрузки на центральные (наиболее нагруженные) ряды МКЦ по длине панели показаны на рисунок 3.6.

Чем больше высота зоны обрушения, тем меньше нагрузка на наиболее нагруженный ряд МКЦ, находящийся на границе зоны обрушения. Зависимость максимального коэффициента концентрации опорного давления на центральные МКЦ на границе зоны обрушения от ее высоты показана на рисунке 3.7. Если обрушение налегающей толщи не происходит, концентрация опорного давления на крайние целики максимальна. Чем больше высота зоны обрушения h_o , тем меньше опорное давление на оставшиеся МКЦ.

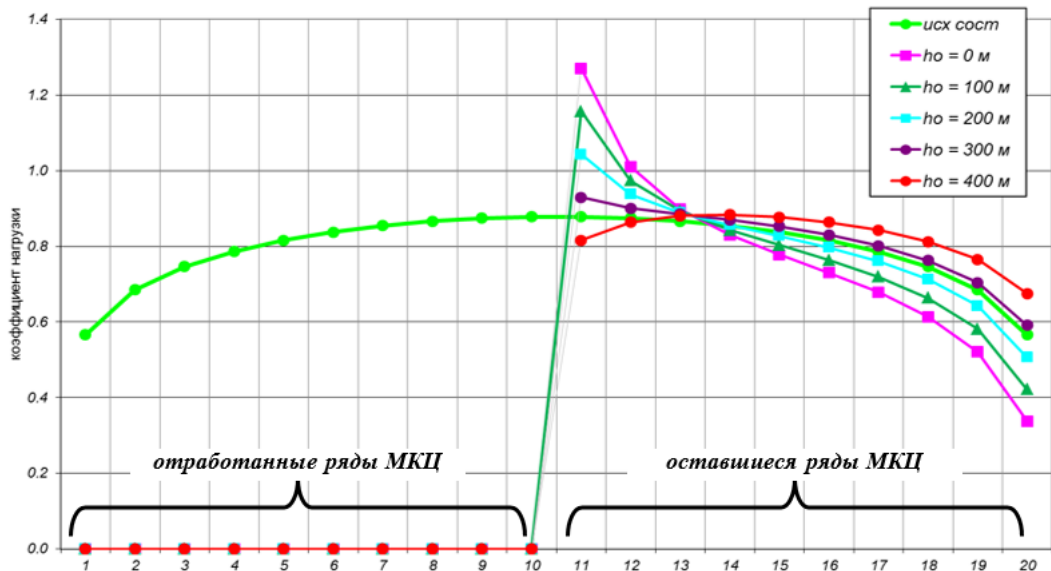


Рисунок 3.6 – Распределение нагрузок на оставшиеся МКЦ при различной высоте зоны обрушения в погашенной части выработанного пространства

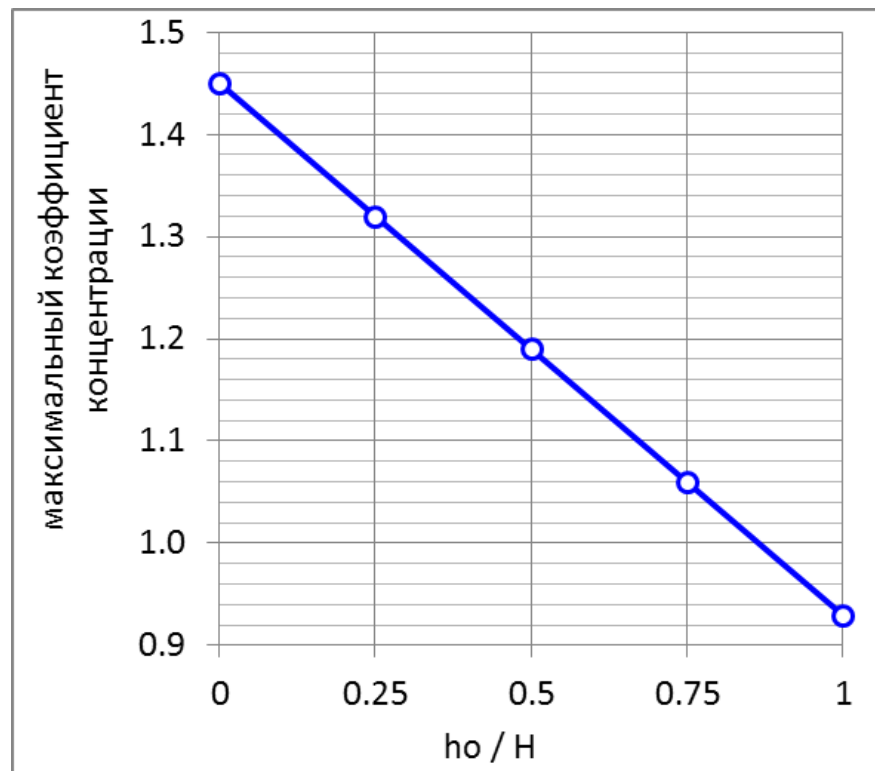


Рисунок 3.7 – Зависимость концентрации опорного давления на крайних МКЦ от высоты зоны обрушения h_0

Данные результаты показывают, что при полной посадке налегающей толщи до поверхности (условие полной подработки, $h_0/H = 1$) происходит

стабилизация опорного давления на оставшихся МКЦ. Это весьма важный фактор, который следует использовать при проведении повторной разработки: наиболее благоприятные условия извлечения МКЦ наступают только после обрушения всей налегающей толщи пород до земной поверхности. Следовательно, оптимальная стратегия повторной разработки для обширных площадей заключается в том, чтобы, в первую очередь, на каком-либо участке (желательно, но не обязательно в центре шахтного поля) необходимо обрушить всю толщу пород до поверхности и далее от него развивать фронт погашения выработанного пространства во все стороны. При этом необходимо не оставлять в выработанном пространстве жесткие опоры типа барьерных целиков, чтобы не создавать условия для нового зависания.

3.3 Моделирование напряженного состояния БЦ перед посадкой налегающей толщи и создания в нем выработок.

По результатам численного моделирования с помощью МКЭ можно оценить степень нагруженности барьерных целиков после извлечения МКЦ в панелях. На стадии горных работ, когда полностью извлечены МКЦ в пяти панелях с пролетами в свету $L = 85$ м, а четыре БЦ шириной $A = 40$ м между ними стоят, расчетные максимальные (близкие к вертикальным) напряжения составляют $\sigma_{\delta} = 44\text{--}45$ МПа (рисунок 3.8).

Теоретически действующие напряжения σ_{δ} в БЦ на глубине $H = 595$ м можно найти по расчетной схеме акад. Л.Д. Шевякова (17):

$$\sigma_{\delta} = \gamma H \cdot \frac{L + A}{A} = 50 \text{ МПа} \quad (17)$$

Расчетные напряжения 45 МПа меньше теоретических 50 МПа всего на 5 МПа (10%).

После отработки одного БЦ № 2 нагрузки на соседние БЦ № 1 и 3 увеличиваются на 16%. Действующие напряжения в БЦ достигают $\sigma_{\delta} = 51\text{--}52$ МПа (рисунок 3.8).

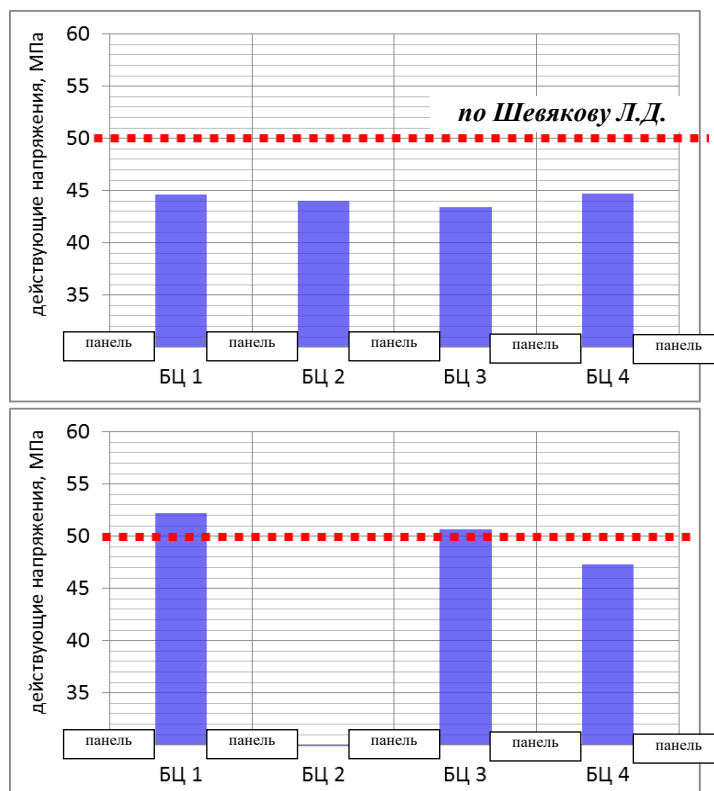


Рисунок 3.8 – Нагруженность БЦ после извлечения МКЦ в пяти панелях (вверху) и после отработки БЦ № 2 (внизу)

Из-за неравномерного распределения напряжений по всей ширине барьерных целиков его краевые части, которые находятся в условиях близких к одноосному сжатию, разрушаются под воздействием на него высоких напряжений. В остальной их части напряжения распределяются по параболическому закону.

Ведение горных работ (проходка бурового штрека) внутри барьерного целика меняет его напряженное состояние. Эпюра напряжений является симметричной. В бортах штрека также возникают высокие напряжения, которые приводят к раздавливанию пород до глубины до 1 м от обнажения. Эпюры максимальных напряжений внутри барьерного целика до и после проходки бурового штрека, показаны на рисунке 3.9 и на рисунке 3.10.

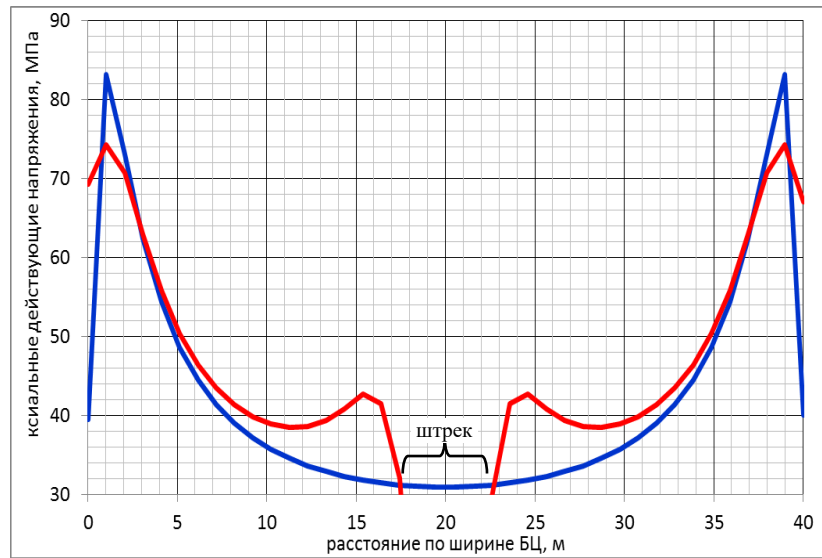


Рисунок 3.9 – Эпюры максимальных действующих напряжений в БЦ до (синяя линия) и после проходки бурового штрека (красная линия)

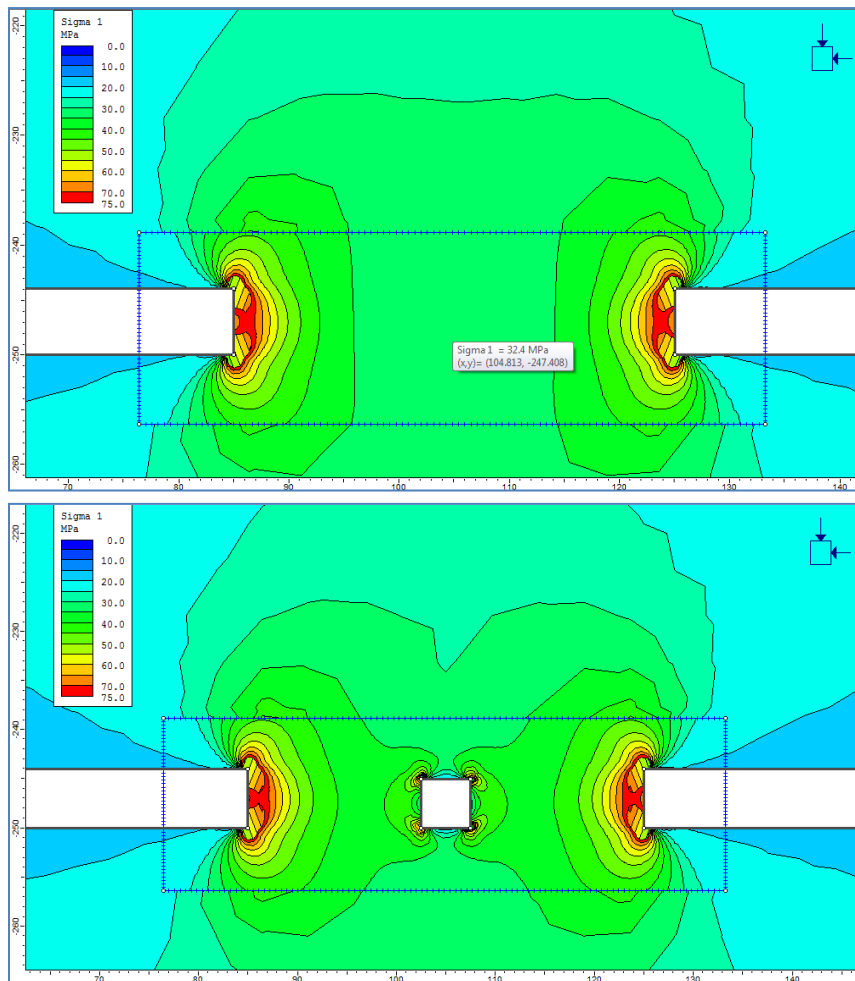


Рисунок 3.10 – Распределение максимальных напряжений в БЦ до (вверху) и после проходки бурового штрека (внизу)

На рисунке 3.11 показаны распределения запасов прочности (Strength Factor) по критерию Хука-Брауна [136] в барьерном целике до и после проходки бурового штрека. До проходки штрека центральная часть БЦ из-за объемного сжатия обладает значительным запасом прочности (более 7). Краевые части, раздавленные опорным давлением, на глубину 1,6 м выделены белым цветом. Также белым цветом выделяются зоны обрушения пород кровли и почвы. На практике раздавливание пород почвы проявляется в ее пучении на высоту до 1 м (как это наблюдалось в панели 10 юг).

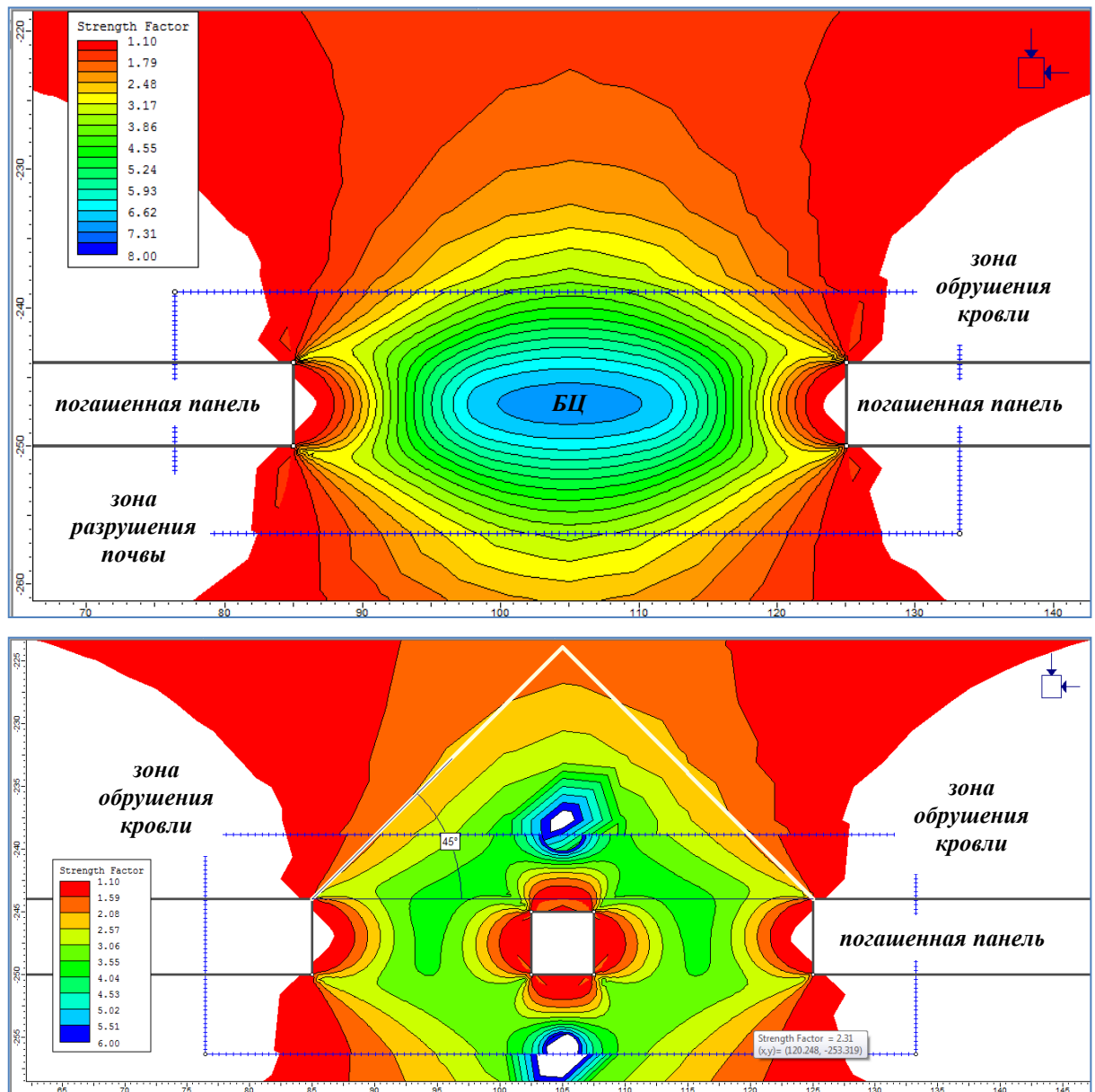


Рисунок 3.11 – Распределения запасов прочности до (вверху) и после (внизу) проходки бурового штрека в БЦ

После проходки штрека запас прочности БЦ резко снижается. На рисунке 3.12 представлены эпюры запаса прочности. Максимальный запас прочности снижается в два раза и составляет 3,5. Из-за того, что штрек разрезает барьерный целик на две части, каждая из которых имеет коэффициент формы $K_\phi = 1,7$. До проходки штрека коэффициент формы был равен $K_\phi=2,6$). Кроме того, создание в центре БЦ новых поверхностей обнажения изменяет характер его напряженного состояния (рисунок 3.9).

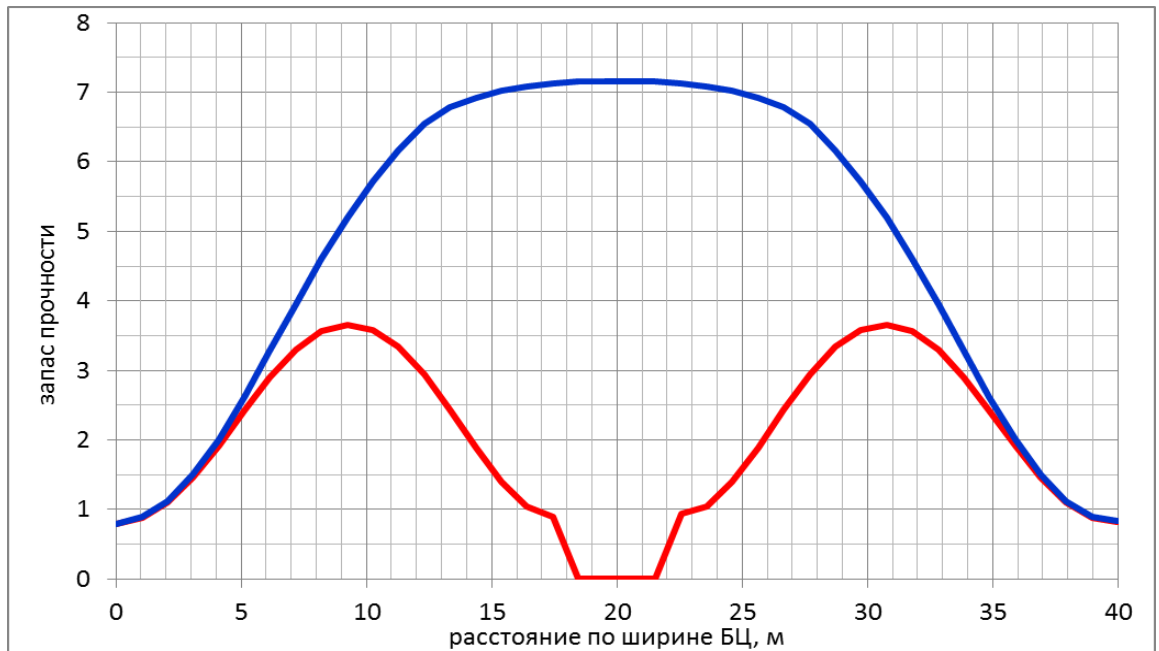


Рисунок 3.12 – Эпюры коэффициентов запаса прочности по ширине БЦ до (синяя линия) и после проходки бурового штрека (красная линия)

Данные результаты позволяют сделать следующие выводы:

- проходка бурового штрека по оси БЦ, расположенного между двумя погашенными панелями, создает условия контролируемого поддержания как устойчивости БЦ, так и разрушения кровли. При этом возможен подбор запаса прочности БЦ, что в целом повышает безопасность проведения повторной разработки;
- полная отработка БЦ его прорезками из штрека при наличии высоких действующих напряжений может привести к динамической форме его разрушения (к горным ударам).

- максимальное извлечение запасов руды из БЦ, путем проведения в нем выработок, связано с обеспечением требуемого запаса его прочности.

3.4 Разгрузка барьерного целика от повышенного опорного давления

Чтобы разгрузить барьерные целики от опорного давления, должно быть обеспечены определенные условия: или уменьшение зависящих консолей (породных слоев кровли) либо создание податливого основания (кровли), при котором возможно вдавливание целика во вмещающие породы (Подобные условия возникают при вдавливании жесткого штампа в пластическую среду).

Напряжения, при которых происходит вдавливание целика в породы оснований, определяются по формуле Г.Л. Фисенко (18) [94]:

$$\sigma_1 = \sigma_m \left(1 + \operatorname{tg}^2 \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) \right) \quad (18)$$

В условиях рудника Жомарт данные напряжения превышают 150 МПа. Величины действующих напряжений в БЦ могут достигать 70–80 МПа (см. рисунок 2.15). Этого недостаточно, чтобы произошло вдавливание БЦ во вмещающие породы. Следовательно, этот процесс необходимо подготовить. Для этого достаточно раздробить взрывом массив, находящийся между ядром уплотнения над БЦ и зоной обрушения кровли над погашенными панелями. Контур ядра уплотнения определяется линиями, проведенными от границ БЦ под углами 55° (рисунок 3.13).

Примерный паспорт БВР показан на рисунок 3.14. Веер скважин бурится из бурового штрека. Взрываются только те части скважин длиной 5 м, которые выходят за пределы ядра уплотнения пород над БЦ. Расстояния между концами скважин в веере – 4 м. Порядок инициирования скважин: 1 – 2 – 3 – 4 – 5 должен обеспечить отбой породы на границу зон обрушения. Ориентировочный объем бурения 10 скважин в веере – порядка 240 пог.м. Шаг бурения вееров – 4 м.

Предложенные параметры БВР являются ориентировочными. Для их уточнения необходимо провести промышленные испытания.

