

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова»

На правах рукописи



Котенков Алексей Владимирович

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ЦЕННЫХ МАЛОУСТОЙЧИВЫХ РУД КАМЕРНЫМИ СИСТЕМАМИ
РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ**

Специальность 2.8.8. Геотехнология, горные машины

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
профессор, доктор технических наук
Калмыков Вячеслав Николаевич

Магнитогорск – 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	8
1.1 Анализ и обобщение опыта освоения месторождений ценных малоустойчивых руд	8
1.2 Анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с закладкой.....	23
1.3 Анализ методов определения рационального порядка разработки, форм и размеров поперечного сечения очистных выработок	38
1.4 Цель, задачи и методы исследований	45
2 ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЙ	48
2.1 Характеристика Айхальского месторождения.....	48
2.2 Разработка технологических схем добычи руд с использованием камерных систем разработки	53
2.3 Методика геомеханического обоснования параметров систем разработки с закладкой при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы	55
2.4 Методика сравнительной оценки эффективности применения слоевых и камерных систем разработки	64
Выводы к главе 2	65
3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ И ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КАМЕР ПОЛИГОНАЛЬНОЙ ФОРМЫ	67
3.1 Исследование закономерностей формирования устойчивых контуров очистных выработок	67
3.2 Исследование напряженно-деформированного состояния массивов руды и закладки при использовании полигональных камер	78
3.3 Геомеханическое обоснование параметров систем разработки с закладкой и использованием ромбовидных камер	90
Выводы к главе 3	111
4 ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РОМБОВИДНЫХ КАМЕР. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РЕЗУЛЬТАТОВ	114
4.1 Проектные решения по конструктивному исполнению, параметрам и производственным процессам системы разработки и результаты их реализации на руднике «Айхал»	114
4.2 Расчет экономической эффективности реализации технологии добычи с использованием ромбовидных камер	125
4.3 Методические указания по определению рациональных параметров систем разработки с использованием ромбовидных камер.....	126
Выводы к главе 4	128
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	130
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	134
ПРИЛОЖЕНИЕ	145

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность исследований. Современное состояние подземных горных работ характеризуется увеличением глубины, вовлечением в разработку месторождений с низкими прочностными свойствами руд и пород, их высокой нарушенностью, следовательно, низкой устойчивостью, что ведет к вынужденному использованию высокочрезвычайных технологий добычи подземным способом: слоевые системы разработки с закладкой и нисходящим порядком отработки, отличающиеся высокой стоимостью и низкой производительностью блоков.

Как известно, эффективность ведения подземных работ напрямую зависит от размеров выемочных единиц (высоты и ширины камер, рудных целиков различного назначения). Чем больше размеры выемочных единиц, тем меньшие затраты требуются для добычи руды, поэтому применение камерных систем разработки существенно улучшает технико-экономические показатели освоения недр.

В условиях увеличения глубины ведения подземных горных работ при освоении запасов ценных малоустойчивых руд одним из основных способов повышения эффективности является применение систем разработки с максимально возможными параметрами очистных выработок. Однако применение менее затратных вариантов систем разработки сдерживается отсутствием опыта применения в сложных горно-геологических условиях камерных систем разработки, методик по обоснованию параметров, порядка отработки месторождений.

Несмотря на большой объем исследований по совершенствованию и развитию технологий освоения запасов в сложных горно-геологических условиях, по-прежнему остаются актуальными задачи, связанные с повышением эффективности освоения месторождений ценных руд и обеспечением безопасности горных работ. В данной работе они являются предметом исследований.

Цель работы: разработка технологии и обоснование параметров высокопроизводительных камерных систем разработки, обеспечивающих безопасное и эффективное освоение месторождений ценных малоустойчивых руд.

Идея работы: эффективность и безопасность освоения месторождений ценных малоустойчивых руд достигается за счет использования камерных очистных выработок полигональной формы и шахматного порядка отработки запасов шахтных полей.

Основные задачи исследований:

- анализ и обобщение существующих способов ведения горных работ при освоении месторождений ценных малоустойчивых руд;
- анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с закладкой;
- оценка факторов, влияющих на рациональные формы и размеры очистных выработок;
- формирование технологических схем выемки запасов ценных малоустойчивых руд с использованием камер полигональной (ромбовидной) формы;
- исследование напряженно-деформированного состояния несущих элементов систем разработки при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы;
- разработка методики расчета параметров камерной системы разработки при отработке запасов малоустойчивых руд;
- промышленная апробация рекомендаций и их технико-экономическая оценка.

Объект исследований: подземная технология освоения месторождений ценных малоустойчивых руд.

Предмет исследований: параметры систем подземной разработки при освоении запасов ценных малоустойчивых руд.

Защищаемые положения:

1. Использование камерных выработок полигональной (ромбовидной) формы в сочетании с нисходящим порядком отработки запасов, предусмат-

ривающим смещение камер на половину по вертикали (шахматный порядок), обеспечивает повышение эффективности использования недр и безопасность горных работ.

2. Придание камерам полигональной формы с соотношением малой и большой полуосей 1:2, с углом стенок в нижней части камеры, равным 75° , а в верхней - 105° , обеспечивает равномерный характер распределения напряжений на контуре камеры, снижают величину растягивающих напряжений, что позволяет повысить устойчивость очистных выработок, уменьшить требуемую прочность закладки.

3. Наименьшие значения нормативной прочности, а также нагрузок на рудные целики при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы достигаются при переходе на шахматный порядок стадийной выемки запасов по схеме 1-2-1-2 и определяются высотой формируемого искусственного массива с учетом влияния размеров выемочной единицы.

Научная новизна состоит в:

- выявлении закономерностей распределения напряжений на контуре очистных камер полигональной формы, учитывающих влияние геометрических размеров, параметров силового поля, стадийности выемки;
- разработке и научном обосновании эффективной подземной технологии освоения месторождений ценных малоустойчивых руд с использованием очистных выработок полигональной формы;
- создании научно обоснованной методики расчета параметров технологии разработки с использованием камер полигональной (ромбовидной) формы: размеров и углов наклона стенок, соотношения осей, нормативной прочности закладки, порядка отработки запасов.

Методы исследований включают: анализ и оценку существующего положения горных работ на предприятиях, ведущих разработку системами с камерной выемкой; аналитические расчеты параметров технологических схем; математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массивов руды и твердеющей закладки при использовании камерных

систем разработки с полигональной формой камер и шахматном порядке выемки запасов; научное сопровождение опытно-промышленных испытаний, натурные наблюдения при отработке; статистическую обработку результатов, выявление зависимостей.

Достоверность научных результатов обеспечивается сопоставимостью с результатами предшествующих научных изысканий; проведенным объемом лабораторных, шахтных, модельных экспериментов с достаточной сходимостью результатов; использованием признанных методов исследований и сертифицированных программных продуктов; положительными результатами опытно-промышленной апробации эффективных технологий с использованием камерных систем разработки для освоения запасов ценных малоустойчивых руд; корректностью постановки задач и граничных условий; надежным и достаточным объемом исходных данных, принятых, на основе натуральных испытаний, камерных систем разработки с использованием очистных выработок ромбовидной формы при шахматном порядке отработки запасов кимберлитовых руд на руднике «Айхал».

Практическая значимость диссертации состоит в разработке и обосновании параметров технологических схем отработки месторождений ценных малоустойчивых руд камерными системами разработки с закладкой и использованием очистных выработок полигональной формы при шахматном порядке освоения запасов, обеспечивающих безопасность и повышение эффективности горных работ.

Личный вклад автора заключается в постановке цели и задач исследования; формулировании основной идеи достижения цели; разработке методики проведения аналитических расчетов, лабораторных и шахтных экспериментов; математического моделирования геомеханического состояния природного и искусственного массивов, позволивших выявить характер передачи нагрузок на массив закладки, закономерности напряженного состояния массива камер полигональной (ромбовидной) формы; разработке алгоритма и методики обоснования параметров систем разработки в сложных

горно-геологических условиях; апробации и внедрении предложенной технологии в промышленных условиях.

Реализация выводов и рекомендации. Основные положения диссертационной работы использованы при составлении проектной документации: технических проектов и технологических регламентов отработки запасов месторождений «Айхальское», «Яковлевское», «Корбалихинское»; эксплуатационной документации: паспортов на отбойку, закладку, проведение выработок. Основные научные положения и практические решения диссертации использованы в учебном процессе ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» при подготовке горных инженеров по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Подземная разработка рудных месторождений».

Апробация результатов. Основные положения диссертации докладывались на: Международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2014); VIII, IX, X, XI, XII Международных научно-технических конференциях «Комбинированная геотехнология» (г. Магнитогорск, 2015, 2017, 2019, 2021, 2023); научных семинарах и научно-технических советах предприятий АК «Алроса», института «Якутнипроалмаз» (г. Мирный, 2013-2022); АО «Уралмеханобр» (г. Екатеринбург, 2014-2022), АО «Русская медная компания» (г. Екатеринбург).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 12 научных работ, в том числе 3 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК при Министерстве науки и высшего образования РФ; 3 – в изданиях, индексируемых в базах Web of Science и Scopus; 5 – в прочих изданиях; 3 монографии, а также получен 1 патент.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, изложенных на 145 страницах машинописного текста, содержит 17 таблиц, 64 рисунков, список использованной литературы из 99 наименований.

1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Анализ и обобщение опыта освоения месторождений ценных малоустойчивых руд

Ранее для освоения месторождений неустойчивых ценных руд применяли системы разработки с однослойной выемкой, слоевого обрушения под искусственным перекрытием, с креплением и сыпучей закладкой, которые обеспечивали высокую полноту выемки, но характеризовались низкой производительностью, высокой стоимостью добычи, большими затратами ручного труда (рисунок 1.1) [18].



Рисунок 1.1 – Вариант послойной выемки руды под площадями перекрытия:
1 – обрушенные породы;
2 – щитовые перекрытия; 3 – траншея; 4 – лава

При подземной разработке слабоустойчивых ценных руд в сложных горно-геологических условиях для снижения потерь руды в настоящее время применяют системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Наибольшее распространение получили слоевые системы с нисходящим порядком выемки.

Поддержание открытого очистного пространства осуществляется путем подбора параметров обнажения руд и пород, формирования искусственных массивов в выработанном пространстве, оставления временных устойчивых рудных целиков. Размеры очистных выработок сопоставимы с размерами подготовительно-нарезных.

После твердения закладочной смеси в выработанном пространстве осуществляется выемка запасов, сосредоточенных во временных рудных целиках.

Слоевые системы разработки характеризуются большим объемом подготовительно-нарезных работ (ПНР), высокими затратами на выемку руды и низкой производительностью горных работ.

К настоящему времени накоплен большой опыт освоения месторождений в сложных горно-геологических условиях. Интересен опыт таких месторождений, как «Яковлевское», «Мир», «Айхальское», «Корбалихинское».

Яковлевское железорудное месторождение характеризуется сложными гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями [73].

Богатые железные руды являются латеритной корой выветривания железистых кварцитов. Они образуют лентообразные залежи, ширина которых колеблется от 200 до 600 м. Вертикальная мощность изменяется от 20-50 м у лежащего бока до 350-400 м у висячего бока.

Работами [45, 73] обоснована возможность отработки на первоочередном участке месторождения одного этажа без предварительного осушения карбонового горизонта. Для этого между зоной ведения очистных работ и водоносным горизонтом оставлен предохранительный рудный целик мощностью 65 м. По расчетам НТЦ «Новотэк» критические деформации в подошве слоя карбона, являющейся условным водоупором, определены величиной 0,008.

На Яковлевском месторождении выделяются два генетических типа богатых железных руд: коренные или элювиальные (остаточные) и переотложенные (осадочные) руды.

На месторождении остаточные руды представлены, в основном, рыхлыми тонкопористыми разностями железнослюдякового и железнослюдяково-мартитового состава, на долю которых приходится около 59,5% от общих запасов месторождения. При этом доминирующей разновидностью являются железнослюдяковые руды. В физическом отношении эти руды в преобладающей массе являются рыхлыми порошковатыми, пористыми, местами уплотненными,

но со слабой структурной связью. Руды в целом относятся к категории природного сырья малой и средней крепости, на которых приходится 80%.

Средние значения основных показателей физико-механических свойств богатых железных руд месторождения по результатам массовых определений, проведенных НИИ КМА и Белгородской геологоразведочной экспедицией, приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства руд и пород отрабатываемого этажа -425/-370 м

Наименование пород и руд	Удельный вес γ , $\times 10^4 \text{Н/м}^3$	Угол внутреннего трения φ , град	Удельное сцепление C , МПа	Прочность на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	Прочность на разрыв σ_p , МПа	Модуль упругости E , $\times 10^{10}$ Па	Коэффициент Пуассона μ
Руда рыхлая	<u>3,94-5,03</u> 4,44	<u>29-35</u> 33	<u>0,3-0,7</u> 0,5	<u>0,7-2,7</u> 1,02	<u>0,2-0,5</u> 0,3	<u>1,16-2,4</u> 1,52	<u>0,24-0,3</u> 0,27
Руда средней плотности	<u>4,39-4,97</u> 4,56	<u>32-37</u> 35	<u>0,8-1,7</u> 1,5	<u>2,4-9,3</u> 5,7	<u>0,6-2,5</u> 1,3	<u>1,56-3,0</u> 1,86	<u>0,22-0,27</u> 0,26
Руда плотная	<u>4,46-5,01</u> 4,72	<u>34-39</u> 37	<u>4,6-6,8</u> 5,3	<u>8,6-39,0</u> 20,1	<u>2,4-7,6</u> 4,9	<u>2,24-3,1</u> 2,67	<u>0,23-0,26</u> 0,24
Сланец хлорит-серицитовый	<u>3,09-4,16</u> 3,68	<u>36-42</u> 40	<u>4,3-9,4</u> 6,3	<u>16,4-34,7</u> 28,9	<u>2,3-4,8</u> 3,7	<u>2,76-2,98</u> 2,89	<u>0,17-0,25</u> 0,22
Кварциты железнослюдково-мартитовые	<u>3,79-4,11</u> 3,96	<u>39-43</u> 42	<u>10,8-21,6</u> 15,1	<u>53,2-96,3</u> 67,8	<u>9,8-18,6</u> 13,4	<u>6,4-12,8</u> 10,7	<u>0,21-0,26</u> 0,23

Шахтное поле длиной 1613,3 м, отрабатываемое в настоящее время подземным рудником, располагается между профилями детальной разведки III-400 и IV+600 в отметках горизонтов -370 м (кровля) и -425 м (подошва).

Исходя из сложных горно-геологических условий Яковлевского месторождения, для отработки запасов богатых железных руд, проектной документацией [17, 73] была принята слоевая система разработки с твердеющей закладкой и нисходящим порядком выемки слоев.

Сущность слоевой системы разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой с выемкой руды комбайнами заключается в следующем.

Шахтное поле разбивается по простиранию на эксплуатационные (выемочные) блоки длиной вкрест простирания на полную горизонтальную мощ-

ность рудной залежи. По вертикали блоки делятся на 10 слоев (0-9). Заходки в контактирующих по вертикали слоях располагаются относительно друг друга в шахматном порядке для увеличения их устойчивости (рисунок 1.2).

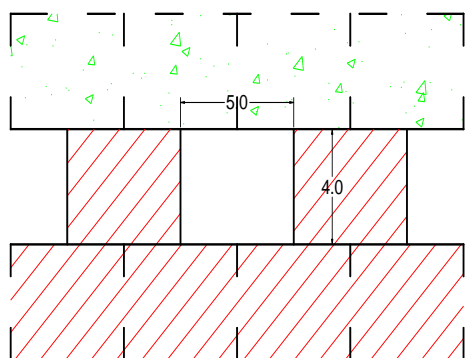


Рисунок 1.2 – Параметры выемочных заходок на Яковлевском руднике

Очистные работы ведутся комбайнами типа MR-360, П-110-01. Доставка руды к рудоспускам осуществляется погрузочно-доставочной машиной типа ЛН 410. При пересечении крепких разностей $f > 8$ в рудном массиве применяется буровзрывной способ проходки.

Высота защитной потолочины (в первом, так называемом «разрезном» слое) принята равной 4,5 м, ширина заходок 4,9 м. Крепление заходок потолочины предусматривается арочной крепью из СВП-22 с различным шагом установки в зависимости от конкретных горно-геологических условий. В конструктивном исполнении защитное перекрытие представляет собой закладочный массив, который армируется вертикальной и горизонтальной арматурой и заполняется твердеющей закладочной смесью на всю высоту.

Прочность несущего слоя закладочного массива в защитной потолочине (первом «разрезном» слое) должна составлять не менее 10 МПа (в 3-месячном возрасте). При этом необходимо соблюдать требование непрерывности заливки несущего слоя, который составляет 2,5 м у перемычки. Прочность закладочного массива выше несущего слоя – 1 МПа.

Под защитной потолочиной запасы руды отрабатываются слоями высотой 4,0 м. Параметры заходок приняты исходя из габаритов применяемого оборудования с соблюдением всех предусмотренных правилами безопасности зазоров: ширина – 4,9 м, высота – 4,0 м. Заходки имеют прямоугольное сечение. Оработка рабочих заходок производится со слоевых штреков к висячему и лежащему бокам залежи (рисунок 1.3).

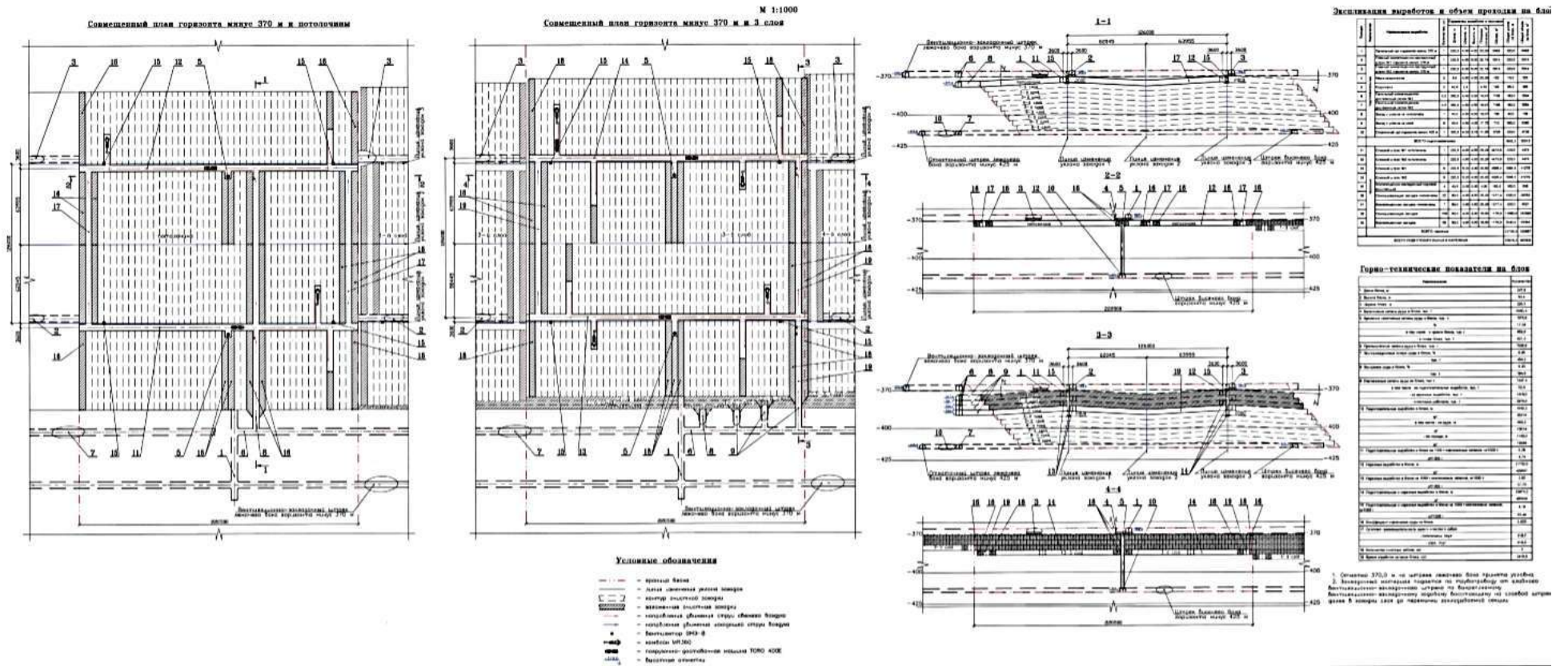


Рисунок 1.3 – Слоевая система разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой с выемкой руды комбайнами на Яковлевском руднике

Очередность обработки слоев определяется из условия набора прочности закладки на сжатие не менее 4 МПа (в 3-месячном возрасте) в вышележащем слое до обнажения кровли нижележащего слоя. Прочность на сжатие несущего слоя закладочного массива должна составлять не менее 6 МПа (в 3-месячном возрасте) для тех рабочих заходок, под которыми намечается разделка сопряжений.

Переходный способ, разработанный Трушко В.Л., Огородниковым Ю.Н, Протосеня А.Г. [97], заключается в обработке рудного массива камерами ромбовидной формы под защитным перекрытием. При этом камера отрабатывается заходками по 4-10 м, после чего закладывается, отбойка следующей заходки осуществляется только после набора прочности закладки в предыдущей камере. Принципиальная схема выемки запасов (рисунок 1.4).

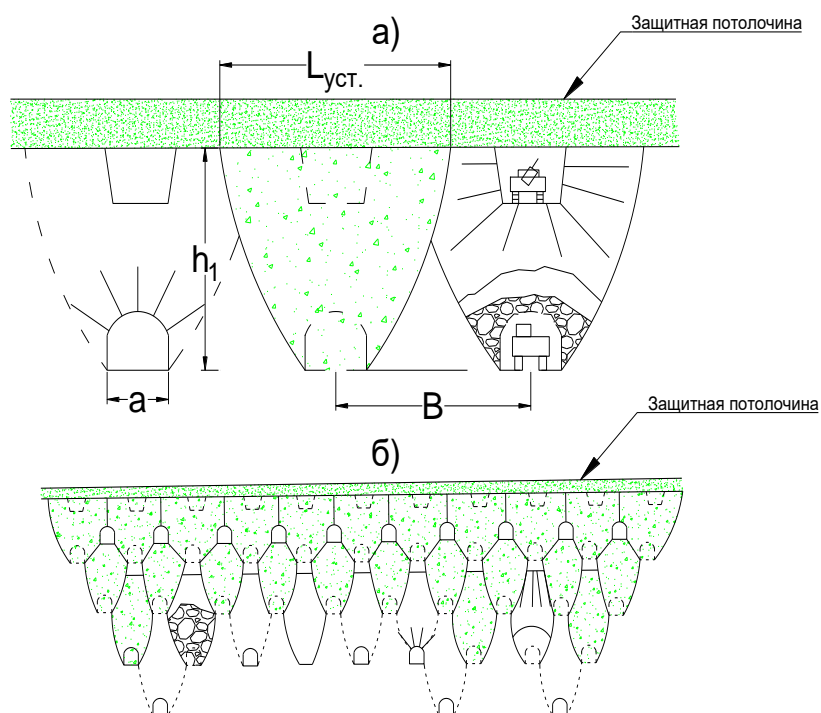


Рисунок 1.4 – Принципиальная схема выемки запасов залежей слабоустойчивых руд:
 а – выемка запасов в так называемой переходной зоне;
 б – проекция на вертикальную плоскость схемы отработки запасов камерами полигональной формы (продольный разрез)

Для повышения эффективности освоения запасов, в работе [94] предложен вариант камерной системы разработки с полигональной формой очистной выработки (рисунок 1.5). Камеры смежных этажей смещают на поло-

вину их ширины. Выемку руды осуществляют поуступно в нисходящем порядке под защитным перекрытием с использованием буровзрывного способа отбойки. После уборки отбитой горной массы камеру закладывают твердеющей закладкой с оставлением в кровле камеры вентиляционно-закладочного орта в результате недозаклада.

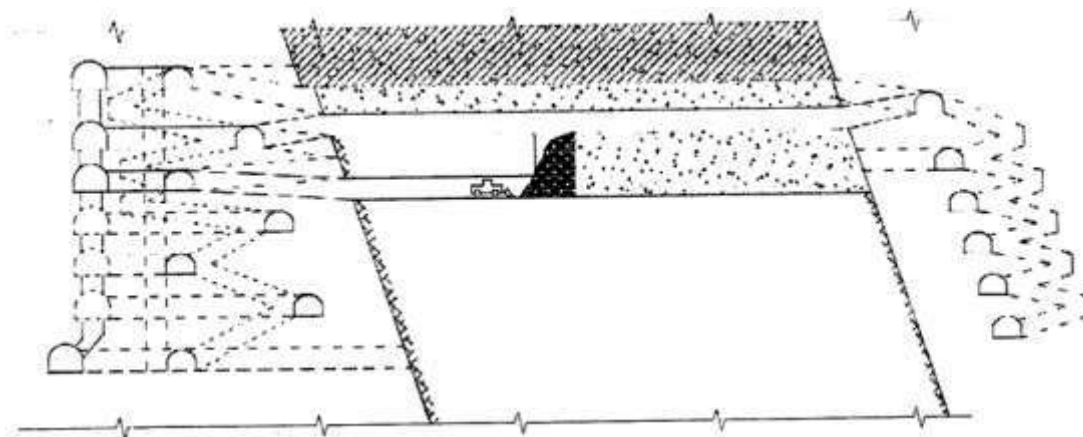


Рисунок 1.5 – Схема подготовки и отработки камер полигональной формы

Корбалихинское полиметаллическое месторождение расположено в Западной Сибири, на юге Алтайского края, в 1, 5 км к северу от г. Змеиногорска.

Рудная зона Корбалихинского месторождения мощностью от первых метров до 80-100 м прослеживается по простиранию на 2250 м и падает под углами от 40 до 60°, не имея выхода на дневную поверхность. Глубина отработки месторождения с учетом падения и склонения рудных тел составляет 1100 м для северо-западного участка и 800 м для юго-восточного.

На северо-западном фланге месторождения выделено 22 рудных тела, из которых наиболее крупным на месторождении является рудное тело 4.

На юго-восточном фланге разведано 26 рудных тел, из которых основные запасы руды и металлов фланга сосредоточены в телах 1, 2. Практически все тела сложены гетеробрекчиевыми рудами, обломки которых состоят из разнообразных осадочных и вулканогенных пород и тонкозернистых полиметаллических руд.

В целом на месторождении выделено 5 инженерно-геологических комплексов пород, отвечающих классам устойчивости: I – весьма неустойчивые породы; II – неустойчивые; III – ограниченно устойчивые; IV – устойчивые; V – весьма устойчивые.

Свойства и классификация пород Корбалихинского месторождения по степени устойчивости приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Свойства и классификация пород Корбалихинского месторождения по степени устойчивости

Литологический состав пород	Частота нарушения пород, %	Средние прочностные свойства σ , кг/см ²	Средняя крепость пород f	Классы устойчивости пород
Надрудная толща: лавы, лавобрекчии, туфы базальтовых порфиритов с прослоями аргиллитов, алевролитов, кремнистых пород	10	1008	9	II-III, в основном II
Рудовмещающая толща: ритмично переслаивающиеся туфы кислого состава, туффиты, туфопесчаники, алевролиты, реже лавы, брекчии, лавы базальных порфиров	30	1296	10	III-V, в основном IV
Гидротермальные измененные породы	50	383	6	I
Рудные тела	20-25	1200	10	IV-V
Подрудная толща: лавы, туфы липарито-дацитовых порфиров с редкими прослоями туффитов, туфопесчаников, туфогенных алевролитов и мелких рудных тел	10-20	1098	10	III-IV

Ослабленные интервалы характеризуются пониженным выходом керна и увеличением коэффициента разуплотнения пород до 50-80 %.

Учитывая пониженные прочностные свойства гидротермально измененных пород, все зоны метасоматоза относятся по степени устойчивости к классу неустойчивых.

Освоение запасов месторождения осуществляется слоевой системой разработки с нисходящим порядком выемки. Рудную залежь (или ее часть)

отрабатывают одним фронтом с одного фланга к другому (односторонний фронт очистных работ) или двумя расходящимися фронтами от середины рудной залежи к флангам (двухсторонний фронт очистных работ). Оработка встречными и догоняющими фронтами допускается в разгруженной от горного давления зоне (рисунок 1.6).

Сущность нисходящего порядка выемки заключается в том, что рудное тело по мощности разделяют на горизонтальные (наклонные) слои, нижние из которых отрабатывают под защитой верхних.

Нисходящий порядок выемки слоев применяется при разработке руд всех классов нарушенности до максимальной глубины залегания.

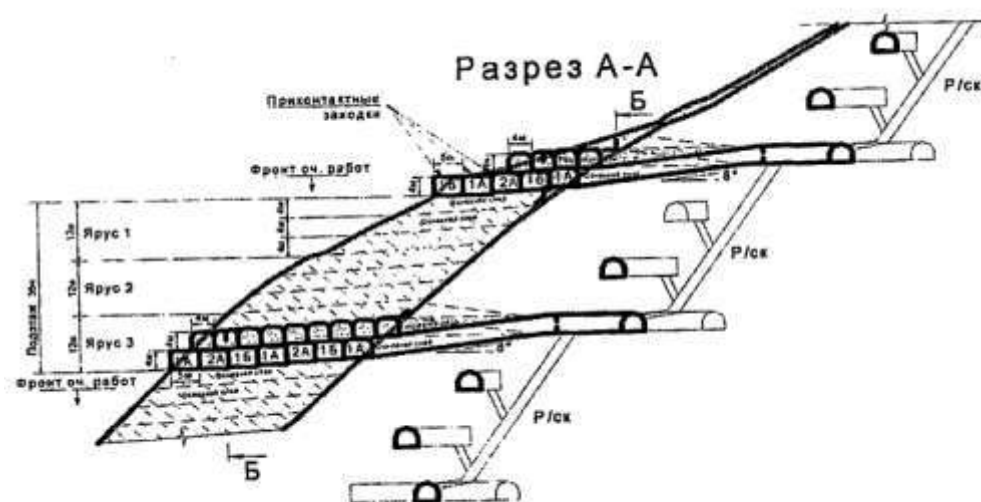


Рисунок 1.6 – Слоевая система разработки с твердеющей закладкой на Корбалихинском месторождении

Допускается одновременная оработка в слое двух заходок, разделенных рудным или искусственным целиком шириной не менее 8 м (рисунок 1.7).

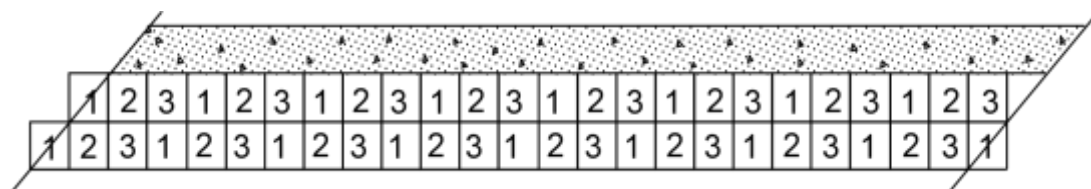


Рисунок 1.7 – Очередность выемки заходок в слое при нисходящем порядке оработки

Для обеспечения надежного подбучивания кровли закладкой, очистным выработкам необходимо придавать уклон на 1-2° больше угла растекания закладки.

Высоту очистных выработок (кроме выработок защитного слоя) допускается принимать с учетом технических характеристик буровых и кровлеоборочных машин, возможности обеспечения производительной их работы и в соответствии с учетом устойчивости руд и пород:

- для устойчивых и ограниченно устойчивых – до 8-10 м;
- для весьма неустойчивых и неустойчивых – до 4-6 м.

Устойчивость искусственной стенки обеспечивается выбором нормативной прочности твердеющей закладки.

Вмещающие породы **месторождения кимберлитовой трубки «Мир»** представлены терригенно-карбонатными и галогенно-карбонатными толщами кембрийского возраста. Усредненный стратиграфический разрез месторождения приведен на рисунке 1.8 [43].

Рудное тело в плане имеет форму, близкую к овальной, и вытянуто с северо-запада на юго-восток. Размеры на горизонте -190 м составляют 310 на 70 м.

Кимберлиты нижних горизонтов относятся к породам малопрочным и средней крепости. Прочность кимберлитов на сжатие изменяется от 15 до 24 МПа, увеличиваясь иногда до 49 МПа. Рудное тело характеризуется средней трещиноватостью (от 2-3 до 5-10 тр./п.м). Практически все трещины минерализованы. Основной заполнитель трещин – галит (соленасыщенность кимберлитов – 1,9 %).

Кимберлиты глубоких горизонтов по классификации Протоdjяконова относятся к малопрочным и средней прочности. Коэффициент крепости колеблется от 2 до 5.

Для отработки запасов на руднике «Мир» применялась слоевая система разработки с полной закладкой выработанного пространства и механизированной (комбайновой) отбойкой руды (рисунки 1.9, 1.10).

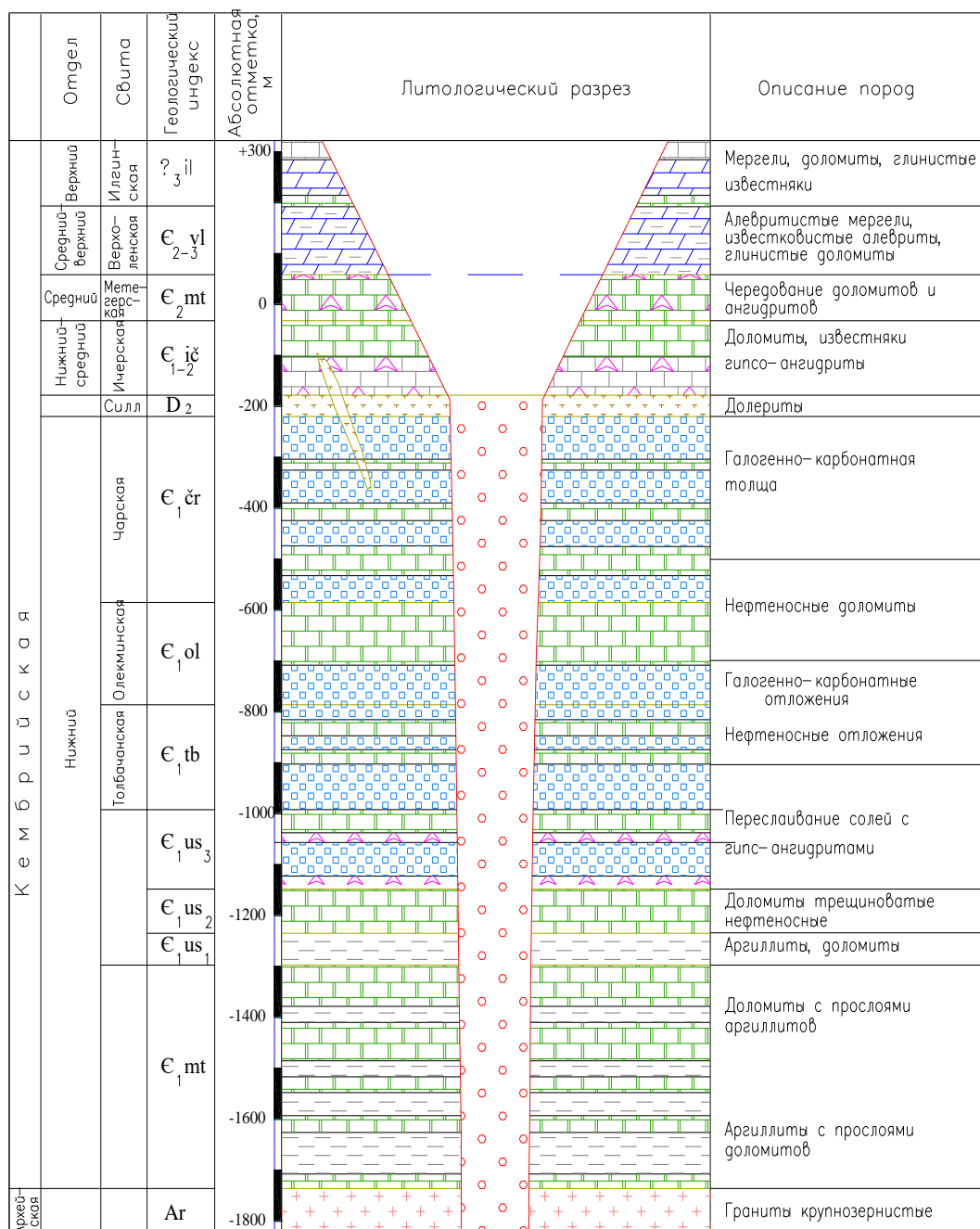


Рисунок 1.8 – Стратиграфический разрез месторождения кимберлитовой трубки «Мир»

Подготовка запасов эксплуатационного блока заключалась в проведении на всю высоту этажа (100 м) спирального съезда. Спиральный съезд в нижней части блока сбивается с откаточным горизонтом, в верхней – с вентиляционно-закладочным. Далее со спирального съезда проходится полевой слоевой штрек по простиранию рудного тела. Со слоевого штрека проходятся панельные заезды непосредственно до контакта с рудным телом. С панельных заездов проходятся оконтуривающие рудные штреки по контакту рудного тела. С оконтуривающего рудного штрека формируются добычные

ленты. Запасы рудного тела по вертикали разделяются на выемочные единицы (ВЕ) и на обрабатываемые слои. В эксплуатационном блоке различают разрезные и основные слои.

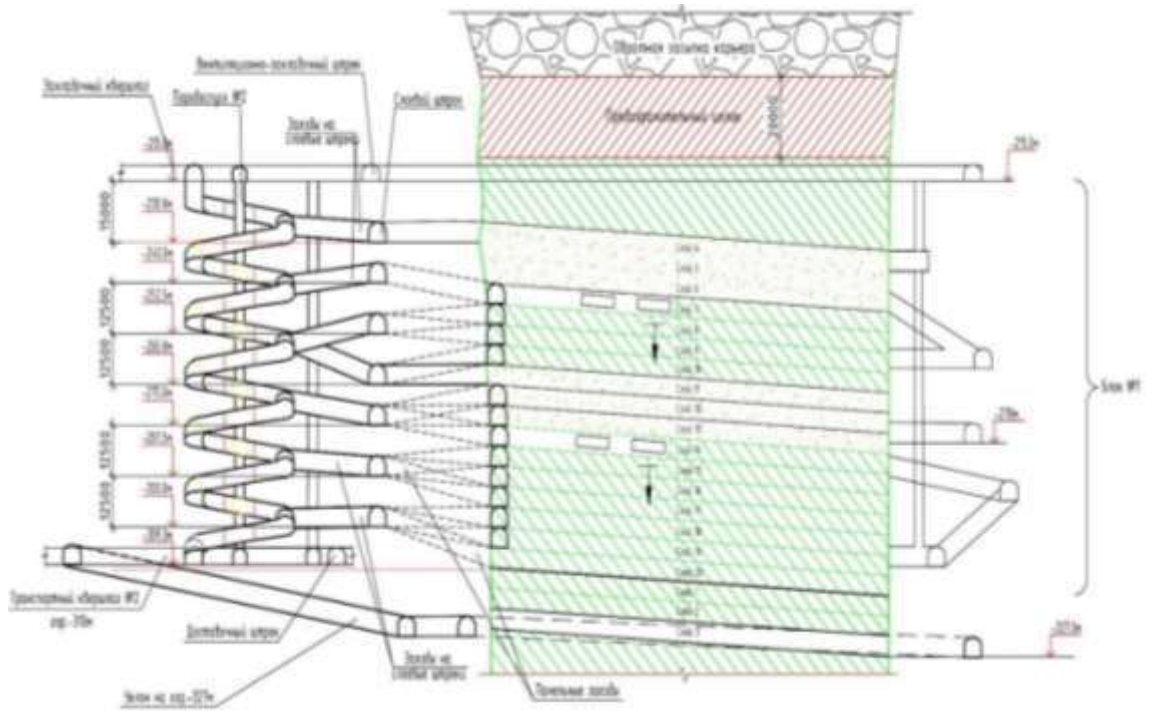


Рисунок 1.9 – Слоевая система разработки с нисходящим направлением лент (заходок)

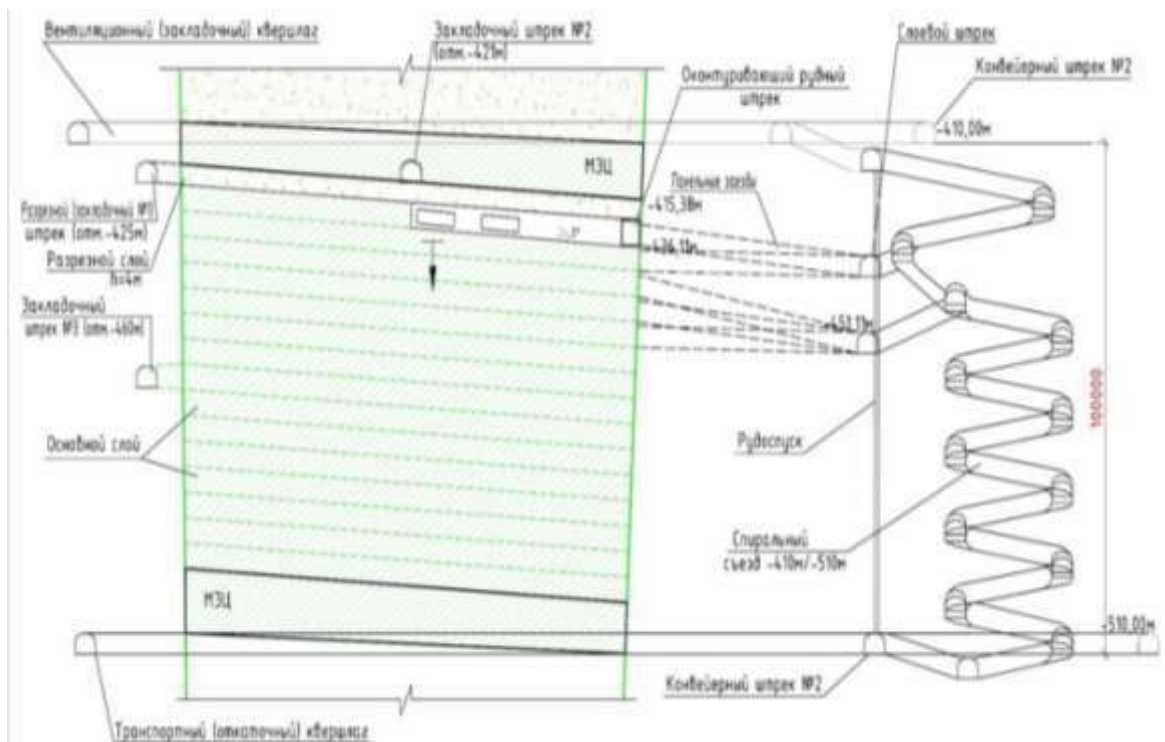


Рисунок 1.10 – Слоевая система разработки с восходящим направлением лент (заходок)

Разрезные слои – первоочередные добычные слои, обрабатываемые с креплением (и пониженной производительностью) с целью снятия горного давления в блоке для дальнейшей благоприятной отработки нижележащих слоев.