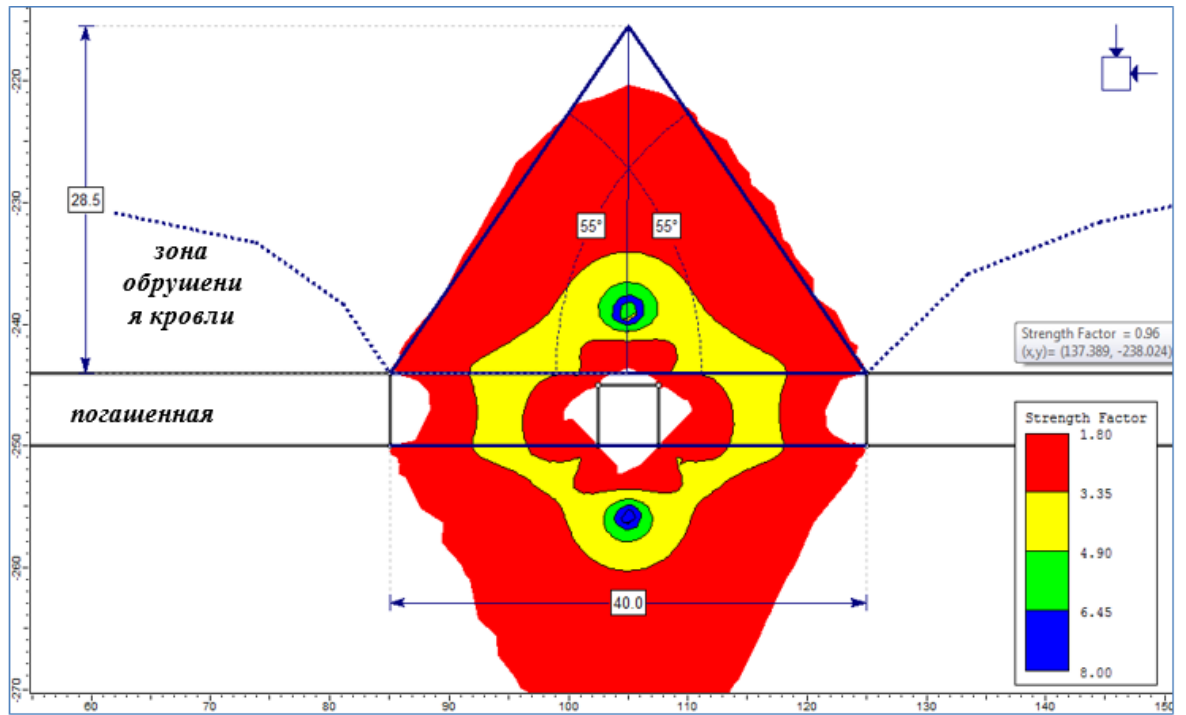


Рисунок 3.13 – Ядро уплотнения над и под БЦ с повышенными значениями запаса прочности пород

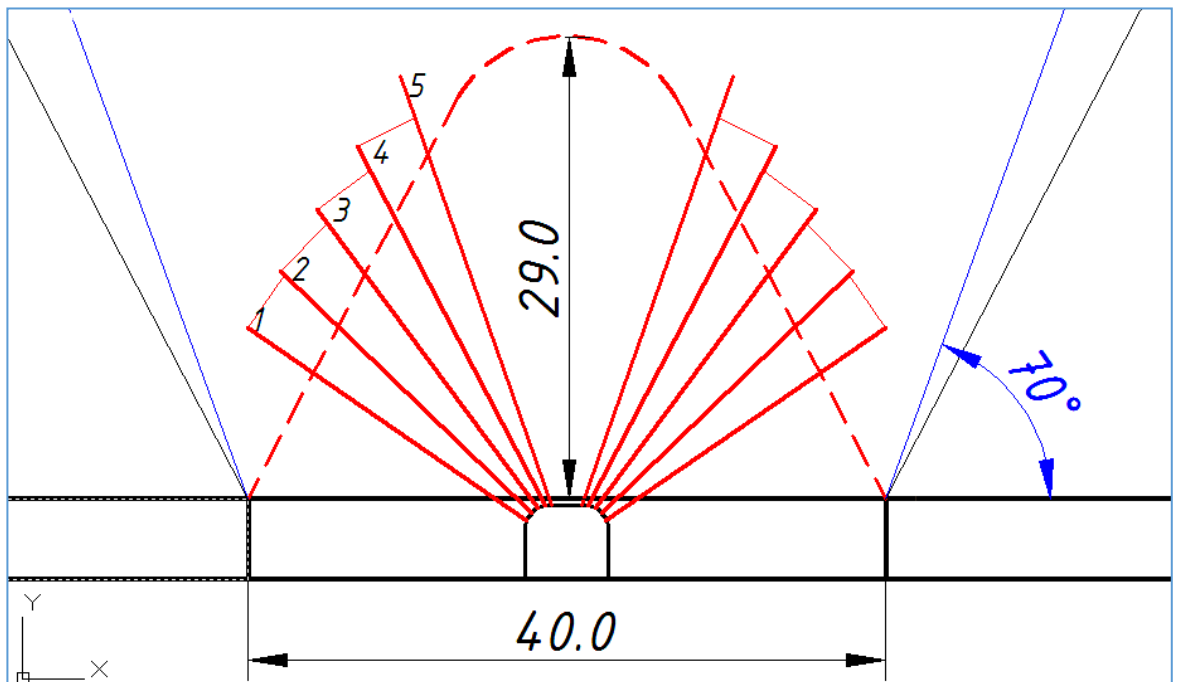


Рисунок 3.14 – Паспорт БВР для обеспечения посадки налегающей толщи на барьерный целик

3.5 Извлечение барьерного целика

БЦ шириной 40 м и высотой 6 м обладают достаточно большим запасом прочности за счет своей формы (соотношения высоты и ширины) даже после полного извлечения МКЦ в смежных панелях. Поэтому их частичная отработка прорезками, которая практиковалась ранее, не приводила к существенным изменениям перераспределения нагрузок в отработанных панелях: кровля камер и МКЦ сохраняли устойчивость. Однако, как показал последующий опыт повторной разработки во многих панелях рудника Жомарт после прорезок БЦ происходила дополнительная пригрузка МКЦ, которая проявляется на стадии извлечения МКЦ: в ходе повторной разработки перегруженные МКЦ начинают разрушаться. Отсюда - сверхнормативные потери руды, за счет МКЦ, которые не удалось извлечь.

Обобщение накопленного практического опыта повторной разработки целиков на руднике Жомарт позволяет сделать очень важный практический вывод:

- опережающая частичная отработка БЦ прорезками в отличие от подобных действий на Жезказганских рудниках очень сильно осложняет извлечение МКЦ.

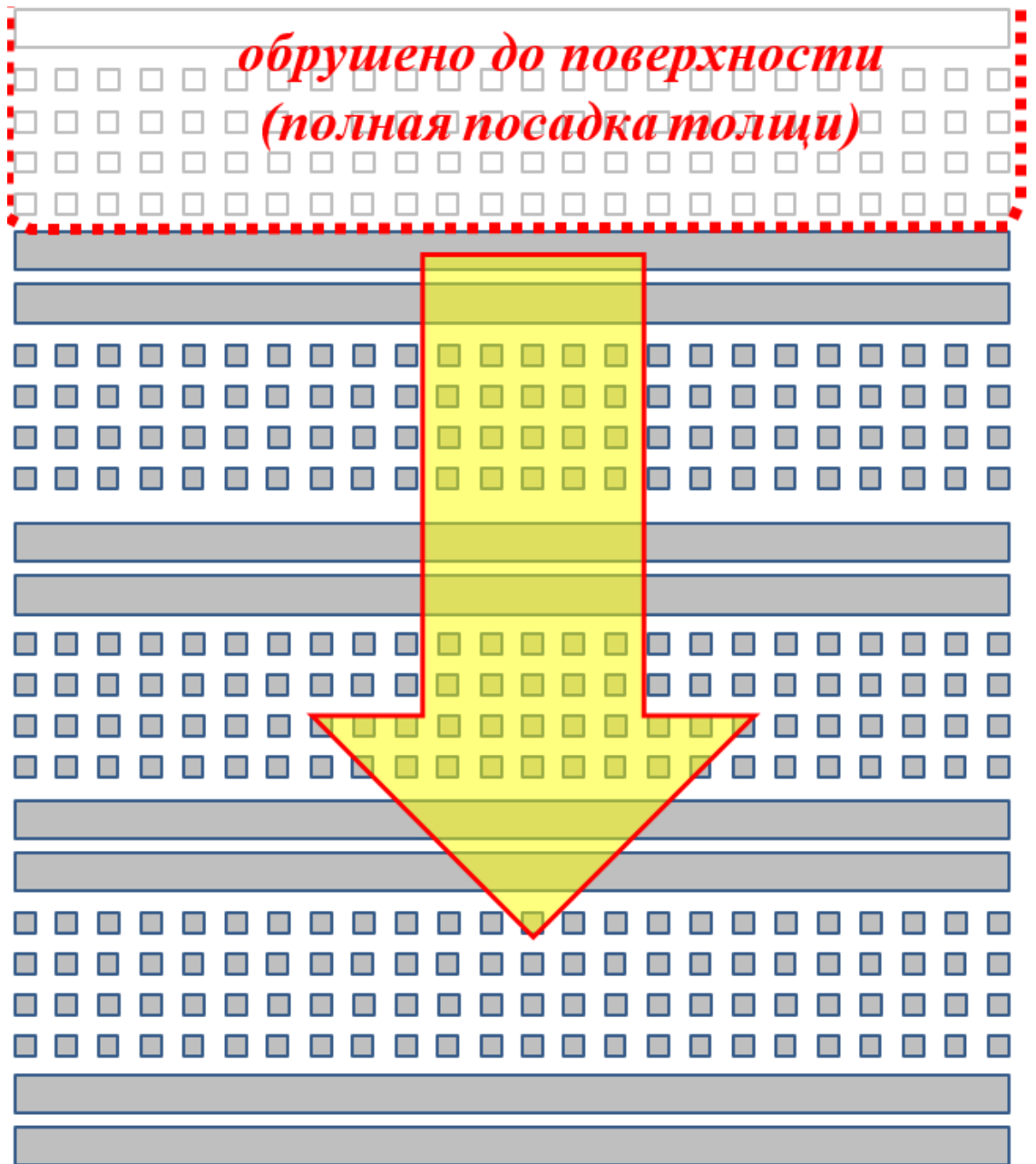
- БЦ следует извлекать в условиях полной подработки массива горных пород одновременно с МКЦ, не допуская опережающей отработки БЦ.

На основе проведенных исследований рекомендуется следующий порядок извлечения БЦ:

- по оси БЦ в породах почвы пройти панельный штрек;
- тремя прорезками из панельного штрека оформляют три внутрибарьерных целика (ВБЦ) только в той части БЦ, которая примыкает к зоне обрушения; сбойку прорезок с зоной обрушения не допускать; оставлять предохранительную берму, шириной 3-5 м;
- отработать первый ВБЦ;
- сделать следующую (четвертую) прорезку в БЦ;
- отработать второй ВБЦ и сделать следующую прорезку и т.д.

Рекомендуемая схема отработки половины БЦ прилегающая к зоне обрушения с полной посадкой толщи пород до поверхности поясняется на рисунках 3.15-3.18.

Вторая половина БЦ извлекается из выработанного пространства следующей панели одновременно с извлечением МКЦ.



Рисок 3.15 – Порядок повторной разработки в условиях полной подработки

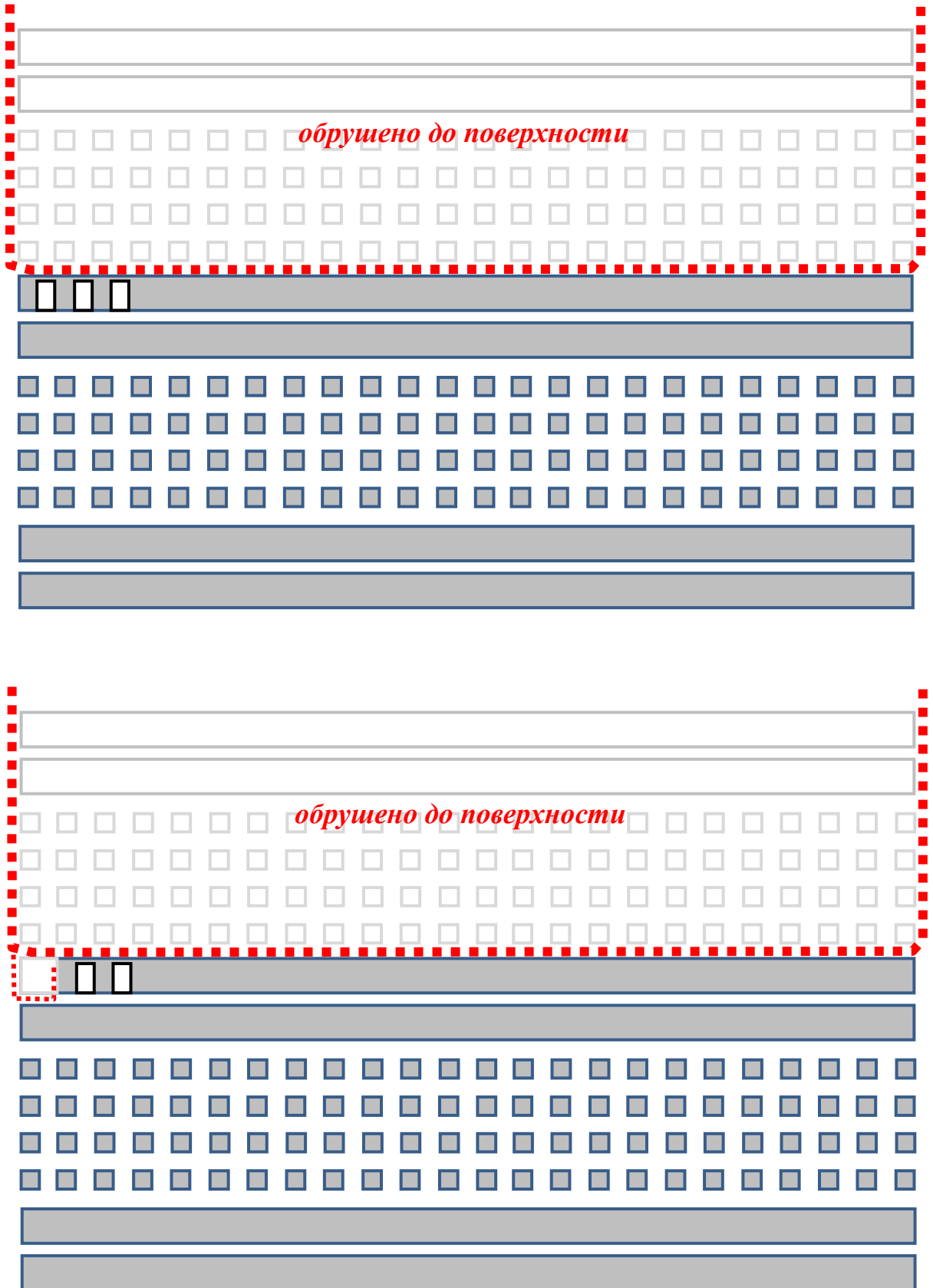


Рисунок 3.16 – Очередность работ на первой стадии отработки
половины БЦ

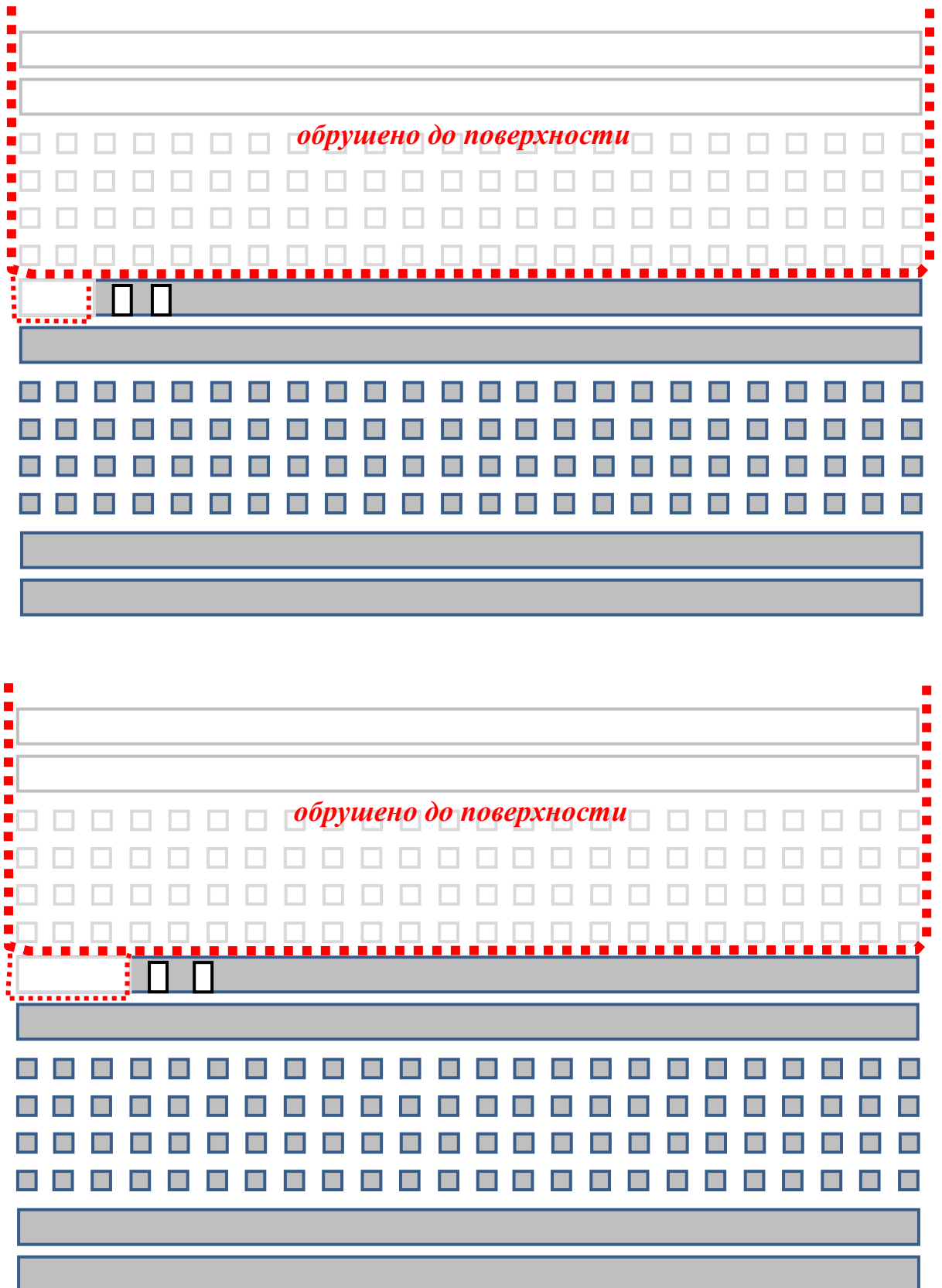


Рисунок 3.17– Очередность работ на первой стадии отработки
половины БЦ

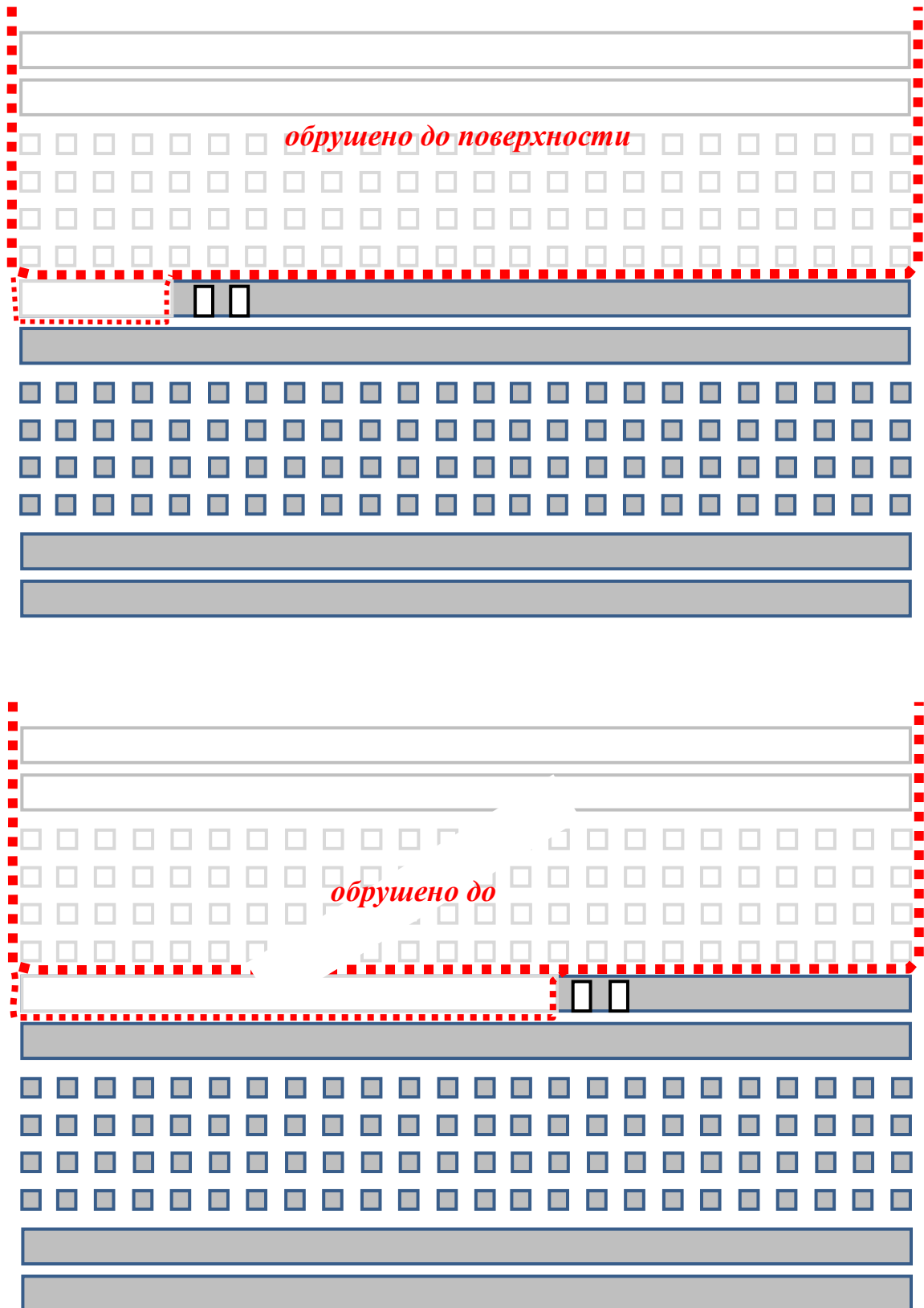


Рисунок 3.18– Очередность работ на первой стадии отработки
половины БЦ

Способы извлечения второй половины барьерного целика и междокамерных целиков

Возможны 3 варианта порядка одновременного извлечения второй половины БЦ и МКЦ в следующей панели:

- рядами по ширине панели одним фронтом от границы залежи к транспортному штреку (типовой вариант);
- рядами по ширине двумя расходящимися фронтами из середины панели к границе залежи и к транспортному штреку;
- клиновидным фронтом из середины панели от зоны обрушения.

Схемы одновременной отработки второй половины БЦ и МКЦ показаны на рисунках 3.19-3.20.

Все способы (варианты) порядка повторной разработки БЦ и МКЦ, показанные на рисунках 3.17-3.22, имеют следующие общие черты:

- извлекается только тот БЦ, который находится на границе зоны обрушения в условиях полной подработки;
- прорезки следующих БЦ не допускаются;
- БЦ отрабатывается в две стадии: сначала половина БЦ из панельного штрека, вторая половина – прорезками из панели одновременно с отработкой МКЦ;
- если панельного штрека нет, его надо пройти; запас прочности БЦ это позволяет;
- прорезки БЦ опережают отработку МКЦ на один ряд.

Данные требования являются чрезвычайно жесткими. Но они обусловлены высоким уровнем горного давления на руднике Жомарт из-за того, что глубина разработки в 2 раза больше, а крепость руды и пород в 2 ниже, чем в Жезказгане. В итоге, приближенно можно считать, что проявления горного давления в Жомарте в 4 раза интенсивнее, чем в Жезказгане.

Отступление от данных правил (в первую очередь, опережающие прорезки БЦ) неизбежно будут приводить к перегрузке МКЦ и их

разрушению к ходе повторной разработки, т.е. к сверхнормативным потерям руды.