Основные слои – все последующие нижележащие слои в добычном блоке, обрабатываемые нисходящим порядком. Все слои блока, как разрезные, так и основные, по простирацию рудного тела разбиваются на 3 панели, каждая из которых состоит из добычных (очистных) лент. Отработка добычных лент по площади рудного тела осуществляется от дальних флангов к центру (рисунки 1.11, 1.12).

После отработки добычной ленты она подлежит закладке твердеющими смесями. Подача закладки в ленты осуществляется по скважинам, пробуренным с закладочного штрека, проходимого с вышележащего вентиляционно-закладочного горизонта блока.

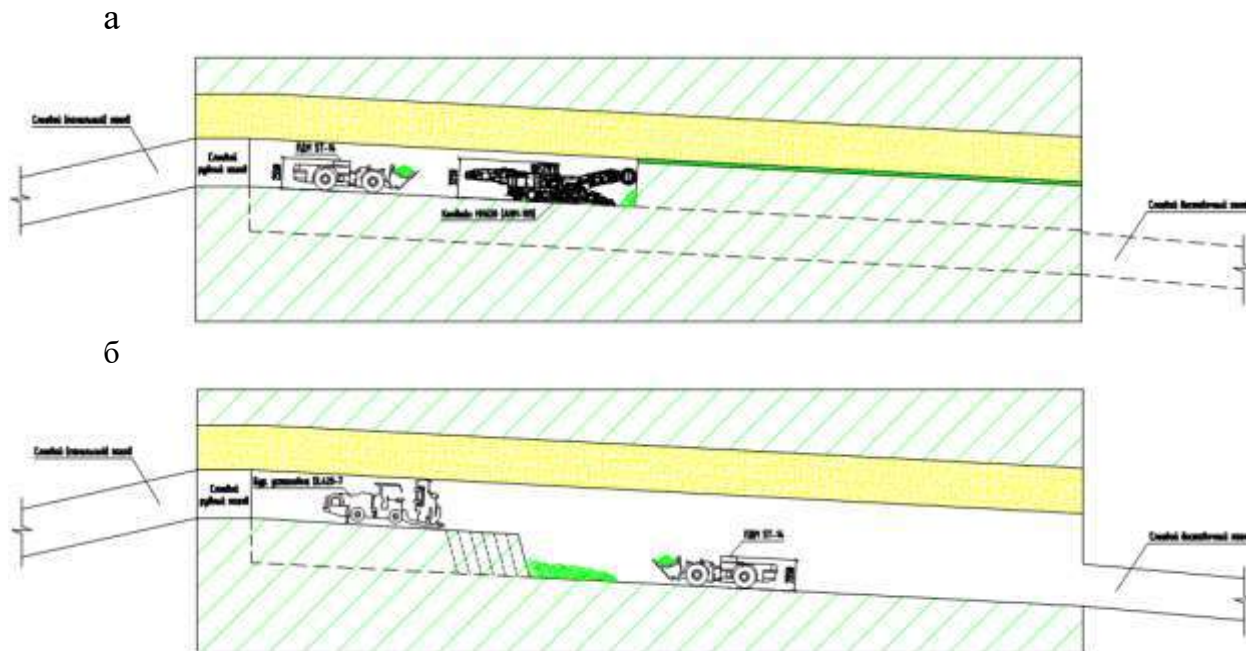


Рисунок 1.11 – Состав добычного комплекса (буровая установка DL420-7 и ПДМ ST-14):
а – на первом этапе отбойки очистной камеры;
б – на втором этапе отбойки очистной камеры

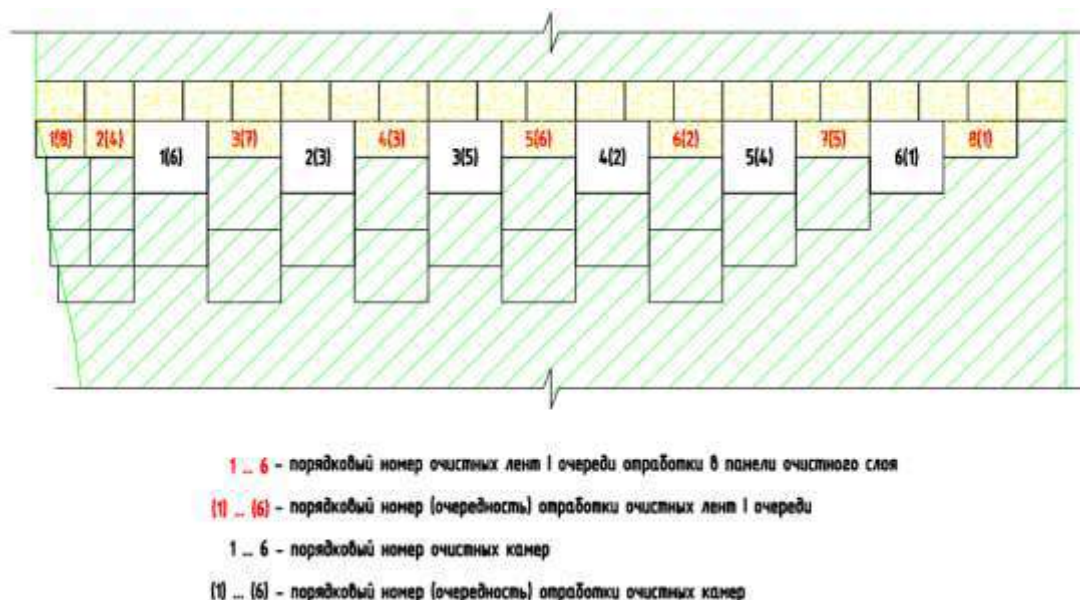


Рисунок 1.12 – Переход под защитным перекрытием на шахматный порядок отработки очистных камер

Месторождение «Айхальское». В 2000 г. институтом «Гипроникель» был разработан первый технический проект на строительство подземного рудника «Айхал», предусматривающий отработку подкарьерных запасов до отм. -100 м системами подэтажного обрушения. Реализация данного проекта была начата с 2000 г., со строительства наклонных стволов рудника, а также опережающего вскрытия и подготовки блока 1, с существующих выработок участка опытно-промышленных работ.

В 2003 г. (21.05.2003 и 27.07.2003) при ведении горных работ по отработке прибортовых запасов СВРТ на отм. +192 м из дна карьера произошел прорыв илов в горные выработки.

По результатам расследования причин прорыва и на основании протокола, по Компании «Алроса» было принято решение о переходе на отработку подкарьерных запасов слоевой системой с твердеющей закладкой и механической (комбайновой) отбойкой руды.

Для увеличения интенсивности добычи руды добычные работы на СВРТ предусматривались в двух выемочных единицах (ярусах) ВЕН[№] 2 и ВЕН[№] 4 сплошной нисходящей слоевой системой разработки с закладкой с камерно-целиковым порядком выемки слоевых заходок и комбайновой отбойкой руды.

Анализ и обобщение опыта освоения запасов малоустойчивых ценных руд позволил сделать следующие выводы:

– создание значительных по размерам как вертикальных, так и горизонтальных обнажений рудного массива при классическом подходе к выбору параметров системы разработки не представляется возможным, в связи с этим выемка запасов подземным способом осуществляется малопродуктивными слоевыми системами разработки с закладкой, которые характеризуются низкими технологическими и экономическими показателями;

– в связи с невозможностью формирования горизонтальных обнажений горного массива при очистных работах при выемке слабоустойчивых руд, в основном, применяется нисходящий порядок отработки, когда в кровле слоевых заходов располагается закладочный массив ранее отработанных слоев;

– главной проблемой в данном случае становится формирование первого, так называемого «разрезного» слоя, при отработке которого при проведении горных выработок даже незначительной ширины по рудному массиву используются «тяжелые» и металлоемкие типы крепей;

– система разработки с нисходящей выемкой руды при ограниченных рудных площадях не позволяет достичь больших объемов добычи с одного слоя (блока, панели), поэтому на рудниках «Айхал», «Корбалихинский», «Мир» для увеличения производительности рудника по вертикали рудного тела формируют несколько (2 или более) дополнительных уровня выемки руды (ярусов), либо работы ведутся в нескольких панелях, что существенно осложняет организацию работ;

– меры снижения негативного влияния низкой устойчивости руд и пород путем использования очистных камер полигональной формы не нашел широкого применения в связи с технологической трудностью создания и крепления выработок такой конфигурации, отсутствием методик расчета параметров конструктивных элементов систем разработки;

– перспективным решением применительно к освоению месторождений с малоустойчивыми рудами является использование камер ромбовидной

формы в сочетании с шахматным порядком отработки, что позволяет расширить область применения камерных систем разработки и существенно повысить эффективность подземной добычи.

1.2 Анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с закладкой

Системы разработки с закладкой характеризуются совокупностью технологических (производительность блока, порядок отработки, направление развития фронта работ) и конструктивных (размеры блока, элементов, крепи, прочностные свойства крепи, устройств) параметров. Технологические параметры определяются принятым оборудованием или задаются, а конструктивные обосновываются геомеханическими расчетами.

Объектами геомеханических расчетов при применении систем разработки с закладкой являются:

- размеры устойчивых обнажений рудного, породного массива – горизонтальных, наклонных, вертикальных;
- размеры устойчивых рудных и искусственных целиков при заданном порядке отработки запасов блока, секции;
- нормативная прочность закладки с учетом конструктивных особенностей системы разработки, стадийность работ, технологии формирования искусственного массива;
- составы закладочных смесей, обеспечивающие получение нормативной прочности при заданном сроке твердения, тип, размеры армирующих элементов (если предусмотрены проектом);
- конструкция изолирующих устройств, технология их сооружений.

Под устойчивым понимается такое состояние, при котором обеспечивается сохранность обнажений рудных и породных массивов, расположенных на контуре выработанного пространства на весь период очистной выемки. Для рудных и искусственных целиков показателем устойчивости является отсутствие сколько-нибудь значительного их разрушения в течение необхо-

димого промежутка времени, определяемого порядком отработки запасов на конкретном участке месторождения.

В связи с высокой изменчивостью свойств руд и пород, многообразием геологических условий месторождения разработано большое количество методов расчета параметров систем разработки, использующих различные модели сред, механизм деформирования, гипотезы и теории горного давления, адаптируемых к конкретным условиям освоения участка недр путем проведения дополнительных исследований.

Современные методики составлены на основе систематизированных данных практики работы рудников, инструментальных и геомеханических наблюдений в шахтных условиях, физического моделирования процессов горного производства на эквивалентных материалах, а также математического моделирования поведения горного массива методом конечных элементов (данный метод получает все большее распространение с развитием вычислительной техники) [2, 4, 7, 9, 19, 21, 35-39, 51, 55, 60, 77, 81, 90, 91].

Расчетные методики параметров систем разработки при проектировании и разработке месторождений подземным способом, в связи со сложностью геомеханических процессов, для облегчения расчетов используют представления о характере идеализированного взаимодействия окружающего рудного и породного массивов с несущими конструктивными элементами системы разработки. В расчетах параметров системы разработки принимаются усредненные свойства рудного или породного массивов. Отличие фактических свойств пород и руд от принятых учитывается посредством ряда корректирующих коэффициентов [2, 11, 12, 15, 19, 21, 27, 45, 55, 68].

Как показывает практика ведения горных работ на существующих горных предприятиях, данный подход является оправданным и в большинстве случаев дает хорошую сходимость с фактическими данными. Полученные результаты расчетов параметров системы разработки нуждаются в проверке в производственных условиях в рамках опытно-промышленных испытаний и уточняются в процессе эксплуатации месторождения.

Для определения устойчивых пролетов горизонтальных и наклонных обнажений породных массивов разработано большое количество методик, различающихся возможностью учета влияющих факторов: строение массива, его нарушенность, ориентация нарушений, механизм потери устойчивости, параметры силового поля, угол наклона, особенности конструктивного оформления кровли и т.д. Поэтому для конкретных условий используются соответствующие, наиболее отвечающие реальной обстановке методики [35-39]. Так, для скальных, нарушенных массивов по Методическим указаниям [39] величину пролета камеры определяют из условия самозаклинивания естественных блоков трещиноватых пород, предложенным проф. С.В. Ветровым:

$$l_k = 4,3 \cdot d_2 \cdot \left(\frac{\sigma_{сж}}{K_3 \cdot d_1 \cdot \gamma} \right)^{1/3}, \quad (1.1)$$

где d_1 и d_2 – горизонтальный и вертикальный размеры элементарных расклинившихся блоков, м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности массива на сжатие в образце, кг/см²; γ – объемная плотность массива, т/м³; K_3 – коэффициент запаса (при определении предельного пролета данный коэффициент принимается равным 1, при определении допустимого пролета – 2,0).

Для условий рудных месторождений трещиноватость пород и рудных массивов может приниматься согласно данным [33], представленным в таблице 1.3.

Подставив в формулу (1.1) исходные данные по рудам и породам месторождения, получают рассчитанные допустимый и предельный пролеты камер. Под допустимым пролетом обнажения подразумевают сохранение горизонтального (плоского) обнажения кровли камеры, а под предельным – возможность набора свода естественного равновесия на высоту до 1/3 от ширины выработанного пространства.

Таблица 1.3 – Классификация пород и руд по трещиноватости

Категория пород по устойчивости	Характеристика трещиноватости массива	$L_{ср}$, см	$K_{со}$, доли ед.	$j_{тр}$, тр./м
I	Слабо развитая трещиноватость: редкие закрытые трещины или полное отсутствие трещин	60-100	0,8-1,0	1-2
II	Трещиноватость ниже средней: в основном закрытые трещины	50-60	0,5-0,7	2
III	Трещиноватость выше средней: различные плоскости напластования, наличие раскрытых трещин	30-50	0,3-0,4	3-4
IV	Высокая трещиноватость, густая сеть трещин по всем направлениям	10-20	0,1-0,2	5-10
V	Чрезвычайно высокая трещиноватость	до 10	0,1	10-15

С учетом того, что расчет выполняется для незакрепленных руд и пород кровли, максимальный пролет камер не должен превышать рассчитанных допустимого и предельного значений.

При этом в расчетной формуле (1.1) за основу принимается условие, по которому длина выработки (в данном случае выработанного пространства) принимается бесконечно большой. В камерах с шириной, меньшей или равной допустимому (плоскому) пролету, длина камер ограничивается с технологической точки зрения.

В выработках ограниченных размеров для определения устойчивой длины (ширины) выработанного пространства (камер) пользуются формулой эквивалентного пролета, предложенной институтом НИГРИ [24].

Определить предельную длину камер в зависимости от ее ширины можно через так называемый эквивалентный пролет:

$$l_{эк} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}}, \quad (1.2)$$

где $l_{эк}$ – величина эквивалентного пролета, м; a и b – соответственно, длина и ширина выработанного пространства (камеры), м.

В качестве эквивалентного пролета принимается полученное ранее значение допустимого пролета (плоского обнажения) кровли камеры в зависимости от типа руды в ее кровле.

С учетом преобразования формулы (1.2) получим выражение

$$a = \frac{l_{\text{эк}} \cdot b}{\sqrt{b^2 - l_{\text{эк}}^2}}. \quad (1.3)$$

Вышеприведенные зависимости могут быть использованы для расчета величины предельно допустимого пролета наклонного обнажения при известной величине устойчивого пролета горизонтального обнажения.

$$\text{– при } \alpha \leq 55^\circ \quad l_{\alpha} = \frac{1}{\cos \alpha}; \quad (1.4)$$

$$\text{– при } \alpha \geq 55^\circ \quad l_{\varepsilon} = 0,02 \cdot (32 + \alpha) \cdot 1. \quad (1.5)$$

Для пород блочного строения допустимый пролет горизонтального обнажения можно определить по номограмме [38].

При отсутствии сведений о максимальных фактических параметрах устойчивых обнажений пород, например при проектировании разработки нового месторождения или при вскрытии новых участков разрабатываемого месторождения при существенном изменении условий эксплуатации, параметр z можно в первом приближении определить из таблицы 1.4.

Таблица 1.4 – Зависимость параметра z от строения и прочности пород

Средний размер куска структурного блока, м	Вторичные изменения, %	Прочность пород в массиве при сжатии, МПа	Значение параметра z
Более 1,0	Отсутствуют	Более 80	20 и более
0,5-1,0	Менее 20	60-80	15-19
0,25-0,5	20-30	40-80	10-14
0,1-0,25	30-40	10-40	6-9
Зона дробления, рассланцевания	Более 40	Менее 10	5 и менее

Допустимый пролет обнажения определяют затем по номограмме, задавая длину камеры (рисунок 1.13).

При необходимости выполнения технологических операций с присутствием людей в очистном пространстве ширину пролета, установленную по номограмме с использованием ориентировочных значений параметра Z , следует уменьшить вдвое.

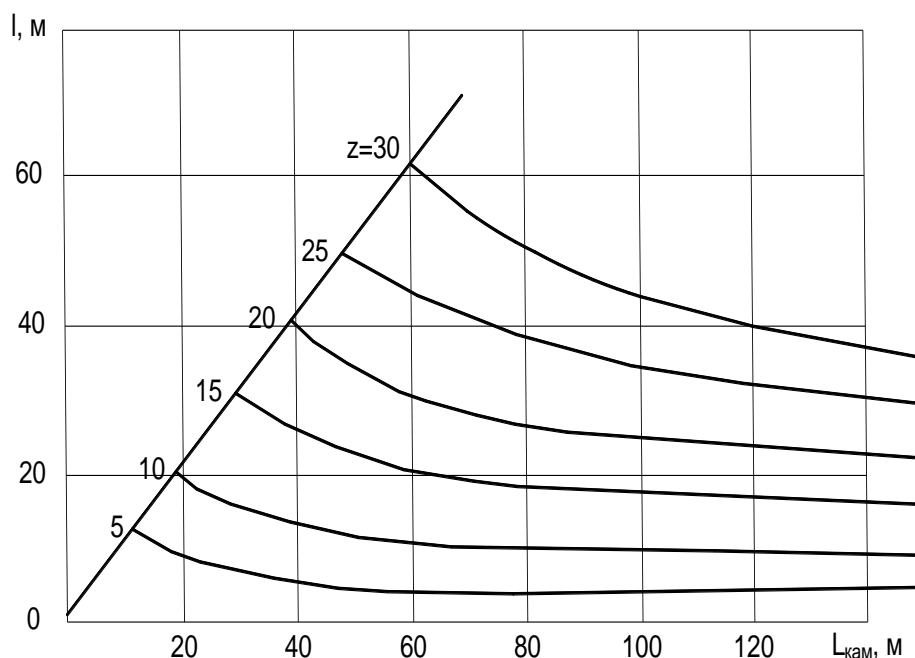


Рисунок 1.13 – Номограмма для определения предельно допустимых пролетов горизонтального обнажения пород при блочном их строении

Из иностранных методик расчетов устойчивых горизонтальных обнажений пород наибольшее распространение получил графический метод устойчивости (метод Мэтьюса и Потвина), устанавливающий границы между зонами устойчивости, локальными разрушениями и обрушением выработки [92].

Устойчивость обнажения по методу Мэтьюса зависит от коэффициента N , который представляет собой способность горного массива оставаться устойчивым в заданных условиях напряжений горных пород, структуры горной породы и ориентации основной системы трещин, а также коэффициента формы, который учитывает геометрию поверхности обнажения.

Коэффициент устойчивости N связан с индексом устойчивости Q' (Q -prime) по методике Бартон [90], в то время как коэффициент формы идентичен гидравлическому радиусу Hr .

Коэффициент устойчивости N [92] определяется как произведение коэффициентов, учитывающих соотношение прочности ненарушенных горных пород (прочность на одноосное сжатие σ_{ci}) и максимального напряжения в центре обнажения (σ_1), угол между направлением падения основной системы трещин и плоскостью обнажения, ориентацию поверхности обнажения к горизонтальной плоскости, а также индекс качества породы (RQD) [86].

Методы определения параметров устойчивых вертикальных обнажений массивов руд и пород основываются на теории предельного равновесия связанной среды с трением [57]. Исходные положения, на которых построены методы расчета:

- нарушение устойчивости стенок выработанного пространства происходит на участках максимальных касательных напряжений, действующих на границах выработанного пространства;
- разрушение стенок происходит в виде сползания слагающих массив элементов по поверхностям скольжения, формируемым вдоль систем трещин;
- реальная поверхность скольжения может быть различной (криволинейной, ступенчатой по плоскости трещин), но для упрощения расчетов поверхность скольжения может приниматься плоской.

В настоящее время отсутствуют расчетные методы определения устойчивого вертикального обнажения пород подземных выработок. Возможно использовать с допущением, идущем в запас прочности, выражение для откоса H_{90} , которое характеризуется появлением трещины отрыва и широко используется в методологии расчета устойчивости бортов карьеров.

Устойчивая высота вертикального породного обнажения

$$H = H_{90} = \frac{2K_m \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_m}{2}\right)}{y}, \quad (1.6)$$

где $H(H_{90})$ – устойчивая высота вертикальной стенки камеры, м; y – объемный вес руды (вмещающих пород), т/м³; φ_m – угол внутреннего трения массива руды, пород, град.; K_m – сцепление в массиве руды (пород), т/м².

Наибольшие сложности вызывает определение сцепления в конкретном неоднородном массиве руд или пород.

Согласно рекомендациям В.И. Борща-Компониц [5], влияние структуры массива на его паспортные характеристики может быть определено по формулам:

$$K_M = K_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,6}, \quad (1.7)$$

$$\varphi_M = \varphi_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,11}, \quad (1.8)$$

где K_K – сцепление в куске (образце), т/м²; φ_K – угол внутреннего трения в куске (образце), град; d – средний размер элементарного блока в массиве, м.

Сцепление в образце (куске) по результатам предела прочности на сжатие вычисляется по формуле [99]

$$K_K = \frac{0,4}{K_3} \cdot \sigma_{сж} \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_K}{2}\right), \quad (1.9)$$

где K_3 – коэффициент запаса, принят равным 3.

Подставим (1.7) и (1.8) в полученное уравнение (1.6), решение которого относительно высоты обнажения (камеры) для конкретных размеров элементарных блоков (рудного, породного или закладочного массива) дает устойчивую высоту камеры:

$$H = \frac{2K_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,6}}{\gamma} \cdot \operatorname{tg}\left[0,5 \cdot \varphi_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,11} + \frac{\pi}{4}\right]. \quad (1.10)$$

По опыту проектирования и научного сопровождения горных работ данная методика определения устойчивых вертикальных обнажений имеет очень хорошую сходимость со статистическими данными, накопленными на основе практического опыта разработки рудных месторождений.

Большинство известных в горном деле приемов расчетов параметров систем разработки и прочных размеров целиков различного назначения базируются на различных гипотезах напряженного состояния горных пород вокруг выработанного пространства.

Относительно величин нагрузок, действующих на целики, существует две группы гипотез. В первой группе предполагается, что нагрузка на поддерживающие целики соответствует полному весу столба вышележащих пород с основанием, равным приходящейся на целик части поддерживаемой площади (Турнер, Л.Д. Шевяков, К. Кегель, М. Стаматиу и др.) [22, 69, 81]. В гипотезах второй группы нагрузка на поддерживающие целики предполагается значительно меньшей полного веса горных пород (В.Д. Слесарев, С.В. Ветров, И.Д. Ривкин и др.) и определяется весом пород, расположенных внутри свода естественного равновесия [7, 52, 65].

Данные теории получили наиболее широкое распространение благодаря тому, что при всей своей простоте и наглядности дают достаточно правильное решение для тех случаев практики, применительно к которым рекомендованы авторами. Они широко применяются в горной практике.

Из теории сводообразования следует, что глубина заложения очистных выработок не влияет на величину давления, приходящегося на элементы системы разработки. Влияние оказывают только размеры подработки, внутри которых формируется свод естественного равновесия.

Теория Турнера-Шевякова основана на предположении, что на устойчивость опорных целиков глубина ведения горных работ оказывает самое существенное влияние, учитываемое через коэффициент нагрузки.

При отработке запасов системами разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства время существования рудных целиков ограничено порядком вовлечения запасов в отработку, то есть подчиняется выбранной технологической схеме выемки руды. В связи с тем, что по мере ведения горных работ рудный массив заменяется твердеющей закладкой, можно сделать вывод о том, что расчет целиков при камерных системах

разработки с закладкой выработанного пространства может в большинстве случаев осуществляться согласно теории свода.

В тех случаях, когда размеры подработки массива трещиноватых скальных пород превосходят предельные размеры сводов естественного равновесия, кончается область применения устойчивой теории свода [7] и вступает в силу теория полного веса пород (теория Турнера-Шевякова).

Массивы руд всегда разбиты естественной трещиноватостью и сложены из отдельных элементарных блоков, плотно прилегающих друг к другу. Формируемые закладочные массивы также имеют естественное напластование, предопределяемое порционностью подачи закладочной смеси в выработанное пространство. Подработанные массивы руды и закладки могут составлять устойчивые системы за счет вполне надежного их самозаклинивания с формированием свода. Формирование свода с самозаклиниванием таких блоков происходит по криволинейным поверхностям, которые в первую очередь зависят от прочности подрабатываемых массивов, геометрических размеров выработанного пространства и размеров самозаклинивающихся блоков.

Важнейшие параметры сводов самозаклинивания блоков при подработке массивов – пролет (ширина) и высота.

Предельная ширина пролета свода самозаклинивания блоков (2а) в массивах между смежными рудными целиками зависит от расстояния между данными целиками и рассчитывается на уровне кровли с учетом углов формирования пяты свода β , которые определяются зависимостью [39]

$$\beta = 0,5 \cdot (90 + \varphi_k), \quad (1.11)$$

где φ_k – угол внутреннего трения горного массива, град.

Предельная высота подъема свода самозаклинивания определяется по формуле [7]

$$h = \frac{a}{V}, \quad (1.12)$$

где a – половина пролета свода естественного равновесия, м; V – коэффициент устойчивости массива с учетом прочности и трещиноватости (слоистости).

Коэффициент устойчивости закладочного массива определяется по формуле

$$V = 2 \cdot \frac{d_1}{d_2} \cdot \frac{\sigma_{сж}^B}{\sigma_{сж}^Г}, \quad (1.13)$$

где $\frac{d_1}{d_2}$ – отношение вертикального и горизонтального размеров элементар-

ных блоков в массиве; $\frac{\sigma_{сж}^B}{\sigma_{сж}^Г}$ – отношение прочности массива в вертикальном

и горизонтальном направлениях.

В горизонтальном направлении элементарные блоки воспринимают сжимающие нагрузки. Так как в вертикальном направлении блоки внутри массивов пород воспринимают сдвиговые (срезающие) деформации, то прочность массива в вертикальном направлении может быть принята равной прочности на срез, что составляет порядка 30 % от прочности на сжатие.

Схема формирования свода давления между двумя смежными целиками представлен на рисунке 1.14.

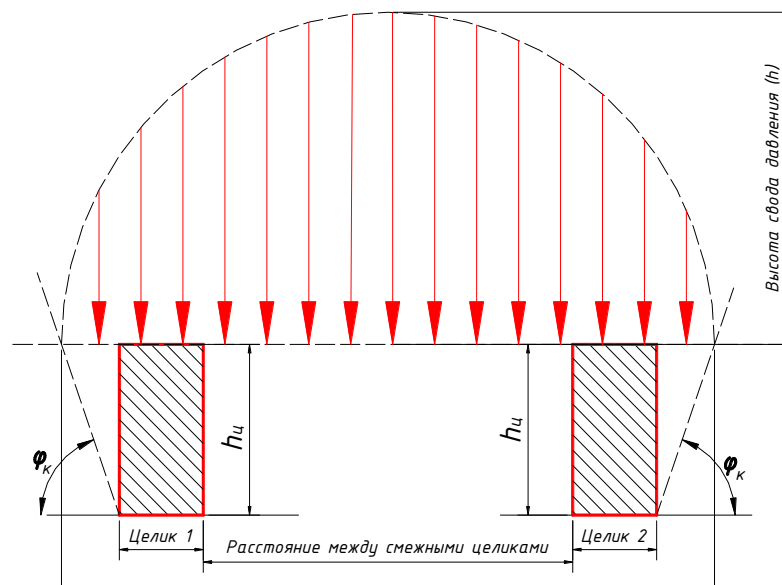


Рисунок 1.14 – Схема формирования свода давления между двумя смежными целиками

Несущая способность каждого из целиков на расчетном участке определяется по формуле [39]

$$R = \sigma_{\text{сж}} \cdot b_{\text{ц}} \cdot L_{\text{ц}} \cdot K_{\text{со}} \cdot K_{\text{ф}} \cdot K_{\text{у}}, \quad (1.14)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – прочность рудного массива на одноосное сжатие, т/м²; $b_{\text{ц}}$ – ширина рудного целика, м; $L_{\text{ц}}$ – длина рудного целика, равна средней мощности рудного тела; $K_{\text{со}}$ – коэффициент структурного ослабления массива; $K_{\text{ф}}$ – коэффициент формы, учитывающий влияние отношения ширины целика $b_{\text{ц}}$ к его высоте $h_{\text{ц}}$.

При соотношении $b_{\text{ц}}/h_{\text{ц}}$ равном или меньшем единицы, $K_{\text{ф}}$ вычисляется по формуле [2]

$$K_{\text{ф}} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{b_{\text{ц}}}{h_{\text{ц}}} \quad (1.15)$$

При соотношении $b_{\text{ц}}/h_{\text{ц}}$ больше единицы $K_{\text{ф}}$ вычисляется по формуле [38]

$$K_{\text{ф}} = 0,8 + 0,2 \cdot \frac{b_{\text{ц}}}{h_{\text{ц}}} \quad (1.16)$$

где $K_{\text{у}}$ – коэффициент упрочнения рудных целиков твердеющей закладкой.

Нагрузка на целики на расчетном участке от воздействия веса налегающего массива внутри свода самозаклинивания определяется по формуле [39]

$$N = h \cdot L_{\text{уч}} \cdot L_{\text{ц}} \cdot \gamma, \quad (1.17)$$

где h – подъем свода самозаклинивания, определенный по формуле (1.15), м; $L_{\text{уч}}$ – длина единичного расчетного участка, м, определяется порядком отработки камер на расчетном участке и зависит от расстояния между рассчитываемыми целиками; $L_{\text{ц}}$ – длина рудного целика, м; γ – объемный вес массива пород, расположенного внутри свода самозаклинивания.

С учетом рассчитанной несущей способности рудных целиков и действующей на них нагрузки определяется фактический коэффициент запаса рудных целиков [38]:

$$K_3 = \frac{R}{N}, \quad (1.18)$$

где K_3 – коэффициент запаса, доли ед.

Оценке напряженного состояния искусственного массива, формируемого в процессе эксплуатации месторождения, определению его нормативной прочности с учетом влияющих факторов (глубина работ, порядок отработки, геологическое строение, конструктивные особенности систем разработки, параметры естественного поля напряжений и др.) посвящено много работ [19, 21, 35, 45, 50, 55, 58, 64, 74]. В настоящее время разработаны методики расчета нормативной прочности, апробация которых свидетельствует о надежности результатов. Поскольку создание единой универсальной методики расчета нормативной прочности закладки в силу многообразия возникающих горнотехнических ситуаций не представляется возможным, для каждого варианта систем разработки, специфических геологических условий осваиваемых месторождений разработаны свои методы определения необходимых прочностных свойств искусственного массива, достаточно легко адаптируемые в конкретных условиях. Так, для систем разработки при нисходящем порядке отработки [35]

$$\sigma_{\text{н}}^{\text{зак}} = 2,8 \cdot \frac{\gamma_3 \cdot \ell^2 \cdot (1 + K_{\text{п}})}{10^6 \cdot h_{\text{н}}}, \quad (1.19)$$

где γ_3 – удельный вес закладки, Н/м³; ℓ – ширина заходки (камеры), м; $K_{\text{п}}$ – коэффициент пригрузки, зависит от соотношения средней мощности вышележащих слоев к мощности несущего слоя ($h_i/h_{\text{н}}$) и определяется по графику

(рисунок 1.15), h_n – толщина несущего слоя, м. В данную зависимость введен коэффициент запаса, равный 3.

При использовании камерных систем разработки напряженное состояние массива закладки и расчет нормативной прочности производятся по методу тяготеющих площадей Турнера-Шевякова с учетом стадийности выемки [19].

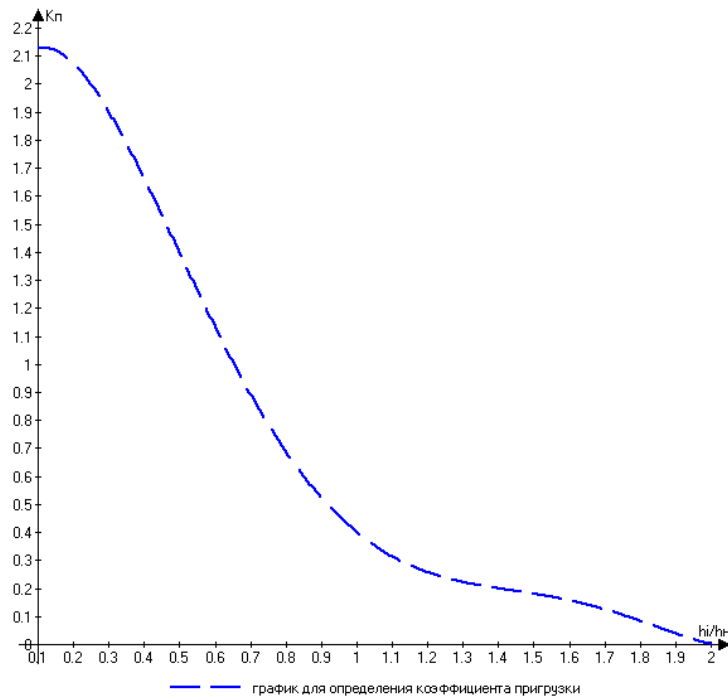


Рисунок 1.15 – График для определения коэффициента пригрузки K_n

Так, для целиков из закладки, находящихся в окружении рудных, напряжения составят

$$\sigma_1^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha \cdot \gamma \cdot H \cdot S_{\text{кр}}}{10^6 \cdot \left(S_3 + 0,77 \cdot S_p \cdot \frac{E_p}{E_3} \right)} + 10^{-6} \cdot \gamma_3 \cdot h_3, \quad (1.20)$$

где S_3 и S_p – площади целиков соответственно искусственного и рудного, m^2 ; $S_{\text{кр}}$ – площадь, поддерживаемая комбинированным целиком.

На стадии выемки рудных целиков

$$\sigma_2^{\text{зак}} = \frac{K_\alpha \cdot K_n \cdot \gamma \cdot H \cdot L_n}{10^6 \cdot L_3} + \gamma_3 \cdot h_3, \quad (1.21)$$

где K_n – коэффициент нагрузки; L_n и L_3 – соответственно ширина панели и искусственного целика, м.

Нормативная прочность на стадии отработки рудных целиков

$$\sigma_n^{\text{зак}} = \frac{\sigma_2^{\text{зак}} \cdot K_3}{K_\phi \cdot K_d}, \quad (1.22)$$

где K_d – коэффициент длительности прочности.

Для залежей, имеющих небольшие размеры в плане, обрабатываемых одной – двумя панелями, нагрузки на искусственный массив находятся по теории свода, тогда

$$\sigma_2^{\text{зак}} = \frac{q \cdot K_{\text{св}} \cdot L_i}{10^6 \cdot a_3 \cdot L_3} + 10^{-6} \cdot \gamma_3 \cdot h_{\text{ц}}, \quad (1.23)$$

где L_i – пролет подработки по простиранию, м; a_3 – ширина целиков из закладки, м; q – вес пород свода давления на единицу длины по простиранию.

Напряжения растяжения закладки на горизонтальном контуре при подработке искусственного массива нижележащими камерами [9] определяются по формуле

$$\sigma_k^{\text{зак}} = 10^{-6} \cdot \gamma_3 \cdot h_{\text{пр}} \cdot (0,95 - 1^{-0,12a}), \quad (1.24)$$

где $h_{\text{пр}}$ – приведенная высота слоя нагрузки, м; ℓ – основание натурального логарифма; a – пролет камеры, м.

Если форма кровли отличается от плоской, то напряжения на контуре в центр пролета при высоте свода $h_{\text{св}}$ составят

$$\sigma_k^{\text{св}} = \sigma_k^{\text{зак}} - 2,3 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{h_{\text{св}}}{a} \right)^{2,2} \cdot \gamma_3 \cdot h_{\text{пр}}. \quad (1.25)$$

Нормативная прочность закладки по условию подработки нижележащими камерами

$$\sigma_{\text{к}}^{\text{зак}} = 2,5 \cdot \sqrt{(\sigma_{\text{к}}^{\text{зак}})^3}. \quad (1.26)$$

Для оценки устойчивости вертикальных обнажений искусственного массива можно использовать зависимость для расчета H_{90} , приведенную выше, а также предложенную в работе [77], имеющую вид

$$[\sigma_{\text{сж}}^{\text{зак}}] = \frac{5 \cdot \gamma_3 \cdot h \cdot K_3}{1 - \mu_3} \cdot \left\{ \cos \varphi_3 - \left[\sin^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi_3}{2} \right) - \mu_3 \right] \right\} \cdot \text{tg} \varphi_3, \quad (1.27)$$

где γ_3 – удельный вес закладки, т/м³; μ_3 – коэффициент Пуассона; φ_3 – угол внутреннего трения, град; K_3 – коэффициент запаса.

Данная зависимость справедлива для условий некачественного заполнения камер под кровлю, то есть при наличии недозаклада.

Анализ существующих методик расчета параметров систем разработки с закладкой показал, что в настоящее время разработаны, апробированы и применяются надежные расчетные методы определения требуемой прочности закладки размеров рудных и искусственных целиков. Однако отсутствуют методики, учитывающие форму камер, порядок отработки со смещением смежных горизонтов по вертикали.

1.3 Анализ методов определения рациональных порядка разработки, форм и размеров поперечного сечения очистных выработок

В качестве очистных выработок при разработке рудных месторождений получили камеры, заходки, слоевые заходки. Реже применяются выработки в виде лав. На форму и размеры камер и слоев, которые отличаются большим разнообразием, влияет большое количество факторов: геологические, горнотехнические, экономические, обеспечение безопасности. В силу экономических причин целесообразно иметь очистные выработки как можно больших размеров, устойчивые в процессе длительного стояния.

К настоящему времени проведен большой объем исследований по оценке геомеханического состояния горных выработок [5, 8, 12, 28, 29, 32, 45, 51, 57, 60, 76]. Установлено, что на характер распределения напряжений и деформаций, механизм деформирования оказывают большое число факторов: свойства и строение пород, параметры исходного силового поля, наличие других выработок, форма и размеры поперечного сечения, время стояния, реакция крепи, температурные и гидрологические условия, воздействие механических нагрузок (взрывы, оборудование). Выявлены закономерности геомеханических процессов, установлены аналитические зависимости, позволяющие осуществить выбор оптимальных параметров и управлять состоянием массива в процессе эксплуатации месторождения.

Из опыта освоения большого числа месторождений следует, что чаще всего используется прямоугольная форма камер и заходок, искажение этих форм сечения иногда вызывается морфологией залежей, наличием выклинков, флексур, раздувов. Параметры этих сечений – пролет, длина, высота обнажения – обосновываются расчетами. Такой подход оправдан тем, что упрощается разбивка запасов на выемочные единицы и календарное планирование выемки.

Для снижения затрат на поддержание выработок и повышение безопасности персонала, занятого на ведении горных работ, выемка запасов месторождений слабоустойчивых и трещиноватых руд системами разработки с слоевой или камерной выемкой и закладкой осуществляется, как правило, в нисходящем порядке с оформлением выработанного пространства (камер) под закладочным массивом, сформированным при отработке запасов выше расположенных подэтажей (слоев).

Далее, исходя из устойчивых параметров вертикального обнажения рудных и породных массивов (возможной высоты камер и целиков), определяется высота выемочного подэтажа (слоя), рудные тела в подэтаже (слое) разбиваются на камеры (заходки), выбирается очередность их выемки, исходя из коэффициента запаса устойчивости временных рудных целиков, формируемых по границам выработанного пространства камер (слоев).

Обработку запасов камер в подэтаже осуществляют в сплошном или камерно-целиковом порядке по схемам 1-2-1-2-1, 1-2-3-1 и др. Принципиальные классические схемы расположения камер в подэтаже представлены на рисунке 1.16.