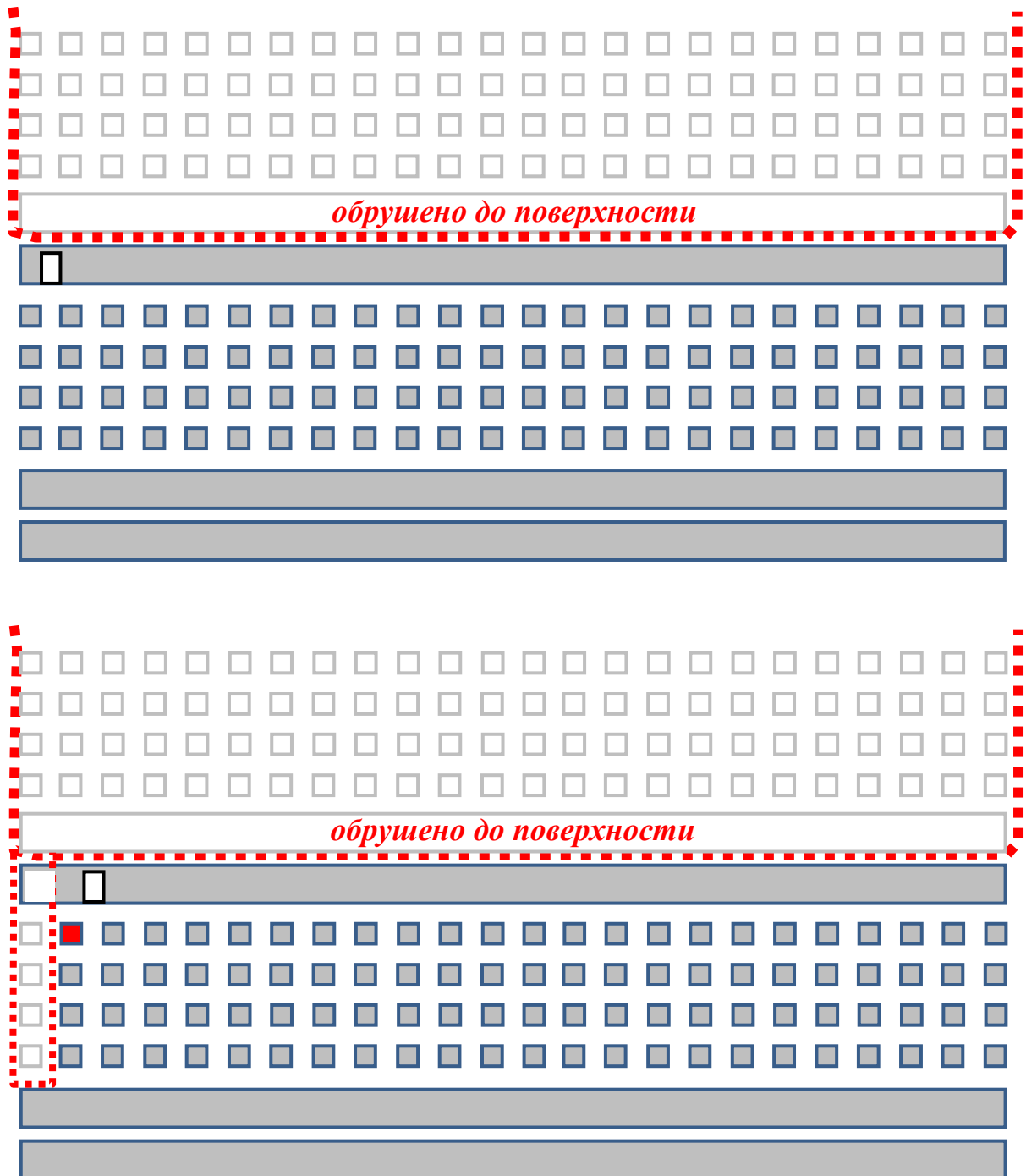


Рисунок 3.19 – Очередность обработки второй половины БЦ и МКЦ рядами по ширине панели

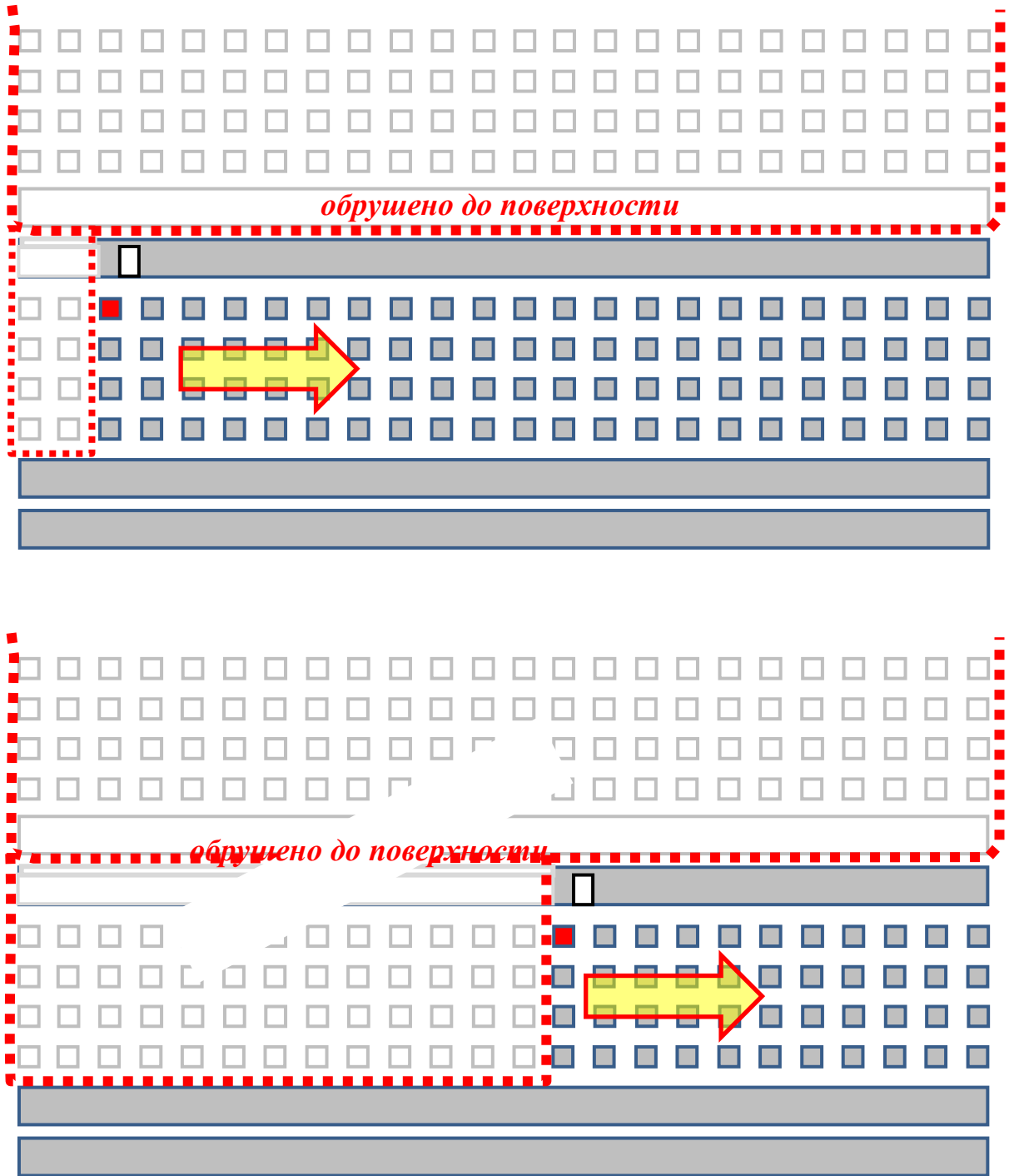


Рисунок 3.20 – Очередность отработки второй половины БЦ и МКЦ рядами по ширине панели

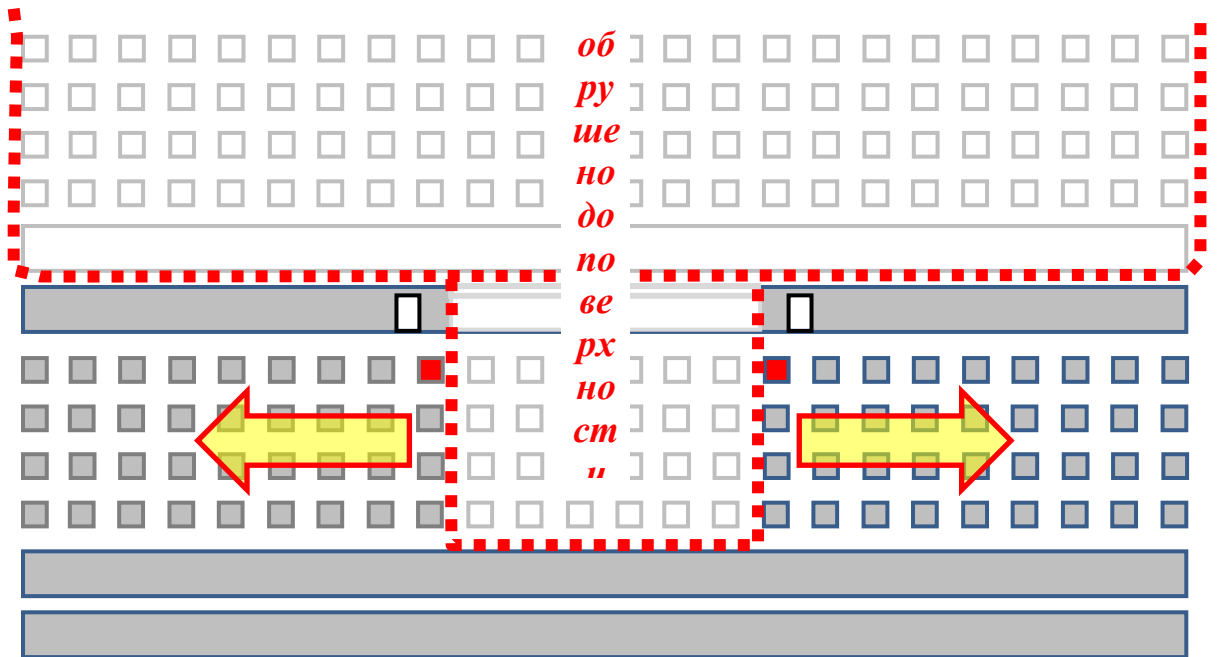


Рисунок 3.21 – Извлечение второй половины БЦ и МКЦ расходящимися фронтами из середины панели

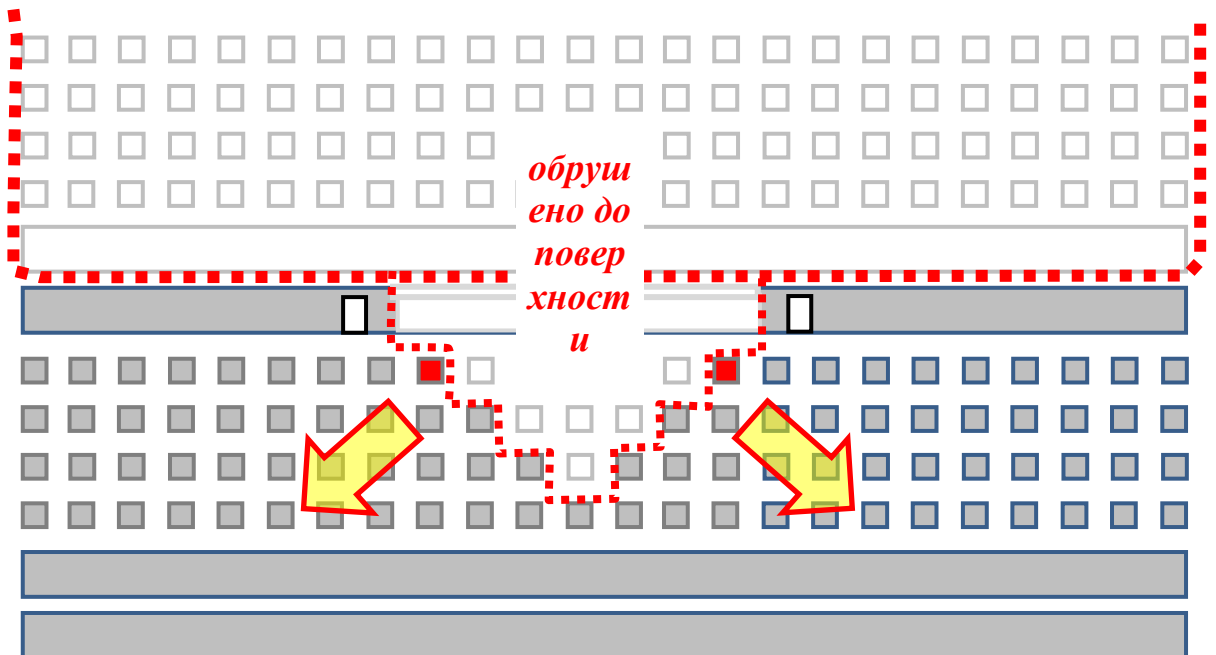


Рисунок 3.22 – Извлечение второй половины БЦ и МКЦ расходящимся клином из середины панели

3.6 Численное моделирование разных вариантов последовательности извлечения БЦ и МКЦ

Все варианты (способы) последовательности повторной разработки моделировались по одной схеме, представленной на рисунке 3.23. В нее входят две панели 1 и 2, разделенные между собой барьерным целиком шириной 40 м. Длина панелей - 600 м, ширина в свету - 85 м. Квадратные МКЦ площадью 100 м^2 оставлены по сетке 19×19 м. Пролет камер в свету - 9 м. Количество рядов МКЦ в панелях: по ширине - 4, по длине - 31.

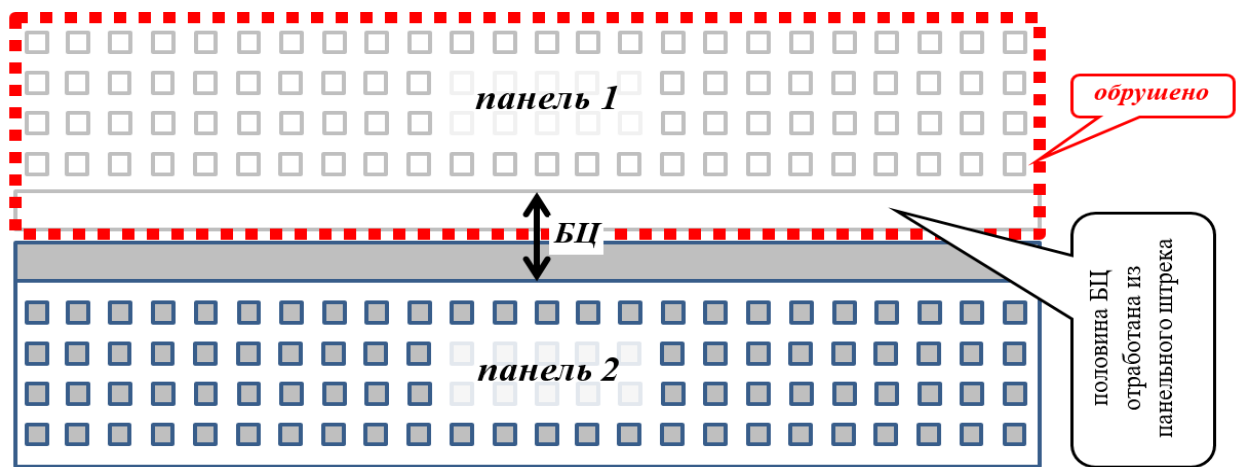


Рисунок 3.23 – Расчетная схема для моделирования порядка повторной разработки

Глубина горных работ $H = 640$ м. Выемочная мощность (высота камер и целиков) - 6 м. Удельный вес пород - $2,7 \text{ т/м}^3$. Соотношение модулей упругости вмещающих пород и руды - 0,75. Прочность массива руды в целиках с учетом всех ослабляющих факторов по данным обратных расчетов - 32,6 МПа.

Все варианты расчетов проведены при условии, что панель 1 полностью погашена, и из панельного штрека отработана половина БЦ. Вторая половина БЦ не прорезана.

Каждый порядок извлечения МКЦ в панели 2 моделировался при трех значениях высоты зоны обрушения h_o в панели 1 и над отработанной частью БЦ:

- а) $h_o = 40$ м (основная часть толщи пород зависла): $h_o/H = 0,06$;

б) $h_o = 300$ м (обрушилась, примерно, половина налегающей толщи):
 $h_o/H = 0,47$;

в) 640 м (произошла полная посадка всей толщи пород до поверхности): $h_o/H = 1$.

Наиболее информативным показателем перераспределения горного давления при повторной разработке целиков является коэффициент концентрации K_k опорного давления на МКЦ. Он представляет собой отношение нагрузки на МКЦ в процессе повторной разработки к нагрузке, которую нес данный МКЦ после отработки камерных запасов (первичной разработки). На рисунке 3.24 показано распределение коэффициентов концентрации при отработке МКЦ в панели 2 рядами по ширине; на рисунке 3.25 – при отработке рядами, расходящимися из середины панели; на рисунке 3.26 – при отработке МКЦ клином из середины панели.

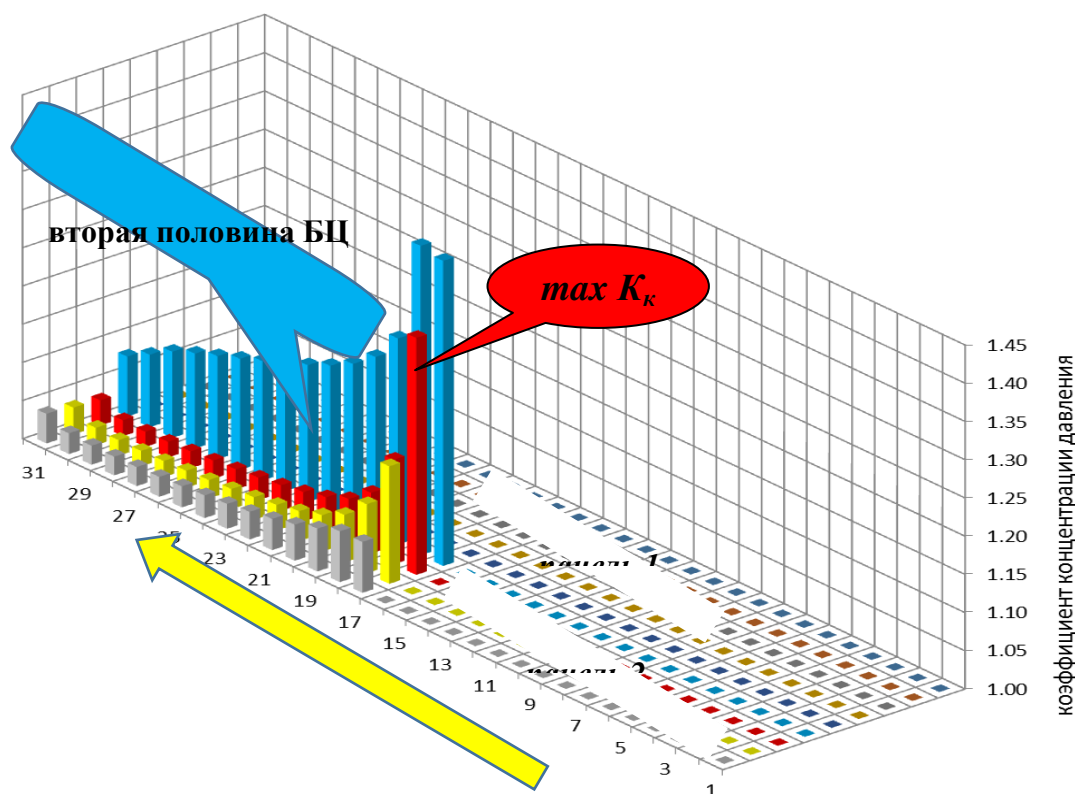


Рисунок 3.24 – Распределение коэффициентов концентрации при отработке МКЦ в панели 2 рядами по ширине при высоте зоны обрушения 640 м

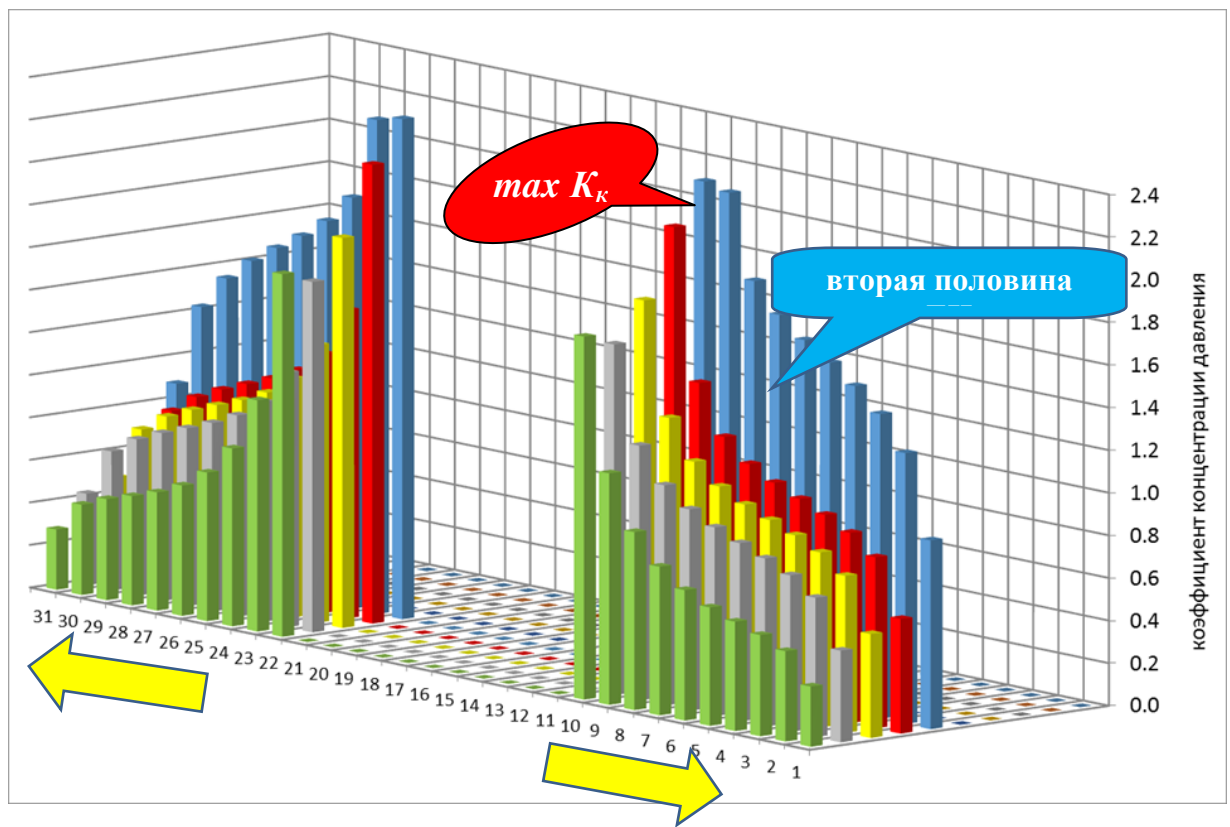


Рисунок 3.25 – Распределение коэффициентов концентрации при отработке МКЦ рядами, расходящимися из середины при высоте зоны обрушения 40 м

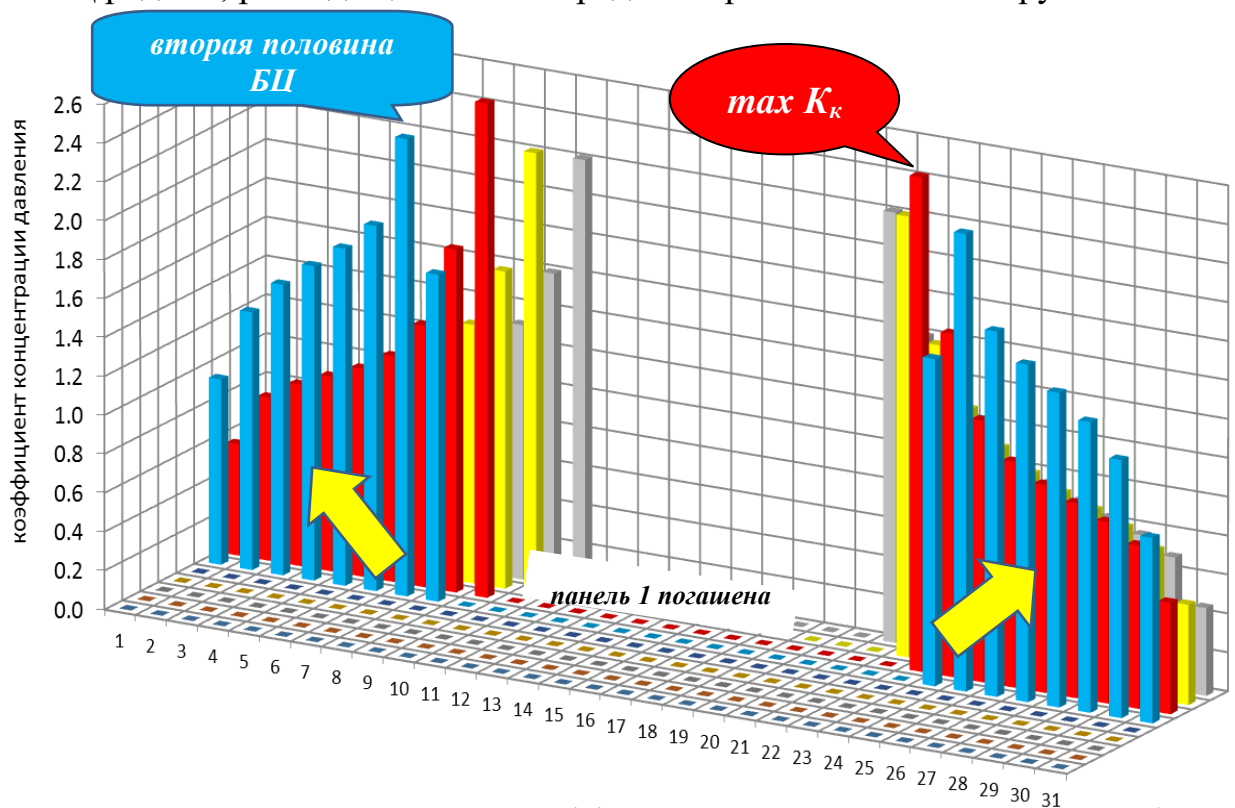


Рисунок 3.26 – Распределение коэффициентов концентрации при отработке МКЦ клином из середины при высоте зоны обрушения 40 м

Наибольшее практическое значение имеют максимальные значения коэффициентов концентрации опорного давления $maxK_k$ на МКЦ,

находящиеся на границе зоны обрушения. Наиболее нагруженные МКЦ на границе зоны обрушения при разных вариантах порядка их отработки на рисунках 3.17-3.19 выделены красным цветом. Максимальные значения концентрации опорного давления на наиболее нагруженные МКЦ зависят от количества извлеченных целиков и высоты зоны обрушения. По мере продвижения повторной разработки значения $maxK_k$ постоянно меняются. Изменение максимальных коэффициентов концентрации опорного давления по мере извлечения МКЦ при разных вариантах порядка и разной высоте зоны обрушения (40 м, 300 м, 640 м) по результатам расчетов показано на рисунках 3.26-3.29.

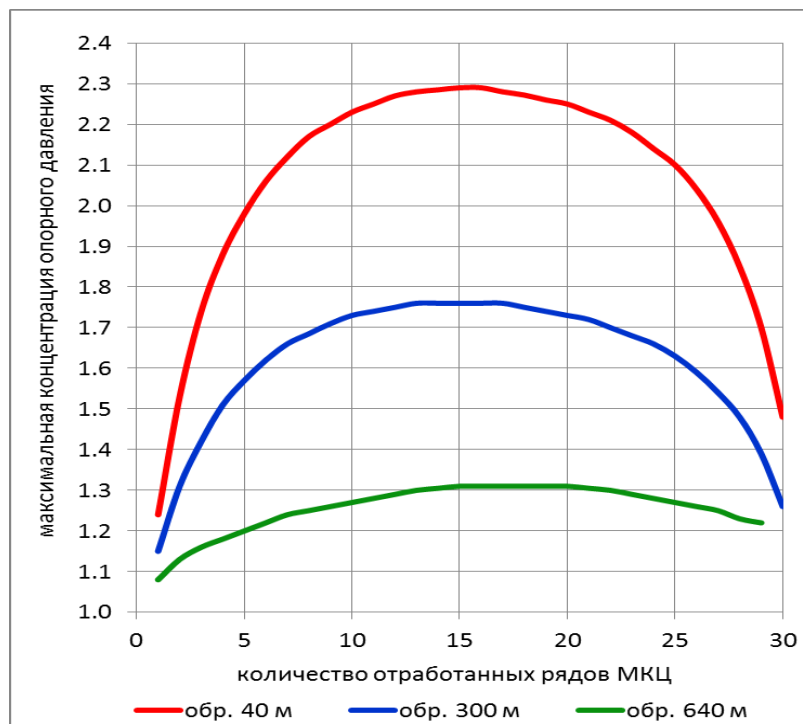


Рисунок 3.27 – Изменение максимальных коэффициентов концентрации опорного давления по мере извлечения МКЦ рядами по ширине панели при разной высоте зоны обрушения

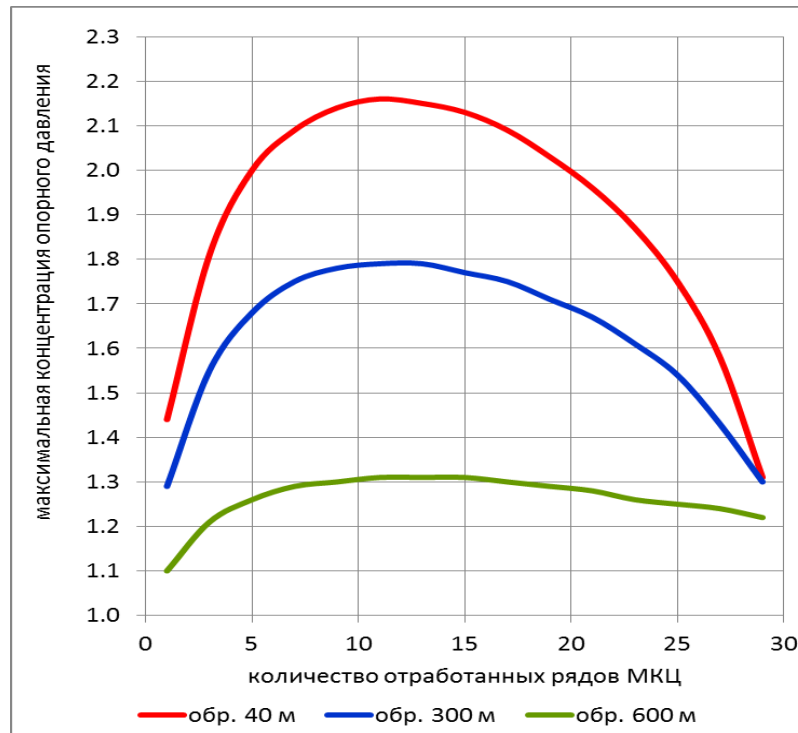


Рисунок 3.28 – Изменение максимальных коэффициентов концентрации опорного давления по мере извлечения МКЦ рядами, расходящимися из середины панели при разной высоте зоны обрушения

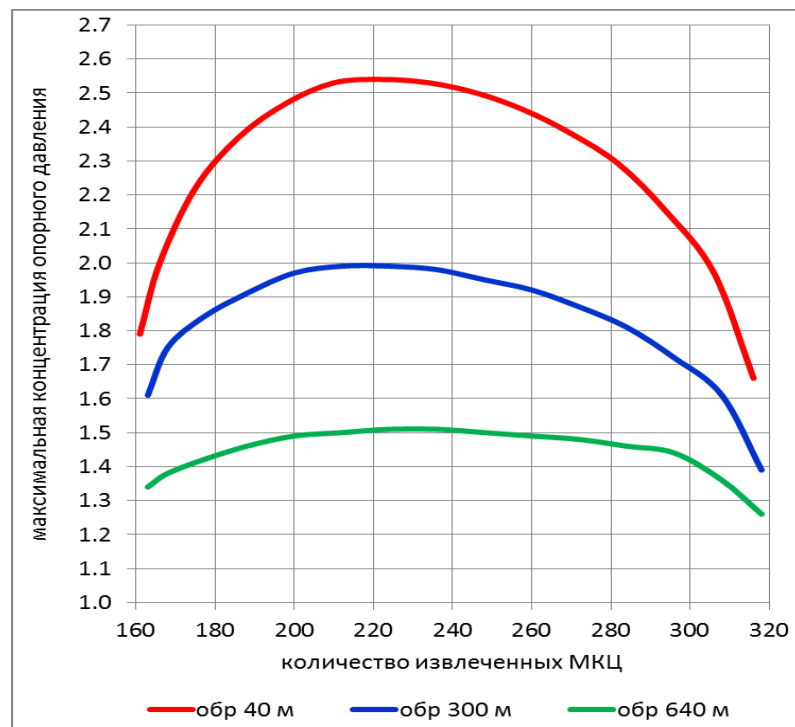


Рисунок 3.29 – Изменение максимальных коэффициентов концентрации опорного давления по мере извлечения МКЦ клином из середины панели при разной высоте зоны обрушения

Полученные результаты показывают:

- по мере извлечения целиков максимальное опорное давление на крайние МКЦ увеличивается.
- нарастание опорного давления происходит до погашения половины рядов по длине панели.
- максимум опорного давления на крайние МКЦ достигается в середине длины панели после извлечения половины рядов.
- при погашении второй половины панели опорное давление на крайние МКЦ постепенно снижается за счет приближения к границе отработки.
- обрушение кровли снижает опорное давление на крайние целики.
- чем больше высота обрушения, тем меньше опорное давление на крайние целики.
- опорное давление на целики обрушения снижается до минимума после полной посадки всей толщи пород до поверхности.

На рисунке 3.30 сведены максимальные значения коэффициентов концентрации при разных порядках ведения повторной разработки в зависимости от мощности обрушенной толщи h_o .

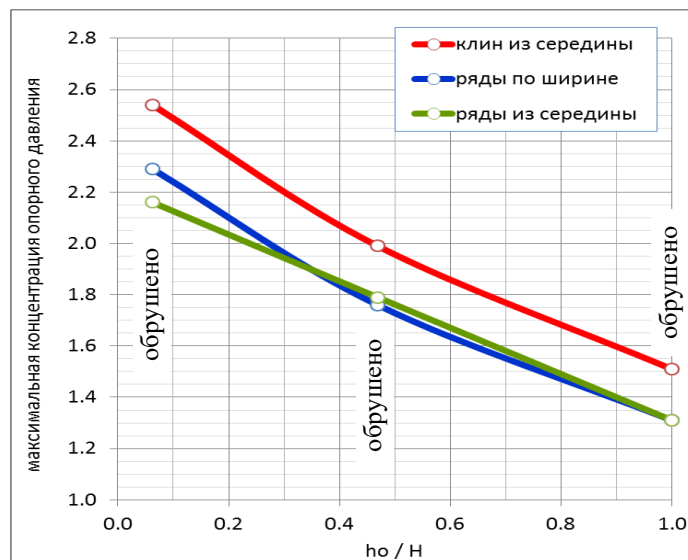


Рисунок 3.30 – Зависимости максимальных значений коэффициентов концентрации при разных порядках ведения повторной разработки от мощности обрушенной толщи.

Представленные зависимости ясно показывают:

- чем больше высота зоны обрушения, тем меньше опорное давление на МКЦ;
- нагрузки на МКЦ при полной посадке налегающей толщи почти в 2 раза меньше, чем при зависании кровли на БЦ;
- вариант извлечения МКЦ рядами, расходящимися из середины панели, по геомеханике немного лучше типового варианта повторной разработки от одного края панели к другому за счет того, что в первую очередь извлекаются наиболее напряженные ряды целиков в середине длины панели;
- отработка МКЦ клином из середины приводит к росту опорного давления на крайние целики, примерно, на 20%.

3.7 Выводы по третьей главе

1. Оптимальный порядок повторной разработки заключается в том, чтобы, в первую очередь, на каком-либо участке (желательно, но не обязательно в центре шахтного поля) необходимо контролируемо обрушать толщу пород и далее от него развивать фронт очистных работ до достижения условий полной подработки земной поверхности с погашением выработанного пространства во все стороны.
2. До создания условий полной подработки повторную разработку МКЦ в других смежных областях не производить.
3. Для разгрузки БЦ между двумя погашенными панелями от высокого опорного давления необходимо взрыванием всеров скважин обеспечить податливую зону в кровле вокруг ядра уплотнения над БЦ.
4. При дальнейшем развитии повторной разработки от участка полной посадки налегающей толщи следует не допускать оставления в выработанном пространстве целиков, чтобы не создавать условия зависания пород кровли.
5. Извлекать БЦ можно только на границе зоны обрушения (линии по углу полных сдвижений пород до земной поверхности).

6. Прорезки других БЦ не допускать.
7. Разработку БЦ вести с панельного штрека, пройденного по породам почвы по оси БЦ.
8. Извлечение БЦ вести в две стадии.
9. На первой стадии отработать половину БЦ, примыкающую к зоне обрушения.
10. Первую половину БЦ отработать прорезками с поэтапным оформлением МЦ и их поэтапной обработкой.
11. Прорезки первой половины БЦ на всю длину панели не допускаются.
12. Прорезки первой половины БЦ должны опережать отработку МЦ не далее двух разрезов.
13. После обработки первой половины БЦ контур зоны обрушения должен продвинуться на погашенную часть БЦ.
14. Вторая половина БЦ обрабатывается прорезками до МЦ из выработанного пространства панели, примыкающей к зоне обрушения одновременно с извлечением МКЦ.
15. Извлечение МЦ и МКЦ ведется в одном ряду рядами по ширине панели.
16. Возможные варианты одновременного извлечения МЦ и МКЦ: а) рядами от границы залежи к транспортному штреку (типовой); б) рядами, расходящимися от середины панели к границам.

На основе результатов проведенных исследований по третьей главе сформулированы следующие научные положения. *Характер перераспределения нагрузок на междукамерные целики при повторной разработке месторождения, и их величина зависят от порядка обработки целиков; при этом повышение ее рациональности достигается в условиях полной подработки и полевой подготовки отработки барьерных целиков.*

ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ БЛАГОПРИТНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПОВТОРНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖАМАН-АЙБАТ

4.1 Принцип расчета

В горно-геологических условиях месторождения Жаман-Айбат (большая глубина, пониженная в 2 раза по сравнению с Жезказганскими рудниками прочность массива руды, пониженная устойчивость кровли камер) целесообразно критически рассмотреть параметры камерно-столбовой системы разработки (КССР), от которых напрямую зависит эффективность повторной разработки и перейти к новым принципам их определения.

- Одним из главных параметров при КССР является ширина очистных камер. При достаточно устойчивой кровле основное внимание традиционно уделялось устойчивости целиков. В условия относительно слабых пород кровли (Жаман-Айбат), основное внимание должно уделяться определению допустимого пролета;

- При установлении допустимого пролета камеры (1), переменная сетка расположения МКЦ, которая определяется 1 плюс расчетная ширина МКЦ (d), и зависит от глубины разработки H, а также выемочной мощности залежи h [72];

- Переменные размеры панелей в свету; допустимое количество рядов МКЦ по ширине и длине панелей определяется расчетом устойчивости целиков [72];

- Переменная сетка расположения БЦ, которая определяется шириной панелей в свету плюс ширина БЦ, которая зависит от глубины разработки H и выемочной мощности залежи h [72].

Расчет размеров МКЦ ведется по уравнению, предложенному акад. Шевяковым Л.Д. (19):

$$nK_n \gamma HS \leq F \sigma_u \quad (19)$$

где n – проектный коэффициент запаса прочности; K_n – коэффициент нагрузки; S – площадь кровли, поддерживаемая одним целиком площадью F ; $\sigma_{ц}$ – прочность МКЦ с учетом коэффициента формы [72].

Левая часть уравнения (19) представляет собой нагрузку на МКЦ, увеличенную в n раз. Правая часть – несущая способность целика [72].

При оставлении столбчатых МКЦ по квадратной сетке площадь поддерживаемой кровли S определяется шириной очистных камер в свету l и шириной квадратного целика d (20):

$$S = (l + d)^2 \quad (20)$$

Сумма $(l + d) = a$ есть размер сетки оставления столбчатых МКЦ.

Для определения ширины и сетки МКЦ при заданном пролете камер служит соотношение (21):

$$\frac{S}{F} \leq \frac{\sigma_{ц}}{nK_n \gamma H} \quad (21)$$

В уравнении (21) основную проблему представляет определение значений коэффициента нагрузки K_n и прочности МКЦ $\sigma_{ц}$.

4.2 Расчет коэффициента нагрузки на совокупность междукamerных целиков в панели

На нагруженность МКЦ влияет много факторов, основными из которых являются [72]:

- соотношение модулей упругости массивов вмещающих пород $E_{п}$ и руды $E_{р}$;
- размеры выработанного пространства в плане, которые учитываются в виде эквивалентного пролета $L_{э} = a \cdot b / (a^2 + b^2)^{0.5}$, где a , b – длина и ширина панели;
- форма междукamerных целиков в виде соотношения высоты к диаметру h/d ;
- жесткость МКЦ $G = F/h$, где F – площадь поперечного сечения целика.

По результатам моделирования 4,5 тыс. панелей (более 560 тыс. целиков) со случайными значениями высот и сечений МКЦ получена формула, учитывающая соотношение модулей деформации пород и руды (рисунок 4.1). [72]

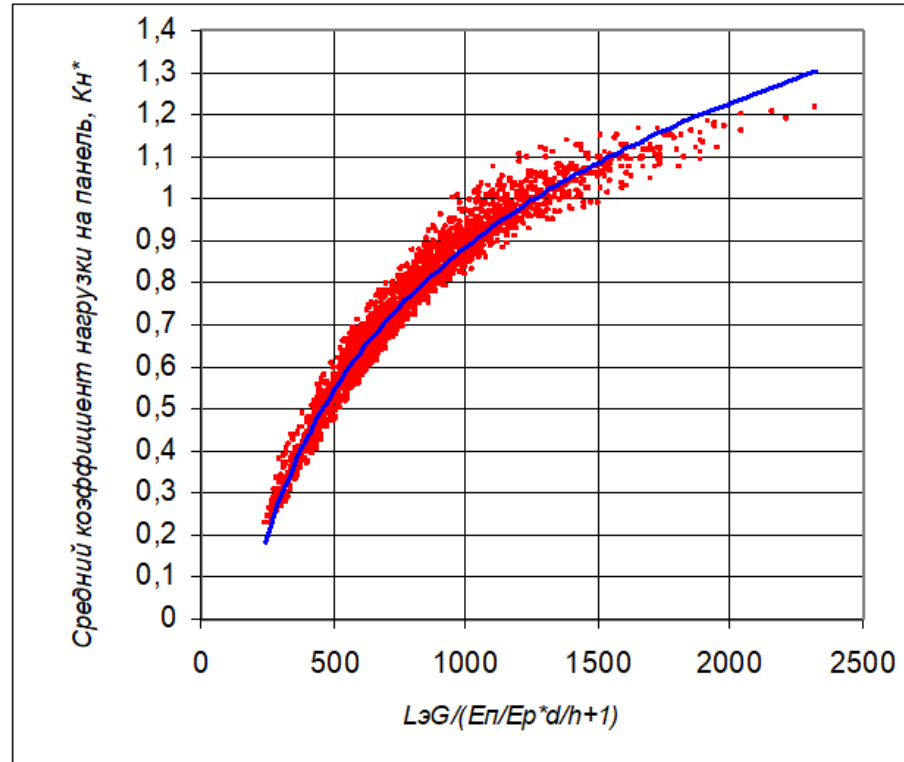


Рисунок 4.1 – Зависимость среднего коэффициента нагрузки на МКЦ от основных параметров отработки панели.

Результаты моделирования с коэффициентом корреляции 0,97 аппроксимируются зависимостью (22):

$$K_n^* = 0,5 \cdot \ln(L \cdot G / (E_p / E_r \cdot d / h + 1)) - 2,5, \quad (22)$$

где G и d/h - средние значения параметров для панели.

Данная зависимость использована для расчета параметров камерно-столбовой системы разработки в поле рудника Жомарт 2.

4.3 Прочность междукамерного целика

Расчет прочности МКЦ $\sigma_{ц}$ производится на основе прочности массива руды $\sigma_m = 32,6$ МПа, полученной обратными расчетами (см. глава 1.5.3) с учетом коэффициента формы целика $K_{ф}$ (23):

$$\sigma_{ц} = k_{ф} \cdot \sigma_m = 32,6 \cdot K_{ф} \quad (23)$$

4.4 Коэффициент формы междокамерного целика

По действующей Временной инструкции... [25] при расчете целиков на рудниках Жезказгана коэффициент формы определяется, как $K_\phi = d/h$, на основании лабораторных испытаний моделей целиков из эквивалентных материалов с трещиноватостью [58]. В Методике... [61] для оценки устойчивости высоких тонких МКЦ с $d/h < 1$ коэффициент формы на основании обратных расчетов принят в форме, предложенной Церном К.: $K_\phi = (d/h)^{0.5}$. И в советской горной литературе, и в иностранных публикациях приведено много формул для расчета коэффициента формы. Их сводки можно найти в работах [29, 150]. Как правило, они опираются на результаты лабораторных экспериментов и в своем большинстве, близки к формуле Церна К. для высоких тонких целиков. Есть большие сомнения, можно ли их применять для расчета прочности низких широких МКЦ с $d/h > 1$. [72]

Фундаментальные аналитические исследования несущей способности низких широких целиков разной формы в разных горно-геологических условиях выполнены в ЛГИ Черниковым А.К. [101, 102, 103]. В его работах мы нашли объяснение, почему существует такое разнообразие мнений о коэффициенте формы: из-за сильного влияния контактных условий на несущую способность низких широких целиков с $d/h > 1$. Работами Черникова А.К. фактически была закрыта в положительном смысле дискуссия в Горном журнале о применимости методов теории предельного равновесия для расчета несущей способности целиков [33, 69, 94, 72].

Для расчета несущей способности низких широких целиков произвольной формы в плане (круглые, квадратные, вытянутые, ленточные и др.) в работе [103] использован параметр Ширко-Дреера μ (24) :

$$\mu = 2F/(Uh) \quad (24)$$

где F , U – площадь и периметр поперечного сечения МКЦ; h – высота целика (выемочная мощность залежи).

Для квадратных МКЦ шириной d площадь и периметр: $F = d^2$; $U = 4d$. Тогда параметр Ширко-Дреера будет равен $\mu = 0,5d/h$.

Сложными аналитическими выкладками была получена теоретическая формула для расчета коэффициента формы в виде (25):

$$K_{\phi} = \frac{\exp(\mu\beta) - 1}{\mu\beta} \quad (25)$$

где $\beta = \operatorname{tg}\delta \cdot \operatorname{ctg}^2(45^\circ - \varphi/2)$; δ - угол трения на контактах МКЦ с вмещающими породами; φ - угол внутреннего трения в руде.

Угол внутреннего трения руды и пород на руднике Жомарт не определялся ни Байбатчаевым А.Б. (на стадии разведки месторождения), ни ИГД им. Кунаева Д.А. (Тулбаев К.К., 2004-05 г.), ни ООО Подземгазпром (Оксенкруг Е.С., 2006-07 г.). Учитывая, что месторождение Жаман-Айбат принадлежит к тому же промышленному типу, что и Жезказганское, а также однотипность пород, углы внутреннего трения в массиве φ и трения по контактам δ на месторождении Жаман-Айбат можно принять по аналогии с Жезказганом. [72]

На Жезказганском месторождении угол внутреннего трения пород φ определил институт ВНИМИ в 60-х годах с помощью натуральных испытаний породных призм на сдвиг при проектировании и строительстве КЗБ: $\varphi = 36^\circ$. Теми же экспериментами был определен угол трения по контактам: $\delta = 20^\circ$ [72].

По формуле (25) рассчитан коэффициент формы низких широких МКЦ квадратной формы в плане при разных соотношениях ширины и высоты d/h (рисунок 4.2). На этот же график вынесены значения коэффициента формы, используемые в работах [25] и [61]. Видно, что теоретические значения K_{ϕ} (синяя линия на рисунок 4.2) при $d/h = 2-3$ достаточно близки к значениям [72] (26):

$$K_{\phi} = d/h \quad (26)$$

Поэтому для дальнейших расчетов размеров МКЦ будем использовать формулу (26).

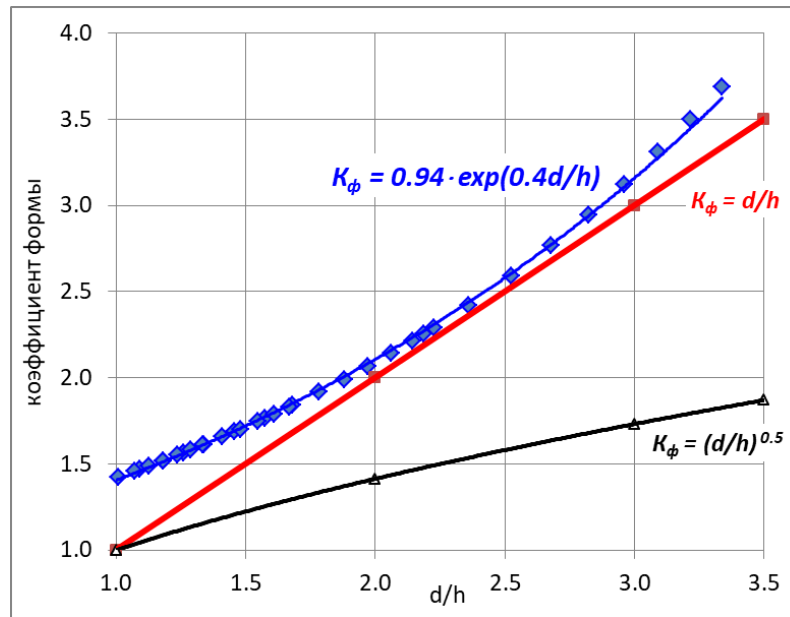


Рисунок 4.2 – Коэффициент формы для низких широких МКЦ

4.5 Расчет ширины барьерных целиков

Ширина барьерных целиков рассчитана в соответствии с положениями Временной инструкции... [25] с использованием горно-геологических условий рудника Жомарт. [72]

4.6 Рекомендуемая схема расположения барьерных целиков

Месторождения Жаман-Айбат имеет максимальные тектонические напряжения с коэффициентом бокового давления $\lambda_1 = 1,6$ действуют с азимутом $(120^\circ \Leftrightarrow 300^\circ) \pm 15^\circ$ [41]. Именно вдоль направления действия максимальных напряжений целесообразно ориентировать оси камер и БЦ. В этом случае при проходке передовых камер действующие напряжения в кровле будут минимальными. [72]

4.7. Расчет параметров камерно-столбовой системы разработки

Эксплуатации месторождения Жаман-Айбат ведется с совмещением первичной разработки балансовых запасов камерно-столбовой системой и повторной разработки с извлечением ранее оставленных целиков и погашением выработанного пространства обрушением налегающей толщи.