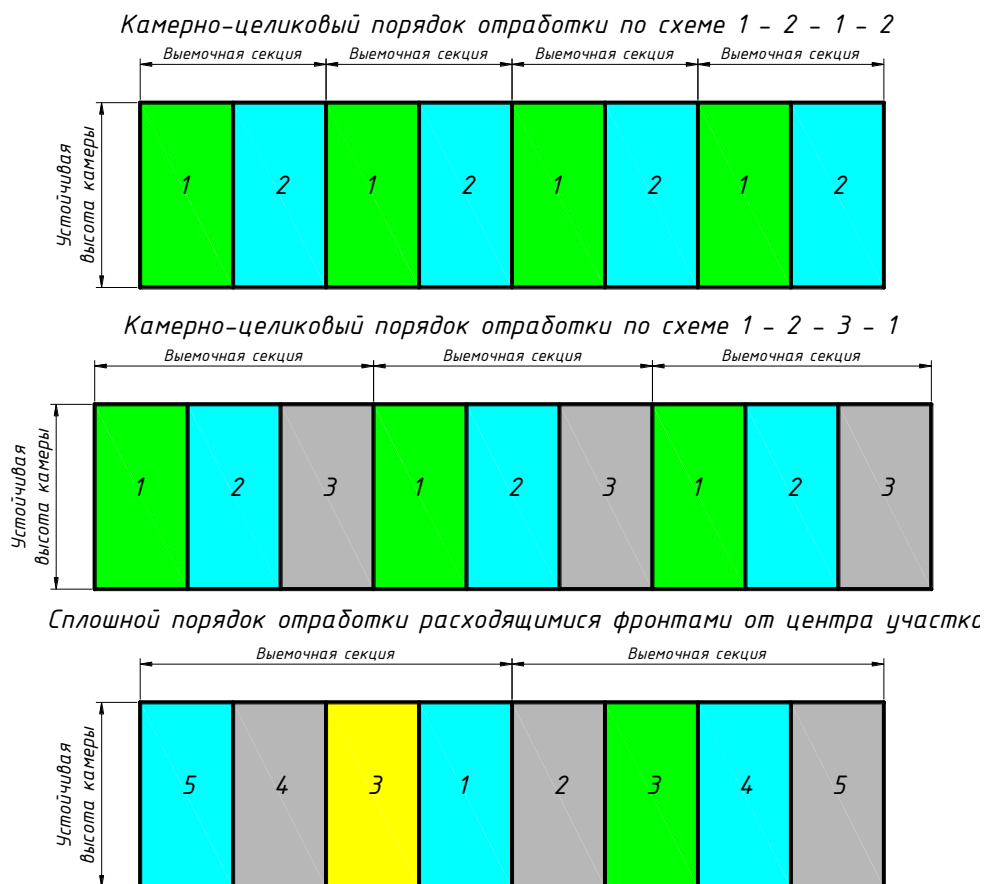


Рисунок 1.16 – Схема расположения и стадийность выемки камер в подэтаже

Как видно на рисунке 1.16, принцип проектирования камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства, как и слоевых, заключается в расположении камер (слоевых заходок) на одном уровне (подэтаже, слое), когда выработанные пространства камер (слоев) примыкают друг к другу без смещения в вертикальной плоскости. При этом высота возможного выработанного пространства соответствует высоте устойчивой вертикальной стенки.

В отдельных случаях для обработки рудных месторождений с слабоустойчивыми рудами применяются технические решения, направленные на увеличение размеров выработанного пространства за счет более эффективного расположения камер в пространстве (по вертикали) – формирование погруженных в рудный и выступающих в закладочный массив очистных выра-

боток, которую для упрощения можно назвать камерной системой разработки с шахматным порядком отработки.

Шахматное взаимное расположение камер позволяет вести выемку запасов руды камерами с максимально возможными геометрическими параметрами системы разработки. Это достигается тем, что при формировании очистного пространства верхняя половина камеры располагается в закладочном массиве ранее отработанных камер, а нижняя половина камеры заглубляется в рудный массив.

Выемка запасов камер в блоке осуществляется в камерно-целиковом порядке отработки по схеме 1-3-2-4. Камеры 3-й и 4-й очередей заглублены относительно камер 1-й и 2-й очередей на половину их высоты.

Принципиальная схема порядка выемки камерных запасов в подэтаже 1-3-2-4 представлена на рисунке 1.17.

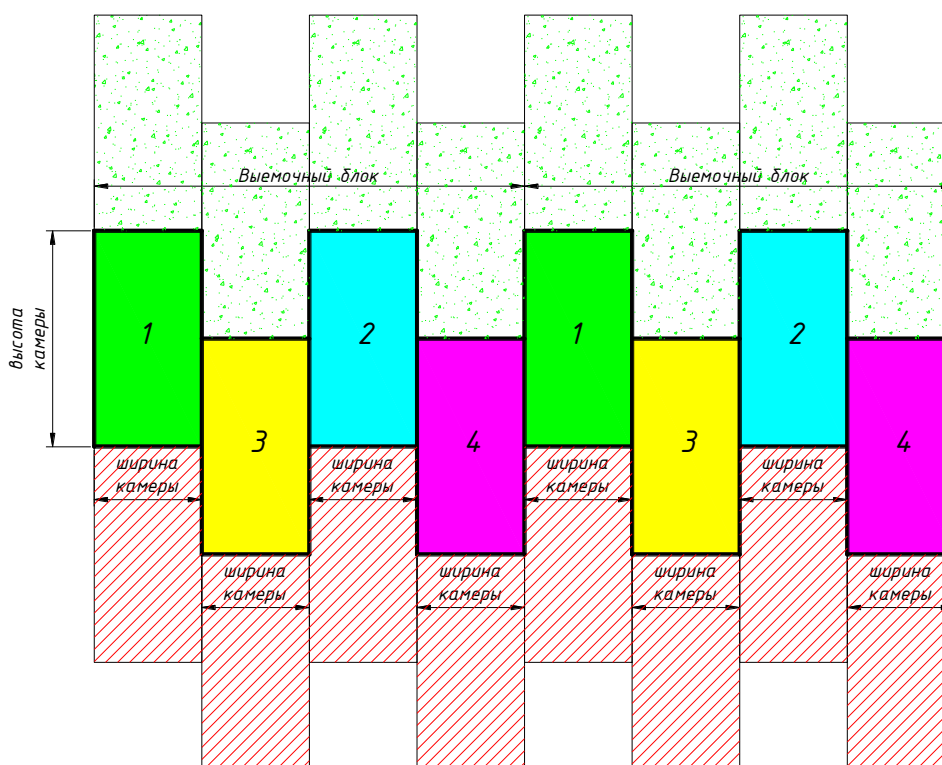


Рисунок 1.17 – Схема отработки запасов камерной системой разработки и закладкой в шахматном порядке

Отработку камерных запасов начинают с камер 1-й и 2-й очередей. После их отработки в закладки твердеющими смесями приступают к выемке запасов камер 3-й и 4-й очередей.

Таким образом, высота выработанного пространства (камеры) без применения каких-либо дополнительных способов крепления рудных стенок может быть увеличена в два раза. При этом обеспечивается устойчивость рудных стенок камер, высота которых не превышает расчетных значений. Устойчивость верхней части камеры достигается за счет укладки твердеющей закладки соответствующей прочности в ранее отработанные камеры.

При выборе форм поперечного сечения камер и заходок по возможности учитываются процессы формоизменения выработок, проводимых в горном массиве. Они заключаются в проявлении процесса естественного сводообразования, воздействия взрывных работ, результатом которого является приобретение выработкой другой более устойчивой формы: прямоугольно-сводчатой, эллиптической, круглой. Учитывая данный эффект, с целью повышения устойчивости очистных выработок им придается ромбовидная, шестигранная, полигональная форма сечений [61, 62, 75, 94-97], что позволяет увеличить параметры камер в породах и рудах низкой и средней устойчивости.

Способ, предложенный Шестаковым В.А., Игнатовым А.Н. и др. [94], заключается в отработке рудного тела камерами полигональной формы в нисходящем порядке с закладкой выработанного пространства (рисунок 1.18).

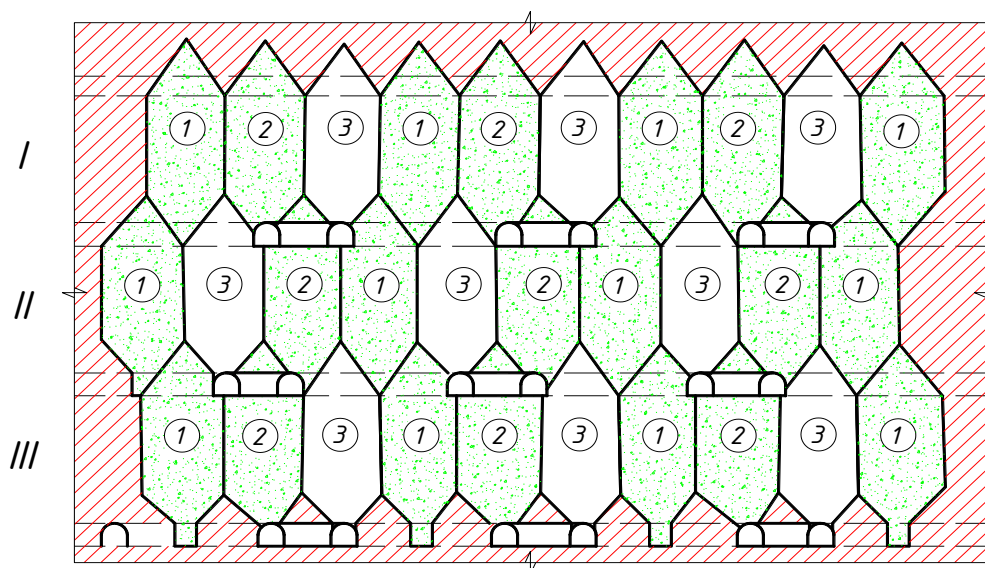


Рисунок 1.18 – Способ разработки рудных месторождений, предложенный Шестаковым В.А., Игнатовым А.Н. и др.

Камеры нижележащего этажа смещаются на расстояние, равное половине ее ширины (равное высоте днища камеры). Главная особенность данного способа заключается в стадийной выемке руды в группе этажей. Руда отбивается буровзрывным методом, веера скважин при этом бурятся из выработки, расположенной в почве камеры.

Проявление эффекта зональной дезинтеграции горных пород вокруг выработок в рудном и закладочном массивах в условиях больших глубин позволило авторам работы [82] предложить способ выбора оптимальной формы сечения горных выработок с учетом их ориентации относительно поля действующих напряжений. По мнению авторов, в качестве оптимального сечения можно рассматривать области геометрически подобные тем, что находятся внутри зон дезинтеграции (рисунок 1.19). Как видно, эти зоны имеют эллиптическое очертание.

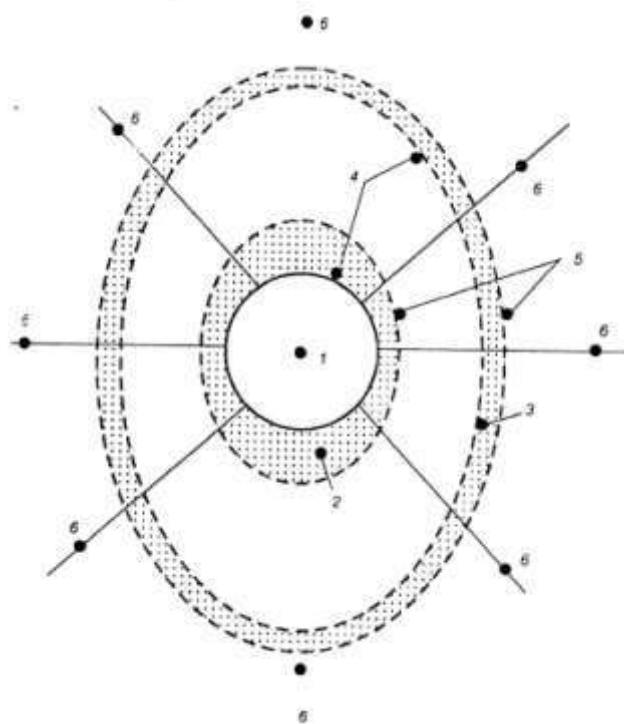


Рисунок 1.19 – К выбору оптимального по фактору горного давления сечения выработок:
 1 – центр выработки; 2 – приконтурная зона трещиноватости; 3 – зона дезинтеграции пород; 4 – начальные; 5 – конечные контуры нарушенности зон; 6 – скважины

Исследования [62], посвященные оценке напряженно-деформированного состояния массива заходок применительно к условиям Яковлевского месторождения позволили рекомендовать для выемки малопрочных руд за-

ходки шестигранной формы, как обеспечивающих наиболее благоприятную геомеханическую ситуацию (рисунок 1.20).

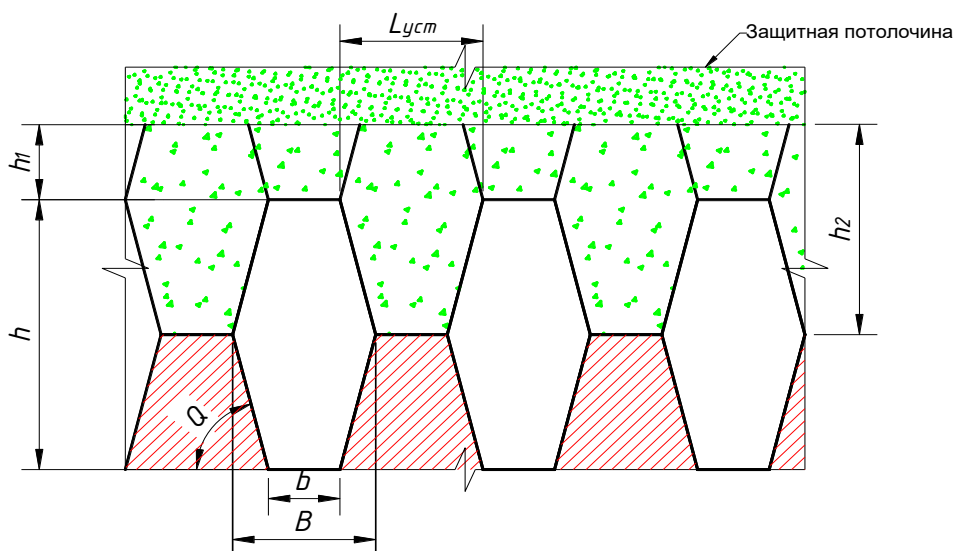


Рисунок 1.20 – Схема к расчету параметров очистных камер

Ширину, высоту камер различных очередей, угол наклона боковых стен камер определяют из математических выражений, исходя из устойчивого пролета защитного перекрытия, ширины буродоставочного орта и угла внутреннего трения рудного массива [97]:

$$B \leq L_{уст}; \quad h = \frac{B - b}{2 \cdot ctg \alpha}; \quad h_1 \approx \frac{1}{2} B; \quad h_2 \approx B; \quad \alpha = 45 + \frac{\varphi}{2}, \quad (1.28)$$

где B – ширина камеры, м; $L_{уст}$ – устойчивый расчетный пролет защитного перекрытия, м; h – высота камер, м; b – ширина доставочного орта, м; α – угол наклона стенок камеры, град; h_1 – высота камеры первого этажа, м; h_2 – высота камеры второго этажа, м; φ – угол внутреннего трения рудного массива, град.

Предложенные зависимости возможно использовать для определения геометрических параметров камер полигональной формы. Однако в данной работе отсутствует обоснование приведенных выражений.

Анализ методов определения рациональных форм поперечного сечения очистных выработок, порядка освоения запасов показал следующее:

1. Традиционно очистные камеры, заходки задаются прямоугольной формы, что объясняется технологической сложностью оконтуривания камер с другой конфигурацией, простотой раскройки рудничных полей или их участков, необходимостью изменять порядок отработки запасов этажей, подэтажей.

2. Изменение формы сечений очистных выработок существенно отражается на порядке отработки запасов этажей, в этаже и в пределах выемочной единицы. Для очистных выработок с прямоугольной формой сечения применяется как нисходящий, так и восходящий порядок отработки. В последнее время для систем разработки с закладкой стали применять так называемый шахматный порядок выемки заходок, как это показано в разделе 1.1 на примере месторождения «Мир».

3. В условиях отработки слабоустойчивых руд, когда использование прямоугольной формы не обеспечивает сохранности контура, целесообразно рассмотреть вариант перехода на эллиптические (ромбовидные) формы очистных выработок, обеспечивающие более высокую устойчивость обнажений руды и закладки.

1.4 Цель, задачи и методы исследований

Анализ опыта освоения месторождений ценных руд в сложных горно-геологических условиях свидетельствует о том, что используются слоевые системы разработки: с однослойной выемкой, слоевые с обрушением пород под защитой перекрытия, слоевые с закладкой твердеющими смесями. Данные системы разработки характеризуются низкой производительностью, высокой себестоимостью добычи, малой скоростью подвигания фронта работ. Причина использования данных вариантов – невысокие прочностные свойства, низкая устойчивость руд и пород, не позволяющая применять очистные выработки больших размеров.

Размеры обнажений рудного массива при применении общепринятого (классического) порядка отработки запасов позволяют вести отработку залежей с формированием выработанного пространства, сопоставимого по раз-

мерам с обычной подготовительно-нарезной выработкой, то есть для выемки руды возможно использовать только слоевые системы разработки.

Как известно, эффективность ведения подземных горных работ напрямую зависит от размеров выемочных единиц (высоты и ширины камер, рудных целиков различного назначения). Чем больше размеры выемочных единиц, тем меньшие затраты требуются для добычи руды.

Поэтому при подземной разработке руд там, где это возможно по горнотехническим условиям, применяются камерные системы разработки. Это объясняется очевидными достоинствами камерных систем, имеющих более высокие технико-экономические показатели по сравнению со слоевой системой разработки: простота конструктивного оформления системы разработки, высокая производительность очистных работ, низкие затраты на производственные процессы горных работ.

Как показывает анализ данной практики освоения месторождений неустойчивых ценных руд и существующих методов расчета параметров систем разработки с закладкой, в качестве очистных выработок используются заходки прямоугольной формы, а не более устойчивой, например ромбовидной или полигональной.

Эффективным методом снижения негативного влияния низкой устойчивости руд следует считать изменение порядка отработки запасов. Представляется перспективным использовать известный способ формирования защитного перекрытия и работы под ним.

Таким образом, необходимость и целесообразность использования камерных систем разработки при освоении неустойчивых ценных руд не вызывает сомнений. Для решения данной задачи потребуются совершенствование конструкции системы разработки, обоснование оптимальных формы и размеров сечений очистных выработок, их пространственного расположения и порядка выемки.

Основная цель исследований состоит в разработке технологии и обосновании параметров отработки ценных слабоустойчивых руд с использованием камерных систем разработки с твердеющей закладкой.

В соответствии с поставленной целью рассмотрены следующие **основные задачи исследований:**

- анализ и обобщение существующих способов ведения горных работ при освоении месторождений ценных малоустойчивых руд;
- анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с закладкой;
- оценка факторов, влияющих на рациональные формы и размеры очистных выработок;
- формирование технологических схем выемки запасов ценных малоустойчивых руд с использованием камер полигональной (ромбовидной) формы;
- исследование напряженно-деформированного состояния несущих элементов систем разработки при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы;
- разработка методики расчета параметров камерной системы разработки при отработке запасов малоустойчивых руд;
- промышленная апробация рекомендаций и их технико-экономическая оценка.

Объект исследований: технология подземной разработки рудных месторождений в сложных горно-геологических условиях.

Предмет исследований: параметры камерных систем подземной разработки при освоении запасов ценных малоустойчивых руд.

Методы исследований включают: анализ и оценку существующего положения горных работ на предприятиях, ведущих разработку системами с камерной выемкой; аналитические расчеты параметров технологических схем; математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массивов руды и твердеющей закладки при использовании камерных систем разработки с полигональной формой камер и шахматном порядке выемки запасов; научное сопровождение опытно-промышленных испытаний, натурные наблюдения при отработке; статистическую обработку результатов, выявление зависимостей.

2 ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1 Характеристика Айхальского месторождения

Исследования по обоснованию параметров камерных систем разработки с полигональной (ромбовидной) формой очистных выработок проводились на примере алмазоносного месторождения «Айхальское». Оно характеризуется сложностью горно-геологических условий, которое заключается в низкой устойчивости рудных и породных обнажений, что предопределило применение высокочрезвычайных технологий добычи с использованием слоевых систем разработки с закладкой.

Трубка «Айхал» представляет собой крутопадающее сплюснуто-трубчатое тело северо-восточного простирания (63°).

На глубине 126 м (+374 м, абс.) от дневной поверхности трубка разделяется на два самостоятельных рудных тела: Юго-Западное (ЮЗРТ) и Северо-Восточное (СВРТ). Последнее на глубине 600 м (-100 м, абс.), в свою очередь, разобщается на два рудных ствола: Западный и Восточный. По мере увеличения глубины на горизонтах прослеживается заметное уменьшение поперечных сечений рудных тел.

Вмещающие рудное тело породы представлены, в основном, доломитами и глинистыми доломитами с прослойками мергелей, аргиллитов и алевролитов.

Исследования горных пород выполнены в лаборатории геомеханики института «Якутнипроалмаз».

По пробам, отобранным в процессе предварительной разведки, предел прочности на сжатие в среднем равняется 36,5 МПа, на растяжение – 4,3 МПа, коэффициент крепости по Протодяконову – 4-7, объемный вес вмещающих пород колеблется от 2,23 до 2,72 т/м³, а в среднем составляет для карбонатных пород (песчанистые и глинистые известняки и доломиты) – 2,45-2,47 т/м³, для доломитов окремненных тонкозернистых – 2,64-2,68 т/м³.

Физические свойства пород могут значительно отличаться (до 40 %) в эксплуатационных блоках и в массиве от полученных лабораторных значений (исследования АО «Иргиредмет»). Средние их значения по стометровым интервалам приводятся в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Физико-механические свойства вмещающих пород месторождения «Айхал»

Интервал абс. отм., м	Объемный вес, т/м ³	Прочность на сжатие, МПа	Прочность на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Модуль упругости, ГПа
+200+100	2,64	36,5	4,3	11,2	34,2	43,1
+100+0	2,63	39,2	4,0	9,0	31,0	33,0
0-(-100)	2,66	37,5	5,6	10,4	32,8	56,4
(-100)-200	2,52	29,0	4,7	8,1	32,0	37,8

Кимберлиты относятся к породам довольно мягким и средней крепости, что в среднем соответствует коэффициенту крепости 3-5 по Протодякову (таблица 2.2).

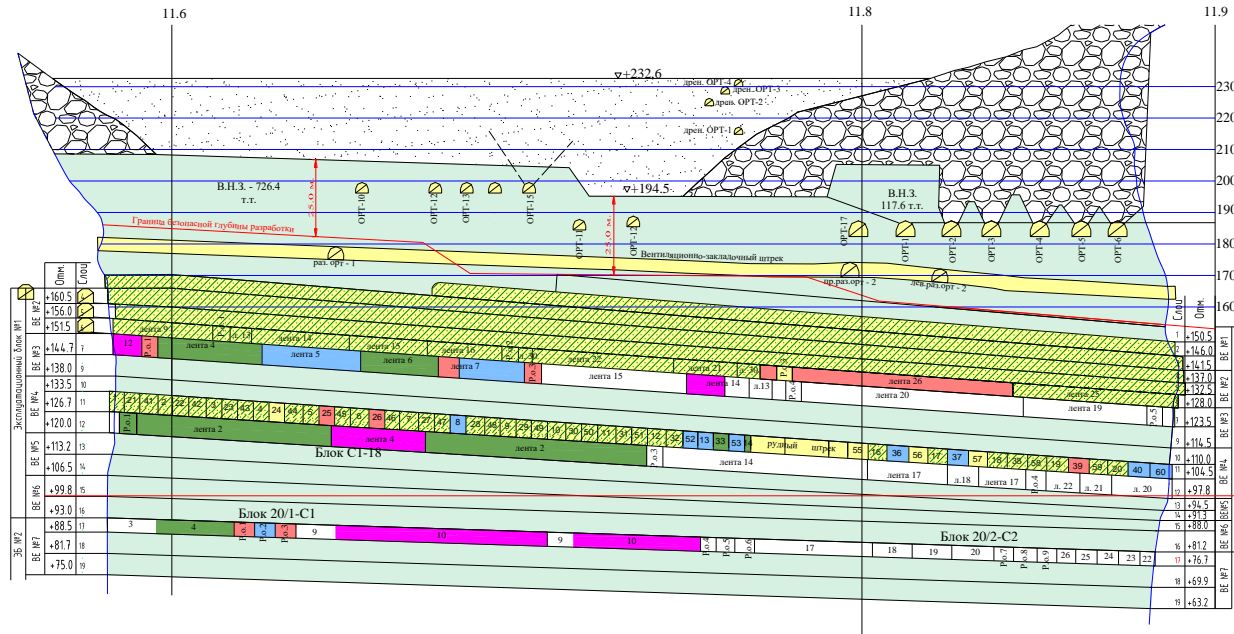
Таблица 2.2 – Физико-механические значения кимберлитов

Глубина, м	Тип породы	Влажность, %	Объемный вес, т/м ³	Пористость, %	Средняя прочность, МПа	
					сжатие	растяжение
680	Кимберлит	0,7	2,52	9,3	27,13	2,84
925	Порфирит	4,1	2,32	14,1	9,77	1,47
945	Порфирит	1,2	2,68	6,7	26,19	4,61

Факторы, влияющие на устойчивость рудного массива на руднике «Айхал» – низкая прочность, высокая нарушенность руд месторождения, повышенная пластичность, вязкость, структурная ослабленность пород – приводят к низкой устойчивости руд их обнажения. Создание значительных по размерам как вертикальных, так и горизонтальных обнажений рудного массива не представляется возможным.

Параметры заходок, вертикальные разрезы месторождения «Айхал» и план горизонта с разбивкой на заходки при ведении горных работ слоевыми системами разработки представлены на рисунках 2.1 и 2.2.

**ПРОДОЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ РУДНИКА
"АЙХАЛ" ПРИ ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ
СЛОЕВОЙ СИСТЕМОЙ РАЗРАБОТКИ**



**ПОПЕРЕЧНЫЙ РАЗРЕЗ РУДНИКА
"АЙХАЛ" ПРИ ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ
СЛОЕВОЙ СИСТЕМОЙ РАЗРАБОТКИ**

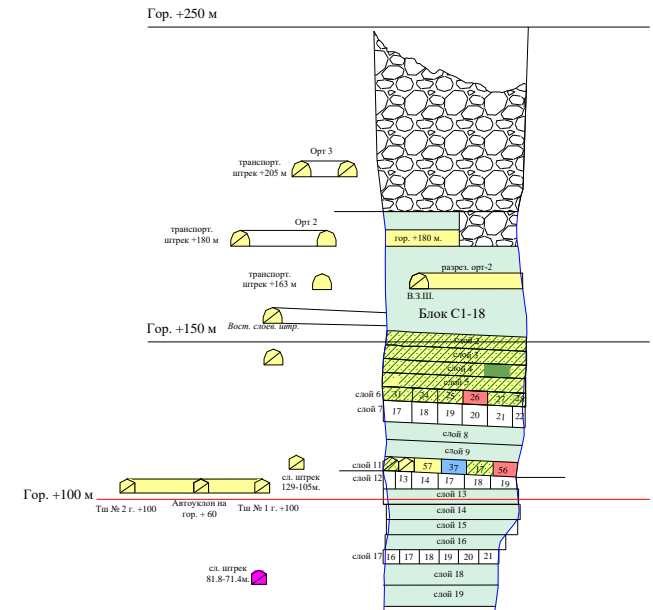


Рисунок 2.1 – Разбивка залежи на слои при выемке запасов слоевой системой разработки

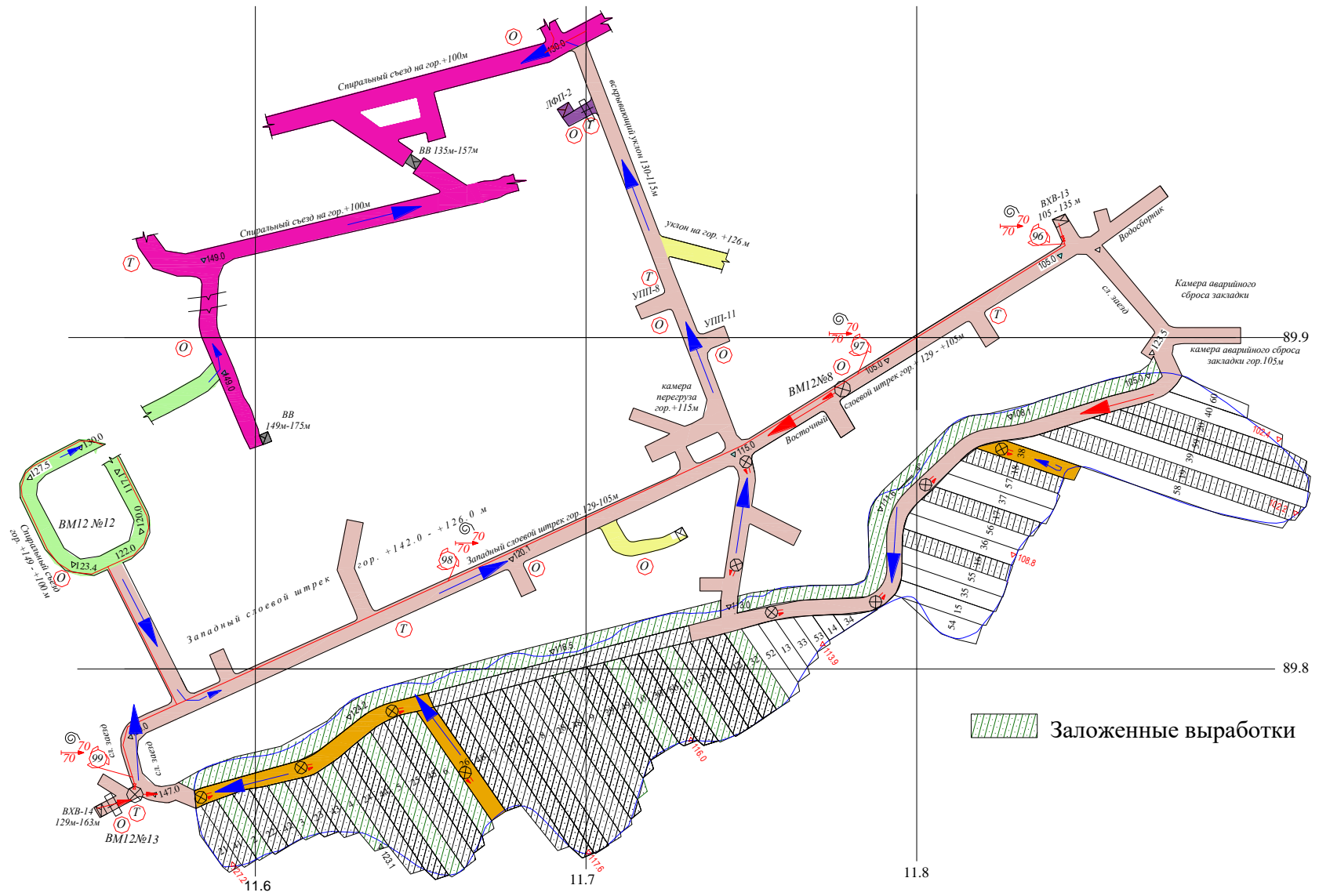


Рисунок 2.2 – План горизонта +130 м (слой № 11)

Максимальная высота заходок в обрабатываемых слоях составляла чуть более 5 м и обуславливалась габаритами и рабочей зоной комбайна. Параметры заходки при слоевой системе разработки для рудника «Айхал»: высота – 5,15 м, пролет – 6,0 м.

Анализ результатов расчетов (таблица 2.3) показывает, что устойчивая высота выработанного пространства (стенки камеры) не превышает 6-8 м, что по параметрам соответствует не камерной, а слоевой системе разработки.

Таблица 2.3 – Величины устойчивых вертикальных обнажений кимберлита

Рудный массив (кимберлиты)	Высота устойчивой вертикальной рудной стенки, м
Размеры блоков 0,05×0,05 м (интенсивная трещиноватость)	6
Размеры блоков 0,1×0,1 м (средняя трещиноватость)	8

С целью повышения устойчивости очистных выработок рассматривался вариант применения выработок шестигранной формы и смещения заходок нижележащего слоя по отношению к верхним (рисунок 2.3), что обеспечивает повышение устойчивости заходок, но не улучшает технико-экономические показатели добычи.

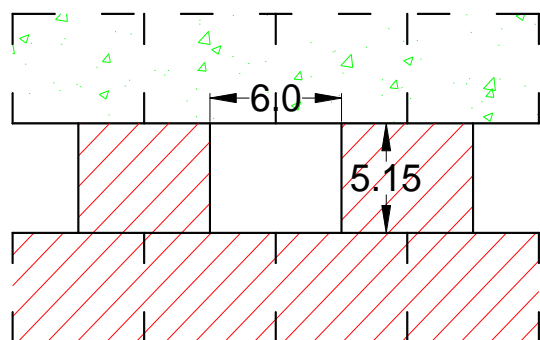


Рисунок 2.3 – Параметры выемочных заходок на руднике «Айхал»

Смещение заходок в горизонтальной плоскости не решает проблемы повышения устойчивости обнажений массива и эффективности горных работ, потому как объем очистной выработки остается таким же, поэтому принято решение о переходе к использованию камерных выработок, имеющих

устойчивую форму сечения – эллиптическую, параметры которой обеспечивают устойчивость как рудных стенок камер, высота которых не превышает расчетных значений, так и устойчивость верхней части камеры, формируе-

мой из твердеющей закладки соответствующей прочности в ранее отработанных камерах.

Для перехода к выемке запасов камерами полигональной формы необходимо формировать так называемую переходную зону, выемка запасов которой первоначально осуществляется трапециевидными камерами определенной высоты и определенными углами стенок. Затем осуществляется переход на ромбовидные камеры высотой с обоснованными геометрически и технологически параметрами.

2.2 Разработка технологических схем добычи руд с использованием камерных систем разработки

Анализ применяемой технологии выемки ценных малоустойчивых руд, приведенный выше, показывает, что наибольшее распространение получили малопроизводительные высокочрезвычайно дорогие слоевые системы разработки, размеры прямоугольных заходов которых ограничены и не могут быть увеличены по фактору устойчивости.

Более предпочтительными являются камерные системы разработки благодаря безопасности и высокой эффективности, достигаемой за счет больших извлекаемых объемов, низких затрат на подготовительные работы, применения мощного добычного оборудования. Эффективность этих вариантов достигается только, если в процессе выемки руды обеспечивается устойчивость горной конструкции и все несущие элементы сохраняют целостность и устойчивость. Помимо увеличенных параметров камер на эффективность системы разработки влияет концентрация горных работ на участке недр благодаря применению устойчивых временных рудных целиков с минимально допустимыми размерами.

Очистные выработки, как показано в разделах 1.2 и 1.3, принимаются, как правило, в виде параллелепипеда. Однако опыт отработки в неустойчивых и трещиноватых рудах показывает, что фактические контуры не соответствуют проектным. Контуры камер, заходов в неустойчивых рудах форми-

руются с учетом ряда закономерностей [6, 26, 32, 60, 71, 96], знание которых позволяет выбирать оптимальные конструктивные параметры выработанных пространств и порядка отработки запасов.

Как известно, при наклоне рудных стенок относительно вертикали устойчивость такого наклонного обнажения возрастает. Этот принцип повсеместно используется при формировании откосов бортов карьеров, когда заоткоску уступов осуществляют под углами разрывов, характерных для руд или пород месторождения.

Учитывая закономерности формирования выработанного пространства камер и приведенный выше анализ, предложено формирование камер с крутым наклоном рудных бортов. Для снижения требований к закладочному массиву по прочности и уменьшению пролета (ширины) его обнажения, а также взаимного совмещения выемочных камер в смежных подэтажах верхнюю часть камер, расположенную в закладочном массиве, формировать с нависающими стенками под аналогичным углом. При этом поперечное сечение камеры в вертикальной плоскости принимает полигональную форму. Устойчивая высота обнажения рудного массива увеличивается за счет формирования наклонных рудных стенок.

Использование очистных выработок полигональной (ромбовидной) формы изменяет традиционный порядок отработки запасов этажей, приводит к смещению контуров камер относительно соседних по вертикали, формированию каркасной конструкции в зоне очистных работ с несущими опорами из разнопрочного материала закладки и руды.

Конструктивное оформление, форма и взаимное расположение ромбовидных камер для условий рудника «Айхал» представлены на рисунке 2.4.

В верхней части камеры формируются нависающие стенки, а также горизонтальное обнажение закладочного массива с технологически требуемым пролетом. Устойчивость обнажений закладочного массива в верхней части очистного пространства камеры повышается, так как формируется замковая конструкция, в которой практически исключаются сдвиговые и срезающие

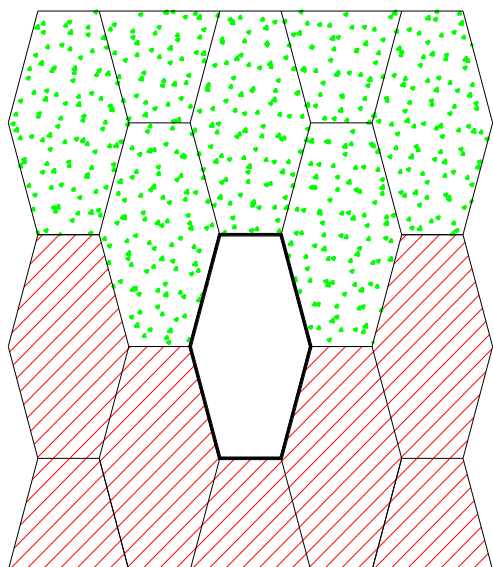


Рисунок 2.4 – Схема выемки запасов ромбовидными камерами с расположением их в шахматном порядке

деформации. Закладочный массив в этих трех камерах в целом может быть представлен как арочная конструкция, работающая на сжатие под воздействием веса вышерасположенного закладочного массива.

Для перехода к выемке запасов ромбовидными камерами необходимо формировать так называемую переходную зону, выемка запасов которой первоначально осуществляется трапециевидными камерами заданной высоты. Затем осуществляется переход на ромбовидные

камеры высотой, равной двойной высоте трапециевидной камеры.

2.3 Методика геомеханического обоснования параметров систем разработки с закладкой при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы

Переход на ромбовидные камеры, соответственно, на шахматный порядок отработки изменяет механизм передачи нагрузок с рудного массива на искусственный. Придание очистной выработке формы, близкой к эллиптической, повышает ее устойчивость за счет удаления потенциально опасных с точки зрения вывалов зон растяжений в рудном и закладочном массивах, а также обеспечивает более равномерное нагружение рудных целиков.

Объектами геомеханического обоснования в данном случае являются: пролет обнажений пород в своде для трапециевидных камер (переходная зона); высота и ширина камеры, то есть размеры большой и малой полуосей; углы наклона и высота стенок в верхней и нижней частях камеры; прочность закладки в своде и стенках камеры; устойчивые размеры рудных целиков; рациональный порядок освоения запасов.

Анализ работ, посвященных обоснованию параметров систем разработки с закладкой (см. раздел 1.2), показал, что методики расчета вышеобозначенных параметров при использовании выработок ромбовидной формы и шахматного порядка выемки отсутствуют. Предложены методики определения перечисленных выше параметров.

Пролет горизонтального обнажения трапециевидных заходок при формировании переходного слоя наклонных обнажений рудного, породного и искусственного массивов определяется с использованием известных методик ИПКОН РАН [39].

Размеры горизонтальных обнажений в искусственном массиве задаются по технологическим соображениям, а под них рассчитывается требуемая прочность твердеющей закладки.

Нормативная прочность рассчитывается для плоской кровли, для этого используются зависимости, приведенные в работах [19, 35]. Величина нагрузки, создаваемой искусственным массивом, определяется с учетом соотношения $\frac{a}{h_3}$, где a – пролет камеры, h_3 – мощность слоев массива закладки.

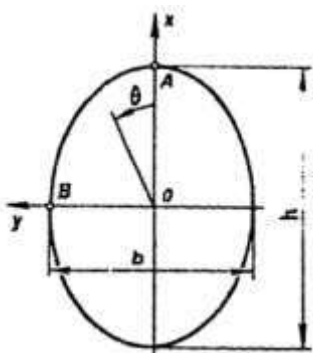


Рисунок 2.5 – Эллиптическое сечение выработки

Алгоритм расчета напряжений в массиве пород вокруг выработки некруглого сечения разработан Н.Н. Фотиевой [6]. Для выработок эллиптического сечения (рисунок 2.5) тангенциальные напряжения на контуре описываются выражением:

$$\sigma_{\Theta} = \gamma \cdot H \cdot \frac{(1 + \lambda) \cdot (1 - m^2) - 2 \cdot (1 - \lambda) \cdot (\cos 2\Theta - m)}{1 - 2 \cdot m \cdot \cos 2\Theta + m^2}, \quad (2.1)$$

$$m = \frac{h - b}{h + b}, \quad (2.2)$$

где h , b – высота и пролет выработки, м; γ – объемный вес пород, МН/м³; H – глубина расположения выработки, м; λ – коэффициент бокового давления.

Требуемую прочность закладки рекомендуется находить с использованием расчетной зависимости (1.27), которая позволяет определить тангенциальные напряжения на контуре камеры. Введением коэффициентов, учитывающих влияние неучтенных факторов, – шахтные условия, взрывные работы, слоистость – рассчитывается нормативная прочность по формулам:

$$\text{– в центре стенки} \quad \sigma_{\text{ст}} = \gamma_3 \cdot h_3 \cdot \left(1 + 2 \cdot \frac{b}{h} - \lambda_3 \right), \quad (2.3)$$

$$\text{– в центре свода} \quad \sigma_{\text{св}} = \gamma_3 \cdot h_3 \cdot \left[\lambda_3 \cdot \left(2 \cdot \frac{h}{b} + 1 \right) - 1 \right], \quad (2.4)$$

где γ_3 – плотность закладки, МН/м³; h_3 – высота слоя закладки, м; λ_3 – коэффициент бокового давления в закладочном массиве.

Оптимальное соотношение осей камеры $\frac{b}{h}$ находится расчетом и сравнением тангенциальных напряжений на концах диаметров. Наиболее благоприятным с точки зрения устойчивости камеры является равенство тангенциальных напряжений по контуру, тогда

$$\frac{b}{h} = \sqrt{\frac{1 + \lambda_3}{2}} - \frac{1 - \lambda_3}{2}. \quad (2.5)$$

где h – высота камеры, м; b – ширина камеры, м.