Распределение по мощности балансовых запасов в поле рудника Жомарт 2 показано на рисунке 4.3. Более 40% запасов сосредоточено в маломощных залежах (менее 4 м). [72]

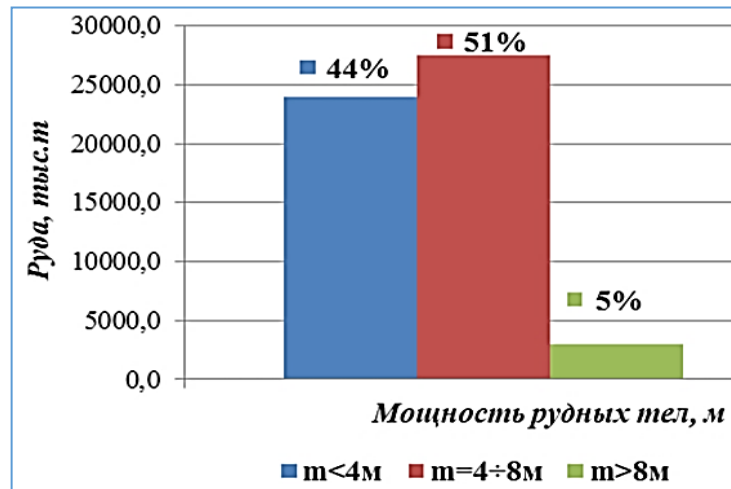


Рисунок 4.3 – Распределение по мощности балансовых запасов на руднике Жомарт 2

При такой выемочной мощности нет смысла разделять залежи на панели барьерными целиками. Поэтому в поле Жомарт 2 рекомендуется использовать две системы разработки [72]

1. традиционную камерно-столбовую систему с переменной сеткой оставления БЦ и МКЦ и измененными параметрами - для отработки обширных залежей мощностью 4 м и более с извлечением руды в две стадии: 1) извлечение камерных запасов; 2) одновременное извлечение МКЦ и БЦ сразу же после извлечения запасов камер без длительного поддержания пустот (56% балансовых запасов); [72]

2. по предложению горно-проектного института ТОО «Корпорация Казахмыс» сплошную систему разработки с обрушением (польская технология) - для отработки залежей мощностью менее 4 м без разделения на панели, без оставления БЦ (44% балансовых запасов). [72]

Для определения параметров камерно-столбовой системы месторождения Жаман-Айбат были приняты следующие значения:

- средняя глубина разработки 650 м;
- мощность рудного тела до 4, 8, 12 м;
- пролет камеры 6 м;

- прочности массива горных пород 32,6 МПа.

Оптимальные результаты расчета параметров камерно-столбовой системы разработки, обеспечивающие устойчивость выработанного пространства приведены в таблице 9. [72]

4.8 Расчет возможности извлечения целиков (повторной разработки) при предлагаемых параметрах системы разработки

Параметры системы разработки, принятые при разработке первой очереди рудника Жомарт (пролет панелей в свету 85 м; ширина БЦ 40 м; пролет камер 9 м; ширина МКЦ 10×10 м при мощности рудного тела до 10 м и сдвоенные МКЦ при мощности более 10 м; сетка МКЦ 19×19 м) обеспечили устойчивость панелей при первичной отработке камерных запасов. Однако при повторной разработке потери в целиках составляют 50–60% из-за проблем с кровлей камер (чаще всего). Оставленные широкие БЦ можно извлечь только из полевых штреков с потолочиной не менее 8 м. [72]

В связи с этим по полученным новым оптимальным параметрам камерно-столбовой системы разработки проведен поверочный расчет устойчивости МКЦ при первичной разработке для мощности отработки 8 м с помощью программы CPS2005pro и при повторной разработке с помощью программы Pillars 3 full. [72]

Результаты расчетов подтверждают надежность принятых параметров камерно-столбовой системы как при первичной разработке, так и при вторичной. В обеих стадиях отработки коэффициент запаса прочности целиков показаны на рисунках 4.4 и 4.5 и составляют не менее 1,2. [72]

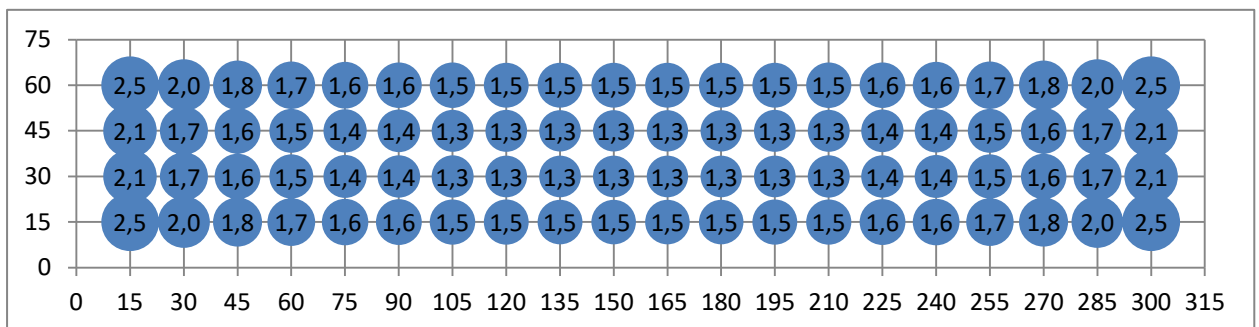


Рисунок 4.4 – Коэффициенты запаса прочности МКЦ в панели

Таблица 10 - Рекомендуемые параметры камерно-столбовой системы разработки в поле рудника Жомарт 2

Глубина, м	Ширина камеры, м	Размеры квадратных МКЦ			Опорная площадь на МКЦ, м	Сетка МКЦ, м x м	Кол-во целиков в ряду	Кол-во камер в ряду	Ширина панели в свету, м	Коэффициент нагрузки	Коэффициент запаса прочности МКЦ	Ширина барьерного целика, м	Расстояние между осями БЦ, м	Коэффициент запаса прочности БЦ	Временные потери целиках на I стадии (извлечение камерных запасов), %			Потери на II стадии (извлечение целиков), %		Итого потерь, %
		Высота, м	Ширина, м	Площадь, м ²											МКЦ	БЦ	Всего	МКЦ	БЦ	
650	6	2	6	36	144	12	5	6	66	0,45	3,4	18	84	8,0	17,9	21,4	39,3	25	50	15,2
650	6	3	6	36	144	12	5	6	66	0,38	2,7	18	84	5,3	17,9	21,4	39,3	25	50	15,2
650	6	4	6	36	144	12	5	6	66	0,32	2,4	18	84	4,0	17,9	21,4	39,3	25	50	15,2
650	6	5	9	81	225	15	4	5	66	0,56	2,4	24	90	5,3	24,0	26,7	50,7	25	50	19,3
650	6	6	9	81	225	15	4	5	66	0,52	2,1	24	90	4,4	24,0	26,7	50,7	25	50	19,3
650	6	7	9	81	225	15	4	5	66	0,48	2,0	24	90	3,8	24,0	26,7	50,7	25	50	19,3
650	6	8	9	81	225	15	4	5	66	0,45	1,9	24	90	3,3	24,0	26,7	50,7	25	50	19,3
650	6	9	9	216	540	15	4	5	66	0,40	2,0	29	95	4,1	30,3	30,5	60,8	25	50	20,9
650	6	10	9	216	540	15	4	5	66	0,40	2,0	29	95	3,7	30,3	30,5	60,8	25	50	20,9
650	6	11	9	216	540	15	4	5	66	0,40	2,0	29	95	3,3	30,3	30,5	60,8	25	50	20,9
650	6	12	9	216	540	15	4	5	66	0,40	1,9	29	95	3,0	30,3	30,5	60,8	25	50	20,9

сдвоенные МКЦ

Активация Windows
Чтобы активировать Windows, перейдите на сайт Windows.com. Или перейдите в меню "Параметры".

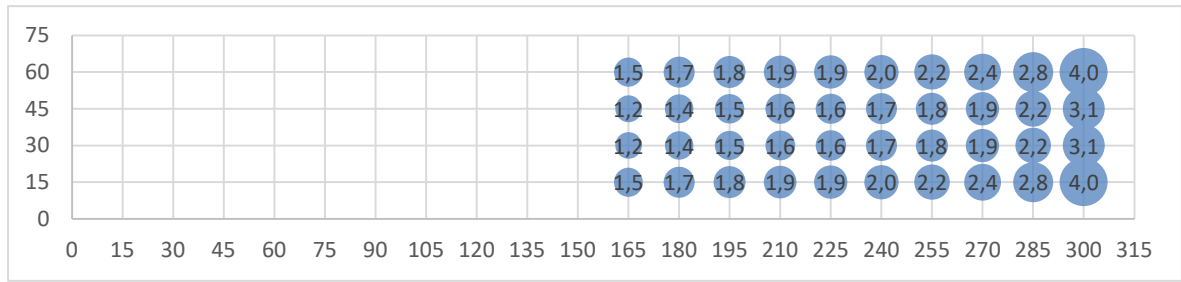


Рисунок 4.5 – Коэффициенты запаса прочности МКЦ при отработке половины панели

Результаты расчета совместной отработки двух панелей и БЦ между ними, доведенного до столбчатых МКЦ, не обеспечивает устойчивое состояние выработанного пространства. Коэффициенты запаса прочности целиков составляют менее 1,0 и показаны на рисунке 4.6. [72]

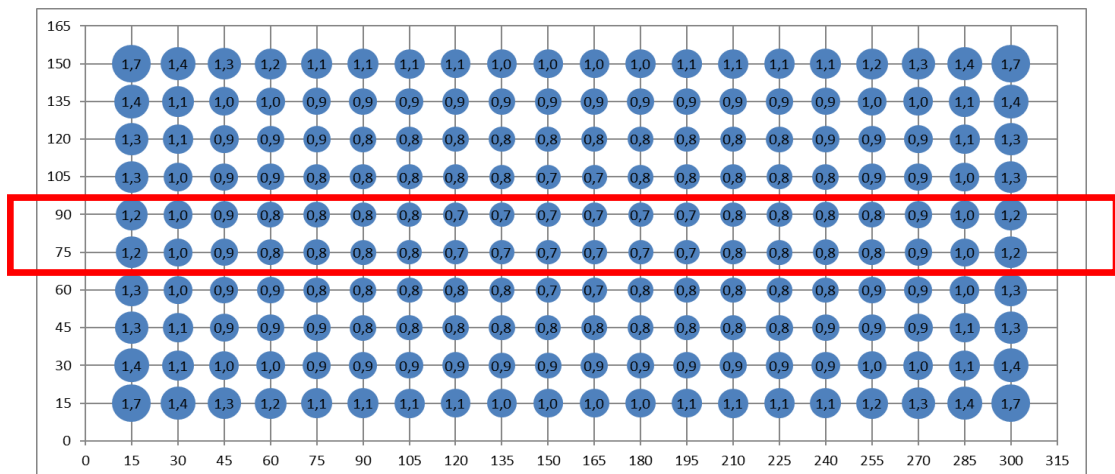


Рисунок 4.6 – Запасы прочности МКЦ при отработке БЦ между двумя панелями

Но отработка только МКЦ с выработанного пространства и оставление БЦ шириной 24 м потребует дополнительных затрат на полевую подготовку. Поэтому в дальнейшем было смоделирована отработка МКЦ и части БЦ как это было произведено при опытно-промышленной разработке панелей 15, 16, 17, 18 зал. 4-I рудника Жомарт. В связи с тем, что ширина БЦ не позволяет оформить дополнительную камеру в БЦ, то рассмотрен вариант без ее оформления. Результаты моделирования и стадии отработки приведены на рисунках 4.7.1 – 4.7.10 и показывают возможность применения данного

варианта. На рисунках зеленым цветом указаны коэффициенты запаса прочности более 1,5, желтым более 1,0 до 1,5 и красным менее 1,2. [72]

4.9 Расчет потерь по предлагаемым параметрам камерно-столбовой системы разработки

При принятии предлагаемых параметров камерно-столбовой системы разработки итоговые потери при мощности до 4 м составят ~ 15%, при мощности до 8 м ~ 19%, а при мощности до 12 м ~ 21%, это без учета полевой отработки оставляемых 50% БЦ. Расчеты потерь приведены в таблице 9. [72]

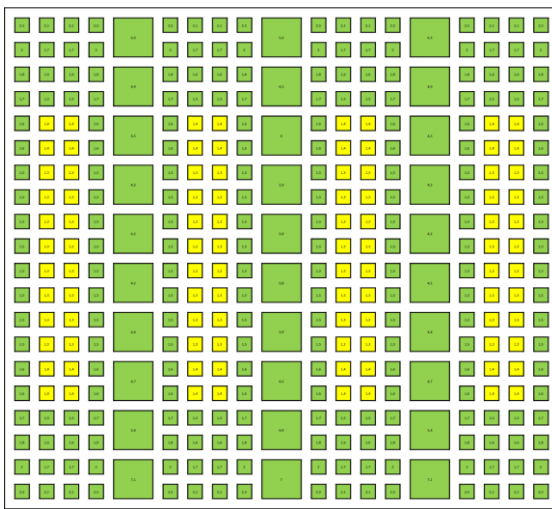


Рисунок 4.7.1. Отработка камерных запасов в 4-х панелях.

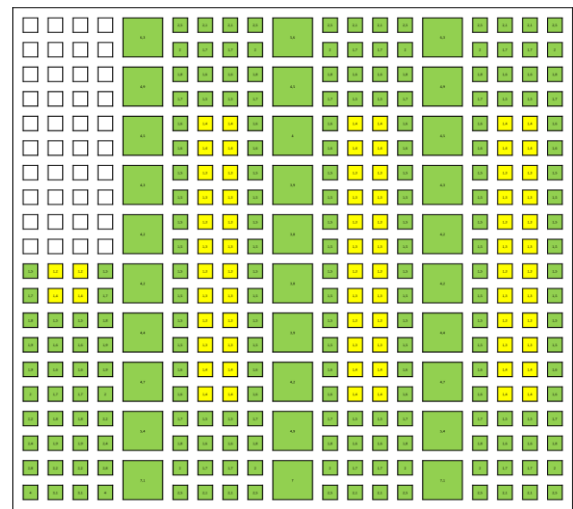


Рисунок 4.7.2. Отработка половины МКЦ в одной панели.

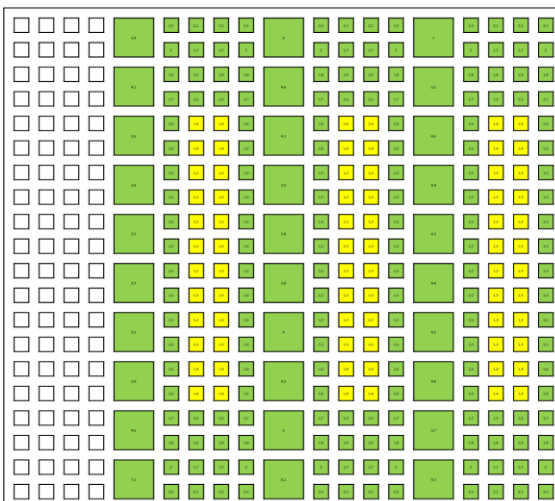


Рисунок 4.7.3. Отработка всех МКЦ в одной панели.

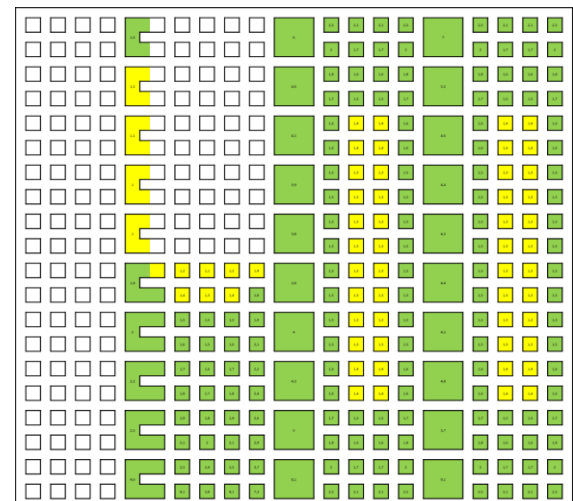


Рисунок 4.7.4. Отработка всех МКЦ в одной панели, половины МКЦ во второй панели и части БЦ между ними.

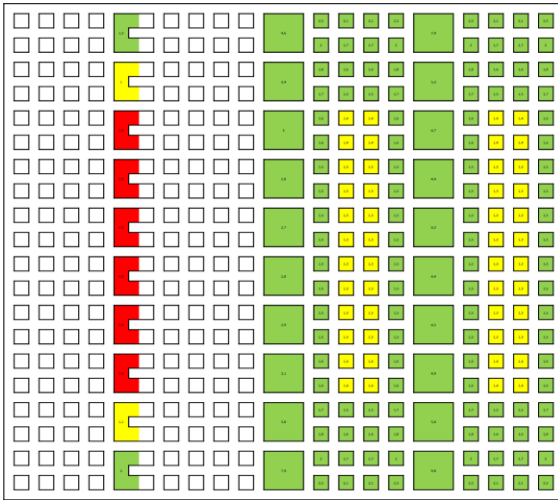


Рисунок 4.7.5. Отработка МКЦ в двух панелях и части БЦ между ними.

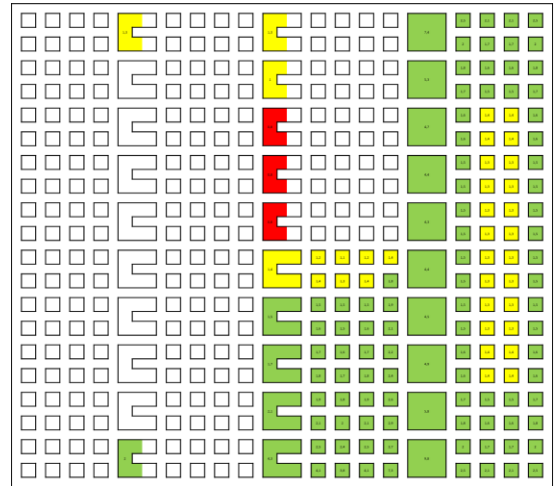


Рисунок 4.7.6. Отработка МКЦ в двух панелях, половины МКЦ в третьей панели и части БЦ между ними.

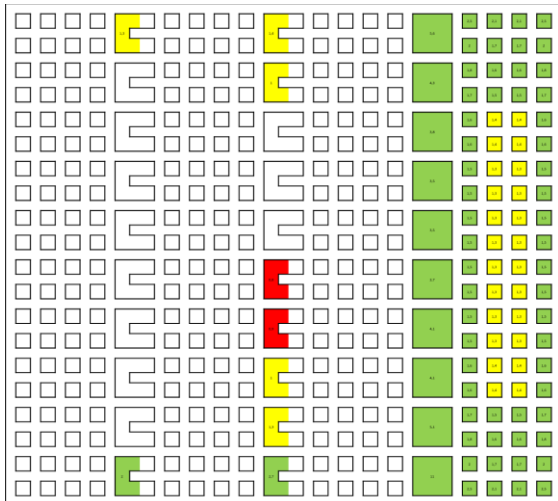


Рисунок 4.7.7. Отработка МКЦ в трех панелях и части БЦ между ними.

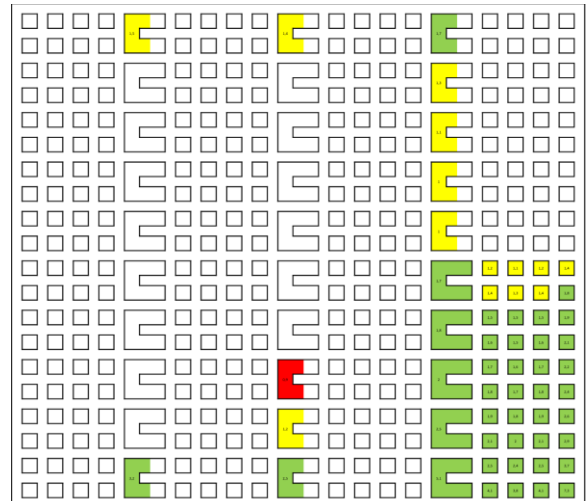


Рисунок 4.7.8. Отработка МКЦ в трех панелях, половины МКЦ в четвертой панели и части БЦ между ними.

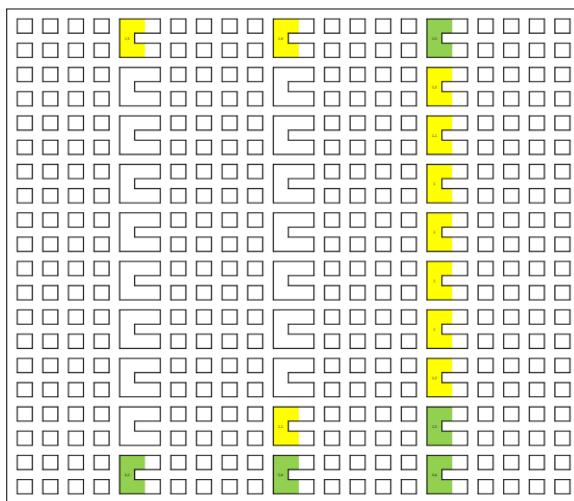


Рисунок 4.7.9. Отработка МКЦ в четырех панелях и части БЦ между ними.

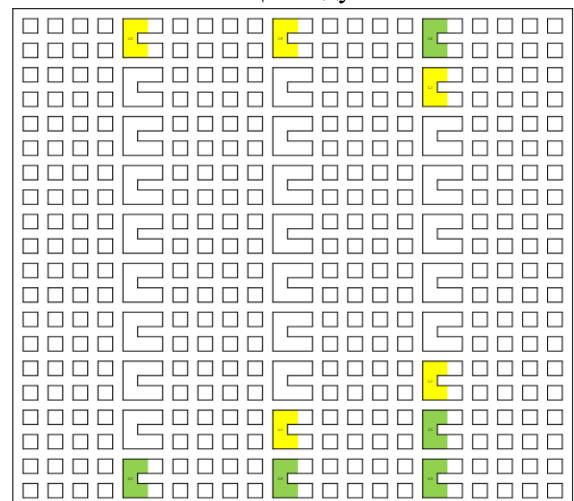


Рисунок 4.7.10. Конечная стадии отработки целиков из открытого выработанного пространства с учетом разрушения оставленных частей БЦ.

4.10 Расчет параметров сплошной системы разработки

На второй стадии разработки месторождения Жаман-Айбат (в поле рудника Жомарт 2) 44 % балансовых запасов представлены маломощными рудными телами мощностью менее 4 м.

По предложению Жезказганского проектного института был рассмотрен вариант сплошной системы разработки без деления на панели и оставления барьерных целиков. Так называемый польский вариант разработки (рисунок 4.8).