Выражения (2.1) и (2.2) позволяют определить условия появления растягивающих напряжений:

$$\text{– в точке А (свод выработки)} \quad \lambda \cdot \left(2 \cdot \frac{h}{b} + 1 \right) \pi \cdot 1 \quad (2.6)$$

$$\text{– в точке В (бока выработки)} \quad 1 + 2 \cdot \frac{b}{h} \pi \lambda. \quad (2.7)$$

Из полученных выражений можно сделать вывод о существенном влиянии соотношения полуосей на устойчивость контура. Наибольшая опасность возникновения растягивающих напряжений в своде выработки созда-

ется при соотношении $b : h > 1$. Коэффициент бокового давления определяет оптимальное соотношение полуосей эллиптической выработки, обеспечивающее равномерное распределение тангенциальных напряжений на контуре.

Применительно к тематике настоящей работы можно отметить, что данные зависимости возможно использовать для определения рационального соотношения высоты и пролета камер, величин тангенциальных напряжений на контуре, значений нормативной прочности искусственного массива, а рациональную форму камер находить путем размещения камер полигональной формы в площади эллипса. Тогда геомеханически целесообразное соотношение осей для конкретных горно-геологических условий будет иметь вид

$$\frac{h}{b} = \frac{1 - \lambda}{2\lambda} \quad (2.8)$$

Так как обнажения камер в кровле и почве формируются плоскими, а их размеры определяются параметрами применяемой механизации на горных работах, избежать появления растягивающих напряжений на контуре искусственной потолочины не представляется возможным.

Возможность прогноза углов формирования контуров подземных выработок дает теория предельного равновесия, развитая в трудах В.В. Соколовского [66] и использованная для подземных горных выработок К.В. Руппенейтом [56], согласно которым построение поверхностей скольжения I и II семейств вблизи контура выработок показывает, что наиболее вероятные поверхности разрушения располагаются под углами: I семейство – $\frac{3 \cdot \pi}{4} - \rho$,

II – $\frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2}$, где ρ – кажущийся угол внутреннего трения. Подсчет для скальных пород (например, $\rho = 60^\circ$) показывает, что углы скола соответственно для I семейства – 105° ; II – 70° . В связи со значительным влиянием на угол скола нарушенности пород он уточняется методом сканирования контуров отработанных камер.

При выемке запасов системами разработки с закладкой выработанного пространства между обрабатываемыми камерами (заходками) формируются сначала рудные, а затем искусственные целики, состоящие из твердеющей закладочной смеси. Поэтому после определения допустимых параметров обнажения массивов пород и руд, то есть устойчивых размеров камер, приступают к определению параметров целиков, которые будут формироваться между камерами (заходками) и должны сохранять свою устойчивость. На основании данных расчетов определяют оптимальную очередность выемки запасов камер в подэтаже.

Наибольшее распространение получил метод расчета размеров целиков, в основу которого положены принципы допускаемых напряжений в целиках. Считается, что целики в виде стены или колонны испытывают давление толщи пород, расположенных внутри свода давления. При этом задача решается по принципу теории предельного равновесия. При определении прочных размеров целиков сначала получают нагрузку на среднее сечение целика, при которой он перейдет в состояние предельного равновесия. Затем сравнением полученной величины с действующим весом столба пород в своде давления над целиком и получают коэффициент запаса прочности целика.

При оформлении очистного пространства камеры вокруг его контура происходит перераспределение горного давления. Проведенными исследованиями [15] установлено, что на месторождении до глубины -100 м отсутствуют тектонические силы, влияющие на напряженно-деформированное состояние массивов руды и вмещающих пород. При этом основная составляющая горного давления на руднике «Айхал» реализуется в вертикальной плоскости и формируется за счет веса налегающего над камерой массива руды, породы или закладки.

Геомеханическое состояние рудных и закладочных массивов вокруг выработанного пространства камеры ромбовидной формы характеризуется специфичным распределением напряжений, вызываемым особенностью горной конструкции. При шахматном расположении выемочных камер относи-

тельно друг друга на границах выработанного пространства формируются рудные и искусственные несущие элементы.

В нижней части выработанного пространства формируются рудные целики трапециевидной формы. Высота целиков равна половине высоты камеры. Угол наклона рудных стенок принимается по результатам натурных исследований. Данные рудные целики воспринимают давление от веса выше-расположенного закладочного массива через искусственный целик, который также имеет вид трапеции.

В верхней части выработанного пространства камеры формируются нависающие закладочные стенки с так называемым обратным углом, а также участок кровли камеры, представленный горизонтальным обнажением закладочного массива.

Ромбовидная форма закладочных массивов ранее отработанных камер в кровле и стенках образует замковую конструкцию. Формирующаяся арочная форма закладочного массива повышает устойчивость закладки, так как при этом закладка работает в большей части на сжатие, а не на растяжение, как при горизонтальном обнажении.

На рисунках 2.6–2.8 рассматриваются расчетные схемы перераспределения нагрузок для трех вариантов: с отбойкой через один рудный целик; через комбинированный, включающий два рудных и один искусственный; комбинированный, состоящий из трех рудных и двух из закладки. Особенность горной конструкции состоит в том, что по высоте неоднородные и выполнены из разномодульного материала – руды и закладки. Наиболее слабым звеном является средняя часть комбинированного целика, имеющая наименьший размер и поверхность раздела.

Выше было показано, что имеется много работ, посвященных определению нагрузок на несущие элементы систем разработки с закладкой. Поскольку отработка ведется в нисходящем порядке с формированием монолитного массива, имеющего невысокие деформационные характеристики, считаем целесообразным использовать теорию Турнера-Шевякова, что по-

зволит учесть влияние размеров подработки, стадийность работ, различие в деформационных свойствах.

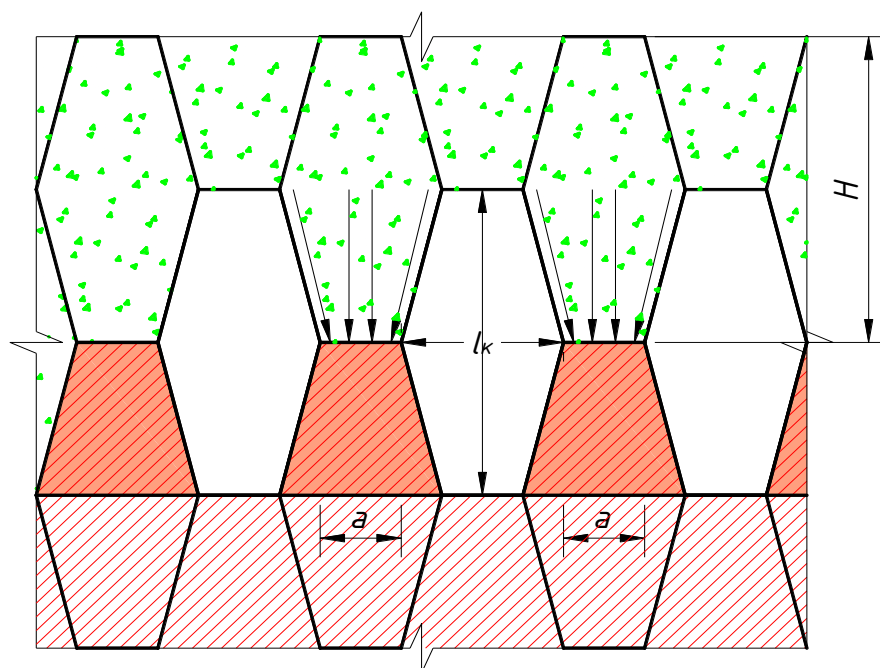


Рисунок 2.6 – Схема к расчету нагрузок на целик при использовании ромбовидных камер (отработка через один целик)

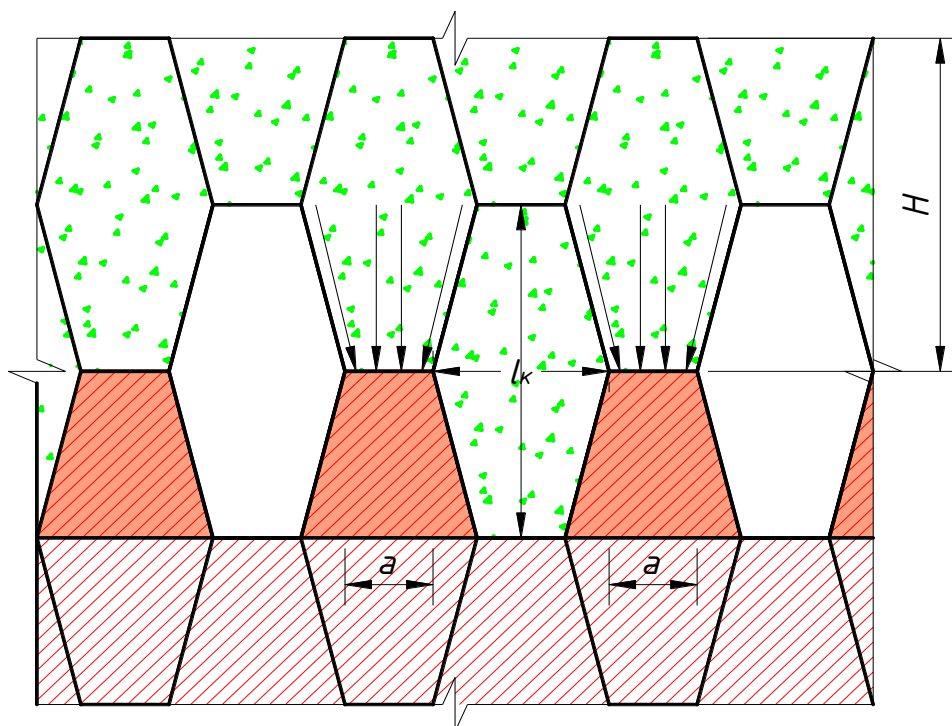


Рисунок 2.7 – Схема к расчету нагрузок на целик при использовании ромбовидных камер (отработка через три целика)

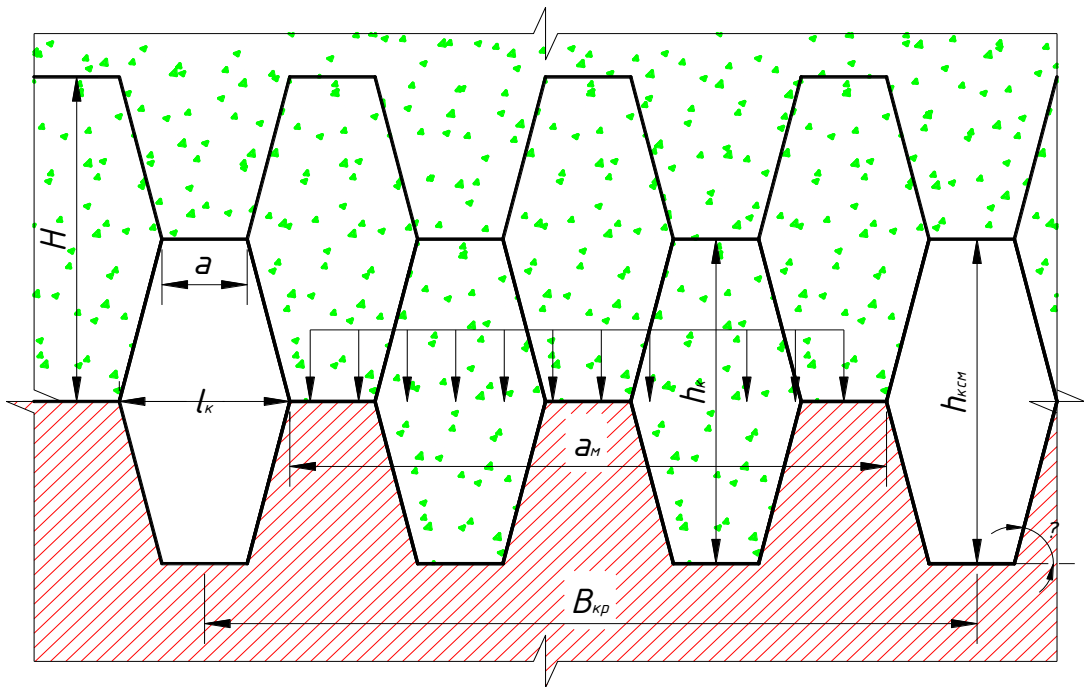


Рисунок 2.8 – Схема к расчету нагрузок на целик при использовании ромбовидных камер (отработка через пять целиков)

Условие прочности целиков для всех схем отработки в общем виде будет иметь вид

$$K_{\text{зап}} = \frac{R}{N}, \quad (2.9)$$

где $K_{\text{зап}}$ – коэффициент запаса, доли ед.; R – несущая способность целика, т; N – нагрузка на целик на расчётном участке, т.

Несущая способность каждого целика на расчётном участке определяется по формуле [38]

$$R = \sigma_{\text{сж}} \cdot b_{\text{ц}} \cdot L_{\text{ц}} \cdot K_{\text{со}} \cdot K_{\text{ф}} \cdot K_{\text{у}}, \quad (2.10)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – прочность рудного массива на одноосное сжатие, т/м²; $b_{\text{ц}}$ – ширина рудного целика, метров; $L_{\text{ц}}$ – длина рудного целика, метров; $K_{\text{со}}$ – коэффициент структурного ослабления рудного массива; $K_{\text{ф}}$ – коэффициент формы, учитывающий влияние отношения ширины целика $b_{\text{ц}}$ к его высоте $h_{\text{ц}}$.

Коэффициент формы целика при наличии на контактах пластичных прослоек принимается равным [38]

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{b_{ц}}{h_{ц}}. \quad (2.11)$$

Нагрузка на целики на расчётном участке от воздействия веса налегающего закладочного массива определяется по формуле [38]

$$N = h \cdot L_{\text{уч}} \cdot L_{\text{ц}} \cdot \gamma_3, \quad (2.12)$$

где h – мощность налегающих пород (закладки), оказывающая давление на целик, м; $L_{\text{уч}}$ – длина единичного расчётного участка, м. Данная величина определяется порядком отработки запасов в подэтаже; $L_{\text{ц}}$ – длина рудного целика, равна средней мощности рудного тела; γ_3 – объёмный вес закладочного массива, т/м³.

Минимально допустимый коэффициент запаса прочности рассчитываемых целиков $K_{\text{зап min}}$ рассчитывается с учётом запрещения нахождения персонала в выработанном пространстве камер и должен учитывать факторы со случайным характером влияния [38], в том числе: при изменчивости прочностных свойств пород и руд месторождения, достигающих 40%, коэффициент запаса $K_{31} = 1,6$; неравномерность распределения напряжений от средней расчётной величины, $K_{32} = 1,2$; возможные отклонения фактических размеров целиков и камер от их расчётной величины, $K_{33} = 1,1$.

Минимально допустимое значение коэффициента запаса определяется как произведение составляющих его коэффициентов.

$$K_{\text{зап min}} = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33} = 1,6 \cdot 1,2 \cdot 1,1 = 2,1 \text{ раза}. \quad (2.13)$$

Данное условие позволяет определять как устойчивые размеры целиков, так и нормативную прочность закладки.

Указанные выражения позволяют находить расчетные параметры, задавая остальные, то есть можно найти нормативную прочность закладки для конкретных значений конструктивных параметров и, наоборот, при заданной прочности прогнозировать устойчивые геометрические размеры несущих элементов системы разработки. В качестве нормативной прочности принима-

ется наибольшая из рассчитанных по условиям устойчивости кровли камер и междуканнерных целиков. Для уточнения механизма перераспределения горного давления и оценки напряженного состояния рудного и закладочного массивов проводится математическое моделирование с использованием метода конечных элементов.

2.4 Методика сравнительной оценки эффективности применения слоевых и камерных систем разработки

Как известно, слоевые системы разработки по сравнению с камерными системами имеют худшие технологические показатели: более высокий удельный объем ПНР, высокие затраты на буровые работы за счет применения мелкошпуровой отбойки, низкую производительность, требуют увеличения количества оборудования и персонала, занятого на ведение горных работ на руднике и др.

При камерных системах разработки, как правило, используется скважинная отбойка, более мощное буровое и доставочное оборудование, снижается объем ПНР, растет производительность блока, улучшаются экономические показатели.

Очистные работы при слоевых системах разработки, по сути, заключаются в проведении выработок (слоевых заходок) по рудному массиву с размерами 5×5 м ($S = 25$ м²), в камерах ромбовидной (полигональной) формы их размеры возрастают кратно и могут составлять порядка 150 м².

Сравнение вариантов систем разработки проводится на примере Айхальского месторождения, которое характеризуется сложными условиями разработки из-за низкой устойчивости руд и пород и осваивается с использованием слоевой системы разработки, которая принята проектом в качестве базового варианта.

В качестве альтернативного варианта принята технология, предусматривающая применение камерной системы разработки, причем, в отличие от традиционной формы сечения камеры в виде прямоугольника, используется ром-

бовидная (полигональная), что позволяет повысить устойчивость очистных выработок и улучшить технико-экономические показатели горных работ.

В связи с тем, что показатели использования недр по рассматриваемым вариантам практически одинаковые, то представляется возможным в качестве сравнительного критерия использование стоимости добычи 1 т руды в расчете на блок, выемочную единицу.

В суммарные удельные затраты на добычу включаются те затраты, которые влияют на показатели системы разработки:

$$C = C_{\text{ппр}} + C_{\text{отб}} + C_{\text{д}} + C_{\text{упр}} + C_{\text{вен}}, \quad (2.14)$$

где $C_{\text{ппр}}$, $C_{\text{отб}}$, $C_{\text{д}}$, $C_{\text{упр}}$, – соответственно удельные затраты на подготовительно-нарезные работы в блоке, отбойку, доставку, управление горным давлением.

Пространственные параметры извлекаемых запасов – мощность, протяженность, глубина расположения от поверхности, углы наклона, величина запасов – изменяются в широком диапазоне, охватить их при расчетах не представляется возможным, поэтому приняты в качестве базовых условия алмазоносного месторождения «Айхал».

Для обеспечения корректности получаемых технико-экономических показателей следует учитывать технологические особенности сравниваемых систем разработки: различие в прочностных параметрах искусственного массива, мощность применяемого оборудования, способ отбойки, возможность формирования разнопрочного искусственного массива.

Выбор рационального варианта системы разработки производится из числа сравниваемых, выполненных в наилучшем конструктивном и технологическом исполнении.

Выводы к главе 2

1. Для проведения исследований по использованию ромбовидных камер рассматривались и анализировались горно-геологические и горнотехнические условия кимберлитовых месторождений, которые характеризуются

сложностью условий, необходимостью применения высокочрезвычайных технологий добычи – слоевых систем разработки. На месторождениях «Мир», «Айхал» имеется опыт проектирования и применения выемочных камер малых размеров (высота камеры равна двойной высоте слоя) с шахматным расположением (со смещением очистных выработок в смежных слоях). Поэтому в качестве базового принято месторождение «Айхал», строение и параметры которого позволяют получить представительные данные исследований в процессе опытно-промышленных испытаний.

2. Применительно к условиям месторождения «Айхал» разработаны технологические схемы добычи с использованием камер устойчивой ромбовидной формы в сочетании с шахматным порядком отработки, заключающимся в смещении камер как по горизонтали, так и по вертикали на половину высоты.

3. Установлено, что переход на ромбовидные камеры и шахматный порядок выемки запасов изменяет механизм передачи нагрузок на несущие элементы системы разработки, приводит к формированию устойчивых арочных конструкций.

4. Разработаны методики геомеханического обоснования параметров камерных систем разработки: пролетов обнажений, размеров камер и целиков, наклона стенок, соотношения осей, прочности закладки, порядка отработки, а также экономической оценки слоевых и камерных систем разработки, заключающиеся в сравнении себестоимости добычи, учитывая одинаковое качество добываемого сырья.

3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ И ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КАМЕР ПОЛИГОНАЛЬНОЙ ФОРМЫ

3.1 Исследование закономерностей формирования устойчивых контуров очистных выработок

Проектной документацией на разработку месторождений предусматриваются камеры в виде правильных геометрических тел, как правило параллелепипеда, иногда куба. Опыт отработки трещиноватых, неустойчивых руд показывает, что фактические контуры руд не всегда соответствуют проектным параметрам, поскольку в своём сечении приобретают чаще всего форму эллипса, которая является более устойчивой по сравнению с прямоугольной.

Как показано в разделе 1.3, в практике имеются единичные факты применения ромбовидных, полигональных форм, но они не получили распространения ввиду сложности оформления, а главное, они требуют изменения порядка отработки запасов, смещения контуров как в горизонтальной, так и вертикальной плоскостях, что сопряжено с изменением конструкции системы разработки.

Переход на сложные, более устойчивые конфигурации очистных выработок сдерживается отсутствием методов расчета таких параметров очистных камер, как оптимальное соотношение ширины и высоты с точки зрения устойчивости, углы заложения стенок и свода камеры, тип крепления, прочность закладки, рациональный порядок выемки.

Выше (см. раздел 1.3) показано, что выявлены закономерности формирования контуров на основе теорий свода, предельного равновесия для однородных массивов, отмечена определяющая роль поверхностей ослабления, трещин и их параметров на процесс разрушения массива и образования устойчивых поверхностей. Месторождения характеризуются большим разнообразием свойств массивов руд и пород как по минеральному составу, так и строению, а также условиями эксплуатации, поэтому сделана попытка изучить закономерности формирования устойчивых контуров путем обобщения

данных натурного сканирования профилей очистных камер на уральских медноколчеданных месторождениях: «Учалинское», «Озерное», «Узельгинское», «Молодежное», «Юбилейное», «Сафьяновское».

На всех вышеуказанных месторождениях ведется добыча медноколчеданных руд на глубинах от первых десятков до 1000 м и более.

Прочность руд на сжатие изменяется от 20 до 100 МПа и более. Средние значения руд по прочности составляют порядка 40-50 МПа. Трещиноватость (размеры структурных блоков) изменяется от 0,2-0,3 м на участках трещиноватых руд и пород до средних значений размеров блоков 0,4-0,5 м.

Выемка запасов на месторождениях осуществляется системами разработки с камерной выемкой и твердеющей закладкой выработанного пространства. Порядок отработки на отдельных участках залежей как нисходящий, так и восходящий.

Высота камер составляет от 20 до 40 м, порядок отработки в плане (в подэтаже) камерно-целиковый с различной очередностью выемки камер. Ширина камер изменяется от 8 до 15 м.

Для ведения горных работ применяется высокопроизводительное буровое и доставочное самоходное оборудование большой единичной мощности и грузоподъемности.

Конструктивное исполнение вариантов системы разработки во многом схоже. Применяется восходящее или нисходящее бурение вееров взрывных скважин, их отбойка на открытое выработанное пространство и выпуск отбитой рудной массы из подводящих выработок, расположенных на уровне почвы камер. Отгрузка рудной массы осуществляется как с помощью дистанционно управляемых машин, так и без выезда в очистное пространство камер.

Несмотря на различные горно-геологические условия разработки месторождений, разные глубины ведения горных работ и порядок отработки в рамках исследований выемки камер, на данных месторождениях были выявлены схожие условия и закономерности формирования выработанного пространства камер.

Данные о форме и размерах выработанного пространства камер получены по результатам 3D сканирования около 90 камер. Отстраивались поперечные разрезы по данным 3D моделям и определялись параметры формирования сечения камер в вертикальной плоскости.

В качестве примеров часть результатов сканирования сечений камер в вертикальной плоскости представлены на рисунках 3.1–3.6.

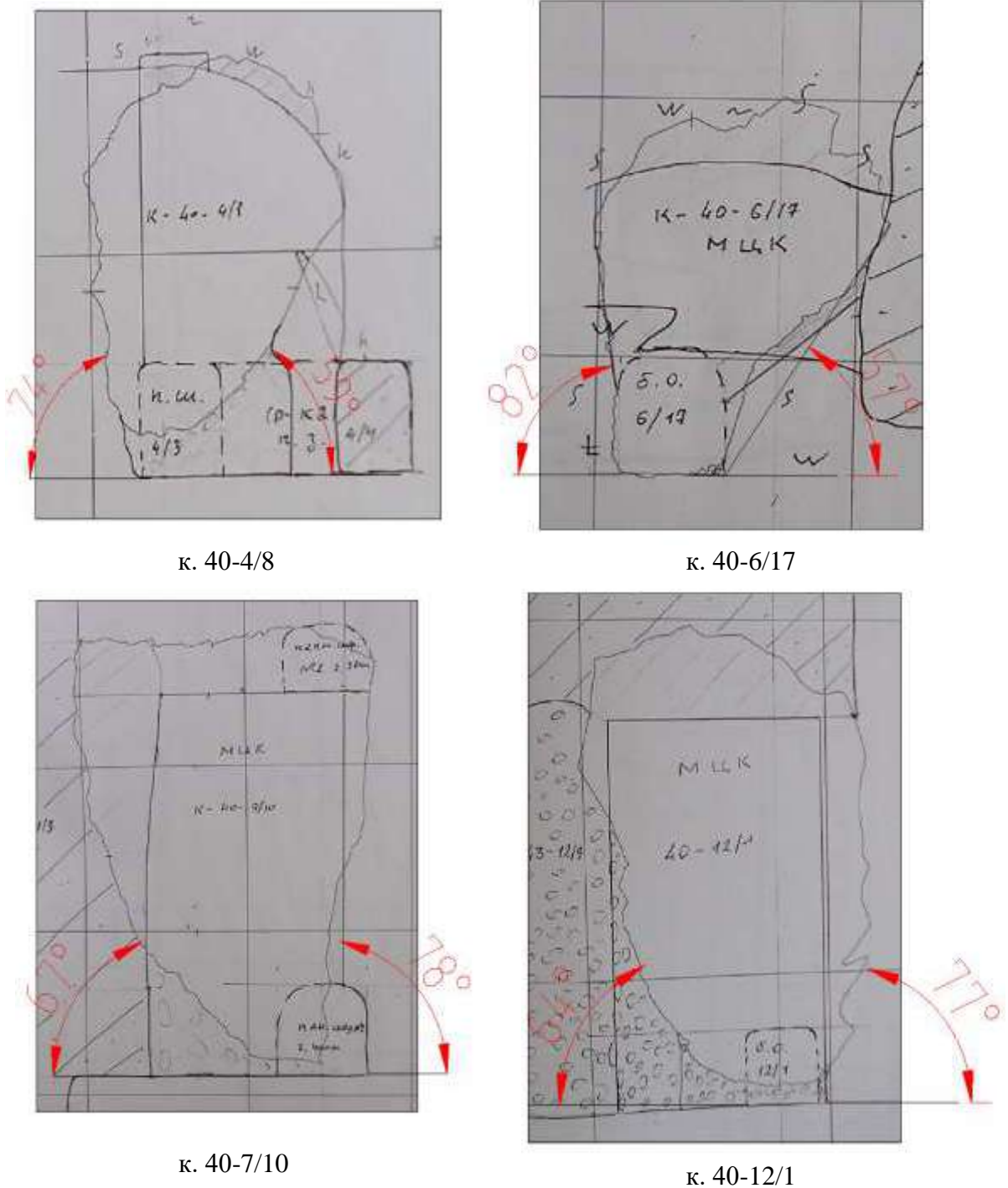
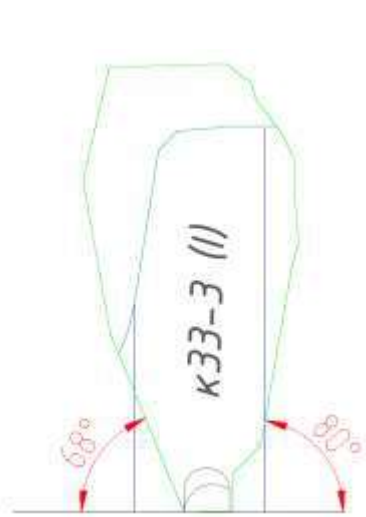
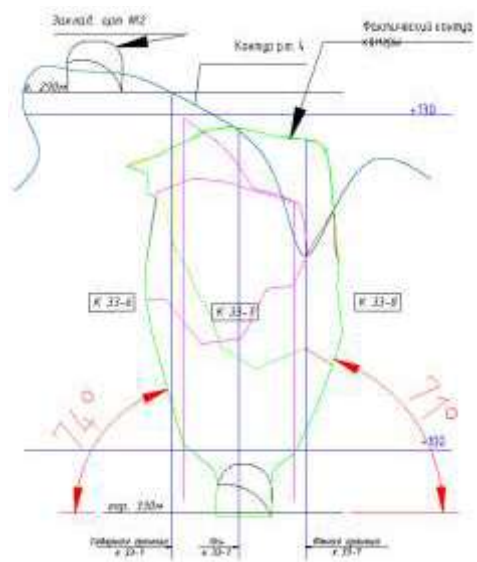


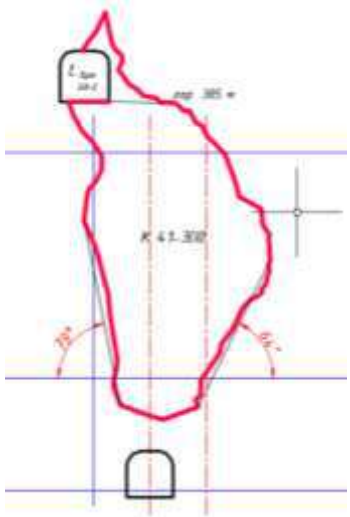
Рисунок 3.1 – Поперечные разрезы по камерам Учалинского подземного рудника



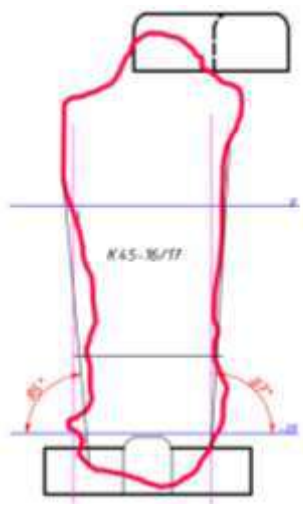
к. 33-3



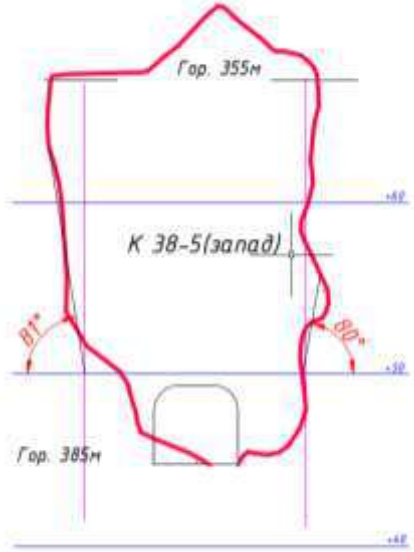
к. 33-7



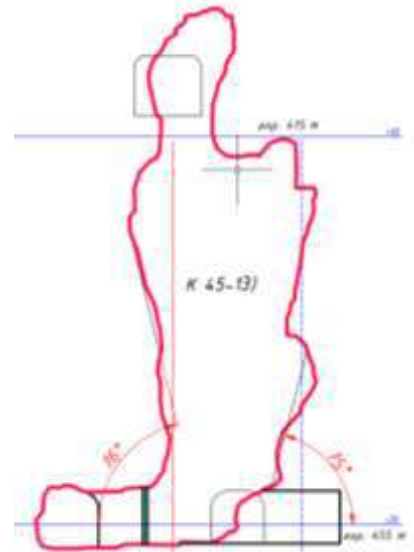
к. 41-3 (II)



к. 45-16/17

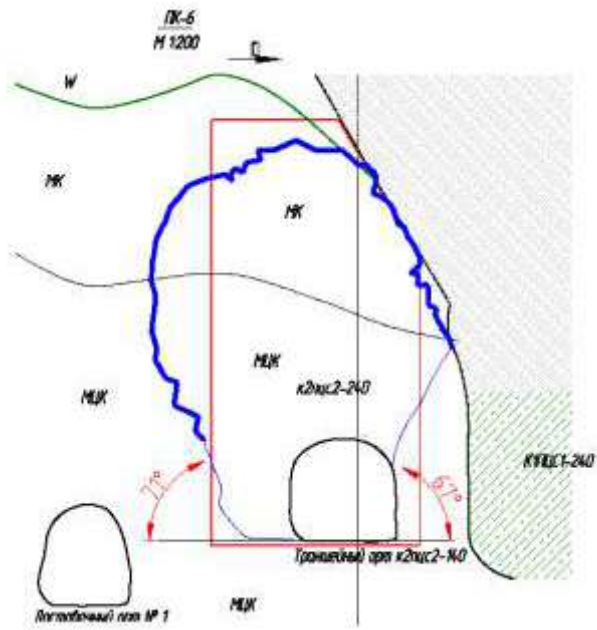


к. 35-8 (запад)

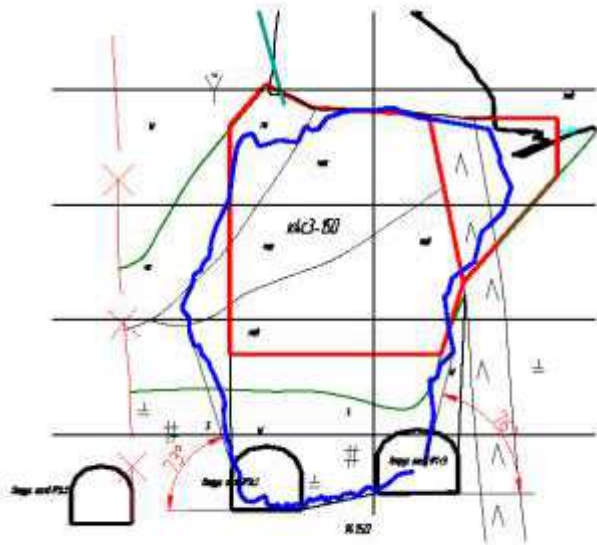


к. 45-13

Рисунок 3.2 – Поперечные разрезы по камерам Юбилейного подземного рудника

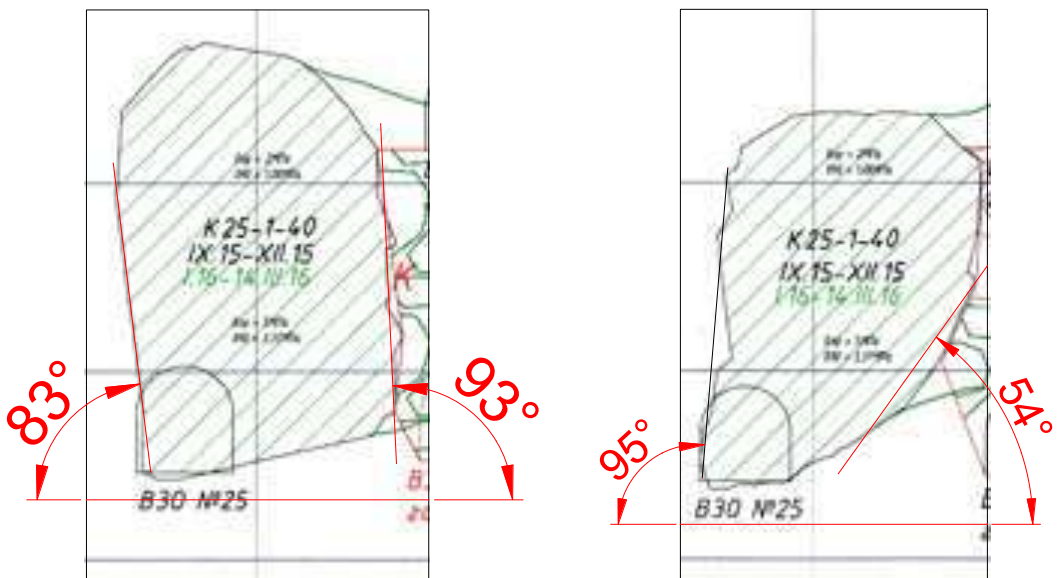


к. 2пцс2-240

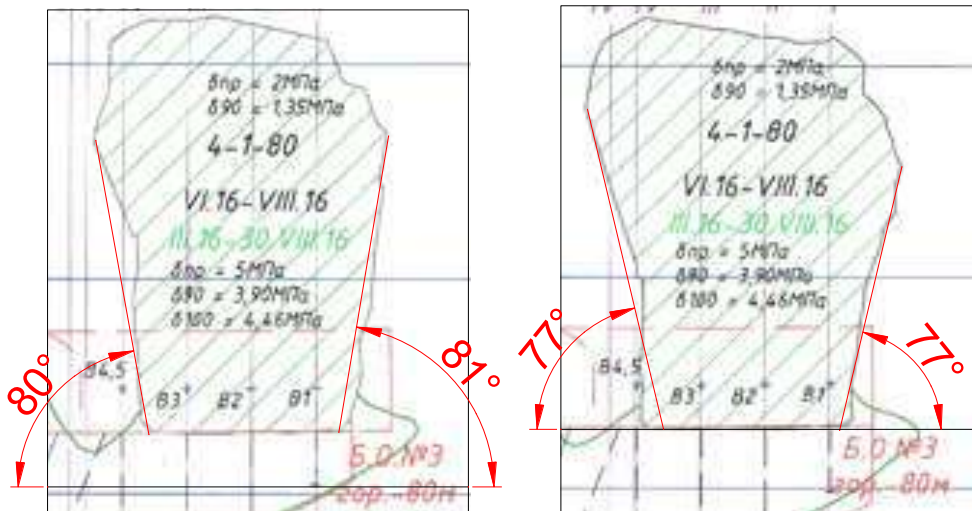


к. 4с3-150

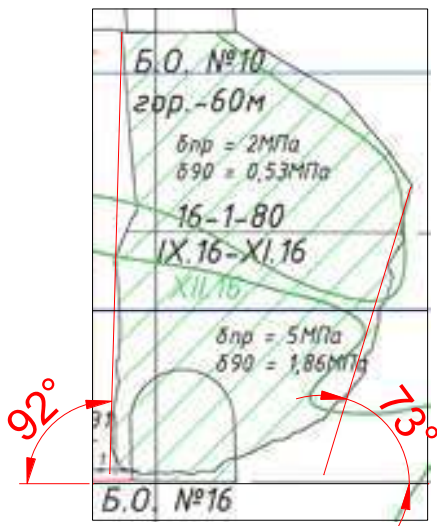
Рисунок 3.3 – Поперечные разрезы по камерам Молодежного подземного рудника



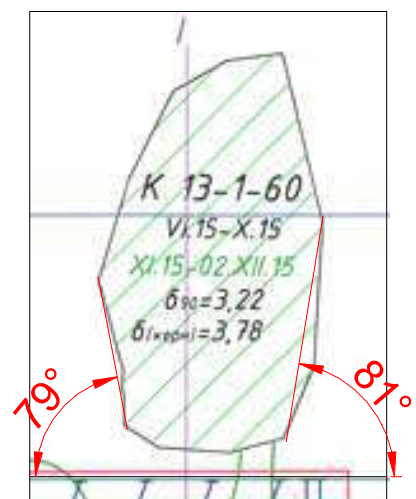
к. 25-1-40



к. 4-1-80

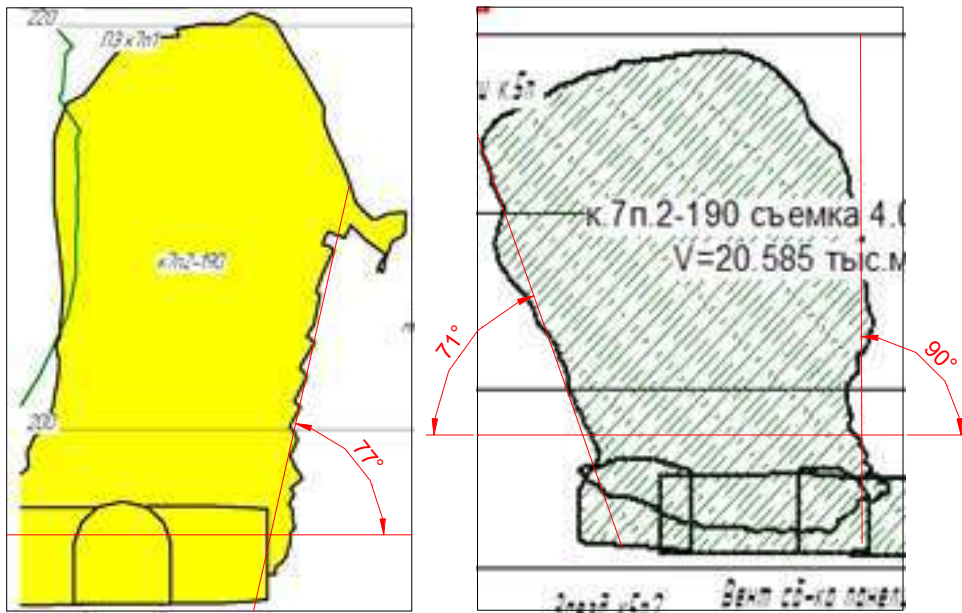


к. 16-1-80

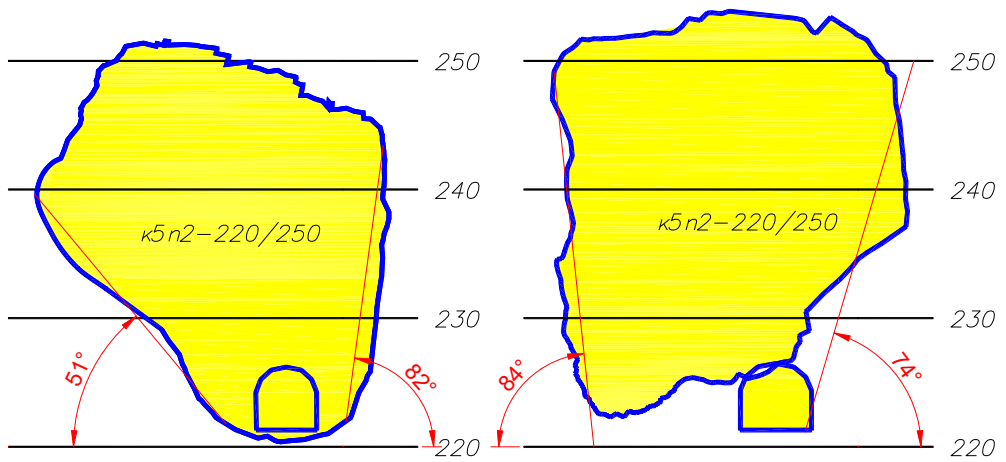


к. 13-1-60

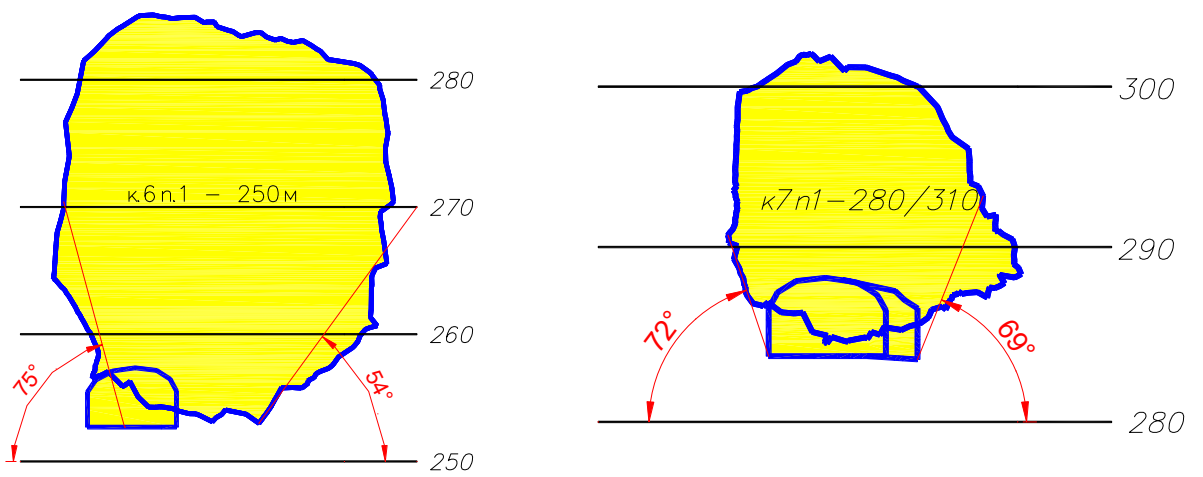
Рисунок 3.4 – Поперечные разрезы по камерам подземного рудника АО «Сафьяновская медь»



К7 п2 - 190



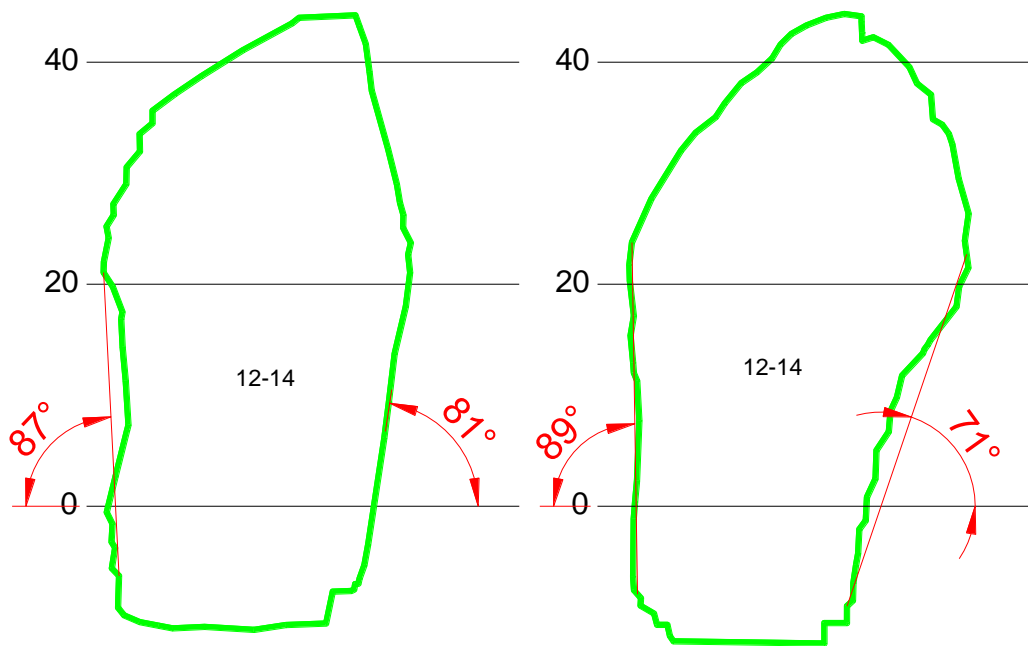
К2 п5 – 220/250



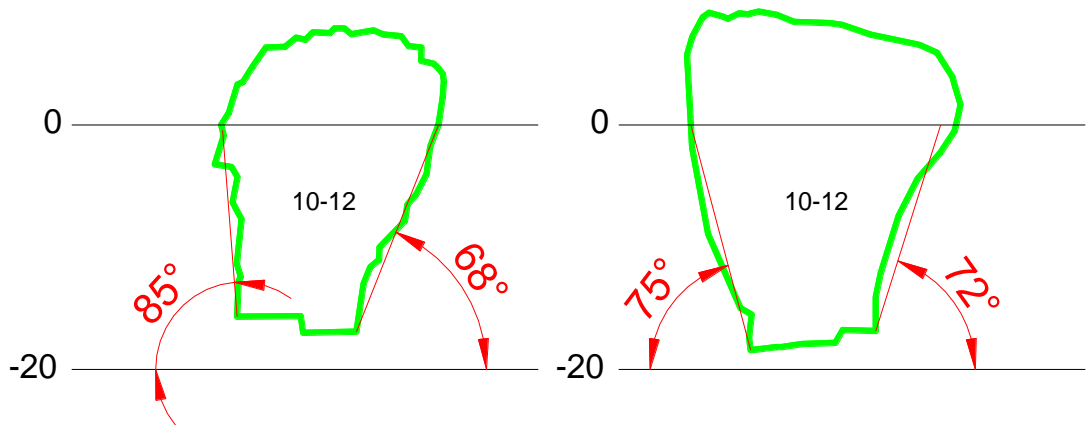
К6 п2 – 250

К7 п1 – 280/310

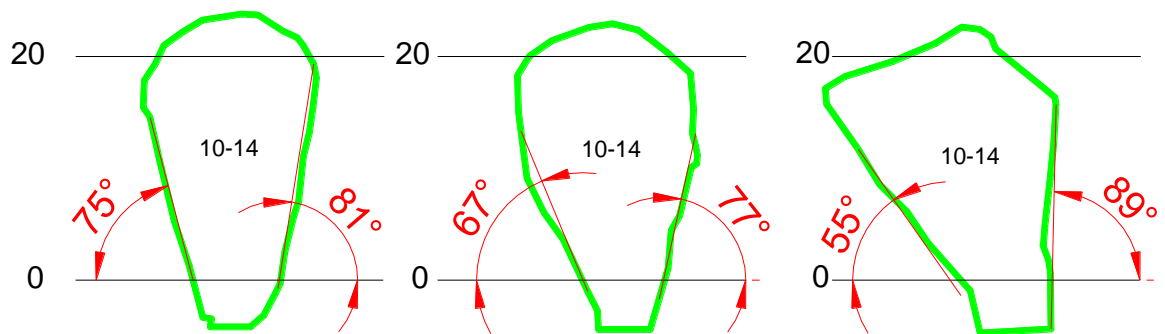
Рисунок 3.5 – Поперечные разрезы по камерам Озерного подземного рудника



К12 п14 – р.г. 4



К10 п12 – р.г. 4



К10 п14 – р.г. 4

Рисунок 3.6 – Поперечные разрезы по камерам Узельгинского подземного рудника

Обработкой данных сканирования получены значения средних углов формирования наклона рудных стенок камер с разбивкой по рудникам (таблица 3.1), а также установлен характер их распределения по интервалам (рисунок 3.7).

Таблица 3.1 – Средние углы формирования наклона рудных стенок камер по рудникам

Наименование подземного рудника	Средний угол наклона рудных стенок в нижней части камер, град
Учалинский	75
Узельгинский	77
Озерный	75
Юбилейный	76
Молодежный	72
Сафьяновский	80
Общее среднее значение по всем рудникам	75,4-75

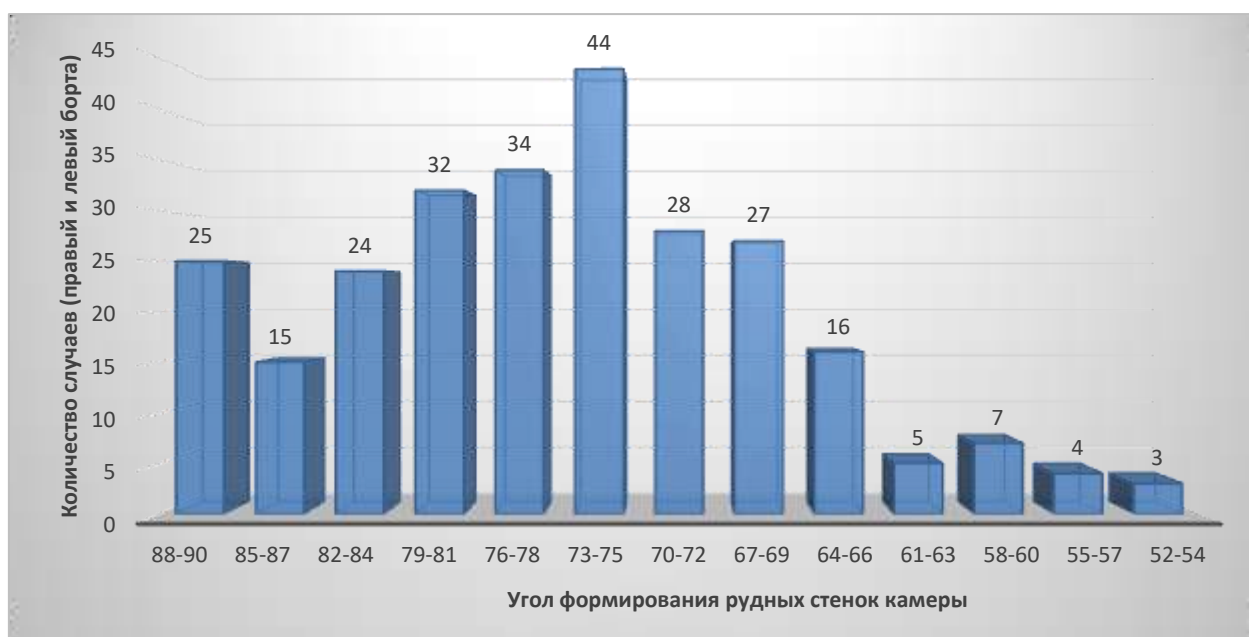


Рисунок 3.7 – Распределение углов наклона стенок в нижней половине камер

Таким образом, исследование по определению устойчивых углов полигональных форм сечений камер проводилось на достаточно устойчивых рудах и породах, так как отсутствует возможность производства таких изысканий в малоустойчивых горных массивах. На значение углов стенок оказывают влияние конструкция и технология формирования днищ блоков, трещиноватость пород, процесс истечения сыпучих масс, аналитически влияние их

установить не представляется возможным. Поэтому принято решение обосновать данный параметр путем обработки большого объема данных замеров и использования имеющихся теоретических проработок по данной тематике.

Результаты исследований показывают, что наиболее часто формирующийся угол наклона рудных стенок в нижней части камеры на всех рудниках составляет $73-75^\circ$, что хорошо согласуется с аналитическим решением В.В. Соколовского [66]. Высота нижней части наклонных стенок камер с достаточной достоверностью составляет 0,5-0,75 общей высоты выработанного пространства. В верхней части всех камер фиксируется формирование свода естественного равновесия, высота подъема, угол наклона стенок контролируется параметрами системной трещиноватости. В ряде камер ($\approx 50\%$) в кровле наблюдается образование поверхностей под углами $105-115^\circ$, что подтверждает результаты исследований К.В. Руппенейта [56].

Исследования свидетельствуют о том, что при формировании камер в прилегающем массиве в результате проходящих геомеханических процессов перераспределения горного давления, влияния взрывных работ и фактора времени выемки запасов камер образуется устойчивый контур эллиптической формы, параметры которого определяются свойствами пород и естественной трещиноватостью.

С некоторыми упрощениями характер формирования выработанного пространства камер в трещиноватых породах на основании проведенного исследования представлен на рисунке 3.8. Учитывая вышеизложенное, можно сделать вывод о том, что наиболее близкой по форме является не общепринятая прямоугольная форма сечения камер, а полигональная (ромбовидная) (показано на рисунке красным цветом).

Полигональная (ромбовидная) форма сечения камер достаточно проста в оформлении с точки зрения ведения горных работ (проходка выработок, бурение вееров и др.) и позволяет совместить камеры в разных подэтажах между собой (рисунок 3.9). Придание верхней части камеры из закладочного материала с заданной (необходимой) прочностью, минимальной слоистостью и формой, близкой к эллиптической, обеспечивает ее устойчивость.

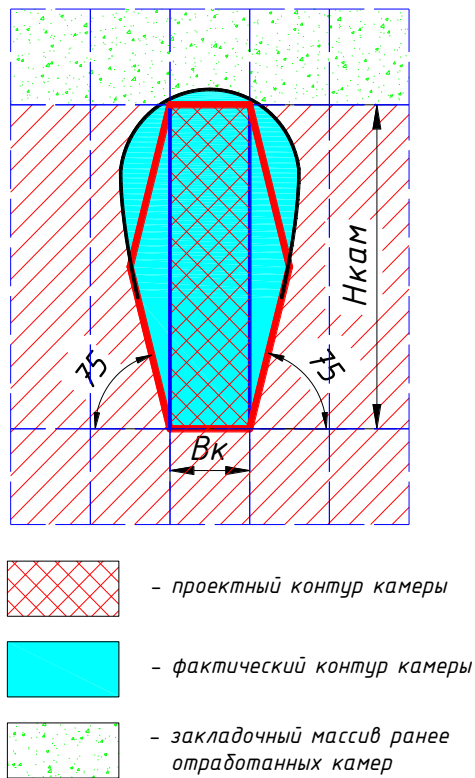


Рисунок 3.8 – Схема формирования выработанного пространства камер в трещиноватых породах

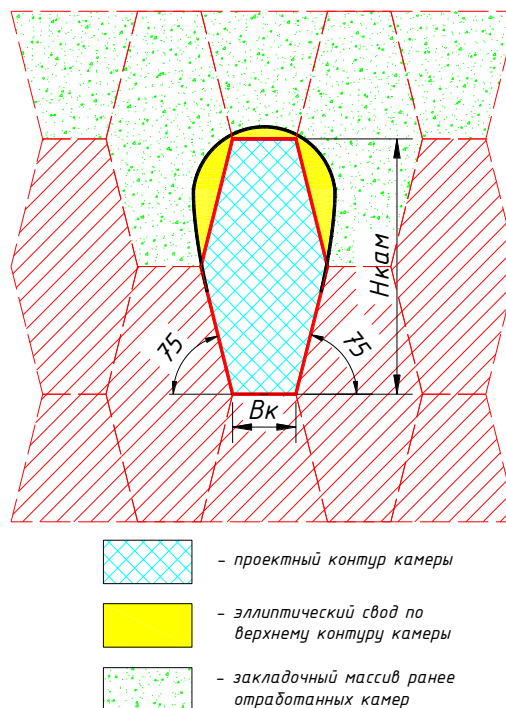


Рисунок 3.9 – Схема совмещения ромбовидных камер в разных подэтажах

Переход на нисходящий порядок отработки запасов со смещением камер по высоте и горизонтали под искусственным перекрытием изменяет механизм нагружения рудных целиков, характеризующийся снижением горного

давления в зоне очистных работ. Повышению устойчивости рудных объектов также способствует их наклонное положение.

3.2 Исследование напряженно-деформированного состояния массивов руды и закладки при использовании полигональных камер

Для проверки правильности вышеприведенных методических положений по механизму передачи нагрузок на несущие элементы системы разработки (см. раздел 2.3) и уточнения закономерностей формирования полей напряжений проведено математическое моделирование отработки запасов ромбовидными камерами на примере рудника «Айхал».

В качестве объекта исследований было принято Северо-Восточное рудное тело (СВРТ), которое представляет собой более мощный и протяженный участок месторождения. При выемке запасов данного рудного тела напряженно-деформированное состояние горных пород будет оказывать наибольшее влияние на нагруженность конструктивных элементов системы разработки.

На основе продольных геологических разрезов рудных тел была построена плоская модель месторождения «Айхал». В модели нашли отражение современный контур карьера, существующее положение горных работ, контуры камер (рисунок 3.10) и очередность выемки запасов – камерно-целиковый порядок по схемам 1-2-3-1, 1-2-1-2, 1-1-1.

Моделирование производилось в программном комплексе RS 2 компании Rocscience.

Исходные данные моделирования: глубина работ – до 595 м; плотность кимберлита – 2,5 т/м³; закладки – 2,0 т/м³; коэффициент Пуассона закладки – 0,3; прочность закладки – 3-5 МПа; прочность кимберлита – 12 МПа; угол внутреннего трения закладки – 20°; угол внутреннего трения кимберлита – 35°; модуль деформации кимберлита – 8660 МПа, закладки – от 100 до 2400 МПа (в зависимости от её прочности).

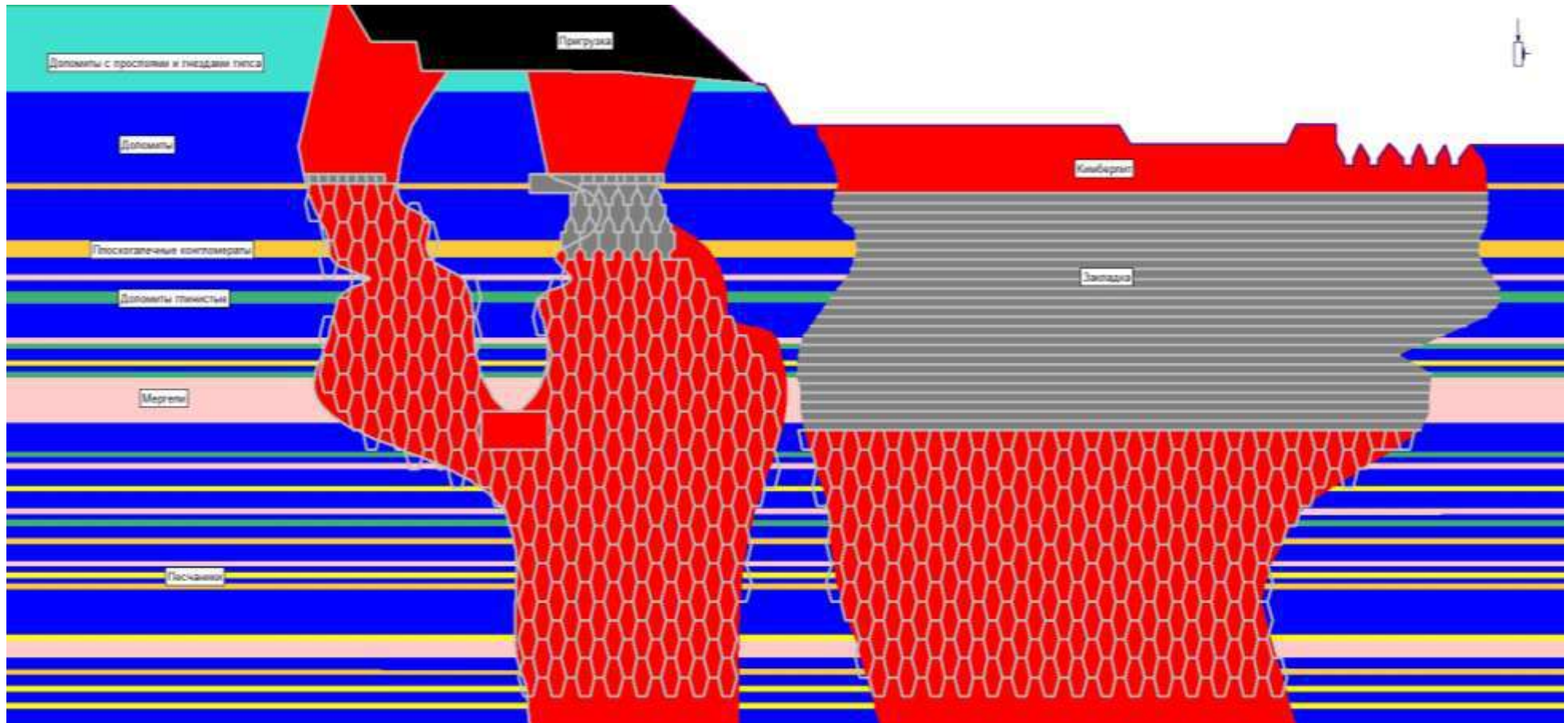


Рисунок 3.10 – Модель отработки месторождения «Айхал» в отметках +100/-95 м

Изучение результатов моделирования геомеханической ситуации в процессе отработки, характера распределения главных напряжений (σ) на контурах обрабатываемых камер, в массивах целиков, потолочин, разных очередей выемки, нагруженных силами горного давления, позволили установить ряд закономерностей механизма передачи нагрузок на закладку и рудные целики в формируемые в процессе стадийного порядка извлечения запасов.

Так, при исследовании напряженно-деформированного состояния искусственного и рудного массивов одиночной камеры, имеющей ромбовидную форму, установлено, что на ее контуре везде фиксируется отсутствие растягивающих напряжений (рисунок 3.11).

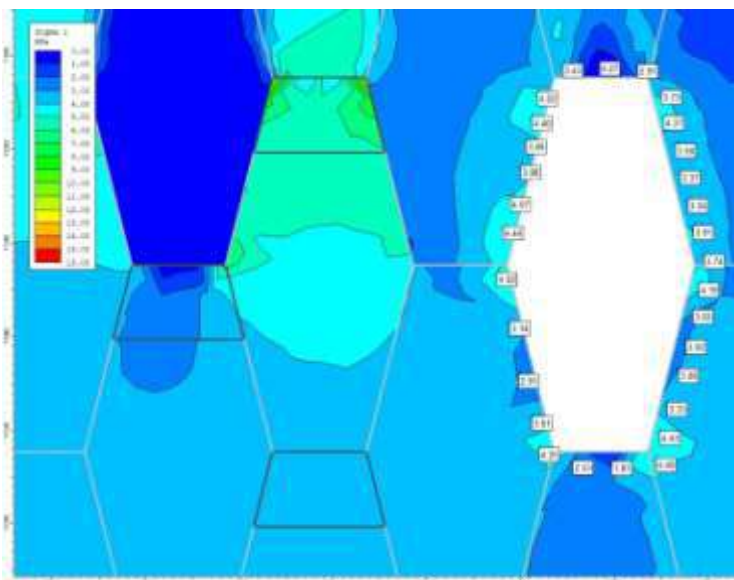


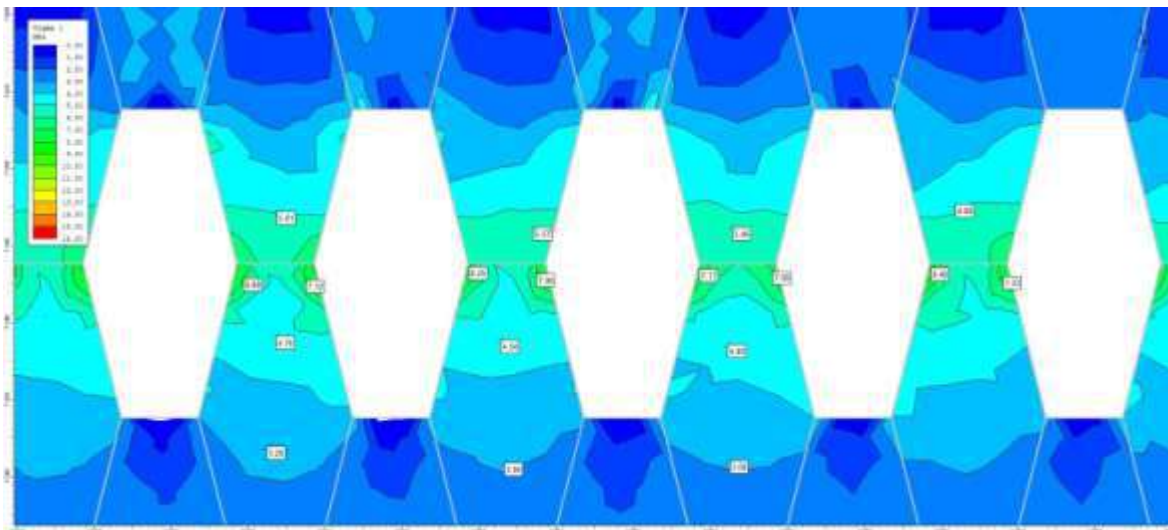
Рисунок 3.11– Схема распределения напряжений на контуре одиночной камеры ромбовидной формы

Вследствие наклона стенок камеры искусственный и рудный массив имеет равномерный характер распределения напряжений на контуре камеры, за исключением плоских участков кровли и почвы, где создаются пониженные напряжения сжатия, а при больших пролетах возможно образование небольших растягивающих.

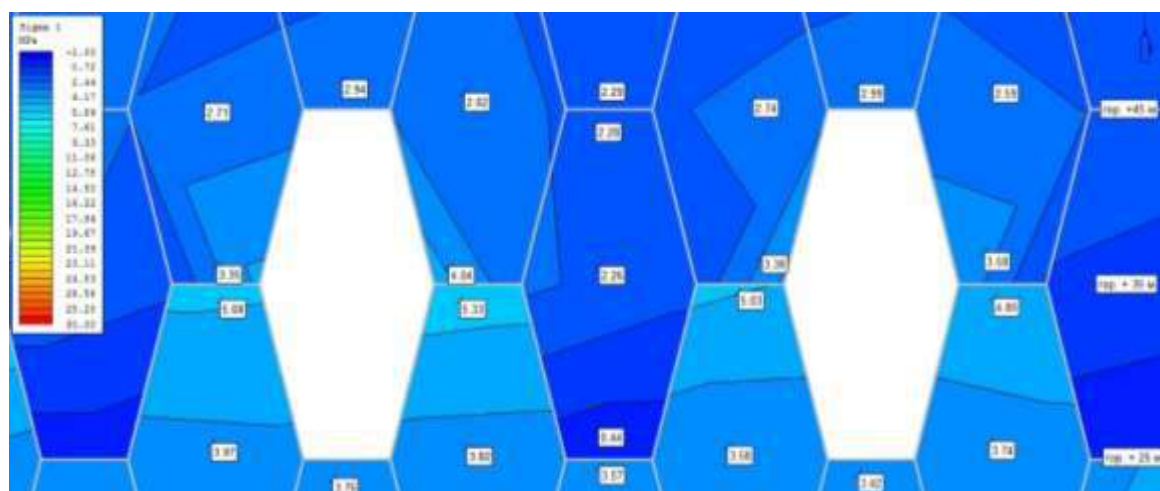
С целью оценки влияния порядка отработки на нагруженность несущих элементов проведены модельные исследования для различных вариантов выемки.

Были рассмотрены три варианта стадийной выемки запасов камер: через один комбинированный целик, через три и через пять целиков. Результаты исследований приведены на рисунке 3.12.

а



б



в



Рисунок 3.12 – Схема распределения напряжений в рудном и искусственном массивах при отработке запасов в подэтаже +45/+25 м:
а – выемка через один комбинированный целик;
б – выемка через три целика; в – через пять целиков

Как видно из полученных данных, порядок обработки камер в подэтаже оказывает существенное влияние как на характер распределения, так и на величину возникающих напряжений (рисунки 3.13 и 3.14). Наиболее высокий уровень напряжений фиксируется на контакте рудных и искусственных целиков.

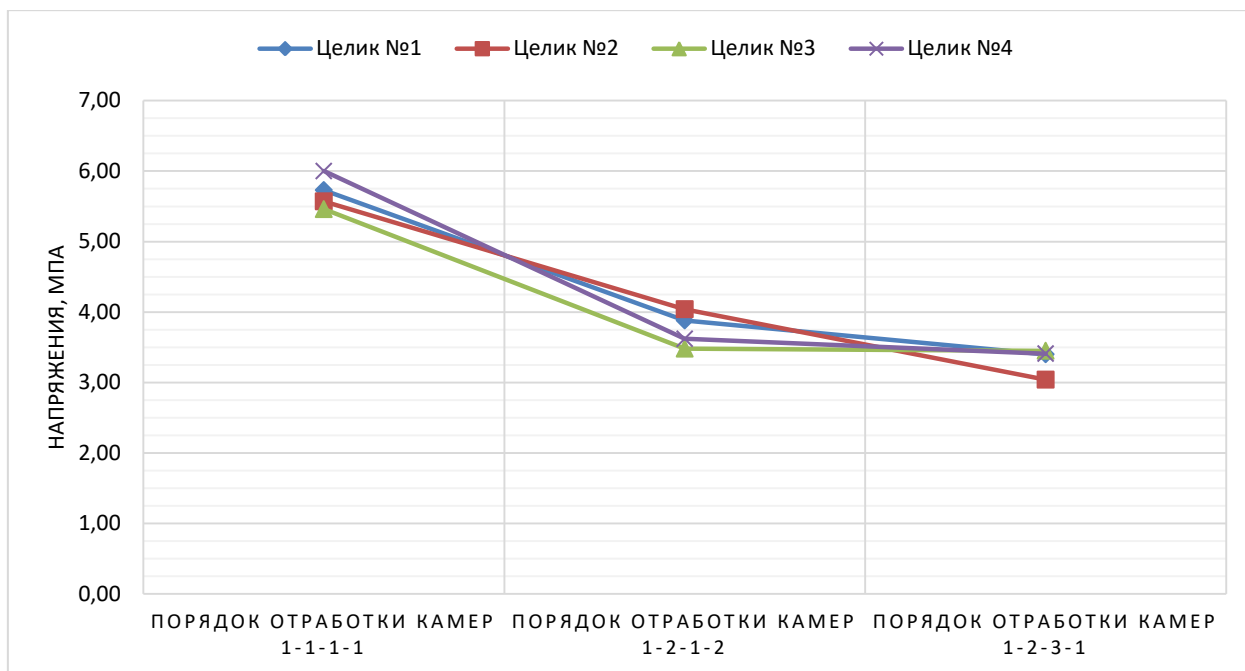


Рисунок 3.13 – Графики зависимости максимальных напряжений в искусственных целиках от порядка выемки камер в подэтаже

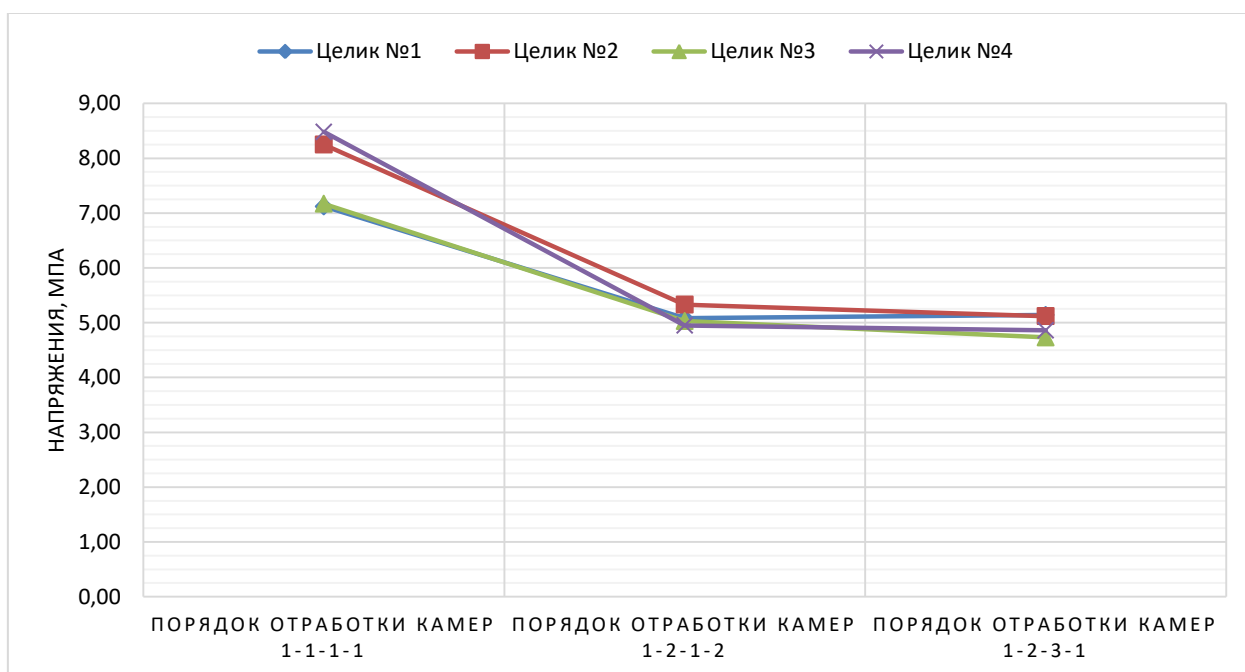


Рисунок 3.14 – Графики зависимости максимальных напряжений в рудных целиках от порядка выемки камер в подэтаже

При отработке запасов через один комбинированный целик (порядок выемки в подэтаже 1-1-1-1) напряжения составляют 7-8 МПа в рудных элементах целиков и 5,5-6,0 МПа в закладке, при средних значениях напряжений в закладочном массиве 4,0-4,5 МПа, в рудном – 5,0-5,5 МПа. Напряжения, зафиксированные в целиках из закладки, потребуют создания закладочного массива значительной прочности. Это приведёт к увеличению расхода цемента и себестоимости добычи. Кроме того, при отбойке руды в камерах возрастают риски потери устойчивости закладочных элементов целиков от воздействия сейсмических взрывов вследствие откольных отслоений закладочного массива в незаложенные камеры, расположенные с обеих сторон целиков.

Увеличение числа стадий выемки обеспечивает плавную передачу всей налегающей толщи на несущие опоры. Так, при отработке через три целика (порядок выемки в подэтаже 1-2-1-2) напряжения в рудном снижаются до 5-5,5 МПа, а в искусственном – до 3,5-4,0 МПа. Средние значения напряжений в закладочном массиве составят 2,6-2,8 МПа, в рудном – 3,5-4,0 МПа. При отбойке руды в камерах исключаются риски потери устойчивости закладочных элементов целиков от воздействия сейсмических взрывов по причине наличия закладки с одной из сторон целика.

Введение варианта отработки через пять целиков (порядок выемки в подэтаже 1-2-3-1) снижает значения напряжений в рудных целиках до 4,5-5,0 МПа, а в закладочных целиках напряжения снижаются до 3,0-3,5 МПа. Тогда средние значения напряжений составят в закладочном массиве 2,3-2,5 МПа, в рудном – 3,5-3,8 МПа. Применение данного порядка отработки камер в подэтаже при условии снижения необходимой прочности закладки в камерах значительно сокращает коэффициент использования рудной площади в подэтаже, что в условиях рудника «Айхал» с небольшими размерами залежи снижает производительность системы разработки и рудника в целом.

Учитывая вышеизложенное, наиболее оптимальной можно считать технологическую схему выемки запасов камер в подэтажах в порядке 1-2-1-2-1.

Для всех рассмотренных вариантов стадийной выемки камер отмечается еще одна особенность нагружения искусственных целиков, находящихся между рудными целиками, в нижней части они практически не испытывают давления ($\sigma_{\text{зак}} = 0,5-0,8$ МПа), вероятно, за счет разгружающего эффекта рудных и перераспределения напряжений на большую площадь в связи с формированием наклонных стенок рудных целиков.

Как известно, на величину горного давления оказывает глубина работ, поэтому было проведено моделирование геомеханической ситуации при использовании ромбовидных камер при изменяющейся глубине работ. Моделировались геомеханические процессы также применительно к условиям рудника «Айхал» на глубинах от гор. +45 м до гор. -95 м, то есть разница в отметках составляла 140 м. Как и ранее, учитывалось влияние стадийности извлечения запасов по схемам 1-2-1-2 и 1-2-3-1 (рисунки 3.15, 3.16). Сравнение напряжений в сходственных точках на отметках +45/+25 м (см. рисунок 3.12, в) и -75/-95 м (см. рисунок 3.15, б) показало, что роста напряжений как в рудных, так и в искусственных целиках практически не происходит. Прирост напряжений минимален и находится в пределах 0,3-0,5 МПа (рисунки 3.17 и 3.18).