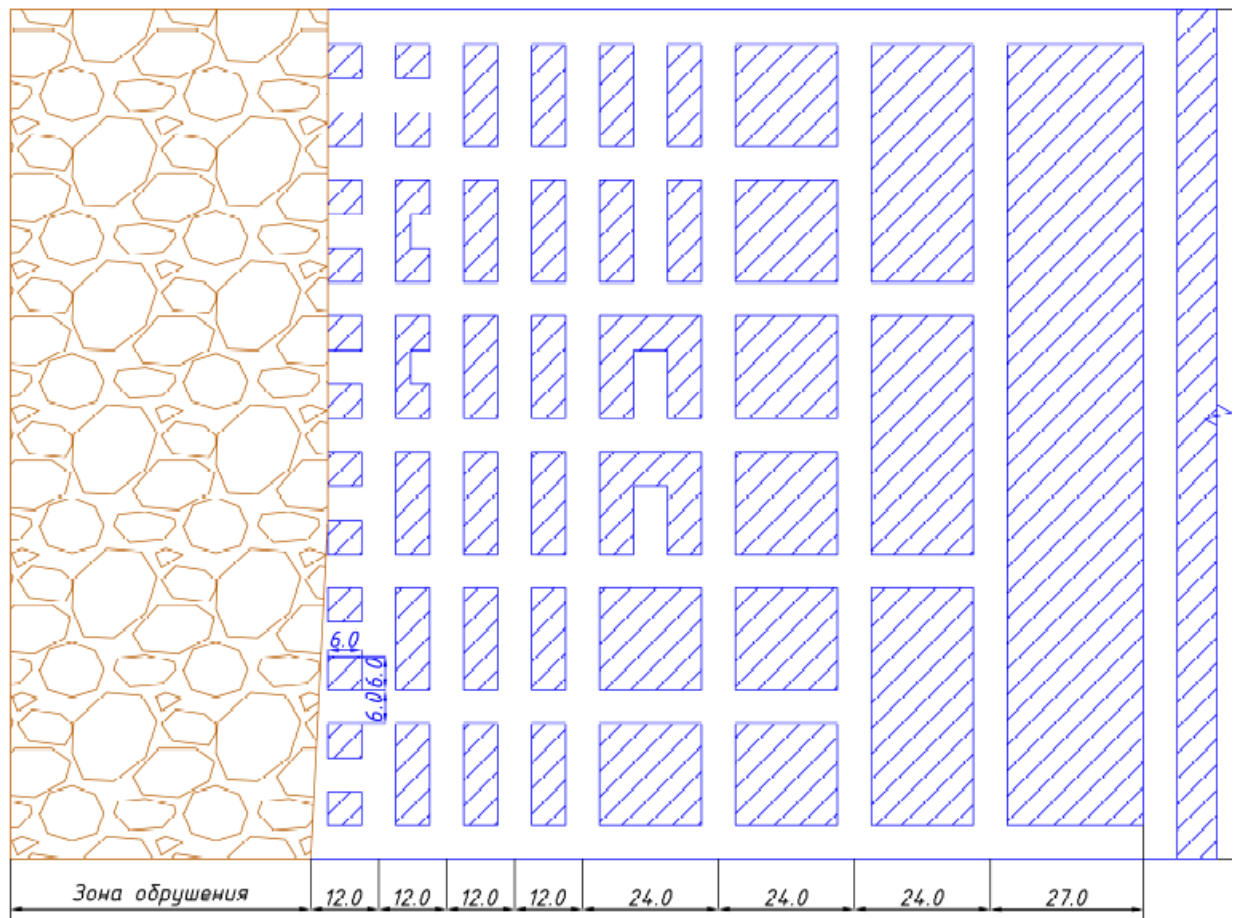


Рисунок 4.8 – Сплошная система разработки для маломощных рудных тел на руднике Жомарт 2

Для определения данных параметров были произведены расчеты запасов прочности междукамерных целиков при первичной стадии отработки камерных запасов по программе CPS2005pro и перераспределение нагрузок на целики после частичного их извлечения по программе Pillars 3.

Принятые параметры для моделирования:

- Глубина залегания рудного тела – 650 м;
- Мощность рудного тела – 3, 4 м;
- Площадь рассматриваемых участков ~ 100000 м²;
- Пролет камеры – 6 м;
- Количество МКЦ – 20 x 24 = 480 шт.;
- Прочность массива – 32,6 Мпа;
- Количество рядов МКЦ прилегающих к зоне обрушения не более 2;
- Высота свода обрушения – три пролета отработанных целиков.

Произведя множество расчетов с различными значениями ширины МКЦ, оптимальными вариантами обеспечивающие устойчивость МКЦ с коэффициентом запаса прочности не менее 1,0 являются:

- для мощности залежи 3 м: ширина МКЦ = 6 м, площадь = 36 м²;
- для мощности залежи 4 м: ширина МКЦ = 8 м, площадь = 64 м².

Стадии отработки с погашением выработанного пространства и устойчивость прилегающих к зоне обрушения МКЦ приведены на рисунках 4.9.1 – 4.9.11 для мощности 3 м; 4.10.1 – 4.10.14 для мощности 4 м.

На данных рисунках зеленым цветом обозначены целики с коэффициентом запаса прочности не менее 1,5, желтым цветом целики с запасом более 1,0, но менее 1,5. Цифры на целиках означают расчетный запас их прочности на текущей стадии обработки.

Расчетные потери руды при сплошной системе разработки приведены в таблице ниже.

Таблица 11 - Потери руды при сплошной системе разработки

Глубина	Ширина камеры	Параметры целика					Временные потери в целиках	Потери в сигнальных целиках	Итого потерь
		Высота	Ширина	Длина	Площадь	Сетка			
м	м	м	м	м	м ²	м×м	%	%	%
650	6	3	6	6	36	12	24.4	25	6.1
650	6	4	8	8	64	14	32.0	25	8.0

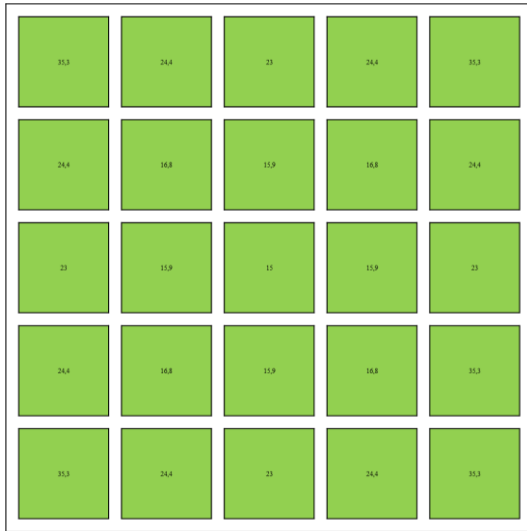


Рисунок 4.9.1 – Разделение массива на блока с площадями $42 \times 42 = 1764 \text{ м}^2$.

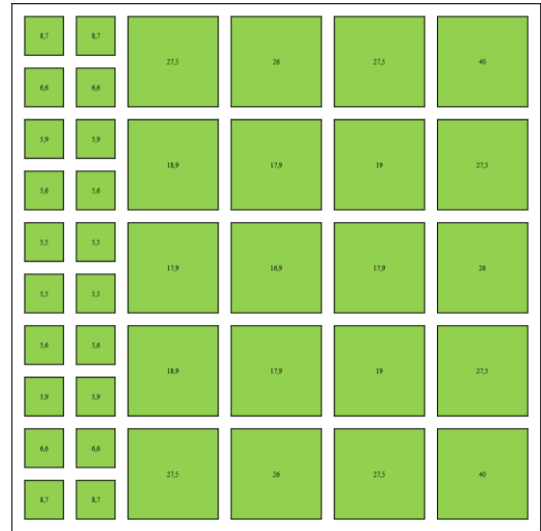


Рисунок 4.9.2 – После оформления двух первых рядов массивных целиков (МЦ) площадями $18 \times 18 = 324 \text{ м}^2$.

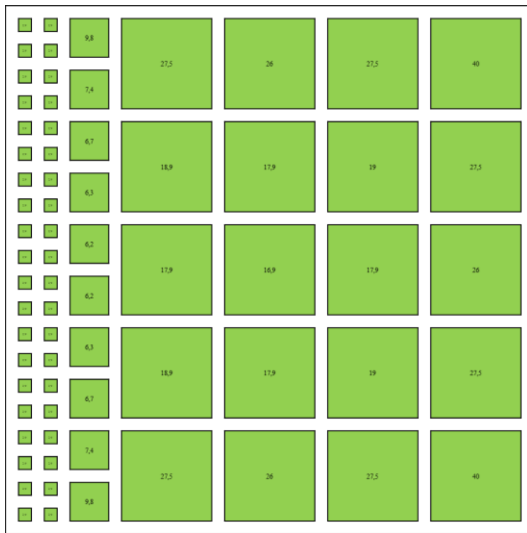


Рисунок 4.9.3 – После оформления двух первых рядов междукамерных целиков (МКЦ) площадями $6 \times 6 = 36 \text{ м}^2$.

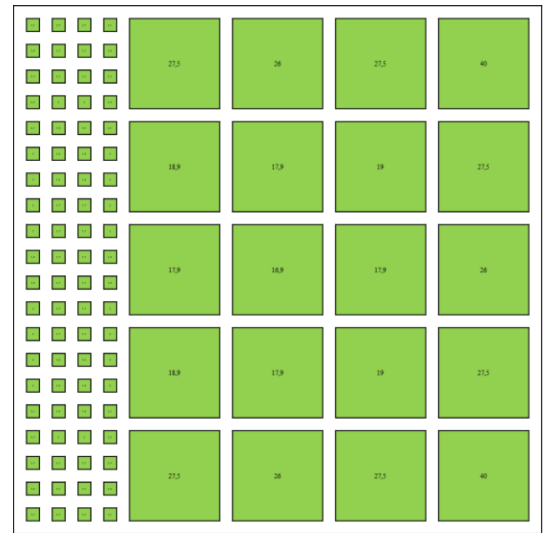


Рисунок 4.9.4 – После оформление четырех рядов междукамерных целиков (МКЦ).

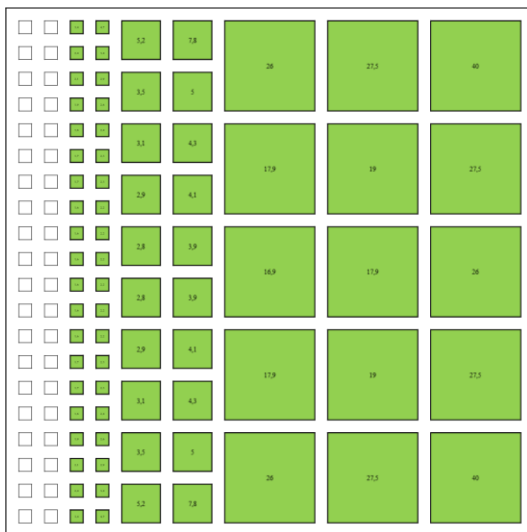


Рис. Рисунок 4.9.5 – После извлечения первых двух рядов МКЦ.

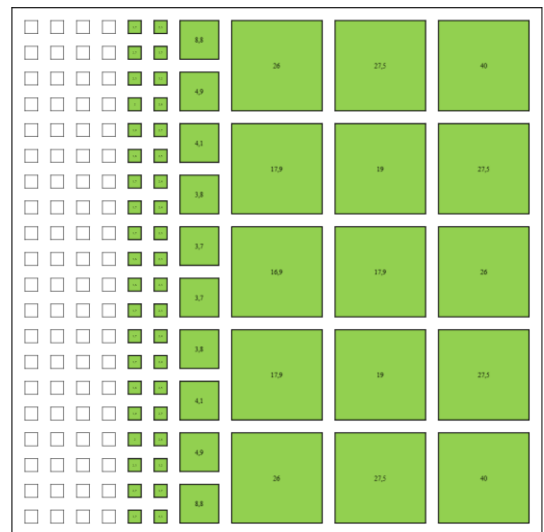


Рисунок 4.9.6 – После извлечения четырех рядов МКЦ.

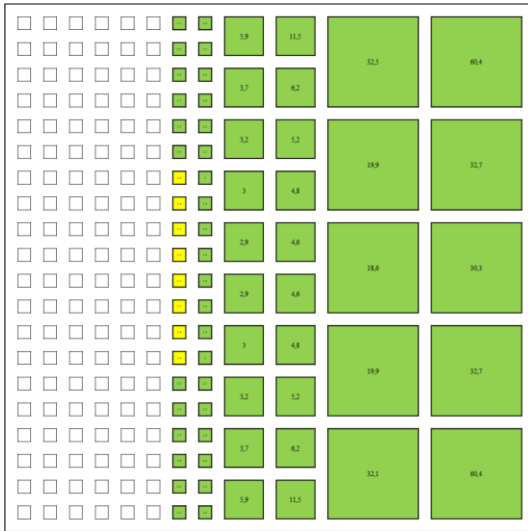


Рисунок 4.9.7 – После извлечения шести рядов МКЦ.

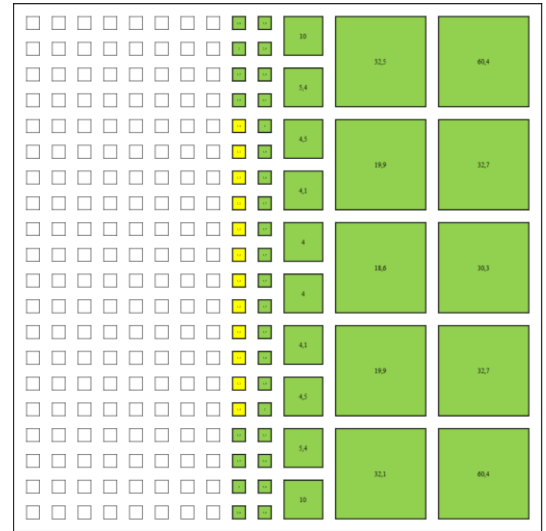


Рисунок 4.9.8 – После извлечения восьми рядов МКЦ.

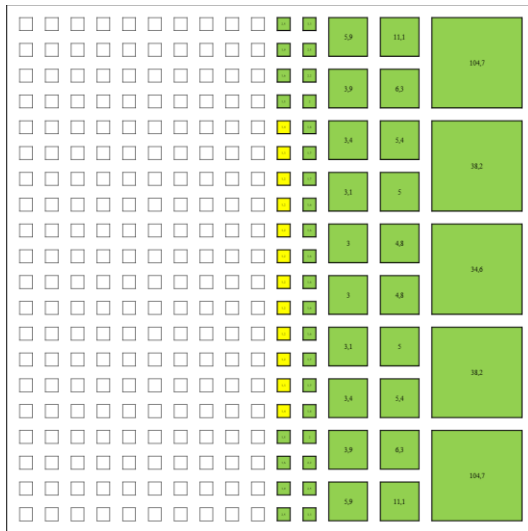


Рисунок 4.9.9 – После извлечения десяти рядов МКЦ.



Рисунок 4.9.10 – После извлечения двенадцати рядов МКЦ.

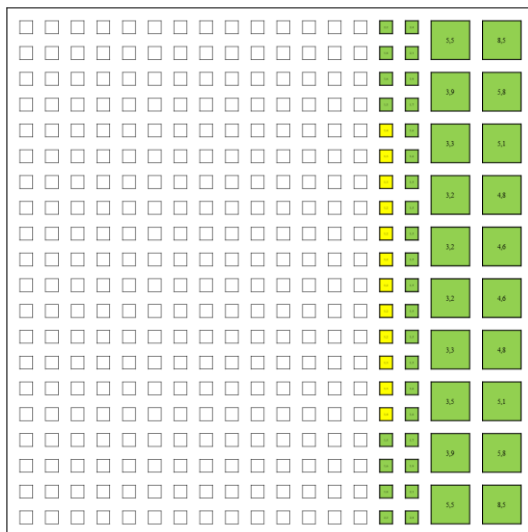


Рисунок 4.9.11 – После извлечения четырнадцати рядов МКЦ.

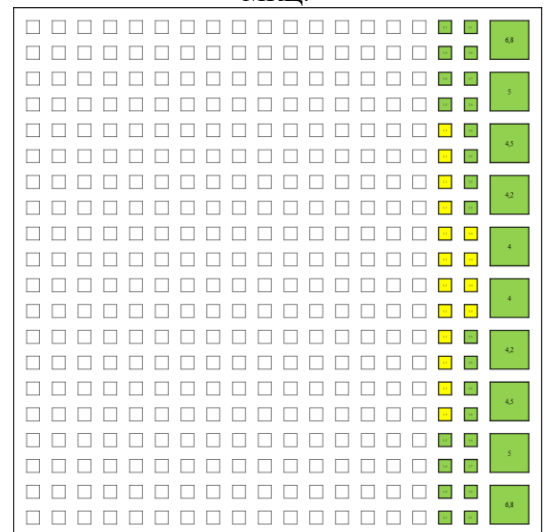


Рисунок 4.9.12 – После извлечения шестнадцати рядов МКЦ.

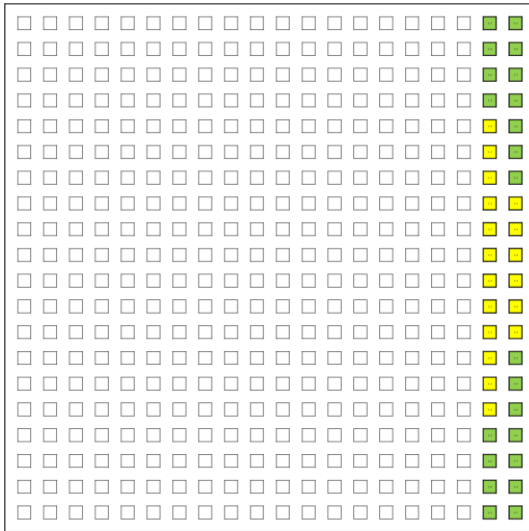


Рисунок 4.9.13 – После извлечения восемнадцати рядов МКЦ.

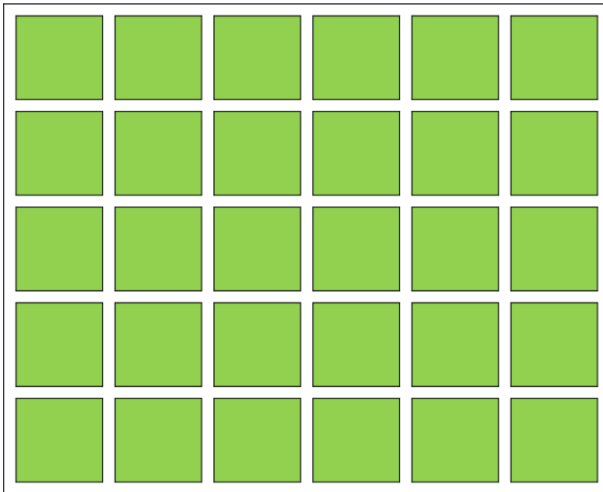


Рисунок 4.10.1 – Разделение массива на блока с площадями $50 \times 50 = 2500 \text{ м}^2$.

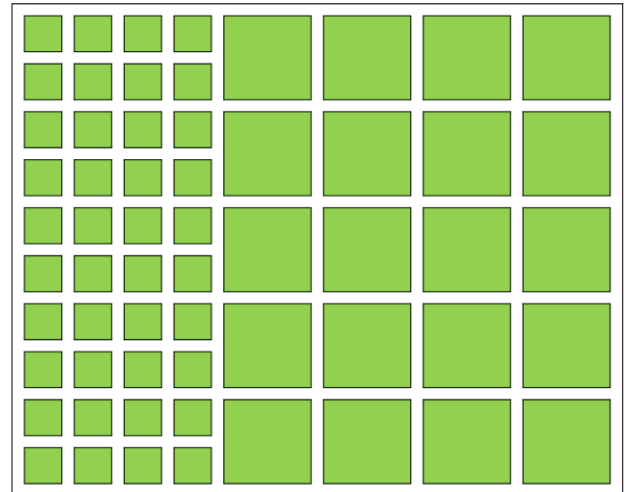


Рисунок 4.10.2 – После оформления четырех рядов массивных целиков (МЦ) площадями $22 \times 22 = 484 \text{ м}^2$.

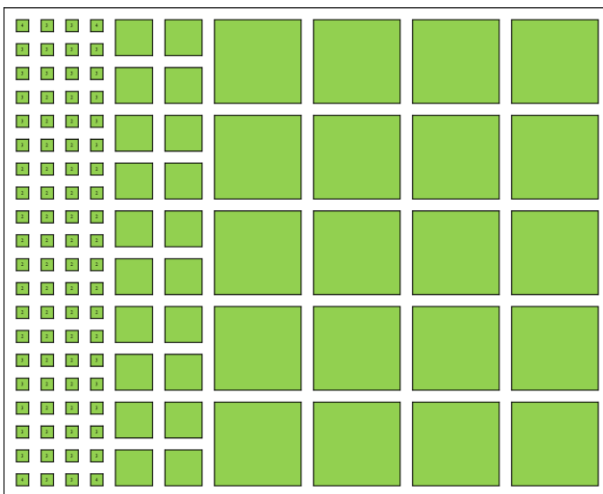


Рисунок 4.10.3 – После оформления четырех рядов междукамерных целиков (МКЦ) площадями $8 \times 8 = 64 \text{ м}^2$.

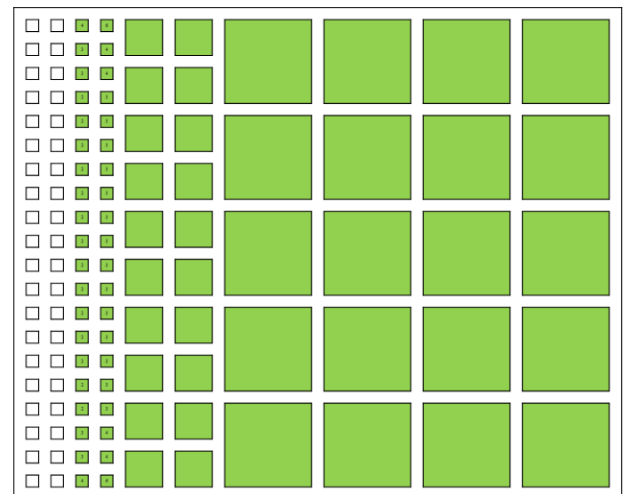


Рисунок 4.10.4 – После погашения двух рядов МКЦ.

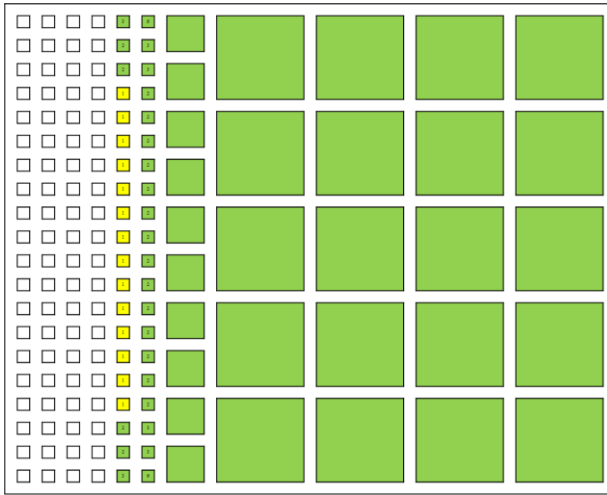


Рисунок 4.10.5 – После извлечения четырех рядов МКЦ.

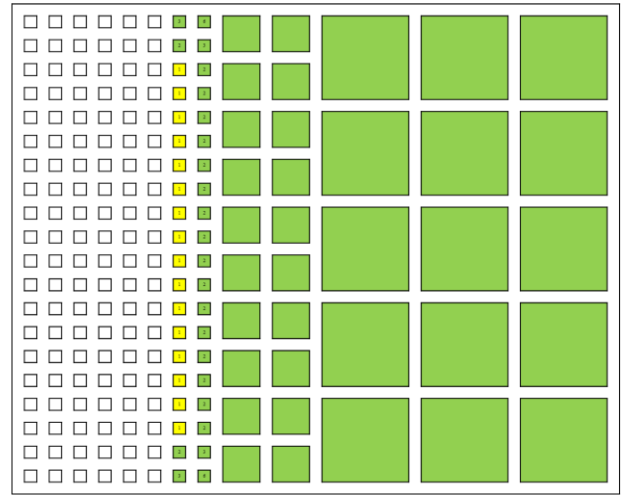


Рисунок 4.10.6 – После извлечения шести рядов МКЦ.

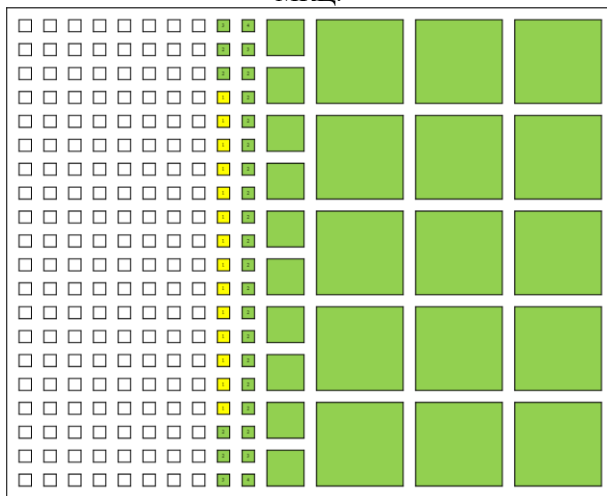


Рисунок 4.10.7 – После извлечения восьми рядов МКЦ.

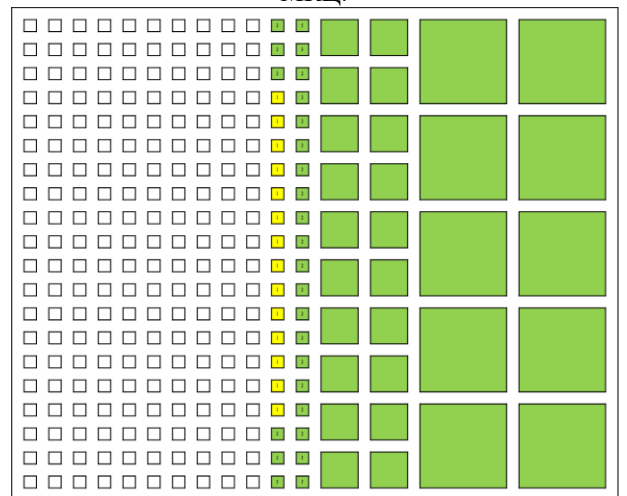


Рисунок 4.10.8 – После извлечения десяти рядов МКЦ.