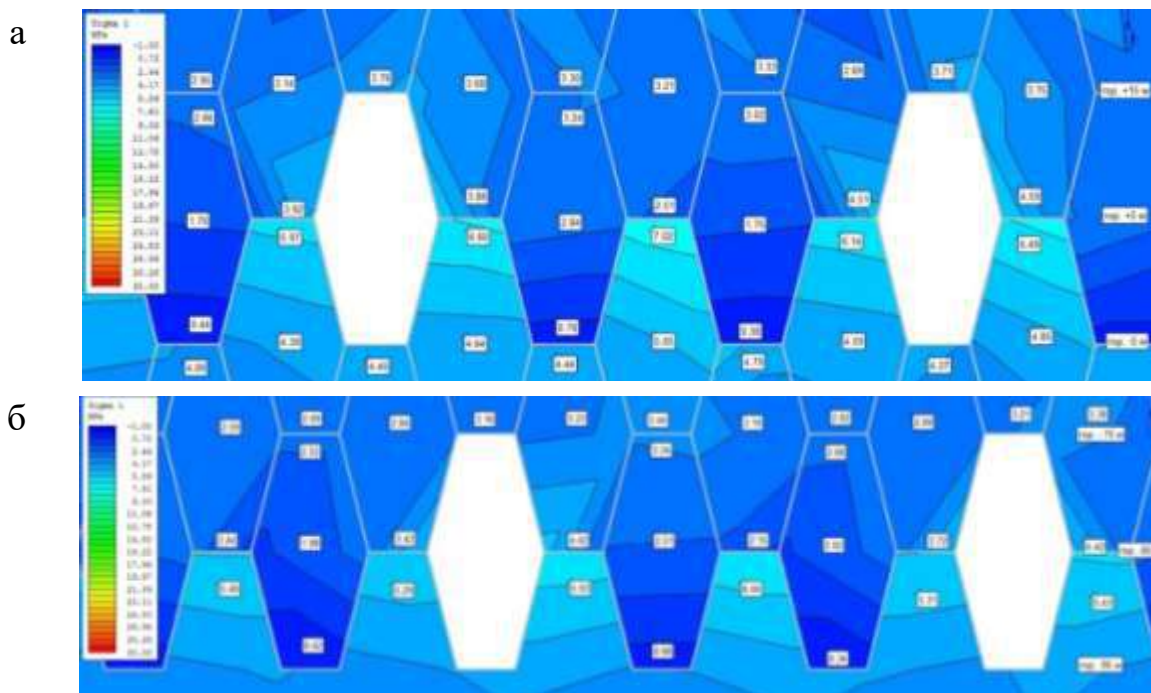


Рисунок 3.15 – Схема распределения напряжений в природном и искусственном массивах при освоении месторождения с использованием ромбовидных камер:
а – запасов подэтаже +15/-5 м; б – запасов в подэтаже -75/-95 м (выемка по схеме 1-2-3-1)

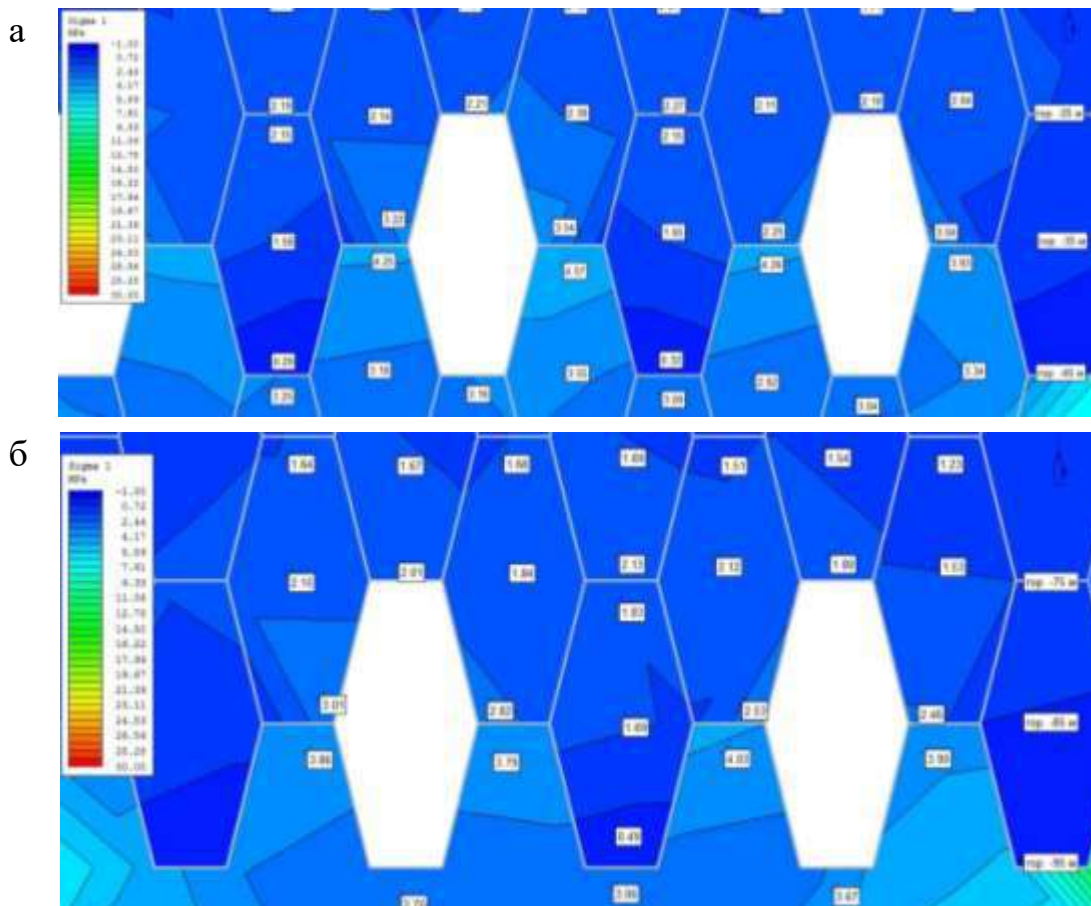


Рисунок 3.16 – Схема распределения напряжений в горном и закладочном массивах при освоении запасов в отметках:
 а – подэтаж -25/-45 м; б – подэтаж -75/-95 м (выемка по схеме 1-2-1-2-1)

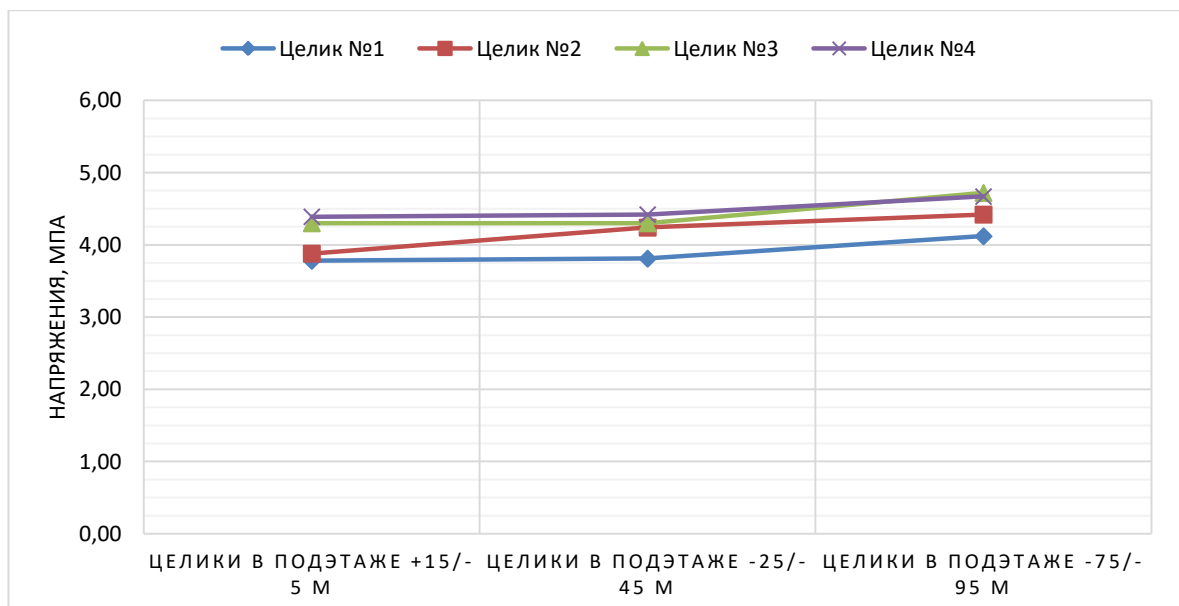


Рисунок 3.17 – Графики зависимости максимальных напряжений в искусственных целиках от глубины горных работ

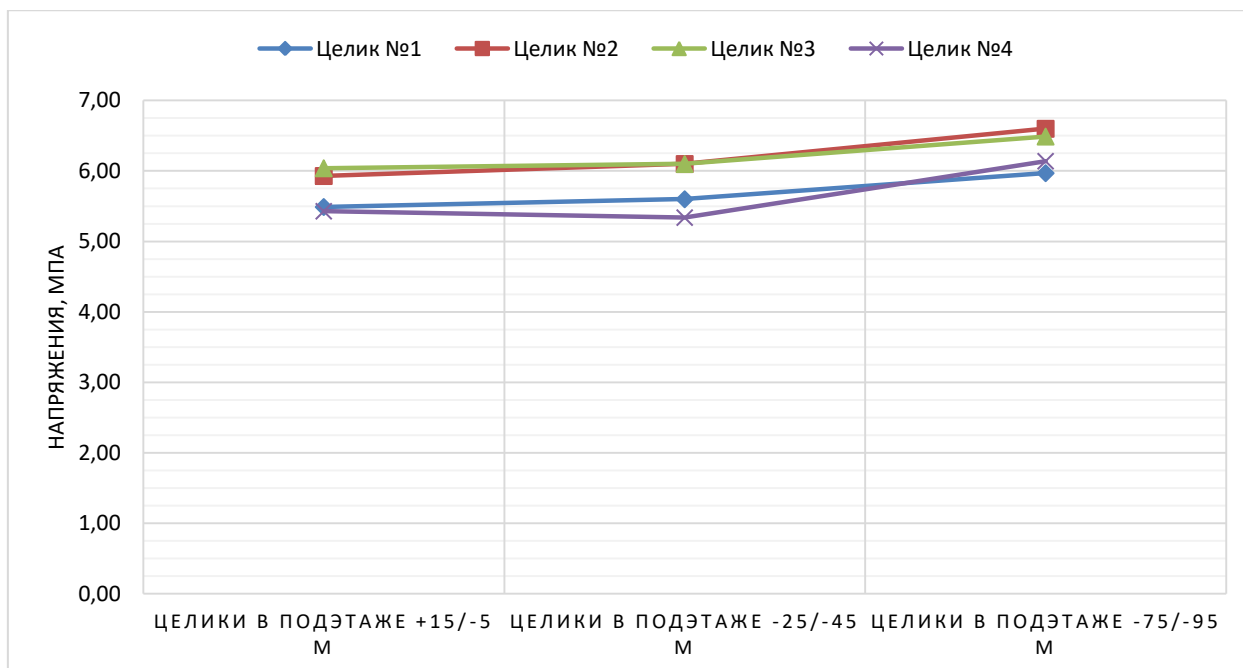


Рисунок 3.18 – Графики зависимости максимальных напряжений в рудных целиках от глубины горных работ

Результаты исследований еще свидетельствует о том, что после производства работ под искусственным перекрытием нагрузки на целики определяются его весом, а также частично пригрузкой от подработанных пород, формируемой в условиях подпора закладкой, и максимальная величина нагрузок от искусственного перекрытия на несущие опоры определяется соотношением размеров выемочной единицы и мощности перекрытия, отсюда малая зависимость от глубины работ, что позволяет регулировать величину горного давления в процессе очистной выемки путем изменения конструкции системы разработки и порядка выемки запасов.

Так, применительно к условиям рудника «Айхал», где мощность трубки составляет в среднем 40-50 м, величина пригрузки со стороны искусственного массива составит, согласно теории сводообразования, $b = a/f$, где $f = 0,4$ – крепость закладки или $b = 25/0,4 = 62,5$ м. Дополнительная пригрузка от подработанных пород может составить $b = a/f = 25/2 = 12,5$. Таким образом, суммарная высота слоя нагрузки прогнозируется в диапазоне от 63 до 75 м. Представляется возможным прогнозировать средние значения напряжений в искусственных целиках, используя метод тяготеющих площадей (Турнера-

Шевякова), задаваясь мощностью искусственного перекрытия, оказывающего давление на рудные и закладочные целики, сохраняя ту же стадийность выемки (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Средние значения напряжений в закладочном массиве целиков при стадийной выемке запасов блока

Порядок отработки	Расчетные значения средних напряжений в искусственных целиках при высоте слоя нагрузки от закладки, МПа	
	63 м	75 м
Через один целик (порядок 1 – 1 – 1 – 1)	4,5	5,2
Через три целика (порядок 1 – 2 – 1 – 2)	2,4	2,7
Через пять целиков (порядок 1 – 2 – 3 – 1)	2,0	2,4

Результаты, представленные в таблице 3.2, имеют хорошую сходимость с данными, полученными моделированием.

Придание камерам полигональной (ромбовидной) формы влияет на механизм передачи нагрузок от вышележащих слоев. Так, вследствие изменения формы сечения распределение напряжений в среднем сечении камеры, в отличие от прямоугольных, имеет более равномерный характер. В связи с (разномодульностью) различными деформационными свойствами закладки и руды рудные целики аккумулируют нагрузки, о чем свидетельствуют напряжения в их верхней части. Трапециевидная форма рудных целиков обеспечивает перераспределение напряжений на большее сечение. В сочетании с упрочняющим эффектом, создаваемым закладочным массивом камер, их несущая способность увеличивается.

Сравнение параметров формируемых полей напряжений в сходственных точках на различных глубинах, при принятых к сравнению вариантах стадийной выемки, показывает отсутствие влияния глубины разработки при производстве работ под защитой искусственного перекрытия. Это свидетельствует о правомерности использования гипотезы сводообразования при расчете нагрузок на целики, согласно которой глубина работ не влияет на параметры свода естественного равновесия, а только размеры подработки, порядок выемки камер и механические свойства среды.

Выводы по результатам моделирования напряженного состояния несущих элементов систем разработки:

– наибольшие напряжения (σ) регистрируются на контурах открытых камер, зоны концентрации напряжений приурочены к угловым частям камер в месте контакта рудного и искусственного массивов и изменяются в зависимости от принятого порядка отработки в пределах: закладочный массив – 2,0–4,0 МПа, в среднем 2,5 МПа; рудный массив – 3,0–8,0 МПа при среднем 5,5 МПа;

– плавный характер передачи горного давления от налегающего массива закладки обеспечивается применением камерно-целикового порядка по схеме 1-2-1-2 в подэтаже (через тройной целик);

– моделирование подтвердило возможность использования при расчетах нагрузок на целики гипотезы свода давления, а также методики тяготеющих площадей Турнера-Шевякова.

При конструировании элементов системы разработки предложена нестандартная форма поперечного сечения нарезных выработок, проводимых в пределах очистных камер. Обычно размеры и сечение нарезных выработок определяются геометрическими размерами применяемого оборудования. В данном случае размеры буровой выработки приняты по размерам камеры и составляют по кровле 5 м и имеют трапециевидную форму.

Наиболее часто используемая при ведении подземных горных работ форма поперечного сечения выработки – сводчатая с полуциркульным или коробовым сводом.

Для оценки устойчивости принятой формы поперечного сечения буровых выработок в камерах произведено математическое моделирование состояния рудного и закладочного массивов на контурах выработок.

Основным условием для определения оптимальной формы поперечного сечения нарезных выработок, проводимых в пределах очистных камер, являлось формирование напряжений, действующих на их контуре, не превышающих предел прочности на одноосное сжатие рудного массива.

Как видно по результатам моделирования (рисунок 3.19), при сводчатой форме сечения выработок тангенциальные напряжения σ_1 на контуре выработки (11-12 МПа) сопоставимы со средней прочностью рудного массива на сжатие (12 МПа). Для сохранения выработки со сводчатой формой сечения в устойчивом состоянии необходимо возведение крепи.

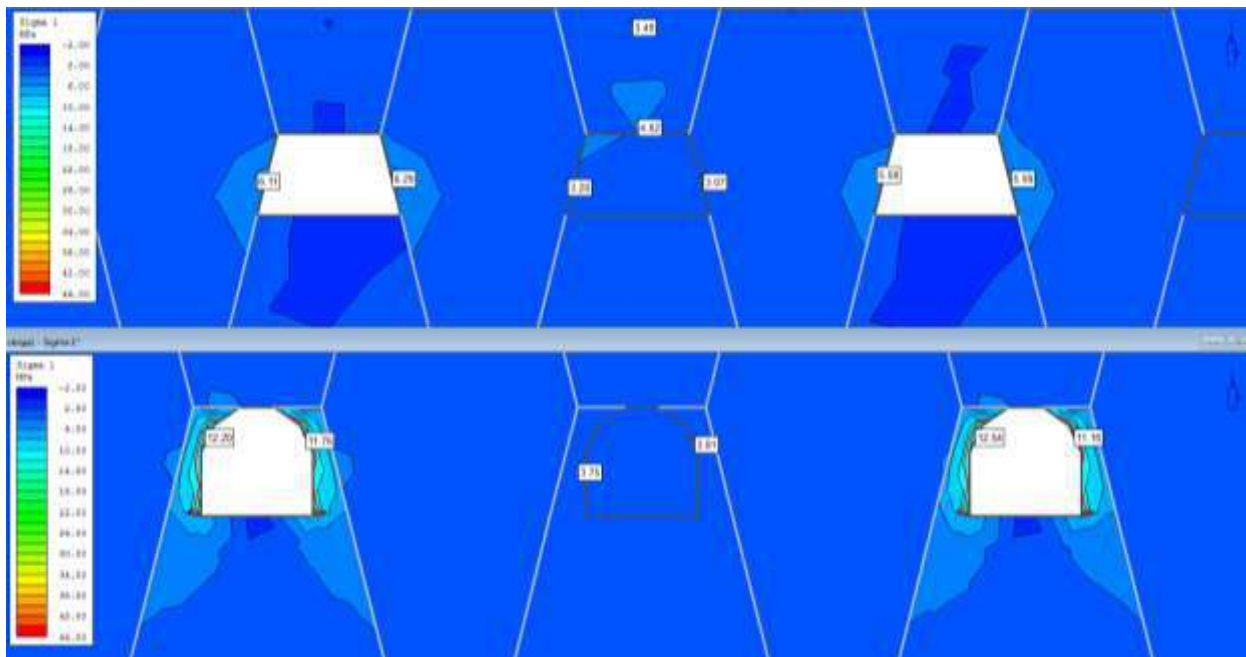


Рисунок 3.19 – Схема распределения напряжений (МПа) на контуре выработок различной формы при использовании ромбовидных камер

При трапециевидной форме сечения выработок напряжения на контуре выработок не превышают 5–6 МПа в рудном и 3–4 МПа в закладочном массивах (прочность несущего слоя закладки составляет 4 МПа). Для обеспечения устойчивости рудных стенок выработки с трапециевидной формой сечения нет необходимости их крепления. Кровля буровой выработки, представленная массивом из твердеющей закладки, также не подвергается воздействию напряжений σ_1 , превышающих прочность закладочного массива.

При необходимости для обеспечения безопасности персонала, находящегося в данной буровой выработке, рекомендуется не увеличивать нормативную прочность закладки, а применять анкерное или тросовое крепление кровли, которое будет «сшивать» слоистый закладочный массив и препятствовать его расслоению.

3.3 Геомеханическое обоснование параметров систем разработки с закладкой и использованием ромбовидных камер

В разделе 2.3 приведена методика геомеханического обоснования параметров предложенной камерной системы разработки с закладкой, обозначен перечень объектов расчета, показаны факторы, влияющие на значения параметров.

Моделирование геомеханической ситуации методом конечных элементов выявило особенности механизма перераспределения горного давления в процессе эксплуатации месторождения, подтвердило правомерность использования гипотезы Турнера-Шевякова, теории свода давления для расчета нагрузок на несущие элементы системы разработки, а для прогноза тангенциальных напряжений на контуре очистной камеры методики расчета, предложенной Н.Н. Фотиевой.

Расчет геометрических размеров камер полигональной формы. Определение геометрических параметров камер полигональной формы, в отличие от традиционных прямоугольных, включает расчет рационального соотношения высоты и ширины, угла наклонов верхней и нижней частей, размеров горизонтальных обнажений в кровле и почве, а также устойчивых размеров наклонных обнажений рудного и искусственного массивов. Размеры последних рекомендуется находить через значения вертикальных откосов в соответствии с заданными углами.

Определение геометрических параметров камер. Рациональное соотношение осей полигональной камеры определяется с использованием зависимостей, предложенных в [6] для выработок эллиптической формы, обеспечивающих равенство тангенциальных напряжений по контуру (2.5) и отсутствие растягивающих в кровле и почве камеры (2.8).

В связи с тем, что камеры формируются в закладочном и рудном массивах, свойства γ , μ , λ которых отличаются, то расчет данного параметра (h/b) проводится отдельно для каждой среды.

Рациональное отношение большой и малой осей по условию равномерного распределения по контуру эллиптической по форме сечения камеры, расположенной в искусственном массиве, находится по зависимости (2.5):

$$\frac{b_3}{h_3} = \sqrt{\frac{1+\lambda_3}{2} - \frac{1-\lambda_3}{2}}.$$

Для камер, формируемых в рудном массиве, используется та же зависимость, только вместо λ_3 принимается коэффициент бокового давления в рудном массиве λ_p .

Аналогично для условий отсутствия растягивающих напряжений на контуре камеры с эллиптической формой сечения отношение осей рассчитывается по выражению (2.8) для рудного и закладочного массивов: $\frac{b_3}{h_3} = \frac{2\lambda}{1-\lambda}$.

Результат расчета отношения малой и большой осей эллиптической камеры приведены в таблице 3.3. Анализ таблицы показывает, что в рудных и искусственных массивах, где коэффициент бокового давления находится в пределах $\lambda = 0,17-0,35$, что соответствует коэффициенту поперечных деформаций $\mu = 0,15-0,25$, целесообразно принимать отношение осей в интервале 2,5-2,0, что обеспечивает равномерное распределение тангенциальных напряжений и отсутствие или низкий уровень растягивающих напряжений.

Таблица 3.3 – Расчетные отношения малой и большой осей камеры эллиптической формы

Фактор (условие)	Отношение малой и большой осей в рудном и искусственном массивах при λ_p и λ_3											
	Рудный					Искусственный						
	0,2	0,25	0,3	0,35	0,4	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,35	0,4
Равномерное распределение напряжений	2,7	2,4	2,2	2,0	1,9	3,4	2,9	2,7	2,4	2,2	2,0	1,9
Отсутствие растягивающих напряжений в кровле и почве	2,0	1,5	1,2	0,92	0,75	4,5	2,8	2,0	1,5	0,92	1,2	0,75

После определения соотношения осей горной выработки производится построение контура камеры путем вписывания полигонального контура в эллиптическую полость с учетом следующих соображений.

В закладочном массиве кровли камеры формируются нарезные выработки, имеющие горизонтальное обнажение, и возможно возникновение растягивающих напряжений, следовательно, с целью снижения прочности закладки рекомендуется принимать выработки небольшой ширины.

Высота устойчивых наклонных стенок камер, нависающих и в нижней части, определяет не только ширину, но и допустимую высоту очистной выработки в конкретных условиях.

Что касается обнажений закладки, то возможно обеспечить их устойчивость подбором материала соответствующей прочности. Для рудных массивов их свойства являются ограничивающим фактором при выборе допустимой высоты камеры, которая конструктивно будет равна двойной высоте устойчивого рудного откоса $h_{p.от} : h_k = 2 h_{p.от}$.

Расчетная высота камер полигональной формы увязывается с принятыми на действующем руднике значениями высот этажей и подэтажей.

После определения допустимой высоты устойчивого рудного откоса производится расчет ширины выработки, чтобы обеспечивалось рациональное соотношение между высотой и шириной полигональной камеры.

Полная ширина камеры

$$b_k = a_k + 2h_{ст} \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad (3.1)$$

где b_k – ширина камеры; $h_{ст}$ – высота наклонных стенок камеры; α – угол наклона стенки; a_k – пролет камеры по кровле и почве.

Расчет размеров рудных (кимберлита) вертикальных обнажений производится по выражению (1.10) при коэффициенте запаса $K_3 = 3$:

$$H = \frac{2K_k \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,6}}{\gamma} \cdot \operatorname{tg} \left[0,5 \cdot \varphi_k \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,11} + \frac{\pi}{4} \right]. \quad (3.2)$$

Физико-механические свойства кимберлитов Айхальского месторождения представлены выше в таблице 2.2. Согласно геологической характеристике кимберлитов месторождения прочность кимберлитов на сжатие $\sigma_{сж}$ колеблется от 9,77 до 27,13 МПа. Средняя прочность кимберлита на сжатие равна 20 МПа. В связи с тем, что изменчивость прочностных свойств руд месторождения достигает 40%, при расчетах параметров системы разработки прочность на сжатие кимберлита принята уменьшенной на 40% и составляет $\sigma_{сж} = 12$ МПа. Объемный вес кимберлита $\gamma = 2,46$ т/м³, угол внутреннего трения в образце кимберлита $\varphi_k = 21^\circ$. Трещиноватость ветвящаяся, от средней до высокой (10-20 тр./1 п.м), с открытыми и закрытыми гипсом, кальцитом, пиритом, трещинами. Размеры элементарных блоков при средней трещиноватости составляет 0,1×0,1 м, при сильной трещиноватости – 0,05×0,05 м. Контакты рудного тела с вмещающими породами резкие.

Сцепление в образце (куске) кимберлита по результатам определений предела прочности на сжатие вычисляется по формуле

$$H = \frac{0,4}{K_3} \cdot \sigma_{сж} \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_k}{2}\right) = \frac{0,4}{3} \cdot 12 \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{21}{2}\right) = 1,1 \text{ МПа} = 110 \text{ т/м}^3,$$

где K_3 – коэффициент запаса, для повышения надежности расчетов принят равным 3,0.

Результаты расчетов представлены на рисунке 3.20 и в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Величины устойчивых вертикальных обнажений кимберлита

Рудный массив (кимберлиты)	Высота устойчивой вертикальной рудной стенки, м
Размеры блоков 0,05×0,05 м (интенсивная трещиноватость)	6
Размеры блоков 0,1×0,1 м (средняя трещиноватость)	8

Анализ результатов расчетов показывает, что устойчивая высота выработанного пространства (стенки камеры) не превышает 6-8 м, а по параметрам соответствует слоевой системе разработки.

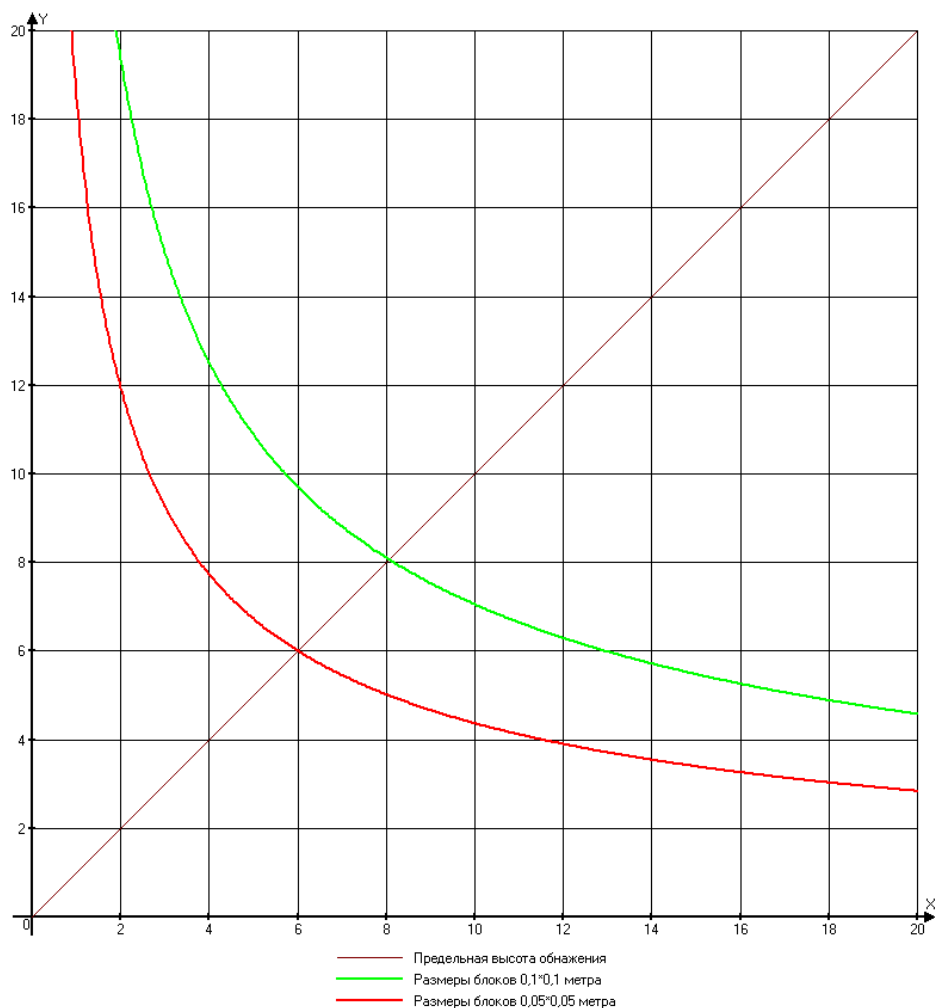


Рисунок 3.20 – График зависимости предельной высоты вертикальных обнажений кимберлита рудника «Айхал» от трещиноватости

При отработке запасов ромбовидными камерами (см. рисунок 2.6) имеет место формирование наклонных обнажений рудного и закладочного массивов, находящихся на контакте с выработанным пространством камер.

Для расчета устойчивости наклонных рудных стенок в камерах можно воспользоваться формулой О.Т. Токмурзина [98]:

$$H_y \leq \frac{H_B}{1 - \sqrt{\operatorname{tg}\left(\frac{\alpha + \varphi_K}{2}\right) \cdot \operatorname{ctg}\alpha}}, \quad (3.3)$$

где H_B – расчетная высота вертикальной стенки камеры, м; α – угол наклона стенки камеры, $\alpha = 75^\circ$; φ_K – угол внутреннего трения в куске, град.

Результаты расчетов устойчивости наклонной рудной стенки в зависимости от трещиноватости массива представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Устойчивость наклонной рудной стенки под углом 75° в зависимости от трещиноватости массива

Рудный массив (кимберлиты)	Высота устойчивой вертикальной рудной стенки, м	Высота устойчивой наклонной стенки, м
Размеры блоков $0,05 \times 0,05$ м (интенсивная трещиноватость)	6	13,2
Размеры блоков $0,1 \times 0,1$ м (средняя трещиноватость)	8	17,6

Результаты расчетов, представленные в таблице 3.5, показывают, что высота рудной стенки камеры, сформированной под углом 75° , с достаточной надежностью может быть принята равной 10 м (коэффициент запаса равен 3,0). Общая высота ромбовидной камеры с учетом шахматного расположения камер составит 20 м.

В последующем при ведении горных работ и получении достоверных данных о крепости и трещиноватости кимберлита высота наклонной рудной стенки в камерах может быть увеличена до 12-15 м, а общая высота камеры может достигать 24-30 м.

Аналогичные расчеты проведены для оценки параметров ромбовидных камер, расположенных в искусственном массиве. Результаты расчетов показаны на рисунке 3.21 и в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Величина устойчивых вертикальных обнажений при различных прочностях закладочного массива

Прочность закладочного массива, МПа	Сцепление в закладке, т/м ³	Угол внутреннего трения, град	Высота устойчивой вертикальной закладочной стенки, м
1	40	18	15,2
2	72	19	22,1
3	102	19	27,3
4	123	20	30,9
5	152	20	35,2

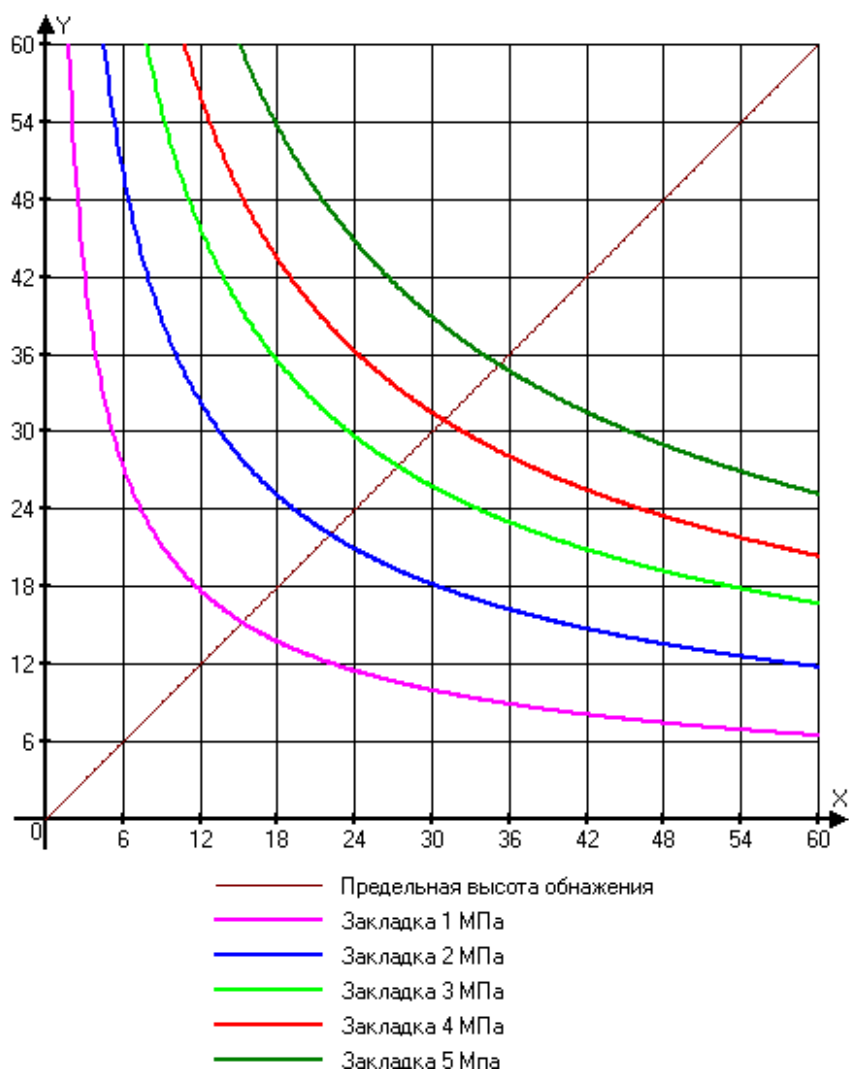


Рисунок 3.21 – График зависимости предельной высоты вертикальных обнажений закладки от прочности

Расчет проводился с учетом следующих положений:

- сцепление и угол внутреннего трения в закладочном массиве приведены на основе данных испытаний образцов закладочного массива, проведенных специалистами института «Уралмеханобр» для условий рудников АО «Учалинский ГОК»;
- плотность закладочного массива принята равной $2,0 \text{ т/м}^3$;
- закладка в камерах рассматривается как слоистый массив с толщиной слоев закладки 2,5-3,0 м.

Сравнительный расчет высоты устойчивого вертикального обнажения, закладки различной прочности производится по зависимости, предложенной Ю.И. Чабдаровой [77]:

$$\sigma_3^H = \frac{5 \cdot \gamma_3 \cdot h_3 \cdot K_3}{1 - \mu_3} \cdot \left\{ \cos \varphi_3 - \left[\sin^2 \left(45 - \frac{\varphi_3}{2} \right) - \mu_3 \right] \right\} \cdot \operatorname{tg} \varphi_3 . \quad (3.4)$$

Для тех же исходных данных устойчивая высота вертикальных обнажений искусственного массива составила при нормативной прочности закладки, в МПа: 1 – 9,2 м; 2 – 18,9 м; 3 – 27,5 м; 4 – 34,0 м; 5 – 43,1 м. Сопоставление результатов с данными таблицы 3.6, а также со значениями в работе [19] показывает их хорошую сходимость.

Так как **наклонные стенки закладочного массива** имеют обратный угол и нависают над выработанным пространством, для подсчета устойчивой высоты нависающих стенок можно воспользоваться формулой (3.2), с учетом того, что обратный угол наклона не увеличивает, а снижает устойчивость, данная формула принимает вид

$$H_y \leq H_b \cdot \left(1 - \sqrt{\operatorname{tg} \left(\frac{\alpha - \varphi_k}{2} \right) \cdot \operatorname{ctg} \alpha} \right) . \quad (3.5)$$

Результаты расчетов устойчивости наклонной рудной стенки в зависимости от слоистости массива представлены в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Высота устойчивых наклонных (нависающих) обнажений закладки

Прочность закладочного массива, МПа	Высота устойчивой вертикальной закладочной стенки, м	Высота устойчивой наклонной (нависающей) закладочной стенки, м
1	15,2	9,1
2	22,1	13,2
3	27,3	16,3
4	30,9	18,5
5	35,2	21,1

Результаты расчета показывают, что для обеспечения устойчивости нависающих закладочных стенок камер высотой 10 м с обратным наклоном 75° необходимо создавать закладочный массив с прочностью не менее 2 МПа.

При нисходящем порядке отработки запасов в нижней части закладываемых ромбовидных камер создается несущий слой закладки, служащий в последующем кровлей для нижерасположенных камер.

При формировании несущего слоя закладочного массива должна быть обеспечена его монолитная, неслоистая структура. Прочность закладки несущего слоя и его толщина зависят от пролета обнажения закладки в кровле нижерасположенных камер.

Нормативная прочность искусственного массива в несущем слое согласно «Руководству по определению нормативной прочности ...» [55] и справочнику [19] производится по зависимости

$$\sigma_{сж}^{зак} = 2,8 \cdot \frac{\gamma_з \cdot I_K^2 \cdot (1 + K_{\Pi})}{10^6 \cdot h_H}, \quad (3.6)$$

где I_K – пролет (ширина) верхней части нижерасположенной камеры; K_{Π} – коэффициент пригрузки, согласно исследованиям профессора Н.Г. Кузнецова коэффициент пригрузки зависит от соотношения средней мощности вышележащих слоев к мощности несущего слоя (в большинстве случаев толщина несущего слоя больше последующих, при этом $K_{\Pi} = 1-1,5$), для расчетов принимаем $K_{\Pi} = 1,5$; $\gamma_з$ – усредненный объемный вес закладки, Н/м³; h_H – толщина несущего слоя при непрерывной его заливке на существующей суточной производительности закладочного комплекса рудника «Айхал», составляет около 2,5-3,0 м. В данную зависимость введен коэффициент запаса, равный 3.

Непосредственно под несущим слоем отработанных и заложенных камер будет проходиться бурозакладочный орт для нижерасположенной камеры. Данный орт проходится механическим способом с помощью комбайнов, имеющих на руднике, и при его проходке будет формироваться верхняя часть камеры. Высота буродоставочного орта определяется габаритами проходческого оборудования. Для исключения потерь рудной массы по бортам буродоставочного орта его сечение соответствует размерам рудного массива в верхней части камеры (рисунок 3.22).

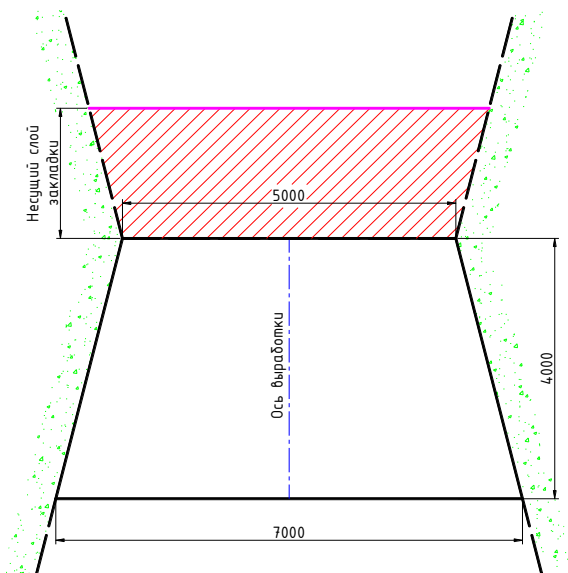


Рисунок 3.22 – Сечение и размеры буродоставочного орта в кровле камеры

Пролеты верхнего и нижнего оснований полигональных (ромбовидных) камер зависят от толщины несущего слоя и его прочности. Согласно расчетной зависимости (3.6) прочность несущего слоя закладки и его толщина в зависимости от ширины нижнего и верхнего оснований камеры с учетом нахождения персонала в буровой выработке представлены на рисунке 3.23.

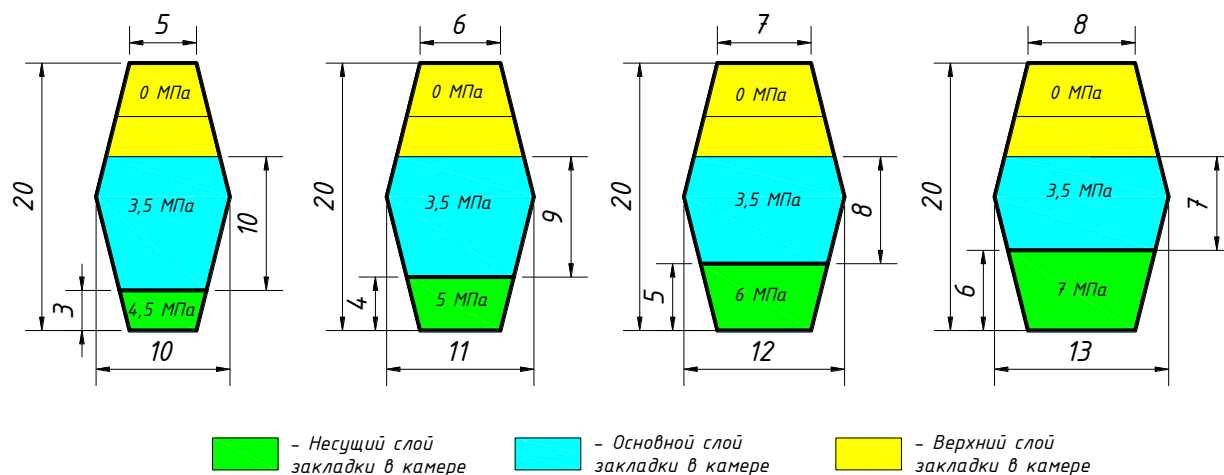


Рисунок 3.23 – Геомеханические требования к прочности несущего слоя закладки и его толщине в зависимости от ширины нижнего и верхнего оснований камеры

Увеличение ширины камеры обеспечивает рост запасов руды в камере, однако при этом возрастают затраты на ведение закладочных работ, объем подготовительно-нарезных работ за счет увеличения сечения буровой выработки (рисунок 3.24).

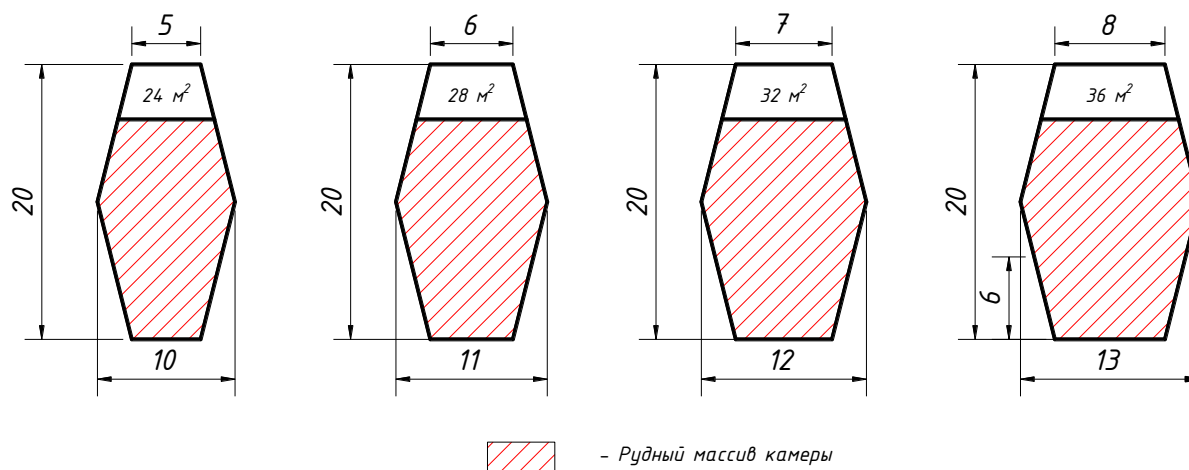


Рисунок 3.24 – Изменение сечения буровой выработки по кровле камеры в зависимости от ширины камеры

Для определения оптимальных параметров системы разработки при выемке запасов полигональными (ромбовидными) камерами для условий рудника «Айхал» были проведены исследования влияния ширины камеры на стоимость процессов подготовительно-нарезных (ПНР), очистных и закладочных работ (таблица 3.8) и на графике (рисунок 3.25).

Таблица 3.8 – Результаты оценки влияния ширины камеры на стоимость ведения подготовительно-нарезных, очистных и закладочных работ

Наименование показателя	Ширина ромбовидных камер, м			
	5	6	7	8
Объем ПНР, м ³ /тыс. т	156,0	153,9	152,2	150,9
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,6	1,6	1,6	1,6
Удельный расход ВВ, кг/т	0,6	0,6	0,6	0,6
Выход руды с одного п.м скважины, т/м	7,0	7,0	7,0	7,0
Стоимость проходки выработок, руб./т	1248,0	1231,1	1217,7	1206,9
Расходы на отбойку, руб./т	160,0	160,0	160,0	160,0
Расходы на бурение скважин, руб./т	171,4	171,4	171,4	171,4
Стоимость очистных работ, руб./т	331,4	331,4	331,4	331,4
Себестоимость добычных и проходческих работ, руб./т	1579,4	1562,5	1549,1	1538,3
Средняя прочность закладки, МПа	2,2	2,4	2,7	3,1
Расход цемента на 1 м ³ смеси, т	0,1	0,2	0,2	0,2
Стоимость цемента, руб./т	11000,0	11000,0	11000,0	11000,0
Затраты на цемент в закладке в пересчете на тонну добычи руды, руб./т	251,2	268,7	295,8	333,1
Общие затраты на ПНР, очистную выемку и закладочные работы, руб./т	1830,7	1831,1	1845,0	1871,4

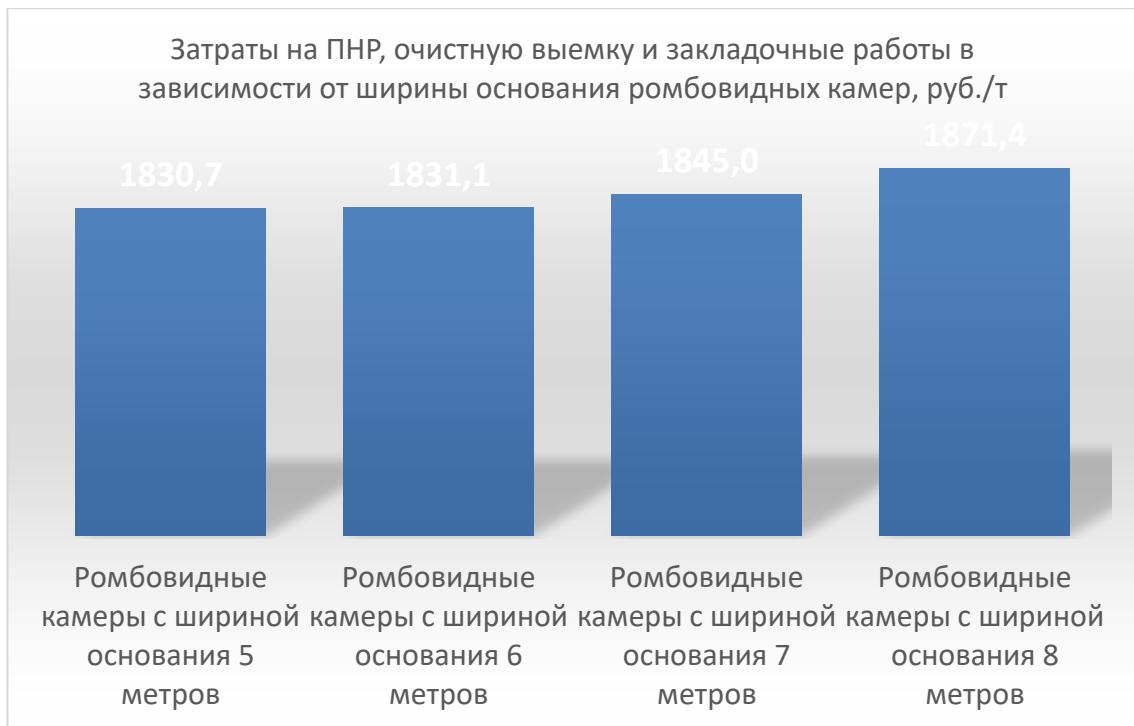


Рисунок 3.25 – Оценка влияния ширины камеры на стоимость ведения подготовительно-нарезных, очистных и закладочных работ

Установлено, что при увеличении ширины оснований камер более 5-6 м происходит рост затрат за счет увеличения расходов на цемент при ведении закладочных работ. В условиях рудника «Айхал», когда стоимость цемента велика за счет его доставки в условиях Крайнего Севера, наиболее целесообразной является ширина камер, равная 5 м, что обеспечивает надежную устойчивость обнажений при стадийной выемке и высокие технико-экономические показатели.

С целью оценки правильности расчетных значений прочности на контуре кровли ромбовидной камеры проведено определение тангенциальных напряжений в центре свода камеры для тех же исходных данных по аналитической зависимости для выработок эллиптической формы [6]:

$$\sigma_{\Theta} = \gamma_3 \cdot h_3 \cdot \left(1 + 2 \cdot \frac{b}{h} - \lambda \right), \quad (3.7)$$

где γ_3 – плотность закладки, $\gamma_3 = 2 \text{ т/м}^3$; h_3 – высота слоя искусственного массива, м; b и h – соответственно ширина и высота камеры, м; λ – коэффициент бокового давления, $\lambda = 0,35$.

Расчеты показывают, что в своде действуют сжимающие напряжения величиной при h_3 , равной 63 и 75 м, тангенциальные напряжения составляют соответственно 1,8 и 2,1 МПа. Таким образом, в рассматриваемом диапазоне мощности слоя закладки принятые значения нормативной прочности обеспечивают устойчивое состояние неслоистого массива кровли камеры.

Расчет рудных и искусственных целиков имеет ряд особенностей, вызванных конфигурацией очистных камер и порядком их отработки. Смещение камер по высоте приводит к тому, что целики имеют не традиционную прямоугольную форму сечения, а опоры – с уменьшенным сечением в средней части. Кроме того, они состоят из двух составных частей – закладки и руды, сопряженных в среднем по высоте сечения. В зависимости от принятого порядка отработки строение целиков различное. Как показали исследования НДС методом математического моделирования, наиболее высокие нагрузки на комбинированные целики создаются при отработке через один целик.

Расчет прочности целиков сводится к определению прочности закладки, обеспечивающей устойчивость горной конструкции при заданных геометрических параметрах камер, порядке отработки, и производится с учетом следующих допущений:

- наиболее нагруженным участком целика является зона контакта с рудным;
- нагрузки на несущие опоры создаются искусственным перекрытием, пригруженным налегающими породами;
- характеристики прочностных свойств рудного массива превышают прочностные показатели искусственного;
- разрушение искусственного массива происходит в режиме сжатия;
- высота слоя закладки, воспринимаемая комбинированным целиком, находится по теории сводообразования либо по принципу тяготеющих площадей с учетом соотношения размеров залежи (выемочной единицы) и глубины работ;
- коэффициент формы целика из закладки считается по средней линии поперечного сечения;

- рассматривается равнопрочный массив закладки по всей высоте целика;
- принимается равномерное распределение напряжений по сечению целика, состоящего из массивов закладки рудных очередей возведения.

Условие прочности (2.4) после преобразований для варианта отбойки через целик (расчетная схема на рисунке 2.7) запишется в виде

$$[\sigma_3] = \frac{K_y \cdot K_n \cdot K_3 \cdot \gamma_3 \cdot h_n \cdot (2a + h_k \cdot \text{ctg}\alpha)}{0,5a + 0,05 \cdot h_k}, \quad (3.8)$$

где a – ширина целика; α – угол наклона стенки камеры; h_k – высота камеры; K_n – коэффициент нагрузки, находится через соотношение h_n / l_n , где l_n – ширина панели; h_n – высота слоя приведенной нагрузки; K_y – коэффициент упрочнения целика из закладки соседними целиками.

Использование варианта отработки через три целика (см. рисунок 2.8) обеспечивает более плавную передачу нагрузок на стенки камеры из закладки и руды. Условие прочности (2.4) для данного порядка отработки может быть представлено выражением

$$[\sigma_3] = \frac{K_y \cdot K_n \cdot K_3 \cdot \gamma_3 \cdot h_n \cdot (4a + 2h_k \cdot \text{ctg}\alpha)}{0,5 \cdot (3a + h_k \cdot \text{ctg}\alpha) + 0,05 \cdot h_k}. \quad (3.9)$$

Для варианта отработки через пять целиков требуемая прочность закладки находится по зависимости

$$[\sigma_3] = \frac{K_y \cdot K_n \cdot K_3 \cdot \gamma_3 \cdot h_n \cdot (6a + 3h_k \cdot \text{ctg}\alpha)}{0,5 \cdot (5a + 2h_k \cdot \text{ctg}\alpha) + 0,05 \cdot h_k}. \quad (3.10)$$

Результаты расчета применительно к руднику «Айхал» по вариантам порядка выемки представлены в таблице 3.9. Расчеты проводились для следующих исходных данных: $a = 5$ м; $\gamma_3 = 2$ т/м³; $h_n = 63$ и 75 м; $h_k = 20$ м; $\alpha = 75^\circ$; $K_3 = 1,7$; $K_n = l_n / h_n$ принимался по [38]; $l_n = 40$ м. При порядке выемки 1-1-1-1 $K_y = 1,0$; при порядке выемки 1-2-1-2 упрочнение закладочного целика осуществляется по одной из его стенок за счет наличия соседне-

го рудного целика $K_y = 1,3$; при порядке выемки 1-2-3-1 упрочнение закладочного целика осуществляется по двум стенкам за счет наличия соседних рудных целиков $K_y = 1,6$.

Таблица 3.9 – Прочность закладки по условию устойчивости искусственных целиков

Порядок отработки	Требуемая прочность закладки по устойчивости целиков при высоте слоя закладки, МПа	
	63 м	75 м
Через один целик (порядок 1-1-1-1)	7,7	8,9
Через три целика (порядок 1-2-1-2)	3,9	4,5
Через пять целиков (порядок 1-2-3-1)	2,9	3,2

Анализ результатов определения требуемой прочности по условию устойчивости искусственных целиков показывает, что наиболее слабым звеном является область контакта целика из закладки с рудным. Наиболее благоприятный режим передачи горного давления на искусственный массив обеспечивается при многостадийной выемке. Оптимальным с точки зрения требований к прочности и вовлечения рудных площадей в отработку можно считать порядок отработки камер в подэтаже по схеме 1 – 2 – 1 – 2.

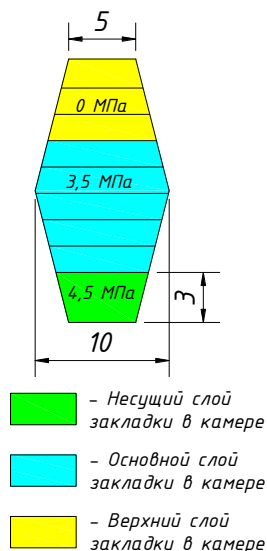


Рисунок 3.26 – Слоистый закладочный массив, формируемый в камерах

Особенность расчетов прочности закладки состоит в том, что учитывалось влияние мощности подрабатываемого слоя – толщины искусственного перекрытия, оказывающего давление на рудные и закладочные целики и размеры выемочной единицы. Сравнение результатов определения требуемой прочности по условию устойчивости горизонтальных и вертикальных обнажений свидетельствует об определяющей роли при выборе параметров закладки прочность несущего слоя, что позволяет формировать разнопрочный массив (рисунок 3.26).

При оценке устойчивости формируемых рудных целиков приняты следующие допущения и параметры:

– на обрабатываемом участке залежи в процессе освоения формируются рудные целики, конструкция которых зависит от принятого порядка выемки запасов;

– рудные целики воспринимают давление от веса вышерасположенного закладочного массива;

– закладочный массив, прилегающий к рудным целикам, оказывает упрочняющее воздействие, учитываемое коэффициентом упрочнения K_y – принимается в зависимости от порядка отработки камер в подэтаже.

Несущая способность целиков на расчетном участке определяется по формуле

$$R = n_{ц} \cdot \sigma_{сж} \cdot a_{ц} \cdot L_{ц} \cdot K_{со} \cdot K_{\phi} \cdot K_y, \quad (3.11)$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность рудного массива на одноосное сжатие, т/м²; $n_{ц}$ – число рудных целиков в расчётной схеме в зависимости от порядка отработки камер в подэтаже, шт.; $h_{ц}$ – высота рудного целика, м; $a_{ц}$ – ширина рудного целика, м; $L_{ц}$ – длина рудного целика, равна средней мощности рудного тела, м; $K_{со}$ – коэффициент структурного ослабления рудного массива, учитывая развитую трещиноватость и невысокую устойчивость кимберлита, данный коэффициент принят равным 0,2; K_{ϕ} – коэффициент формы, учитывающий влияние соотношения ширины целика $a_{ц}$ к его высоте $h_{ц}$.

При соотношении $a_{ц} / h_{ц}$, равном или меньшем единицы, K_{ϕ} вычисляется по формуле:

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{a_{ц}}{h_{ц}}. \quad (3.12)$$

Нагрузка на рудные целики на расчетном участке от воздействия веса налегающего закладочного массива определяется с учетом разгружающего влияния искусственных опор по формуле

$$N = h_{\text{н}} \cdot B_{\text{кр}} \cdot L_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{з}} - \gamma_{\text{з}} \cdot h_{\text{н}} \cdot b_{\text{к}} \cdot n_{\text{к}} \cdot \varepsilon \cdot L_{\text{ц}}, \quad (3.13)$$

где $h_{\text{н}}$ – высота слоя нагрузки, подъем свода самозаклинивания, $h_{\text{н}} = K_{\text{н}} \cdot h_{\text{с}}$; $b_{\text{к}}$ – ширина камеры, м; $n_{\text{к}}$ – число заложённых камер в составе комбинированного целика; $B_{\text{кр}}$ – ширина участка кровли, определяется порядком отработки запасов ромбовидными камерами при их расположении в шахматном порядке; $\varepsilon = \varepsilon_{\text{з}} / \varepsilon_{\text{р}}$ – отношение модулей деформации соответственно закладки и руды; $L_{\text{ц}}$ – длина рудного целика, равна средней мощности рудного тела; $\gamma_{\text{з}}$ – объёмный вес закладочного массива, т/м³.

С учетом рассчитанной несущей способности рудных целиков и действующей на них нагрузки определяется фактический коэффициент запаса рудных целиков

$$K_{\text{зап}} = \frac{R}{N}, \quad (3.14)$$

где $K_{\text{зап}}$ – коэффициент запаса.

Минимально допустимый коэффициент запаса прочности рассчитываемых целиков $K_{\text{зап min}}$ находится с учетом случайного характера влияющих, в том числе:

- при изменчивости прочностных свойств пород и руд месторождения, достигающей 40%, коэффициент запаса $K_{\text{з1}} = 1,5$;
- неравномерность распределения напряжений от средней расчетной величины, $K_{\text{з2}} = 1,2$;
- возможные отклонения фактических размеров целиков и камер от их расчетной величины, $K_{\text{з3}} = 1,1$.

Минимально допустимое значение коэффициента запаса рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов:

$$K_{\text{зап min}} = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33}. \quad (3.15)$$

$$K_{\text{зап min}} = 2,0 \text{ раза.}$$

Результаты расчета запаса прочности рудных целиков при использовании ромбовидных камер для различных вариантов отработки запасов на примере рудника «Айхал» представлены в таблице 3.10. Исходные данные: прочность на сжатие рудного массива $\sigma_{\text{сж}} = 12$ МПа; высота целика $h_{\text{ц}} = 10$ м; ширина камеры $b = 10$ м; высота слоя закладки $h_{\text{н}} = 63$ и 75 м; коэффициент структурного ослабления $K_{\text{со}} = 0,2$; $\gamma_3 = 2$ т/м³; соотношение $\varepsilon_3 / \varepsilon_p = 1:5-1:10$.

Таблица 3.10 – Результаты оценки устойчивости рудных целиков при использовании ромбовидных камер

Порядок отработки	Коэффициент запаса рудных целиков при высоте слоя нагрузки, ед.	
	63 м	75 м
Через один целик (порядок 1-1-1-1)	1,15	1,05
Через три целика (порядок 1-2-1-2)	3,75	3,40
Через пять целиков (порядок 1-2-3-1)	6,50	5,90

Из расчетов следует, что с точки зрения устойчивости рудных целиков целесообразно применять стадийный порядок отработки, при этом достигается постепенная передача веса вышележащих пород на несущие элементы системы разработки.

Анализ результатов также показал значимость разгружающего эффекта искусственного массива в условиях сопоставимости деформационных характеристик рудного и закладочного массивов.

С целью проверки правильности аналитических расчетов была оценена устойчивость несущих элементов систем разработки в условиях рудника «Айхал» (рисунок 3.27) для таких же исходных данных (высота слоя нагрузки $h_{\text{н}} = 75-87$ м).

По результатам анализа картин распределения коэффициента запаса в рудном и искусственном массивах можно заключить, что полученные в процессе моделирования значения коэффициента запаса прочности рудных целиков в целом близки по величине с расчетными. По условиям устойчивости искусственных целиков целесообразны к применению технологические схемы стадийной выемки (1-2-1-2 и 1-2-3-1).

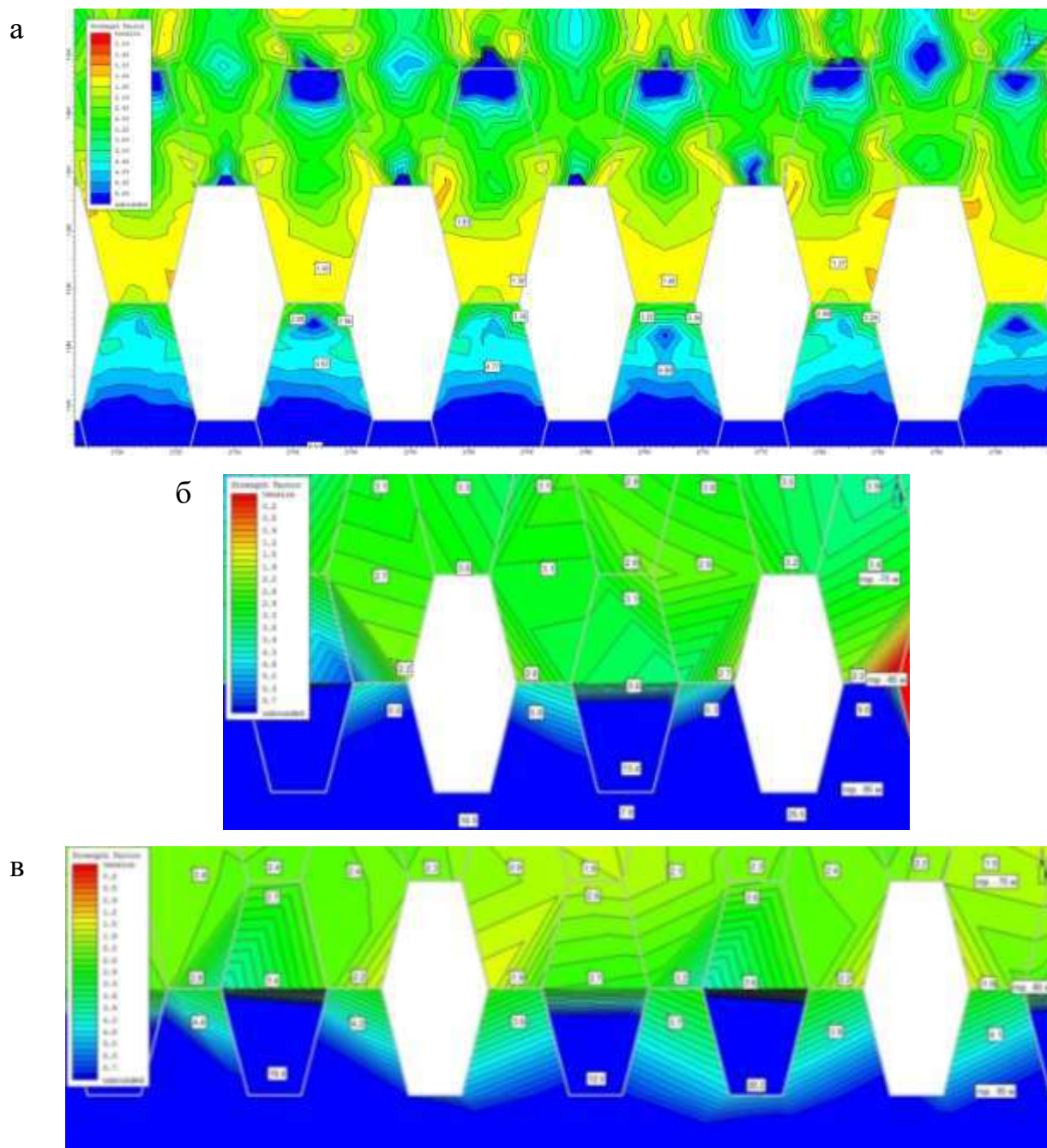


Рисунок 3.27 – Картина распределения коэффициента запаса прочности в несущих элементах системы разработки гор.-75/- 25 м:
а – выемка через один целик; б – через три целика; в – через пять целиков

Искусственные целики имеют существенный разброс по величине коэффициента запаса. Нормативные значения по коэффициенту запаса обеспечиваются только при стадийной выемке (1-2-1-2 и 1-2-3-1). Наличие уменьшенных значений в угловых участках контакта «закладка – руда» вызывается разбивкой на конечные элементы.

По результатам исследований составлена методика выбора систем разработки для месторождений ценных малоустойчивых руд, согласно которой оценка возможности применения камерных систем разработки производится на основе геоморфологического анализа горно-геологических условий, исходя из следующих положений:

- устойчивость обнажений верхней части камеры, расположенной в искусственном массиве, обеспечивается подбором закладки соответствующей прочности;

- ограничивающим фактором использования очистных камер полигональной формы являются свойства рудного массива, которые определяют устойчивость крутонаклонных откосов в нижней части камеры;

- наиболее нагруженным элементом камеры является верхняя часть рудных откосов, воспринимающих давление вышележащего искусственного массива;

- напряженное состояние контура рудных целиков оценивается с использованием аналитического решения Н.Н. Фотиевой для горных выработок эллиптической формы.

Применение камерных систем разработки возможно, если контурные напряжения в рудном массиве откоса не превышают прочностные характеристики, то есть выполняется условие прочности:

$$\frac{\sigma_{сж}^M}{K_3} \geq \gamma \cdot h_H \cdot K_H \cdot K_y \cdot K_B \left(1 + \frac{2}{\zeta} - \lambda_p \right), \quad (3.14)$$

где $\sigma_{сж}^M$ – прочность рудного массива, МПа; γ – средневзвешенная плотность налегающего массива, МН/м³; h_H – максимальная высота налегающей

толщи, к которой располагаются камеры, m ; K_n – коэффициент нагрузки, определяющий высоту столба, нагружающего несущие элементы, доли ед.; K_b – коэффициент влияния соседних выработок на нагруженность целиков, принимается по результатам исследований, $K_b = 1,85$ – выемка через один рудный целик, $K_b = 1,15$ – выемка через два рудных и один искусственный, $K_b = 1,05$ – выемка через три рудных и два искусственных; λ – коэффициент бокового давления в рудном массиве; $\zeta = \frac{h}{B}$ – отношение высоты h к ширине B камеры, в расчете задается, численные значения параметров находятся по условиям технологии, методика расчета отношения h/B приведена в разделе 2.3.

Далее проводится определение размеров устойчивых вертикальных, наклонных, горизонтальных обнажений.

Оптимальное соотношение малой и большой полуосей, являющееся функцией коэффициента бокового давления, целесообразно задавать применительно к закладочным массивам в интервале 0,15-0,3. При расчетах тангенциальных напряжений в качестве рациональных контуров следует считать такие, где имеет место равномерное распределение сжимающих напряжений и отсутствуют растягивающие.

Если условие (3.14) выполняется, то проводится конструирование полигонального контура камеры, размещаемого в эллиптической выработке с заданным целесообразным соотношением осей.

Размеры нарезных выработок в сечении камеры задаются исходя из технологических требований по условию размещения горного оборудования и совмещения поперечных сечений выработок с прямолинейными элементами кровли и почвы камер.

После определения размеров нарезных выработок в почве и кровле камеры строятся наклонные стенки нижней и нависающей частей под углами соответственно 75 и 115° . При известных ширине нарезных выработок в

кровле и почве и заданном рациональном соотношении $\zeta = \frac{h}{B}$ определяется высота камеры:

$$h = \frac{\zeta \cdot a}{1 - \zeta \cdot \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (3.17)$$

где a – пролет камеры по кровле и почве, м; α – угол наклона стенки, $\alpha = 75^\circ$.

После построения поперечного полигонального сечения камеры производится выбор порядка выемки запасов и геомеханическое обоснование параметров нормативной прочности искусственного массива, обеспечивающей устойчивость обнажений с заданным запасом прочности, а также проверяется устойчивость рудных целиков.

При ромбовидной форме сечения задается шахматный порядок выемки запасов и стадийное извлечение объемов камер. Учитывая существенное влияние порядка выемки на геомеханическое состояние элементов горной конструкции, при расчете параметров рассматриваются различные варианты выемки запасов. Для определения прочностных свойств закладки предлагается использовать зависимости (3.5) – (3.10), а для рудных целиков – (3.11)–(3.17). Определение конструктивных параметров системы разработки позволяет разработать технологические процессы проведения подготовительных и очистных работ, рассчитать технико-экономические показатели по системе разработки: удельный объем ПНР, производительность по основным производственным процессам и в целом по блоку.

Выводы к главе 3

1. Результаты сканирования контуров очистных камер (90 камер) на разных рудниках свидетельствуют о формировании устойчивых контуров эллиптической формы, параметры которых контролируются свойствами пород и естественной трещиноватостью. Углы наклонных рудных стенок в нижней

части составляют $73-75^\circ$ и в верхней – $105-115^\circ$, что хорошо согласуется с аналитическими решениями. Высота формирования наклонных стенок с достаточной достоверностью находится в пределах $0,5-0,75$ от общей высоты выработанного пространства.

2. Аналитическими исследованиями и численным моделированием геомеханической ситуации в процессе разработки с использованием камер полигональной (ромбовидной) формы установлены следующие особенности распределения напряжений на контуре выработки: отсутствие или наличие небольших растягивающих напряжений, равномерный характер распределения тангенциальных напряжений на контуре камер, невысокий уровень концентрации напряжений в рудных целиках за счет их трапециевидной формы.

3. Исследование влияния порядка отработки показало существенное влияние на нагруженность несущих элементов. Наиболее высокий уровень напряжений отмечается на горизонтальных контактах рудных и искусственных массивов при одностадийной выемке: $7-8$ МПа – в рудных, $5,5-6,0$ МПа – в закладке. Увеличение числа стадий ведет к снижению напряжений, обеспечивает плавный характер передачи нагрузок на искусственный массив ($5-5,5$ МПа – в рудных целиках, $3,5-4,0$ МПа – в целиках из закладки).

4. Применительно к условиям Айхальского месторождения моделированием установлено незначительное влияние глубины работ на величину напряжений в целиках. Сравнение нагруженности конструктивных элементов в сходственных точках выявило минимальный прирост напряжений при камерно-целиковом порядке выемки, что свидетельствует о правомерности использования гипотезы Турнера-Шевякова и теории свода для расчета нагрузок на элементы систем разработки.

5. В соответствии с положениями разработанной методики расчета параметров систем разработки с полигональной (ромбовидной) формой сечения очистных камер, а также результатами геомеханических исследований по изучению особенностей напряженно-деформированного состояния несущих

элементов формируемой горной конструкции на примере месторождения «Айхал» обоснованы следующие параметры:

– рациональное отношение высоты и ширины камеры, вписываемой в контуры устойчивой эллиптической полости, по условиям равномерного распределения тангенциальных напряжений и минимальных растягивающих в кровле, равно 2,0;

– углы наклонных стенок заданы, согласно результатам натурных обследований, равными 75° ;

– традиционная форма буродоставочных выработок заменена полостью трапециевидной формы, являющейся элементом камеры;

– экономическими расчетами показана целесообразность применения буродоставочных выработок минимального пролета с целью снижения прочности закладки и снижения затрат на ПНР и очистную выемку;

– рассчитаны размеры устойчивых вертикальных, наклонных, горизонтальных обнажений рудного и искусственного массивов с заданным коэффициентом запаса;

– на основе выявленных особенностей механизма перераспределения горного давления, разработанных расчетных зависимостей определены нормативная прочность закладки, размеры рудных целиков. Сравнение полученных параметров с результатами модельных исследований на примере рудника «Айхал» показало их хорошую сходимость.

4 ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РОМБОВИДНЫХ КАМЕР. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РЕЗУЛЬТАТОВ

4.1 Проектные решения по конструктивному исполнению, параметрам и производственным процессам системы разработки и результаты их реализации на руднике «Айхал»

Промышленная апробация разработанной технологии добычи с использованием камер ромбовидной формы проводилась на руднике «Айхал», горно-геологические условия которого, как показано в разделе 2.1, характеризуются высокой сложностью.

Внедрение на руднике «Айхал» системы разработки ромбовидными камерами при их шахматном расположении осуществлялось в период 2014-2022 гг. автором совместно со специалистами отдела Горной науки АО «Уралмеханобр».

В 2014 г. были разработаны регламенты на технологию отработки СВРТ до отм. -100 м с применением камерных систем разработки на руднике «Айхал» [72]. Был составлен «Проект технического перевооружения по переходу со слоевой системы отработки запасов СВРТ на камерную ...», осуществлялись инжиниринговые работы по адаптации принятых в проекте технических решений и параметров технологических процессов к условиям конкретных участков рудных тел [54].

С учетом существовавшего на руднике положения горных работ произведена раскройка запасов на выемочные камеры. Для перехода со слоевой системы разработки к системе с выемкой ромбовидными камерами, расположенными относительно друг друга в шахматном порядке, предусмотрена выемка руды в так называемой переходной зоне [53], где отработка запасов осуществлялась трапециевидными камерами.

Камеры переходной зоны представляют собой нижнюю часть ромбовидной камеры и в общем виде могут быть представлены как перевернутая

трапеция, параметры камер: длина равна горизонтальной мощности рудного тела и в среднем составляет 40 м; ширина изменяется от 5 м в нижней части камеры до 10 м в кровле камеры; высота равна 10 м.

Конструкция камерной системы разработки с выемкой запасов трапециевидными камерами представлена на рисунке 4.1.

Выемка запасов камер переходной зоны заключается в разбурировании запасов нисходящими скважинами, пробуренными из бурозакладочного орта, расположенного непосредственно под закладочным массивом ранее отработанного слоя. По почве камеры переходной зоны в ее торце проходится доставочный орт. Доставочный орт проходится только до границы камеры. Доставка рудной массы осуществляется с заездом ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления, в выработанное пространство камеры.

Параметры **системы разработки с выемкой запасов ромбовидными камерами** (рисунок 4.2): длина равна горизонтальной мощности рудного тела и в среднем составляет 40 м; ширина изменяется от 5 м в верхней и нижней частях камеры до 10 м в центре камеры; высота равна 20 м [67].

Высота выемочного подэтажа составляет 20 м. Камеры в смежных подэтажах расположены относительно друг друга со смещением на половину высоты камеры (в так называемом шахматном порядке). 3D-вид отдельного участка залежи с отработанными ромбовидными камерами представлен на рисунке 4.3.

Горно-подготовительные работы при выемке запасов ромбовидными камерами заключаются в проведении полевого штрека с одного из флангов рудного тела и проходке заездов к камерам. По мере понижения уровня разработки полевые выработки располагаются с одного или другого фланга рудного тела.

Была разработана и внедрена **технология очистной выемки руды ромбовидными камерами**, которая включала две стадии.

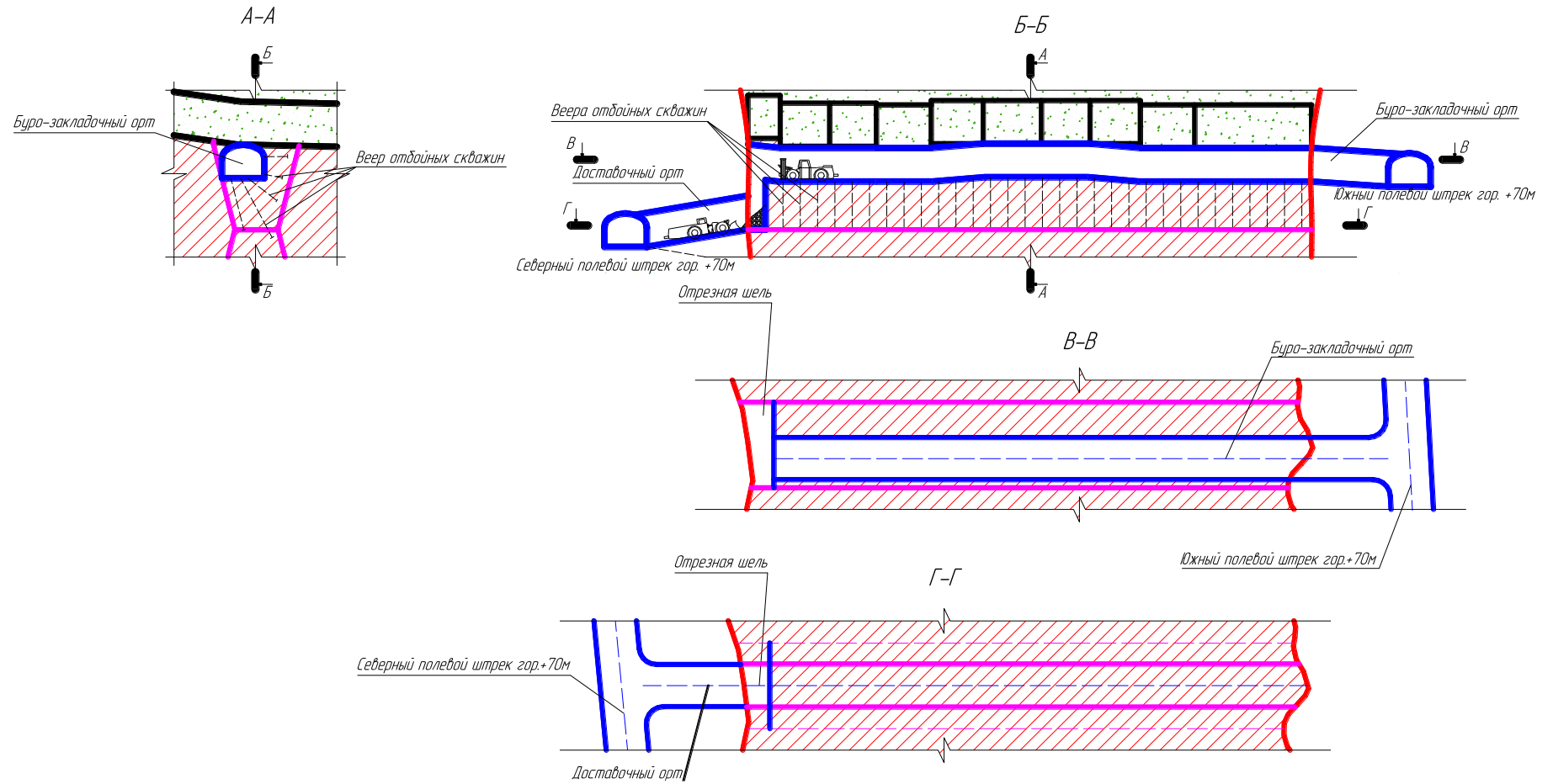


Рисунок 4.1 – Конструкция камерной системы разработки с выемкой запасов «переходной зоны» трапециевидными камерами

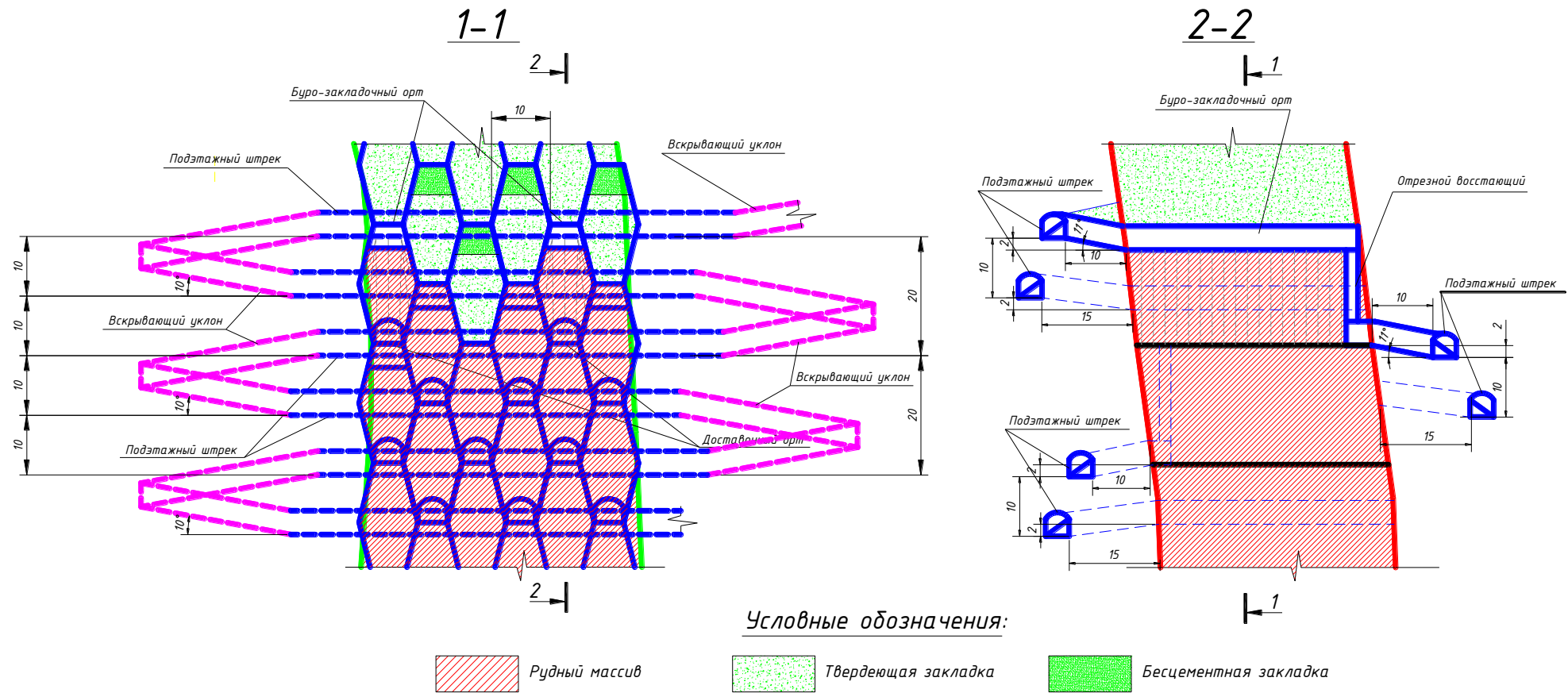


Рисунок 4.2 – Конструкция камерной системы разработки с выемкой запасов ромбовидными камерами (начальная стадия очистных работ в камере)

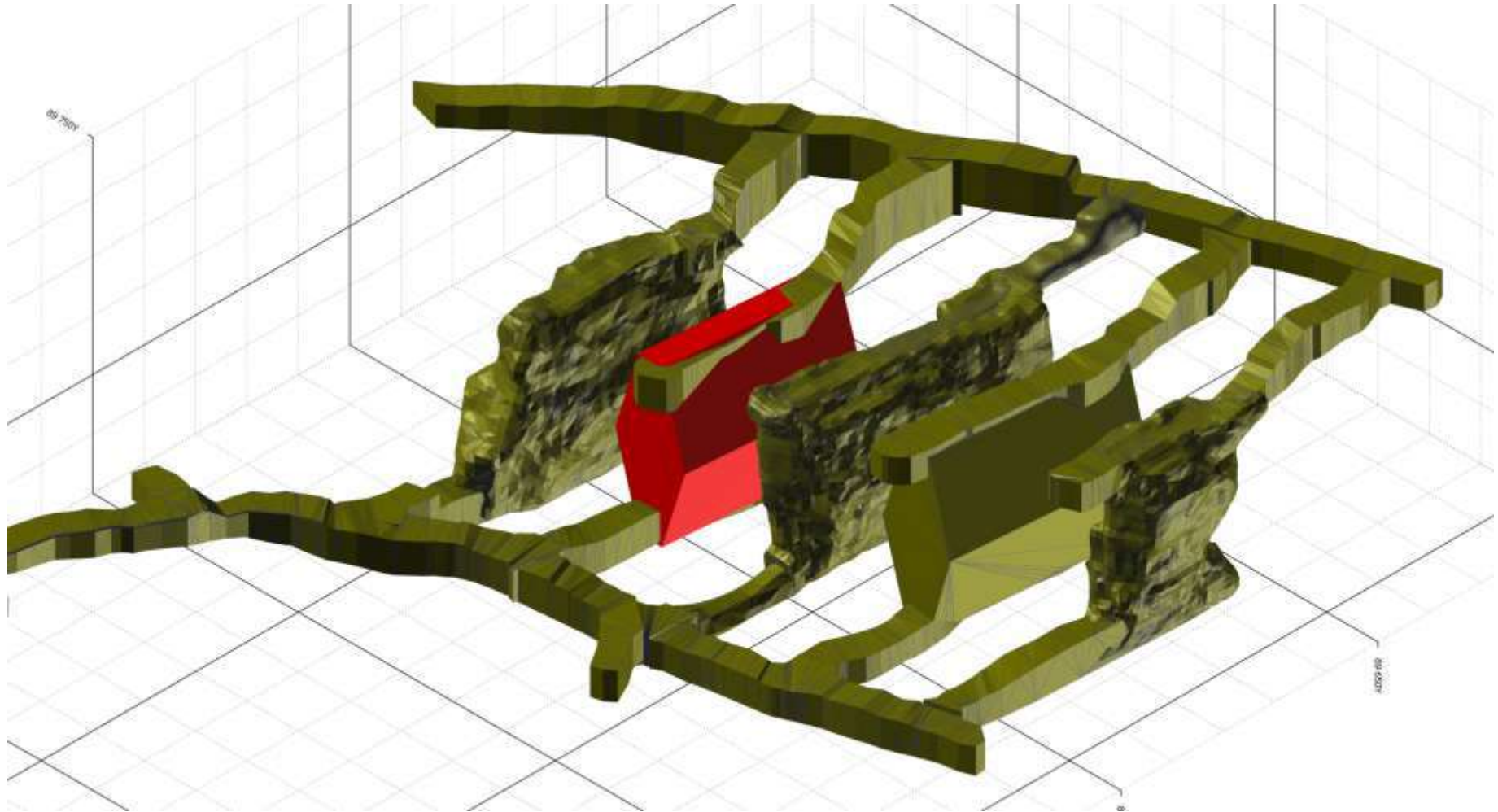


Рисунок 4.3 – 3D-вид отдельного участка залежи с отработанными ромбовидными камерами

Начальная стадия очистной выемки состояла в оформлении отрезного восстающего и отрезной щели в торце камеры между буровым и доставочным горизонтами, нормальная стадия – послойную отбойку слоев руды с помощью нисходящих вееров скважинных зарядов на пространство отрезной щели, а затем на выработанное пространство. Доставка отбитой руды производилась из доставочного орта, пройденного по почве камеры. По окончании отбойки руды в камере осуществлялась зачистка почвы камеры с помощью ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления, строительство перемычек и производилась закладка выработанного пространства камеры.

На рисунке 4.4 представлены геомеханические требования к закладке ромбовидных и трапециевидных камер.