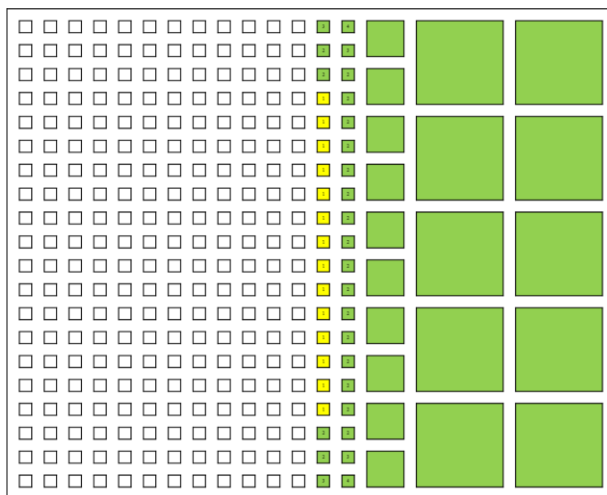


Рисунок 4.10.9 – После извлечения двенадцати рядов МКЦ.

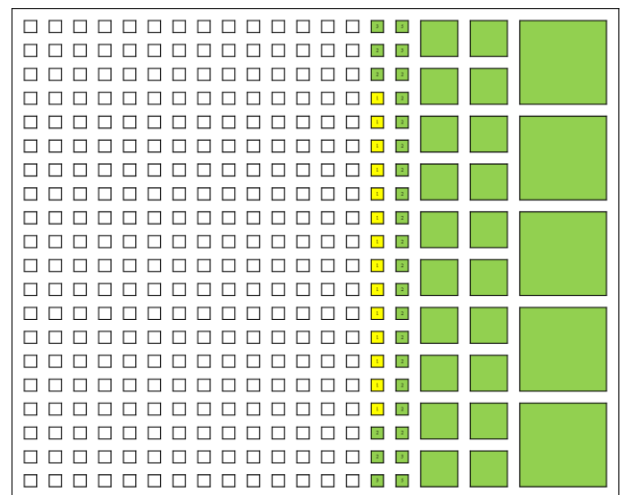


Рисунок 4.10.10 – После извлечения четырнадцати рядов МКЦ.



Рисунок 4.10.11 – После извлечения шестнадцати рядов МКЦ.

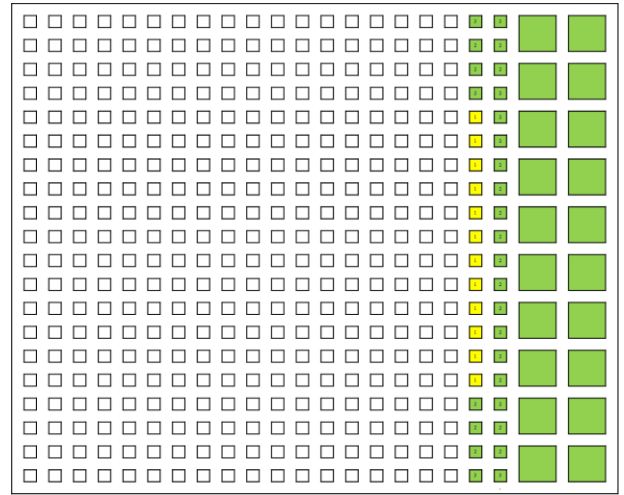


Рисунок 4.10.10 – После извлечения восемнадцати рядов МКЦ.

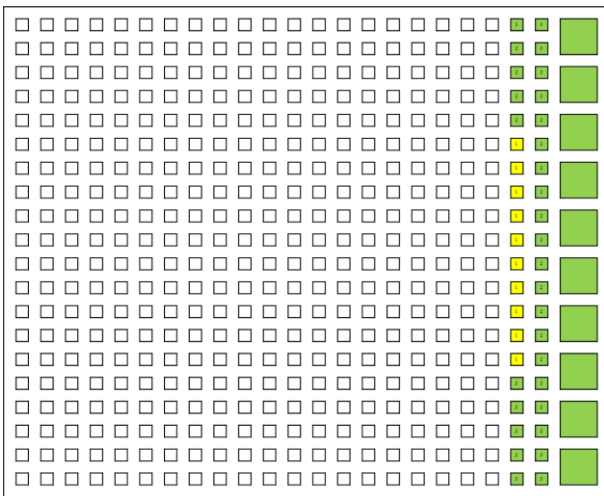


Рисунок 4.10.13 – После извлечения двадцати рядов МКЦ.

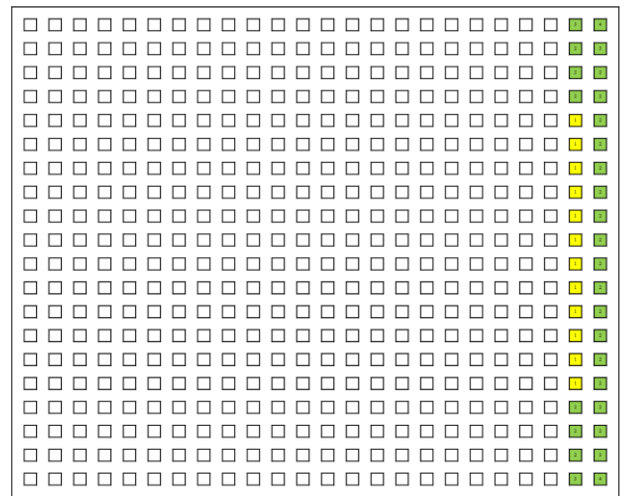


Рисунок 4.10.14 – После извлечения двадцати двух рядов МКЦ.

4.11 Организация и контроль ведения повторной разработки

1. Экспертная комиссия в составе главного инженера шахты, старшего маркшейдера и геолога, геомеханика шахты и начальника участка согласно §171 ЕПБ (М; Недра, 1977 г.) определяет возможность доступа людей в отработанные камеры и меры безопасного нахождения, работающих в них для ведения повторной выемки из открытого выработанного пространства. Акт обследования выработанного участка отработки целиков с выводами комиссии утверждаются главным инженером рудника. За соблюдением проекта организации работ, способа отбойки и уборки руды ответственность возлагается на главного инженера рудника, а ответственность начальника

шахты, начальника участка и других инженерно-технических работников определяется приказом по руднику.

2. На основании акта обследования выработанного пространства участка (панели), результатов геомеханического мониторинга (сейсмика, оседания земной поверхности) и геолого-маркшейдерской документации (планы и разрезы) определяют запас прочности оставленных целиков и выдают геомеханическое заключение возможность повторной разработки с рекомендуемой схемой и последовательностью ведения горных работ.

3. Согласно геомеханического заключения делают проект на повторную разработку.

3. Барьерные целики вовлекают в отработку совместно с междуканальными целиками единым фронтом. Прорезка барьерных целиков производится с опережением не более, чем 2-3 ряда по отношению к линии погашения выработанного пространства.

4. Междуканальные целики, которые к началу выемки обладают запасом прочности не менее $n=1.2$ вовлекаются в повторную отработку (гл. 1.5.4).

5. Целики, запас прочности которых менее нормативного значения или не доступные по горнотехническим условиям для полного обрушения, не вовлекаются в повторную отработку. Погашение этих целиков ведут либо обрушением и взрыванием 2-3 шпуров (скважин) в нем, либо обрушением кровли над ним и в примыкании – перебуrom с ближайшего целика и их взрыванием.

6. Отстой рабочего забоя после взрыва, до начала выполнения процесса погрузки руды, должен составлять не менее 1 смены для стабилизации геомеханической обстановки.

7. В рабочей панели в смену производят отбойку не более одного целика за один прием.

8. Для исключения зависания кровли применяют один из способов ее принудительной посадки. В кровле через целик пробуривают в сторону

обрушенной толщии пород наклонные скважины, которые заряжают и взрывают совместно с целиком. Перебур целиков в кровлю ведут через ряд, оговаривая проектом возможность другой схемы – перебуривания через 2 ряда МКЦ или по целикам в шахматном порядке, что устанавливается комиссионно исходя из фактического развития обрушения кровли и в целом состоянии отработки панели.

9. При ухудшении геомеханического состояния выработанного пространства (интенсивное проявление горного давления в виде тресков, заколообразования, толчков и др.) все горные работы должны быть приостановлены до стабилизации геомеханической обстановки.

10. Составными частями механизации и организации работ по выемке целиков являются:

- обследование участка ведения работ сменным мастером и выдача наряд допуска на производство определенных видов работ (погрузка, обезопасивание, бурение, зарядание и др.);

- оборка заколов с целиков и кровли с помощью устройства ОКН (конструкции ЖезказганНИПИцветмет) с максимальной высотой оборки до 11,5 м (рисунок 4.11);



Рисунок 4.11 – Оборщик кровли ОКН

- интенсивная выемка целиков, вследствие которого за сравнительно короткое время не происходит полное перераспределение горного давления (пригрузка целиков на границе с обрушением не успевают развиться до максимума);
- технологические перерывы в процессе ведения работ (после взрыва и на период посадки кровли) до момента стабилизации геомеханической ситуации в панели;
- сейсмический мониторинг состояния налегающей толщи пород (рисунок 4.12, 4.13);

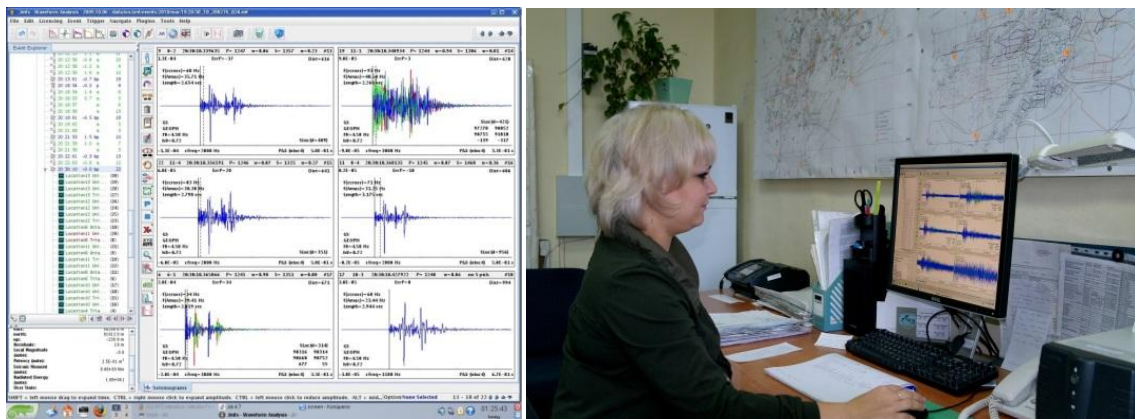


Рисунок 4.12 – Обработка сейсмических событий в реальном времени

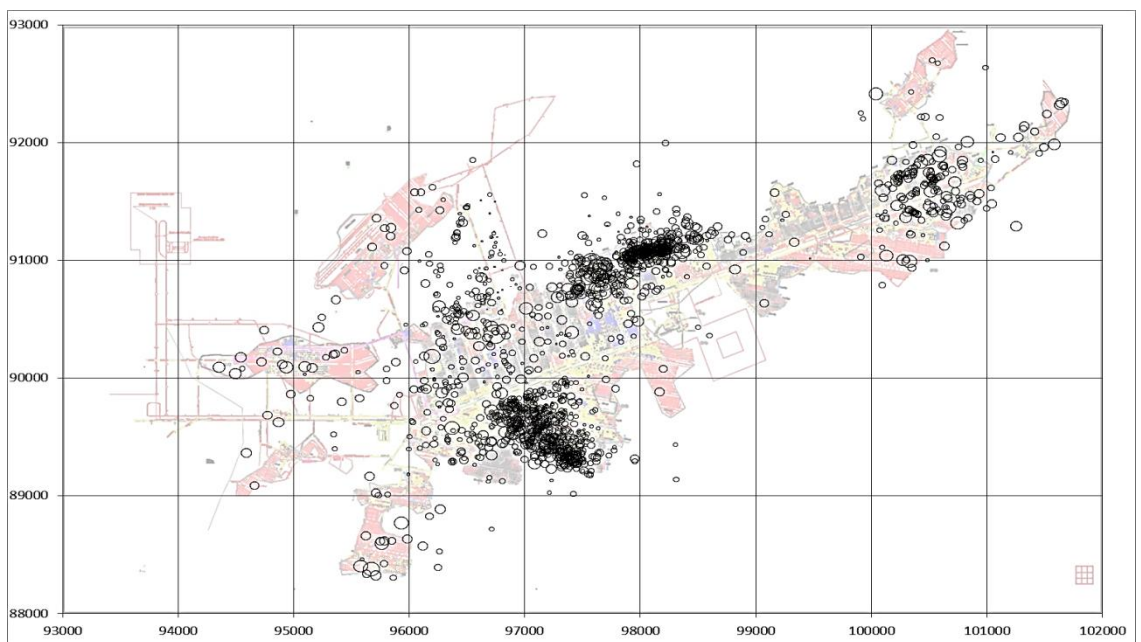


Рисунок 4.13 – Годовая сейсмическая активность на месторождении

- контроль оседания непосредственной кровли камер датчиками смещений, установленных по трассам движения и центральных камерах панели (рисунок 4.14);

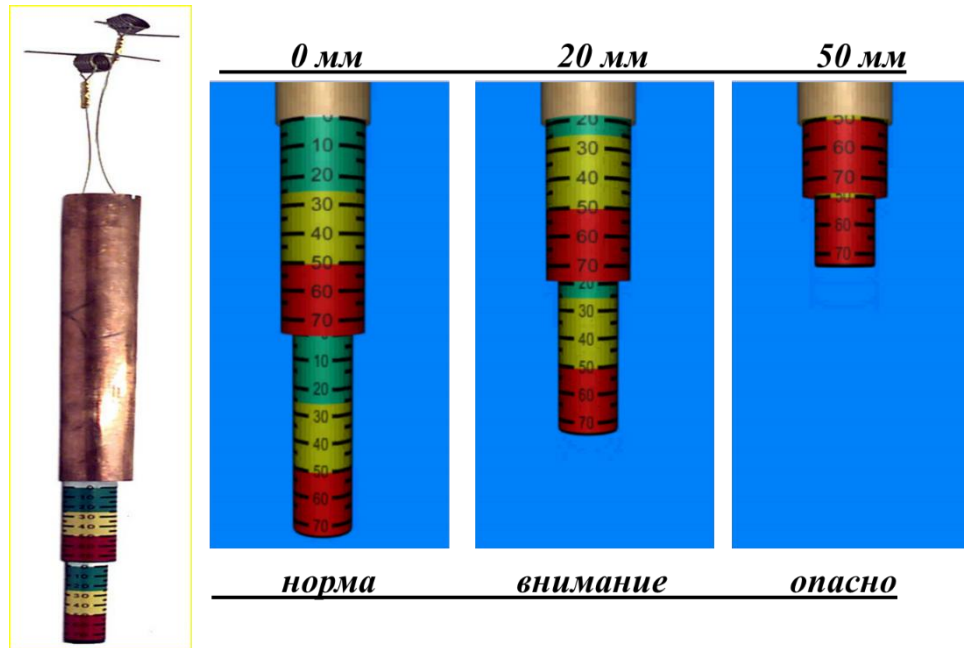


Рисунок 4.14 – Датчик смещений кровли

- контроль оседания земной поверхности по профильным линиям (рисунок 4.15);



Рисунок 4.15 – Замер оседания земной поверхности по реперу

- декадное (и по необходимости) обследование участка геомехаником шахты с целью контроля соблюдения проектных решений с возможной корректировкой горных работ по фактическому геомеханическому состоянию выработанного пространства.

4.12 Выводы по четвертой главе

Опираясь на геомеханические и горно-геологические условия месторождения Жаман-Айбат [90], анализ проявлений горного давления при первичной и повторной отработке [5, 38] и результаты вышеизложенных исследований с расчетами для отработки оставшихся запасов месторождения Жаман-Айбат, рекомендуется использовать две системы разработки с новым принципом определения параметров камерно-столбовой системы разработки с постоянной шириной очистной камеры ($l=6\text{м}$): [72]

1. для залежей мощностью более 4 м традиционную камерно-столбовую систему разработки с измененными параметрами в две стадии: 1) извлечение камерных запасов; 2) одновременное извлечение МКЦ и БЦ сразу же после извлечения запасов камер без длительного поддержания пустот (56% балансовых запасов); [72]

2. для мощности менее 4 м, по предложению горно-проектного института, в опытном порядке сплошную систему разработки с обрушением (польская технология) без разделения на панели, без оставления БЦ (44% балансовых запасов). [72]

На основе проведенных исследований, изложенных в данной главе, сформулировано следующее научное положение. *Извлечение целиков в рудных месторождениях со средней и ниже устойчивостью кровли должна базироваться на геомеханической оценке первичной отработки, в которой следует использовать принцип, базирующийся на использовании устойчивого пролета кровли, который остается неизменным при разных размерах целиков.*

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно–квалификационную работу, в которой предлагается новое решение актуальной научной задачи - геомеханическое обоснование способов извлечения целиков на месторождении Жаман-Айбат.

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

1. Установлена зависимость изменения устойчивости пород кровли очистных камер на месторождении Жаман-Айбат по сравнению с базовой шириной– 9 м, позволяющая в модельном виде осуществлять оценку геомеханического состояния (при уменьшении ширины до 7 м, устойчивость кровли увеличится в 1,6 раза, при 6 м – в 2,3 раза) и выбор в конкретных условиях;

2. Определен граничный коэффициент запаса прочности междукамерных целиков, вовлекаемых в повторную отработку, для пород, слагающих месторождение Жаман-Айбат ($n_{гр} = 1,15$);

3. Определено условие полной подработки земной поверхности для условий месторождения Жаман-Айбат ($L_{э} > H/3$);

4. Модельными расчетами выявлены зависимости максимальных значений коэффициентов концентраций опорного давления на МКЦ при разном порядке извлечения целиков (клином из середины, рядами с края, рядами из середины) от мощности обрушаемой толщи на месторождении Жаман-Айбат ($\max k_k$ варьируется от 1,3 до 2,55);

5. Доказано, что при извлечении целиков клином из середины приводит к росту опорного давления на крайние целики, примерно, на 20%, по сравнению с рядами с края и из середины панели;

6. Численно показано, что полная подработка земной поверхности и посадка налегающей толщи до поверхности снижает нагрузки на прилегающие целики почти в 2 раза, чем при зависании кровли на БЦ;

7. Обоснованы способы извлечения целиков на рудных месторождениях со средней и ниже устойчивостью кровли, которые следует определять на основе комплексного рассмотрения в модельном виде следующих геомеханических параметров: соотношения размеров очистной камеры и глубины разработки (условия подработки); граничной величины коэффициента запаса прочности междукамерных целиков; фактических нагрузок на междукамерные целики.

8. Доказано, что характер перераспределения нагрузок на междукамерные целики при повторной разработке месторождения, и их величина зависит от порядка отработки целиков; при этом повышение ее рациональности достигается в условиях полной подработки и полевой подготовки отработки барьерных целиков.

9. Предложен новый принцип определения параметров камерно-столбовой системы разработки для месторождения Жаман-Айбат, в основе которого определение критического пролета кровли, который остается неизменным при разных размерах целиков.

Перспективы дальнейшей разработки темы диссертации - это создание методики сейсмического мониторинга с целью наработки критериев прогноза внезапных обрушений налегающей толщи, а также установление взаимосвязи высоты зоны обрушения с размерами погашенного выработанного пространства и другими показателями геомеханической ситуации (глубина разработки, выемочная мощность, структура и прочность массива пород налегающей толщи, природное поле напряжений). Данные исследования запланированы на руднике Жомарт.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абеов Е.А. Обоснование допустимых пролетов кровли при камерно-столбовой системе разработки на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) / Абеов Е.А., Байтажиков А.Е, Зейнулин А.А., Жараспаев М.А. // Горный журнал Казахстана № 5, 2019 г. – с. 37 – 41.

2. Алексеев, А.Д. Предельное состояние горных пород / А.Д. Алексеев, Н.В. Недодаев. – Киев: Наук. думка, 1982. – 200 с.

3. Алипбергенов, М.К. Развитие технологии повторной разработки жезказганского месторождения из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи/ Алипбергенов М.К., Юн А.Б., Зайцев О.Н., Макаров А.Б. // Горный журнал, 2000, № 8, с. 17-20.

4. Аманжолов, Э.А. Крепление горных выработок. - Презентация по курсу обучения горных мастеров. 2016.

5. Анализ по опытно-промышленной выемке целиков из открытого выработанного пространства панелей 7, 8, 9, 10 залежи 4-І рудника Жомарт / ГТО ТОО «Корпорация Казахмыс» , 2014. – С. 10.

6. Ардошев, К.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления: Справочник/Ардошев К.А., Ахматов В.И., Катков Г.А.// М.: Недра, 1981.

7. Байсаров, Л.В. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок/ Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И. // Днепрпетровск, Лира , 2005.

8. Баклашов, И.В. Геомеханика: учебник для вузов. В 2 т. / И.В. Баклашов // Том 1. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 208 с.

9. Баклашов, И.В.. Деформирование и разрушение породных массивов – Москва «Недра» 1988.

10. Барышников, В.Д. Определение напряжений методом щелевой разгрузки / Барышников В.Д., Болтенгаген И.Л., Коврижных А.М. //

Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. -Новосибирск, ИГД СО РАН, 2004.

11. Батугин, И.М. Геодинамическое районирование месторождения при проектировании и эксплуатации рудников. / Батугин И.М., Петухов И.М.// М.: Недра, 1988.

12. Бекбаев, С.М. Повторная разработка месторождений твердых полезных ископаемых/ Бекбаев С.М., Еловигов И.В., Сейдалиев А.С.// Алма-Ата. 1988.

13. Бениявски, З. Управление горным давлением / З. Бениявски. – М.: Мир, 1990. –254 с.

14. Битимбаев, М.Ж. Выемка целиков на отработанных рудных месторождениях / Битимбаев М.Ж., Бекбаев С.М., Гердт В.К. и др. // Москва «Недра», 1993.

15. Борщаговский, А.И. Опыт повторной разработки с массовым обрушением налегающих пород / Борщаговский А.И., Яковлев Ю.И., Волков А.П. //– Горный журнал, 1999, № 3.

16. Борщ-Компониец, В.И. Комплексные исследования проявления горного давления при разработке Жезказганского меднорудного бассейна камерно-столбовыми системами разработки. - М., МГИ, Дис. д.т.н., 1967.

17. Борщ-Компониец, В.И. Механика горных пород, массивов и горное давление. М., 1968.

18. Борщ-Компониец, В.И. Направленное управление горным давлением при помощи искусственной податливости междукамерных целиков в условиях Джекказгана. / Борщ-Компониец В.И., Попов В.Н. // В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1972.

19. Борщ-Компониец, В.И. Опыт и перспективы рациональной отработки мощных пологих пологопадающих залежей Джекказганского месторождения/ Борщ-Компониец В.И., Анциферов А.С., Зайцев О.Н., Бегляров, А.А.// М., МГИ, 1978.

20. Борщ-Компоницец, В.И. Практическая механика горных пород. – М., Горная книга, 2013. – 322 с.
21. Борщ-Компоницец, В.И., Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / Борщ-Компоницец В.И., Макаров А.Б. // М., Недра, 1986. – 270 с.
22. Борщ-Компоницец, Исследование проявлений горного давления в условиях Джезказгана / Борщ-Компоницец В. И., Пасечник И. И., Рыбасов В. И. // В сб. «Вопросы разработки и изучения месторождений полезных ископаемых» Вып. 50. М., 1964.
23. Виттке, В. Механика скальных пород / В. Виттке. – М.: Недра, 1990. – 439 с. 15. Власов, А.Н. Определение эффективных деформационных характеристик слоистых и трещиноватых скальных пород. Дис. На соискание ученой степени к.т.н., МИСИ, 1990.
24. Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения – Алматы-Жезказган, ИГД им. Д.А. Кунаева, 1998.
25. Временные правила охраны зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных работ на руднике Жомарт – Караганда, ГеоМарк, 2014.
26. Временные правила охраны сооружений на месторождениях с неизученным процессом сдвижения. Л., ВНИМИ, 1986. – 45 с.
27. Выполнить определение физико-механических свойств горных пород и руд месторождения Жаман-Айбат. – Отчет ООО Подземгазпром, Москва, 2006.
28. Галаев, Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1990. -176 с.
29. Горно-геологические условия и горнотехнические особенности разработки месторождения Жаман-Айбат. – Отчет КарПТИ, Караганда, 1990.
30. Гудман, Р. Механика скальных пород / Р.Е. Гудман. М.: Стройиздат, 1987. –232 с.

31. Гулевич, Г. Е. Рациональный порядок расположения и оптимальные размеры поддерживающих целиков при камерно-столбовой системе разработки. - М., Гипроцветмет, 1959.

32. Гулевич, Г.Е. Возможности уменьшения потерь в результате применения камерной системы разработки с опорными целиками. – В кн.: Потери при разработке полезных ископаемых и меры по их снижению. – М., ГосИНТИ, 1964.

33. Гулевич, Г.Е. О слабых сторонах теории предельного равновесия в приложении к расчету ленточных целиков - Горный журнал, 1970, № 8. - с. 27-31.

34. Ержанов, Ж.С. и др. Аналитические вопросы механики горных пород. Алма-Ата, 1968.

35. Ержанов, Ж.С. Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков / Ержанов Ж.С. Серегин Ю.Н., Смирнов В.Ф. // Алма-Ата, 1973.

36. Ерофеев, Н.П. Прогноз устойчивости горных выработок – Алма-Ата, «Наука», 1977г.

37. Ерофеев, Н.П. Устойчивость целиков и потолочин на рудниках Дзезказгана. Алма-Ата, «Наука», 1979.

38. Жараспаев, М.А. Определение прочности пород в массиве на основе применения методики обратных расчетов (рудник Жомарт, Республика Казахстан) / Жараспаев М.А., Толысбаев А.К. // Инновационные технологии в науке и образовании: сборник статей победителей IV Международной научно-практической конференции. В 3ч. Ч. 1 2017г. / МЦНС «Наука и просвещение», г. Пемза, 2017г. – С. 245 – 247.

39. Жараспаев, М.А. Опыт применения панельно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат // Интерактивная наука №11, Чебоксары, 2017 г. – С. 122 – 126.

40. Жараспаев, М.А. Результаты опытно-промышленных работ по повторной разработке на месторождении Жаман-Айбат (Республика

Казахстан) – Интерактивная наука, 2017, № 11, с. 127–132. – ISSN 2414-9411.

41. Жараспаев, М.А. Условия посадки налегающей толщи на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) / Жараспаев М.А., Толысбаев А.К. // International Scientific Conference «Science. Research. Practice». Международная научная конференция «Наука. Исследования. Практика», г. Санкт-Петербург, 2017г. – С. 77 – 80.

42. Зайцев, О.Н. Геомеханическое обоснование технологии повторной разработки междукамерных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи/ Зайцев О.Н., Макаров А.Б., Юн А.Б. // Маркшейдерский вестник . 1999. № 4. – С. 17 – 23.

43. Зайцев, О.Н., Геомеханическое обоснование технологии повторной разработки междукамерных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи / Зайцев О.Н., Макаров А.Б., Юн А.Б., // Маркшейдерский вестник, 1999, № 4, –С. 17–23.

44. Измерения напряженно-деформированного состояния горного массива на месторождении Жаман-Айбат – Отчет Горного института УрО РАН, Пермь, 2013.

45. Ильштейн, А.М. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений / Ильштейн, А.М., Ю.М. Либерман, Е.А. Мельников, В. Рахимов, В.М. Рыжиик // Наука, М. 1964 г. – 139 с.

46. Исследование проявления горного давления и сдвижения налегающей толщи пород при опытном и промышленном внедрении новых систем разработки на Миргалымсайском месторождении - отчет НИР (Заключительный) ВНИМИ; руководители: Орлов Ю.Д., Севастьянов Б.Н. – 05-09, Л-д, 1975.

47. Исследование смещений пород непосредственной кровли в горных выработках рудника Жомарт/ Аманжолов Э.А., Еркешов А. – Отчет ГТУ Корпорации Казахмыс, Алматы, 2012.

48. Исследование физико-механических свойств горных пород на вновь осваиваемых месторождениях. – Отчет ИГД им. Д.А.Кунаева, Алматы, 2005.

49. Карпиков, А.А. Изменение нагруженного состояния МКЦ в ходе повторной разработки. – Сб. материалов международной конференции «Новые идеи в науках о земле», М, 2006.

50. Карпиков, А.А. Расчет нагрузок на целики при повторной разработке. – Сб. материалов международной конференции «Новые идеи в науках о земле», М, 2003.

51. Ким, Д.Н. Влияние структуры на сдвиговую прочность массива и определение расчетных механических характеристик. // ТрудыВНИМИ, № 72, Л.: 1969, –С. 568-585.

52. Койфман, М.И. Главный масштабный эффект в горных породах и углях // Проблемы механизации горных работ. М.: Изд-во АН СССР, 1963. – С. 39-56.

53. Космодамианский, А. С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения. Труды ВНИМИ. Т. 45, Л., 1962.

54. Космодамианский, А.С. Упругое равновесие изотропной пластинки, конечным числом криволинейных отверстий. «Прикладная механика», 1961, т. 7, № 6.

55. Костюк, В.В. Геомеханический анализ конструкции днища для систем с закладкой/ Костюк В.В., Макаров А.Б., Мякшев В.С, Ушков С.Г. //Горный журнал. 1980. №10. – С. 44-46.

56. Кузнецов, Г.Н. Исследование деформаций и давлений, возникающих в многослойной консоли кровли, и взаимодействие ее с крепью. В сб. «Вопросы горного давления и сдвижения горных пород». Вып. 34. Л., 1960.

57. Кузнецов, Г.Н. Определение полной несущей способности кровли поземных выработок. Труды ВНИМИ. Вып. 22. Л., 1950

58. Кузнецов, С.В. Напряженное состояние и прогноз поведения массива при камерно-столбовой системе разработки / Кузнецов С.В., Милитенко И.В., Нугманов К.Х., Слоним М.Э. // Алма-Ата, 1987.

59. Лавров, А.В. Акустоэмиссионный эффект памяти в горных породах / Лавров А.В., Шкуратник В.Л., Филимонов Ю.Л. // М.: Изд-во МГГУ, 2004.

60. Левина, И.О. Дополнительные исследования напряжений в междукамерных целиках. Труды сейсмологического института, № 108, М.-Л., 1941.

61. Либерман, Ю.М. Метод определения давления на целики при разработке изолированными панелями. В сб. «Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород», М., 1962.

62. Лысенко, И.З. К оценке несущей способности широких панельных целиков в условиях Джезказганского месторождения / Лысенко И.З., Раденко Е.С., Жукович И.Е. // Труды ИГД АН КазССР, т. 27. Алма-Ата, Наука, 1967, –С. 13-18.

63. Макаров, А.Б. Обратный расчет прочности массива руды по факту разрушения междукамерных целиков. – В кн.: Геотехнология-2013: Проблемы и пути инновационного развития горнодобывающей промышленности / Труды VI международной научно-практической конференции. - Алматы, 2013, –С. 189-194

64. Макаров, А.Б. Оценка природного напряженного состояния массива на руднике Жаман-Айбат / Макаров А.Б., Мосякин Д.В., Карпиков А.А. // Горный журнал, 2005, № 9-10.

65. Методика оценки устойчивости междукамерных целиков, вовлекаемых в повторную разработку. – М., РГГРУ, 2005, –55 с.

66. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов / Г.Т. Нестеренко, Б.С. Скозобцев, В.Д. Палий и др. // Л.: ВНИМИ, 1972 г.

67. Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., изд. АН СССР, 1962.

68. Михлин, С.Г. О напряжениях в породе над угольным пластом. Известия АН СССР. ОТН. 1942, № 7, 8.

69. Модестов, Ю. А. Совместный расчет междупородных целиков при разработке пластовых месторождений. В сб. «Методы определения размеров опорных целиков и потолочин». М., 1962.

70. Мусин, А.Ч. Устойчивость кровли и параметры камер и целиков в Условиях Джекказганского месторождения/ Мусин А.Ч., Бакаев М.Т. // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., изд. Академии наук, 1962. – С.60-72.

71. Мустафин, М.Г. Механизм возникновения горных ударов с разрушением почвы выработок. Записки Горного института. 2016. Т. 217. С. 41-49.

72. Мустафин, М.Г. Моделирование разрушения массива горных пород в процессе подвигания очистного забоя с разной скоростью / М.Г. Мустафин // Записки Горного института. Т. 171. 2007. – С. 130-133.

73. Мустафин, М.Г. **Определение параметров повторной разработки рудных месторождений/ Мустафин М.Г., Жараспаев М.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 6 (специальный выпуск 16). – С. 3-15. DOI:10.25018/0236-1493-2019-6-16-3-15.**

74. Мустафин, М.Г. **Оценка напряженного состояния барьерного целика для выбора технологических параметров повторной разработки рудных месторождений/ Мустафин М.Г., Жараспаев М.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 6 (специальный выпуск 16). – С. 16-22. DOI:10.25018/0236-1493-2019-6-16-16-22.**

75. Мустафин, М.Г., **Методические вопросы безопасного извлечения целиков при панельно-столбовой системе разработки на месторождении Жаман-Айбат/ Мустафин М.Г., Жараспаев М.А.// Естественные и технические науки № 3 (105) 2017г. / Издательство «Спутник+», М., 2017 г. – С. 46 – 49.**

76. Мусхелишвили, Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. Изд-во АН СССР, 1954.

77. Мюллер, Л. Инженерная геология. Механика скальных массивов / Мюллер Л. Мир, 1971. – 255 с.

78. Нестеров, М.П. Об инженерных методах расчета ленточных целиков - Горный журнал, 1967, № 9. – С. 25–29.

79. Отчет об опытно-промышленных работах по повторной отработке целиков в панели 2 рудника Жомарт / ГГУ ТОО «Корпорация Казахмыс». 2009. – С. 3.

80. Пасечник, И.И. Определение параметров камерных систем разработки месторождений методами механики сплошных сред/ Пасечник И.И., Рыбасов В.И. // В сб. «Аналитические методы исследования и математическое моделирование горных процессов». М., 1963.

81. Певзнер, М.Е. Геомеханика / М.Е. Певзнер, М.А. Иофис, В.Н. Попов// Издательство Московского государственного горного университета, М., 2008, – 438 с.

82. Протопопов, И.И., Палий В.Д., Пискарев В.К., Афанасьев Ю.С. Сб.: Прогноз геомеханических процессов и управление горным давлением на шахтах. Л.:ВНИМИ, 1985, –с. 84-93.

83. Рахимов, В.Р. Механические процессы в массиве горных пород при камерной системе разработки .Ташкент, «Фан», 1980.

84. Рахимов, В.Р. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность. В сб. «Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород». М., 1962.

85. Рекомендации к повторной отработке МКЦ и БЦ панелей 15, 16, 17, 18 желези 4-I рудника «Жомарт» / ГТО ТОО «Корпорация Казахмыс» . 2015. – С. 6.

86. Ржаницын, А.Р. Теория надежности – М., Стройиздат, 1980.

87. Руппенейт К. В. Обоснование инженерного метода определения давлений на междукамерные целики/ Руппенейт К. В. Давыдова Н. А. //

Физико-механические свойства, давление и разрушение пород. Вып. 1. М., 1962.

88. Руппенейт, К.В. Введение в механику горных пород/ Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. // М., 1960.

89. Руппенейт, К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М., Недра, 1975. – 223 с.

90. Руппенейт, К.В. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., изд. Академии наук, 1962. – С.17-33.

91. Рыльникова, М.В. Геомеханика / Рыльникова М.В., Зотеев О.В. // Москва., «Руда и Металлы», 2003.

92. Савин, Г.Н. Напряжения в упругой плоскости с бесконечным рядом равных вырезов. ДАН СССР, 1939. Т. XXIII, № 6.

93. Севастьянов, Б.Н. Управление горным давлением при выемке целиков/ Севастьянов Б.Н., Удалов А.Е., Битимбаев М.Ж., Бекбаев С.М. // Управление горным давлением и прогноз безопасных условий освоения угольных месторождений. Л.: ВНИМИ, 1990, –с. 137–143.

94. Слесарев, В.Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна. М., 1952.

95. Ставрогин, А.Н. Механика деформирования и разрушения горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня/ – М.: Недра, 1992. –224 с.

96. Ставрогин, А.Н. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня/ – М.: Недра, 1985. –271 с.

97. Стаматиу, М. Расчет целиков на соляных рудниках. М., 1963.

98. Техничко-экономическое обоснование промышленных кондиций на медные руды месторождения Жаман-Айбат – ТОО Геолсервис, Алматы, 2013.

99. Технологическая инструкция по повторной разработке Жезказганского месторождения с обрушением налегающей толщи пород – Жезказган, ЖГМК, 2004.

100. Токсаров, В.Н. и др. Оценка напряженного состояния целиков на руднике Жомарт. – В кн.: Научно-техническое обеспечение производства. Алматы, ИГД им. Кунаева Д.А., 2015, – С. 114-118.
101. Турчанинов, И.А. Основы механики горных пород / И.А. Турчанинов М.А. Иофис Э.В. Каспарьян. – Ленинград: Недра, 1989. –488 с.
102. Турчанинов, И.А. Основы механики горных пород/ Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В.// Москва, Недра, 1977.
103. Фисенко, Г.Л. О расчете ленточных целиков методом предельного равновесия - Горный журнал, 1972, № 5. – С. 57-60.
104. Фисенко, Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок – М., Недра, 1976.
105. Фисенко, Г.Л. Прочностные характеристики массива горных пород. В сб. "Механика горных пород и маркшейдерское дело, Углетехиздат, М., 1959, – С. 91-100.
106. Хомяков, В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984.
107. Цимбаревич, П.М. Механика горных пород. М., 1948.
108. Цыгалов, М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. - М.: Недра, 1985.
109. Чабдарова, Ю.И. Горное давление в антиклинальных структурах Джекказгана/ Чабдарова Ю.И., Жужгов, Ю.В., Букин, А.Н. //Алма-Ата, Наука, 1980.
110. Чарковский, К.И. Обоснование метода обратного расчета прочности междукамерных целиков по факту их разрушения. Диссертация на соискание ученой степени к.т..н. – М., МГГУ, 2004.
111. Черников, А.К. Несущая способность слоистых целиков - Известия ВУЗов. Горный журнал, 1982, № 12. –С. 13-17.
112. Черников, А.К. Несущая способность целиков с несимметричными контактными условиями - Известия ВУЗов. Горный журнал, 1980, № 3. –С. 14-17.

113. Черников, А.К. О несущей способности однородных целиков - Известия ВУЗов. Горный журнал, 1978, № 10. – С. 14-21.

114. Чернышев, С.Н. Трещины горных пород / С.Н. Чернышев. – М.: Наука, 1983. – 240 с.

115. Шашенко, А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев. – Д.: Национальный горный университет, 2008. – 224 с.

116. Шерман, Д.И. К вопросу о напряженном состоянии междукамерных целиков. Упругая весомая среда, ослабленная двумя выработками эллиптической формы. Известия АН СССР. ОТН, 1952, № 6, 7.

117. Шерман, Д.И. О напряжениях в весомой полуплоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями. «Прикладная математика и механика». Т. 15, Вып. 3, 1951.

118. Шуплецов, Ю.П. Зависимость прочности массива скальных пород от геомеханических свойств и размеров обнажений – Горный журнал, 1998, № 11-12.

119. Юн, А. Б. Нагруженность междукамерных целиков при повторной разработке/ Юн А. Б., Макаров А. Б., Мосякин Д. В., Карпиков, А. А., Чарковский К. И. // Горный журнал, № 5, 2002.

120. Юн, А. Б. Разработка и обоснование параметров горнотехнической системы комплексного освоения Жезказганского месторождения в условиях восполнения выбывающих мощностей рудников., Диссертация на соискание ученой степени к.т..н. – М., НИТУ «МИСиС», 2016.

121. Юн, А.Б. Обратный расчет прочности междукамерных целиков по факту их разрушения / Юн А.Б., Макаров А.Б., Мосякин Д.В., Чарковский К., Карпиков А.А. // Горный журнал, 2005, № 3, –С. 45-51.

122. Юн, Р.Б. Технологическая инструкция по повторной разработке Жезказганского месторождения подземным способом [Нормативный

документ] / Юн Р.Б., Зайцев О.Н., Ибраев Т.Т. // Жезказган, изд. Корпорации «Казахмыс». 1999. – С. 17.

123. Юн, Р.Б. Технологическая инструкция по повторной разработке Жезказганского месторождения подземным способом (нормативный документ) – Жезказган/ Юн Р.Б., Зайцев О.Н., Ибраев Т.Т. // изд. Корпорации «Казахмыс», 1999.

124. Alejano, R. Rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses/ R. Alejano, AureaPerucho, Claudio Olalla, Rafael Jiménez. – CRC Press, 2014. –372 p.

125. Barton, Nick. Effects of block size on the shear behaviour of jointed rock / Nick Barton, S.Bandis // 23rd U.S. symp. On rock mechanics. Berkeley. 1982. – P. 739-760.

126. Barton, Nick. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions / Nick Barton // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2013. Volume 5(4). –P. 249-261.

127. Barton, Nick. Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints / Nick Barton, S. Bandis, K. Bakhtar // Int j Rock Mech Min Sci and GeomechAbstr. 1985. Volume 22(3). – P. 121-140.

128. Bidgoli, Majid Noorian. Numerical evaluation of strength and deformability of fractured rocks / Majid NoorianBidgoli, Zhihong Zhao, Lanru Jing // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2013. Volume 5(6). –P. 419-430.

129. Brady, B.H.D., Brown, E.T. Rock Mechanics for Underground Mining. – Kluwer Academic Publishers, New York. 2004.

130. Brady, B.H.G. Rock mechanics for underground mining, third edition/ B.H.G. Brady, E.T. Brown. – Kluwer academic publishers, 2005. –645 p.

131. Cai, M. Back-analysis of rock mass strength parameters using AE monitoring data / M. Cai, H. Morioka, P.K. Kaiser, Y. Tasaka, H. Kurose, M. Minamim T. Maejima // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2007. Volume 44(4). –P. 538-549.

132. Diederichs, M.S., Kaiser P.K. Stability of large excavations in laminated hard rock masses: the voussoir analogue revisited – *Int J of Rock Mech Min Sci*, 1999, –p. 97 - 117.
133. Elmo, Davide. An integrated numerical modelling–discrete fracture network approach applied to the characterisation of rock mass strength of naturally fractured pillars / Davide Elmo, Doug Stead // *Rock Mech Rock Eng*. 2010. Volume 43(3). –P. 3-19.
134. Esmaili, Kamran. Estimating geometrical and mechanical REV based on synthetic rock mass models at Brunswick Mine / Kamran Esmaili, John Hadjigeorgiou, Martin Grenon // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.2010. Volume 47(6). –P. 915-926.
135. Esterhuizen, G.S., Dolinar D.R., Ellenberger J.L., Prosser L.J. Pillar and Roof Span Design Guidelines for Underground Stone Mines, National Institute for Occupational Safety and Health – USA, 2011.
136. Esterhuizen, GS. Evaluation of the strength of slender pillars // *Trans Soc Min Explor Geol*. 2006. Volume 320. –P. 69–76.
137. Farahmand, K. Investigating the scale-dependency of the geometrical and mechanical properties of a moderately jointed rock using a synthetic rock mass (SRM) approach / K. Farahmand, I. Vazaios, M.S. Diederichs, N. Vlachopoulos // *Computers and Geotechnics*. 2017.
138. Evans, W. H. The strength of undermined strata. *Trans. – Inst. Min. Metall*, 1941.
139. Fayol, M. Sur les mouvements de terrain provoques par l'exploitation des mines. *Bull. Soc. l'Industrie Minerale*, 1885.
140. Goodman, Richard E. Block theory and its application to rock engineering / Richard E. Goodman. – Prentice Hall, 1985. –352 p.
141. Goodman, Richard E. Introduction to Rock Mechanics second edition / Richard E. Goodman. – Wiley, 1989. –576 p.
142. Goodman, Richard E. Methods of geological engineering in discontinuous rocks / Richard E. Goodman. – West publishing co., 1976. –484 p.

143. Hedley, D. Stope-and-pillar design for the Elliot Lake Uranium Mines /Hedley D., Grant F. // Bull Can Inst Min Metall.1972. Volume 65. – P. 37-44.
144. Heuze, Francois E. Scale effects in the determination of rock mass strength and deformability / Francois E. Heuze // Rock mechanics. 1980. Volume 12. – P. 167-192.
145. Hoek, E., Diederichs M.S. Empirical estimation of rock mass modulus, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43 – Canada, 2006.
146. Hoek, E, Carter T.G., Diederichs M. S. (2013). Quantification of the Geological Strength Index chart. - ARMA 13-672. – 8 p.
147. Hoek, E. (2012). Evolution of the Hoek-Brown criterion and the associated Geological Strength Index GSI. www.rocsience.com. – 52 p.
148. Hoek, E., Diederichs M.S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus. – Int. J. of Rock Mechanics & Mining Sciences. 43. – pp. 203-215.
149. International Society for Rock Mechanics (ISRM) working groups (1981): Rock characterization, testing and monitoring. Brown E.T., editor, Pergamon Press, New York, –211 p.
150. Jaeger, J.C. Fundamentals of rock mechanics / J.C. Jaeger, N. G. Cook, R.W. Zimmerman. – Blackwell, 2007. –489 p.
151. Jian Ping, Yang. Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling /Yang JianPing, Chen WeiZhong, Yang DianSen, Yuan JingQiang // Computers and Geotechnics. 2015. Volume 64. –P. 20-31.
152. Jing, L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering / L. Jing // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2003. Volume 40. –P. 283-353.
153. Kendorski, F.S. Towards an Improved Stone Mine Pillar Design Methodology: Observations from a Mistake, 26th International Ground Control Conference in Mining 2007 – USA, 2007.

154. Kimmelman, MR. The use of computer applications at BCL Limited in planning pillar extraction and design of mining layouts / Kimmelman MR, Hyde B., Madgwick R.J. // Proceedings of ISRM symposium: design and performance of underground excavations, London. 1984. –P. 53-63.
155. Krauland, N. Determining pillar strength from pillar failure observations / Krauland N., Soder, P.E. // Eng Min J. 1987. Volume 8. P. 34-40.
156. Li, Bo. Anisotropic shear behavior of closely jointed rock masses / Li Bo, Yujing Jiang, Tateru Mizokami, Kouji Ikusada, Yasuhiro Mitani // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2014. Volume 71. P. 258-271.
157. Li, Yanrong. Quantitative estimation of joint roughness coefficient using statistical parameters / Yanrong Li, Yongbo Zhang // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2015. Volume 77. –P. 27-35.
158. Lunder, P.J. Determination of the strength of hard-rock mine pillars / P.J. Lunder, R. Pakalnis // Bull Can Inst Min Metall. 1997. Volume 90. –P. 51-55.
159. Lunder, P.J. Determining the strength of hard rock mine pillars / P.J. Lunder, R. Pakalnis // Bull. Can. Inst. Min. Metall. 1997. Vol. 90. –P. 51-55.
160. Lunder, P.J. Hard rock pillars strength estimation an applied empirical approach / P.J. Lunder // Application. Ph.D. Thesis – The University of British Columbia, [www. open.library.ubc.ca](http://www.open.library.ubc.ca), 1994.
161. Martin, C.D., Maybee W.G. The strength of hard-rock pillars. - International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 37 (2000). – p.1239-1246.
162. Sanei, Manouchehr. Shear strength of discontinuities in sedimentary rock masses based on direct shear tests / Manouchehr Sanei, Lohrasb Faramarzi, Ahmad Fahimifar, Sareh Goli, Abolfazl Mehinrad, Asghar Rahmati // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2015. Volume 75. – P. 119-131.
163. Serafim, J.L. Consideration of the geomechanics classification of Bieniawski / J.L. Serafim, J.P Pereira // Proc. Int. Symp. on Engineering Geology and Underground constructions, 1983. –P. 1133 - 1144.

164. Sjoberg, J. Failure modes and pillar behaviour in the Zinkgruvan mine // 33rd USRock Mechanics Symposium, Sante Fe. 1992. –P. 491-500.
165. Sofianos, A.I. Analysis and design of an underground hard rock beam roof – Int J Rock Mech Min Sci and Geomech, 1996, –p. 153-166.
166. Trushko, V.L. Predicting strength of pillars in fractured rock mass during development of apatite-nephelinic ores / V.L. Trushko, A.G. Protosenya, P.E. Verbilo // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences, Vol. 13 (8). – P. 2864-2872.
167. Zhang, Lianyang. Engineering Properties of Rock / Lianyang Zhang. – ButterworthHeinemann, 2016. –394 p.
168. Zhang, Y. Characterization of strength and damage of hard rock pillars using a synthetic rock mass method / Y. Zhang, D. Stead, D. Elmo // Computers and Geotechnics. 2015. Volume 65. – P 56-72.