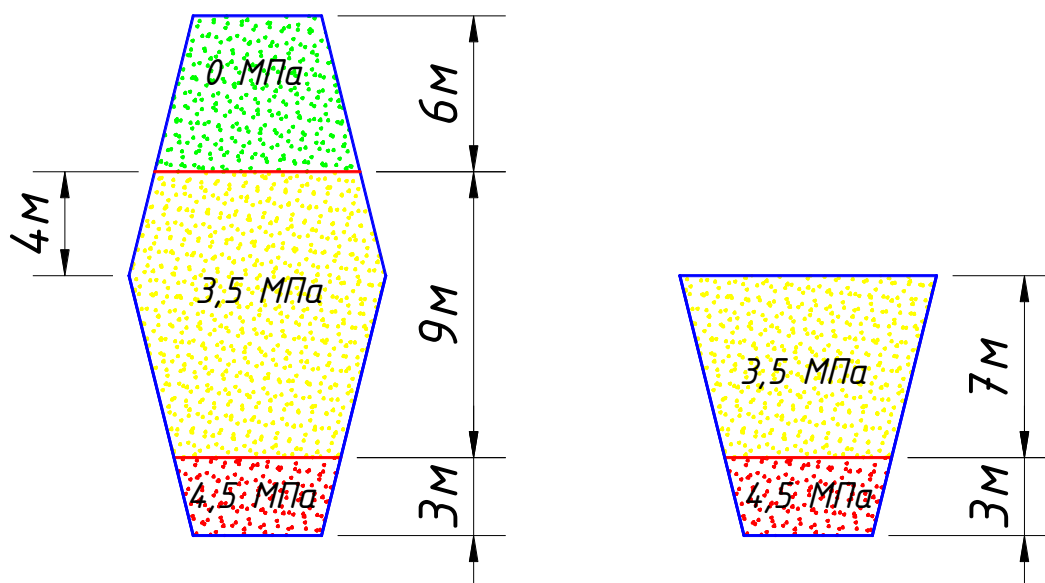
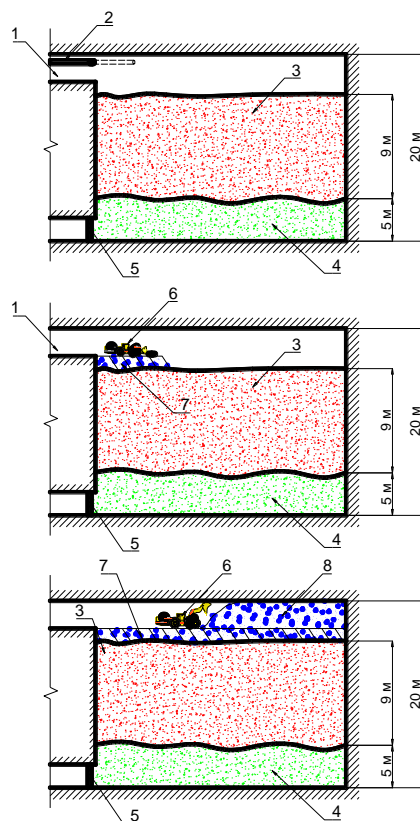


Рисунок 4.4 – Геомеханические требования к закладке ромбовидных и трапециевидных камер

На рисунке 4.5 представлена схема формирования закладочного массива в камерах.

В первоочередных ромбовидных камерах высотой 20 м при использовании проектной схемы разбуривания фиксировалось формирование наклонной почвы камеры с поднятием ее уровня в направлении от отрезной щели. В зависимости от длины камеры поднятие почвы составляло до 2-3 м (рисунок 4.6). Для качественной отбойки руды была изменена схема расположения скважин (рисунок 4.7).



- 1 – закладочная выработка;
- 2 – закладочный трубопровод;
- 3 – закладочный массив с прочностью 3,0 МПа;
- 4 – закладочный массив с прочностью 4,0 МПа;
- 5 – перегородка.
- 6 – погрузочно-доставочная машина;
- 7 – навал из сухой (породной) закладки;
- 8 – дозакладка камеры породой.

Рисунок 4.5 – Формирование закладочного массива в камерах

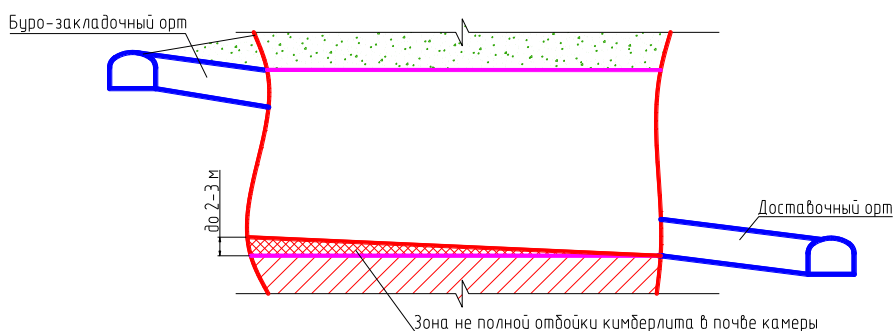


Рисунок 4.6 – Формирование наклонной почвы в ромбовидных камерах при проектной схеме разбуривания камеры

Откорректированные технологические решения по разбуриванию камер и схемы взрывания способствовали созданию четкого контура ромбовидной камеры, ликвидировав тем самым зону неполной отбойки кимберлита в почве камеры.

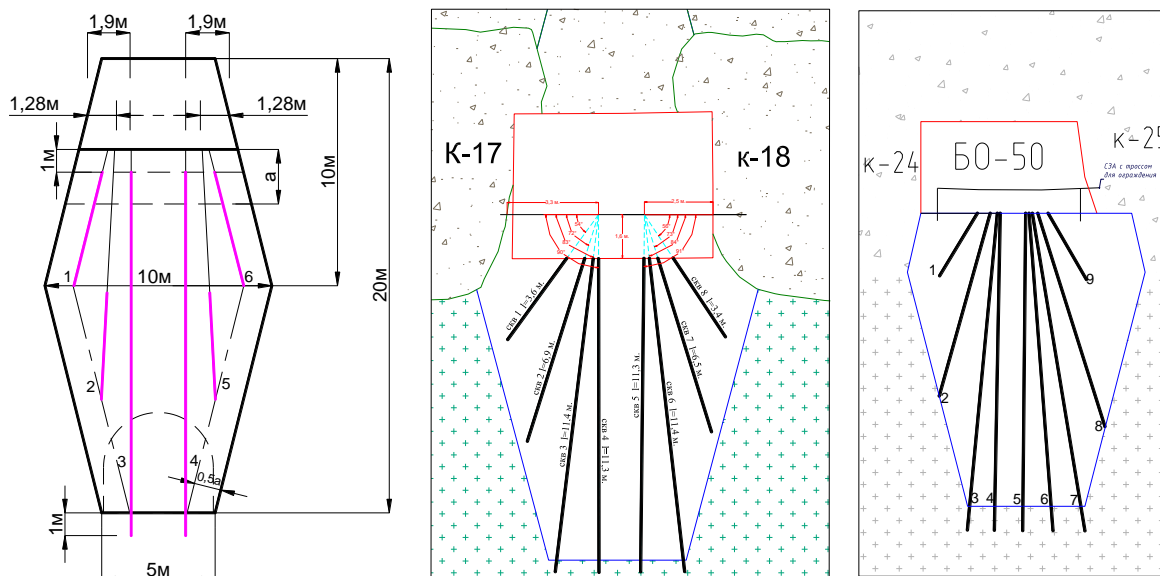


Рисунок 4.7 – Проектная и откорректированная схема разбуривания камер

Устойчивость выработанного пространства трапециевидных и ромбовидных камер оценивалась на всех стадиях их выемки. Наблюдения показали, что кровля камер, представленная закладочным массивом, сохраняла устойчивость и имела плоскую форму без формирования свода (рисунок 4.8).



Рисунок 4.8 – Фото очистного пространства трапециевидных камер переходной зоны

В камерах четко выдерживается ромбовидная форма. Кровля камер, представленная закладочным массивом, сформированным в выработанном пространстве ранее отработанных слоев, сохраняет устойчивость (рисунки 4.9, 4.10).

Как видно на фотографиях, благодаря применяемой схеме разбуривания вееров скважин в процессе очистных работ образуются четкие устойчивые рудные откосы, наклоненные под заданным углом.



Рисунок 4.9 – Выработанное пространство ромбовидных камер (верхние борта)



Рисунок 4.10 – Выработанное пространство камер (нижние борта)

За период внедрения камерной системы разработки (2015-2022 гг.) на СВРТ отработано около 200 выемочных камер, а на ЮЗРТ – более 40 ромбовидных камер (рисунок 4.11).

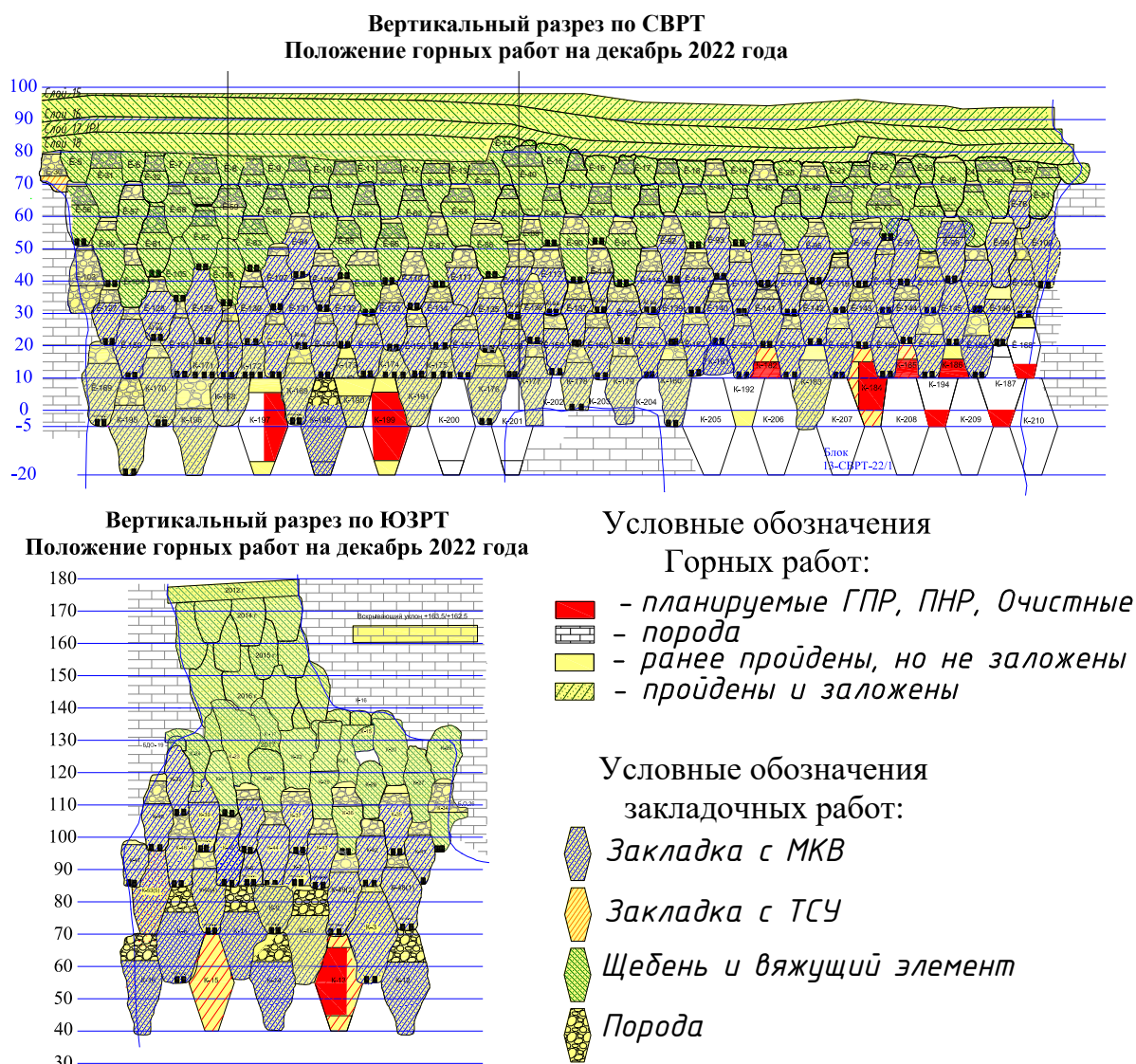


Рисунок 4.11 – Схемы развития горных работ на СВРТ и ЮЗРТ на конец 2022 г.

Реализованный на руднике «Айхал» проект «Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами» с выемкой запасов ромбовидными камерами решением Международного Жюри награждён дипломом и Серебряной медалью XXV Московского международного салона изобретений и инновационных технологий «Архимед 2022».

Автором совместно со специалистами АК «Алроса» в 2021-2022 гг. выпущен регламент на вскрытие и разработку рудника «Мир-Глубокий», где

одной из возможных систем разработки, с учётом более высоких прочностных свойств руд и пород месторождения «Мир», предусмотрена система разработки с выемкой ромбовидными камерами высотой 40 м. Технология успешно презентована в АК «Алроса». Данный вариант системы разработки и способ выемки руды с учётом данных внедрения на руднике «Айхал», показавшим работоспособность и эффективность, принят техническим руководством АК «Алроса» основным для проектирования.

Результаты проведенных работ по внедрению системы разработки с использованием ромбовидных камер на руднике «Айхал» позволяют сделать следующие выводы:

1. Масштабная промышленная апробация предложенной технологии освоения запасов слабоустойчивых кимберлитовых руд с использованием камерных систем разработки с полигональной (ромбовидной) формой очистных выработок подтвердила правильность положений методики расчета параметров систем разработки, показала безопасность и высокую производительность в условиях рудника «Айхал».

2. За счет формирования выработанного пространства ромбовидной формы и смещения камер относительно друг друга создается замковая конструкция, где несущие элементы работают в режиме сжатия, а не растяжения, что обеспечивает устойчивость обнажений выработанного пространства на весь период их отработки.

3. Размещение буродоставочных выработок в искусственном массиве вместо рудного исключает применение металлоемких арочных видов крепи при проведении их по неустойчивым рудам.

4. Доставка руды и бурение скважин осуществляются с разных уровней (горизонтов). При этом появляется возможность совмещения процесса бурения и отгрузки во времени в пределах одной выемочной камеры. Повышается интенсивность выемки руды в камере.

5. Верхнее расположение буровой выработки позволяет более качественно оконтурить очистное пространство и снизить разубоживание от от-

слоения закладки в очистную камеру, вызванное сейсмическим воздействием взрывных работ, организовать подачу закладки без бурения закладочных скважин. Проветривание горных работ по сравнению со слоевыми системами может осуществляться с помощью общешахтной струи с движением воздуха через камеру. Отпадает необходимость использования проветривания тупиковых выработок с помощью ВМП.

6. В верхней части камер, где предусматривается возведение бесцементной закладки, размещаются породы от проходки полевых выработок. Это исключает затраты на выдачу породы на поверхность и экологические платежи за её складирование на поверхности.

7. За счёт высокой производительности системы разработки с выемкой запасов ромбовидными камерами годовая производственная мощность рудника была увеличена с 500 до 650 тыс. т.

4.2 Расчет экономической эффективности реализации технологии добычи с использованием ромбовидных камер

Реализация разработанных рекомендаций и их экономическая эффективность показаны на примере освоения запасов алмазоносного месторождения Айхальское, горно-геологические условия которого показаны выше.

Для оценки эффективности было произведено сравнение себестоимости добычи при слоевых и камерных системах разработки, при расчетах учтены затраты на подготовительно-нарезные и очистные работы. Стоимость доставки рудной массы в расчетах не учитывалась, так как она одинаковая и осуществляется с помощью ПДМ.

В качестве базового варианта при сравнении принята слоевая система разработки, технико-экономические показатели рассчитаны для данных горно-геологических условий.

Переход на применение камерных систем разработки привел к отказу от механической отбойки комбайнами и использованию буровзрывной отбойки с помощью комплексов, включающих буровой станок и зарядную установку.

Производительность добычного комплекса «комбайн+ПДМ» при слоевой системе разработки составляла 13 тыс. т в месяц, а добычного комплекса «буровой станок+ПДМ» при камерной системе разработки определена в количестве 18 тыс. т в месяц.

Стоимость проходки выработок принята равной 9000 руб./м³, бурения 1 п.м скважин – 1000 руб./м, стоимость ВВ и заряжания – 250 руб./кг. Результаты расчета стоимости подготовительно-нарезных работ (ПНР) и очистных, отнесенных на 1 т рудной массы, представлена в таблице 4.1.

Сравнение затрат показывает, что себестоимость добычи при использовании камерных систем разработки снижается на 45%, а производительность блока возрастает по сравнению со слоевой системой разработки на 38%, что позволило увеличить объем добычи на руднике «Айхал» с 500 тыс. т руды в год до 650 тыс. т.

Таблица 4.1– Результаты расчета суммарных затрат на ПНР и очистные работы в условиях рудника «Айхал» по вариантам систем разработки

Наименование показателя	Слоевая система разработки	Камерная система разработки с выемкой ромбовидными камерами высотой 20 м с кольцевой подготовкой рудного тела
Объем ПНР, м ³ /тыс. т	107	167
Удельный расход ВВ, кг/м ³	-	1,6
Удельный расход ВВ, кг/т	-	0,615
Выход руды с 1 п.м скважины, т/м	-	7,0
Стоимость проходки выработок, руб./т	963	1503
Расходы на отбойку, руб./т	-	153,8
Расходы на бурение скважин, руб./т	-	142,9
Стоимость очистных работ, руб./т	2307,7	296,7
Итого, руб./т	3270,7	1799,7

4.3 Методические указания по определению рациональных параметров систем разработки с использованием ромбовидных камер

На основе проведенных исследований, представленных в предыдущих главах, показано, что для обеспечения эффективного освоения месторождений ценных руд в сложных горно-геологических условиях – слабоустойчивые руды и породы, необходимо на этапе проектирования для выбора опти-

мального варианта технологии освоения запасов решить ряд задач, таких как оценка возможности использования, наряду со слоевыми, камерных систем разработки, определения параметров технологии добычи: геометрических размеров камерных очистных выработок, порядка отработки, прочностных свойств формируемых искусственных массивов, прогноза технико-экономических показателей. Для практического применения результатов исследований разработан алгоритм определения всех перечисленных выше параметров, представленный на рисунке 4.12.

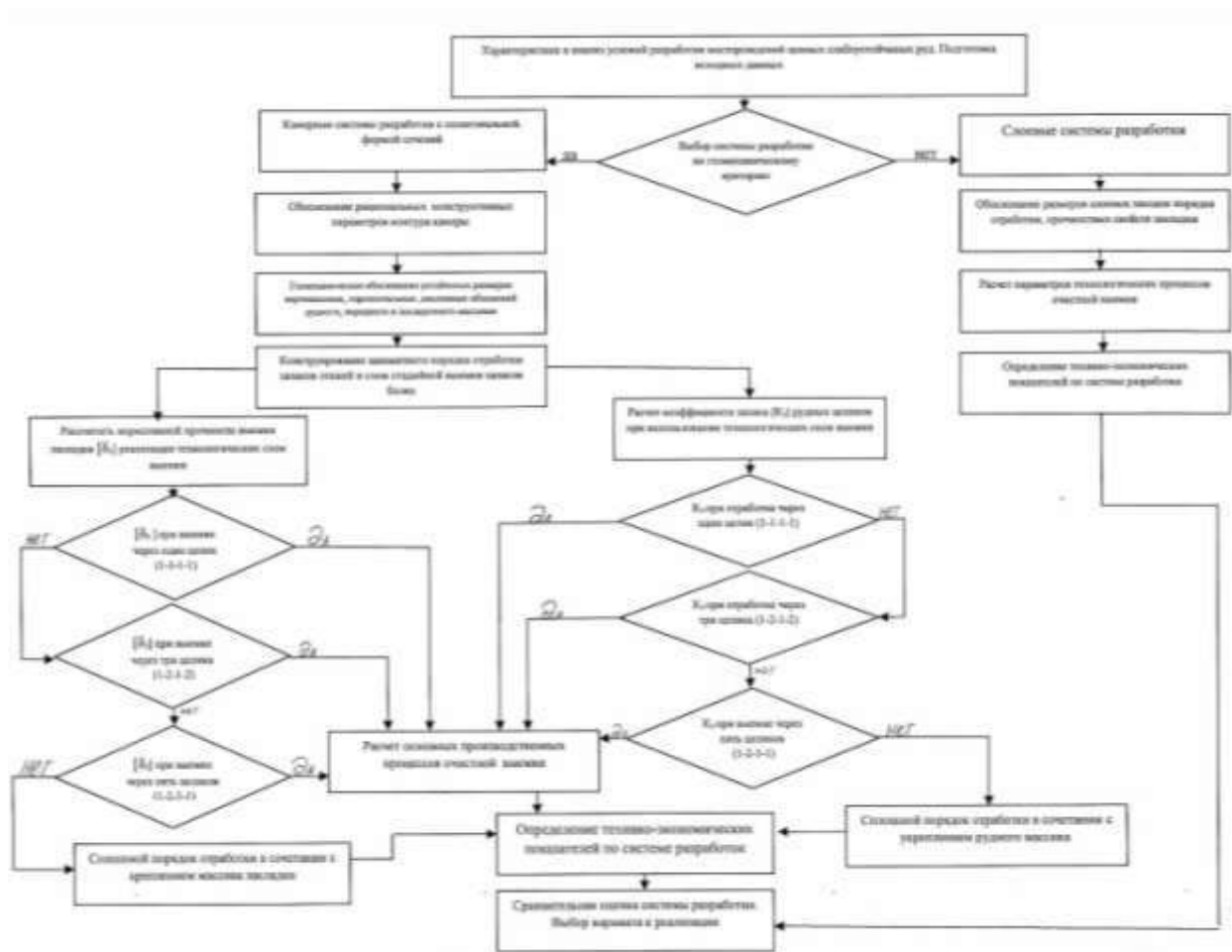


Рисунок 4.12 – Алгоритм выбора рационального варианта системы разработки при освоении месторождений ценных слабоустойчивых руд

Таким образом, разработанный алгоритм позволяет на этапе проектирования выбрать оптимальный вариант отработки месторождений ценных руд, в том числе и с использованием камерных систем разработки, обеспечить безопасность горных работ и повысить эффективность использования недр.

Применение камерных систем разработки возможно, если контурные напряжения в рудном массиве откоса не превышают прочностные характеристики, то есть выполняется условие прочности. Если условие выполняется, то проводится конструирование полигонального контура камеры, размещаемого в эллиптической выработке с заданным целесообразным соотношением осей.

Осуществляется определение размеров устойчивых вертикальных, наклонных, горизонтальных обнажений.

Размеры нарезных выработок в сечении камеры задаются исходя из технологических требований по условию размещения горного оборудования и совмещения поперечных сечений выработок с прямолинейными элементами кровли и почвы камер.

После построения поперечного полигонального сечения камеры производится выбор порядка выемки запасов и геомеханическое обоснование параметров нормативной прочности искусственного массива, обеспечивающей устойчивость обнажений с заданным запасом прочности.

Выводы к главе 4

1. Разработаны и внедрены регламенты и проекты на отработку запасов рудника «Айхал» с применением камерных систем разработки взамен слоевых. Для перехода от слоевых систем разработки к камерным с ромбовидной формой сечения и шахматным порядком выемки запасов предусмотрено формирование переходной зоны с образованием трапецевидных заходок.

2. Геомеханическими расчетами обоснованы конструкция и параметры системы разработки: ширина камеры в центре – 10 м, высота – 20 м, длина – 40 м. Камеры смещены относительно смежных на половину ширины и высоты. Опытно-промышленные испытания подтвердили правильность положений методики расчета параметров системы разработки использования камерных систем для освоения месторождений слабоустойчивых руд, каким является месторождение «Айхальское».

3. Разработана и реализована технология очистных работ, основанная на применении буровзрывных работ, механизированной доставки рудной массы самоходным оборудованием без присутствия людей в выработанном пространстве, закладки разнопрочными твердеющими смесями, что обеспечило формирование устойчивых ромбовидных камер проектной формы и размеров.

4. Разработана методика выбора и обоснования параметров камерной системы разработки с использованием ромбовидных сечений для освоения месторождений ценных слабоустойчивых руд. Подготовлен алгоритм в виде блок-схемы, показывающий содержание и последовательность работ при использовании методики.

5. Использование камерных систем разработки взамен слоевых в условиях месторождения «Айхальское» обеспечивает снижение себестоимости добычи на 45 %, повышение производительности блока на 38 %.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, дано новое решение актуальной научно-практической задачи по обоснованию технологии выемки запасов месторождений с малоустойчивыми рудами камерными системами разработки, основанной на использовании очистных выработок полигональной (ромбовидной) формы со смещением камер в вертикальной и горизонтальной плоскостях, что обеспечивает снижение себестоимости добычи, повышение производительности труда, безопасность работ и имеет важное значение для развития горнодобывающего комплекса России.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований заключаются в следующем:

1. Анализом опыта освоения месторождений ценных малоустойчивых руд подземным способом установлено, что добыча осуществляется малопродуктивными слоевыми системами разработки с нисходящей выемкой, характеризующимися высокой себестоимостью добычи. Варианты с полигональной (ромбовидной) формой поперечного сечения камер, заходок, обеспечивающие высокую устойчивость очистных выработок, не нашли применения в связи с технологическими трудностями создания и крепления выработок такой конфигурации, непроработанностью конструктивного исполнения систем разработки, недостаточной изученностью механизма нагружения несущих элементов камер полигональной формы.

2. Установлено, что существующие методики расчета параметров систем разработки с закладкой не учитывают форму поперечных сечений очистных камер, порядок отработки со смещением горизонтов по вертикали, а камер – по горизонтали.

3. Натурными исследованиями условий формирования контуров очистных камер показано, что в процессе горных работ создается устойчивая конфигурация выработанных пространств в виде пустот эллиптической формы. Обработкой большого объема данных замеров установлены углы контуров в

верхней и нижней частях камер $73-75^\circ$, значения которых хорошо согласуются с результатами аналитических решений теории предельного равновесия.

4. Инструментальными, аналитическими, модельными исследованиями установлено, что придание горной выработке полигональной формы обеспечивает равномерный характер распределения тангенциальных напряжений за исключением плоских участков кровли и почвы, где возможно появление пониженных напряжений сжатия или растяжения.

5. Численным моделированием геомеханической ситуации при использовании очистных камер полигональной (ромбовидной) формы сечения в сочетании с шахматным порядком отработки запасов показано, что при этом формируются устойчивые арочные конструкции за счет расклинивания ромбовидных блоков, наиболее нагруженными элементами которых являются зоны контактов рудных и искусственных целиков.

6. Установлено, что после создания искусственного перекрытия из закладки основные нагрузки на целики определяются его весом в пределах зоны определенной высоты. Сравнение нагруженности конструктивных элементов в сходственных точках по данным моделирования выявило минимальный прирост напряжений при стадийном порядке выемки, что свидетельствует о правомерности использования гипотезы Турнера-Шевякова и теории свода для расчета нагрузок на элементы систем разработки.

7. Выявлено значительное влияние порядка отработки на механизм перераспределения горного давления и на нагруженность несущих элементов. Наиболее высокий уровень напряжений отмечается на горизонтальных контактах рудных и искусственных массивов при одностадийной выемке: 7–8 МПа – в рудных; 5,5–6,0 МПа – в закладке. Увеличение числа стадий ведет к снижению напряжений, обеспечивает плавный характер передачи нагрузок на искусственный массив (5–5,5 МПа – в рудных целиках; 3,5–4,0 МПа – в целиках из закладки).

8. Разработана методика, включающая оценку возможности использования камерных систем разработки по геомеханическому критерию и расчет

параметров камер полигональной формы, обеспечивающих равномерный характер распределения тангенциальных напряжений, высокую устойчивость обнажений стенок и кровли, а также снижение требуемой прочности искусственного массива, основанная на использовании теории Турнера-Шевякова и учитывающая конструктивные особенности системы разработки.

9. Проведенные аналитические расчеты параметров систем разработки для условий рудника «Айхал», характеризующегося низкой устойчивостью руд, по методике, учитывающей специфику геомеханических процессов при использовании камер полигональной (ромбовидной) формы – устойчивые пролеты вертикальных, горизонтальных и наклонных обнажений руд и закладки, нормативная прочность, размеры целиков, параметры камер и их соотношение, – показали хорошую сходимость с результатами моделирования методом конечных элементов и натуральных наблюдений в процессе опытно-промышленных испытаний на руднике.

10. Разработана и реализована в промышленных масштабах технология очистных работ, основанная на применении буровзрывных работ, механизированной доставки рудной массы самоходным оборудованием без присутствия людей в выработанном пространстве, закладке разнопрочными твердеющими смесями, что обеспечило формирование устойчивых ромбовидных камер проектной формы и размеров. Промышленные испытания подтвердили возможность использования камерных систем для отработки ценных слабоустойчивых руд.

11. Разработан алгоритм выбора и методика обоснования параметров камерных систем разработки, который позволяет на этапе проектирования принять оптимальный вариант отработки месторождений ценных руд, обеспечить безопасность горных работ и повысить эффективность использования недр с учетом горно-геологических условий месторождения.

12. Технология очистной выемки при освоении запасов малоустойчивых руд, с использованием ромбовидных камер с закладкой, в период с 2015 по 2022 гг. в условиях рудника «Айхал» показала свою высокую эффектив-

ность. За счет формирования выработанного пространства ромбовидной формы и смещения камер относительно друг друга обеспечивается устойчивость обнажений пород на весь период их отработки. Себестоимость добычи при использовании камерных систем разработки снижается на 45% по сравнению со слоевой системой разработки, принятой в проекте. Производительность блока при применении ромбовидных камер по сравнению со слоевой системой разработки выросла на 38 %, что позволило увеличить годовую производственную мощность рудника с 500 до 650 тыс. т.

13. Разработан регламент для рудника «Мир-Глубокий», где предусмотрено применение системы разработки с выемкой ромбовидными камерами высотой 40 м. Данный вариант системы разработки и способ выемки руды с учетом результатов внедрения на руднике «Айхал» принят техническим руководством АК «Алроса» для проектирования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Актуальные проблемы разработки кимберлитовых месторождений // Сборник докладов международной научно-практической конференции «Мирный 2001». – М.: Руда и металлы, 2002. – 400 с.
2. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справочное пособие / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1993. – 383 с.
3. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков, И.В. Зырянов, В.Г. Шеменев. – Екатеринбург: УрО РАН, 2017. – 172 с.
4. Борщ-Компониец, В.И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / В.И. Борщ-Компониец, А.Б. Макаров. – М.: Недра, 1986.
5. Борщ-Компониец, В.И. Практическая механика горных пород / В.И. Борщ-Компониец. – М.: Горная книга, 2013. – 213 с.
6. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: учебное пособие для вузов / Н.С. Булычев. – М.: Недра, 1989. – 270 с.
7. Ветров, С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд / С.В. Ветров. – М.: Наука, 1975.
8. Виттке, В. Механика скальных пород: пер. с нем. / В. Виттке. – М.: Недра, 1990. 449 с.
9. Казикаев, Д.М. Геомеханика подземной разработки руд: учебник для вузов / Д.М. Казикаев. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 543 с.
10. Дик, Ю.А. Геомеханическое обоснование камерной системы разработки с шахматным расположением ромбовидных камер и закладкой выработанного пространства / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков // Горный журнал. – 2014. – № 9. – С. 41-45.
11. Дарбинян Т.П. Обоснование параметров геотехнологии освоения богатых, медистых и вкрапленных руд месторождений Норильского региона: дис. ... канд. техн. наук / Т.П. Дарбинян. – Новосибирск, 2022.

12. Дарбинян, Т.П. Обоснование конструктивных параметров геотехнологии освоения богатых и медистых рудных залежей с повышением глубины горных работ / Т.П. Дарбинян, В.П. Морисюк, М.П. Сергунин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук (научный журнал). – 2019. – Т.6. – № 2. – С. 61-67.
13. Дашко, Р.Э. Механика горных пород: учебник для вузов / Р.Э. Дашко. – М.: Недра, 1987.
14. Денисова, Т.А. Проведение опытно-промышленных испытаний системы разработки ромбовидными камерами с увеличенными параметрами на руднике «Айхал» // Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы при освоении и сохранении недр: труды международной научно-технической конференции / Т.А. Денисова, А.В. Котенков; под ред. В.Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2021. – С. 154-155.
15. Технология камерной выемки руды в шахматном порядке с закладкой выработанного пространства (для условий отработки Айхальского месторождения АК «АЛРОСА») / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, А.А. Коваленко, А.С. Кульминский, О.Ю. Арестов // Глобус. Геология и бизнес. – 2013. – № 5 (29). – С. 42-45.
16. Дик, Ю.А. Совершенствование камерной системы разработки на Гайском подземном руднике / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков // Глобус. Геология и бизнес. – 2013. – № 5 (29). – С. 56-64.
17. Документация на техническое перевооружение опасного производственного объекта по применению системы разработки нисходящими слоями с закладкой выработанного пространства на Яковлевском руднике при отработке основных слоев с увеличенными параметрами очистных забоев / ИПКОН РАН, ЗАО «ПТУР». – М., 2015.
18. Дробот, Б.П. Гибкие перекрытия при разработке рудных месторождений / Б.П. Дробот. – М.: Недра, 1968. – С. 208-216.
19. Закладочные работы в шахтах: справочник. – М.: Недра, 1989.

20. Звонарев, Н.К. Обоснование коэффициента запаса прочности геомеханических параметров подземных сооружений / Н.К. Звонарев, В.Я. Коноваленко // Сборник научных трудов. – Апатиты: КоИ КНЦ, 1990. – С.7-11.

21. Зотеев, О.В. Учет стадийности горных работ при управлении горным давлением с помощью закладки выработанного пространства / О.В. Зотеев // Проблемы геотехнологии и недроведение: доклады международной конференции. – Екатеринбург: УрО РАН, 1998. – С. 69-72.

22. Методы расчета целиков и потолочин камер на рудных месторождениях / А.М. Ильштейн и др. – М.: Наука, 1964.

23. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений / В.Р. Именитов. – М.: Недра, 1978. – 528 с.

24. Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения работ на шахтах Кривбасса // Труды НИГРИ. – Кривой Рог, 1965.

25. Геомеханическая оценка композитных разнопрочных закладочных массивов // Проблемы геотехнологии и недроведение: доклады международной конференции / В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова, Э.Ю. Мещеряков, А.М. Цыгалов. – Екатеринбург: УрО РАН, 1998. – С. 110-115.

26. Котенков, А.В. Камерная система разработки с закладкой для выемки руды в сложных горно-геологических условиях / А.В. Котенков // Горный журнал. Известия вузов. – 2014. – № 5. – С. 23-29.

27. Каплунов, Д.Р. Комбинированная геотехнология / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова. – М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2003. – 560 с.

28. Картозия, Б.А. Инженерные задачи механики подземных сооружений: учебное пособие / Б.А. Картозия, В.Н. Борисов. – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – 246 с.

29. Геомеханика: учебник для студентов / Э.В. Каспарьян, А.А. Козырев, М.А. Иофис, Н.Б. Макаров. – М.: Высшая школа, 2006.

30. Котенков, А.В. Техническое перевооружение рудника «Айхал». Опыт отработки запасов камерными системами разработки / А.В. Котенков, Ю.А. Дик, О.Ю. Арестов // Ресурсосбережение и энергоэффективность: труды международной научно-технической конференции / под ред. В.Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2017. – С. 72-75.

31. Котенков, А.В. Опыт внедрения камерных систем разработки на руднике «Айхал» / А.В. Котенков // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу: тезисы докладов международной научно-технической конференции / под ред. В.Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2017. – С. 21-23.

32. Геомеханические процессы взаимодействия природных и закладочных массивов при отработке пластовых рудных залежей / М.В. Курленя, В.Н. Опарин, А.П. Таисиев, В.В. Аршавский; Сибирское предприятие РАН. – Новосибирск: Наука, 1997. – 175 с.

33. Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др. – М.: Недра, 1988.

34. Макаров, А.Б. Практическая геомеханика: пособие для горных инженеров / А.Б. Макаров. – М.: Горная книга, 2006. – 396 с.

35. Методические указания по управлению горным давлением при сплошных слоевых системах разработки с твердеющей закладкой на рудниках Норильского горно-металлургического комбината. – Л.: Изд-во ВНИМИ, 1976.

36. Методические указания по определению устойчивости пород в зависимости от их нарушенности на рудных месторождениях. – Л.: Изд-во ВНИМИ, 1974.

37. Методические указания по оценке устойчивости горных массивов по данным геологической документации пород. – Л.: Изд-во ВНИМИ, 1983.

38. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов / ВНИИПИГорцветмет. – Чита, 1988.
39. Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений / ИПКОН АН СССР. – М., 1978.
40. Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М.: Изд-во АН СССР, 1962.
41. Монтянова, А.Н. Формирование закладочных массивов при разработке алмазных месторождений в криолитозоне / А.Н. Монтянова. – М.: Горная книга, 2005. – 597 с.
42. Мюллер, Л. Инженерная геология. Механика скальных массивов / Л. Мюллер. – М.: Мир, 1971.
43. Новые технологические решения разработки кимберлитовых месторождений Якутии: монография / К.В. Булатов, Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, А.С. Кульминский, М.В. Тишков. – Екатеринбург: Уральский рабочий, 2022. – 600 с.
44. ВНТП 13-2-93. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки. – СПб., 1993.
45. Айнбиндер, И.И. Обоснование параметров геотехнологии добычи железных руд на Яковлевском месторождении / И.И. Айнбиндер, Р.В. Овчаренко, П.Г. Пацкевич // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – С. 215-219.
46. Котенков, А.В. Опыт выемки запасов кимберлита ромбовидными камерами на руднике «Айхал» / А.В. Котенков // Горный журнал. – 2019. – № 9. – С. 4-14.
47. Отчет о научно-исследовательской работе по теме «Технический аудит текущего положения горных работ на руднике «Айхал» / ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург, 2019.

48. Дик, Ю.А. Практика опытно-промышленных испытаний технологии разработки рудных месторождений: монография / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков. – Екатеринбург, 2014.

49. Практика технического перевооружения процессов горного производства: монография / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, В.А. Лапин. – Верхняя Пышма: НЧОУ ВО «ТУ УГМК», 2022. – 512 с.

50. Применение бутобетонной смеси при разработке рудных месторождений с искусственным поддержанием выработанного пространства / А.Г. Зилеев, Д.А. Васильев, П.К. Тулин, Т.Т. Нгуен, В.В. Комолов // Горный информационный бюллетень. – 2022. № 6-1. С. 21-34.

51. Программный комплекс «Rocscience» (RS 2). Программа для моделирования и анализа склонов, надземных и подземных выработок, фильтрации грунтовых вод, консолидации и др. / ООО «Современные изыскательские технологии» (Ltd «Advanced Survey Technologies»).

52. Ривкин, И.Д. Некоторые особенности проявления горного давления на шахтах Криворожского бассейна с увеличением глубины работ / И.Д. Ривкин // Труды НИГРИ. – Кривой Рог, 1958.

53. Рудник «Айхал». Локальный проект на подготовку и отработку эксплуатационного блока № 2, шифр № 3812-100-24 / Институт «Якутнипроалмаз». – Мирный, 2010.

54. Рудник «Айхал». Проект технического перевооружения по переходу со слоевой системы отработки запасов СВРТ на камерную (Подбор оптимальных параметров камер), договор № 1394/14 / ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург, 2014.

55. Руководство по определению нормативной прочности твердеющей закладки на рудниках цветной металлургии. – СПб.: Изд-во ВНИМИ, 1993.

56. Руппенейт, К.В. Деформируемость массивов трещиноватых пород / К.В. Руппенейт. – М.: Недра, 1975.

57. Руппенейт, К.В. Введение в механику горных пород / К.В. Руппенейт, Ю.Н. Либерман. – М.: Госгортехиздат, 1960.

58. Русанов, Л.П. Прочностные и деформационные свойства твердеющей закладки / Л.П. Русанов // Разработка рудных месторождений. Республиканский межведомственный научно-технический сборник. – Киев: Техника, 1977. – Вып. 24. – С. 82–85.

59. Савич, И.Н. Порядок разработки кимберлитовых месторождений / И.Н. Савич // Выбор технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений: сб. статей горного информационно-аналитического бюллетеня. – М.: МГГУ, 2004. – № 3. – С.10-14.

60. Созонов, К.В. Оценка напряженно-деформированного состояния очистных камер при разработке Яковлевского месторождения / К.В. Созонов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2016. – № 4. – С. 229-234.

61. Созонов, К.В. Технология перехода от слоевой к камерным системам разработки с закладкой выработанного пространства / К.В. Созонов // Технические науки – от теории к практике: сб. статей по материалам LVIII международной научно-практической конференции. – Новосибирск, 2016. – № 5 (53). – С. 29-36.

62. Созонов, К.В. Повышение эффективности разработки богатых железных руд Яковлевского месторождения / К.В. Созонов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2017. – № 1. – С.153-159.

63. Кузьмин, Е.В. Самообрушение руды при подземной добыче: учебное пособие / Е.В. Кузьмин, А.Р. Узбекова. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – 383 с.

64. Слепцов, М.Н. Подземная разработка цветных и редких металлов / М.Н. Слепцов, Р.Ш. Азимов, В.Н. Мосинец. – М.: Недра, 1986. – 206 с.

65. Слесарев, В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948.

66. Соколовский, В.В. Теория пластичности / В.В. Соколовский. – М.: Госгортехиздат, 1950.

67. Сопровождение отработки запасов ЮЗРТ и СВРТ до отметки -100 метров с применением камерных систем на руднике «Айхал», договор № 1744/17 / ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург, 2017.

68. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

69. Стаматиу, М. Расчет целиков на соляных рудниках / М. Стаматиу. – М.: Госгортехиздат, 1963.

70. Савич, Т.Н. Схемы развития и параметры горных работ при освоении кимберлитовых месторождений / Т.Н.Савич, Г.Ф. Пивень // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 2. – С.9-12.

71. Танков, М.С. Разработка принципиально новой технологии отработки запасов Яковлевского месторождения богатых железных руд / М.С. Танков // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу: материалы международной научно-технической конференции. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2019. – С. 133- 134.

72. Технологический регламент на отработку подкарьерных запасов СВРТ до отметки -100 метров с применением камерных систем на руднике «Айхал», договор № 1325/14 / ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург, 2014.

73. Технологический регламент на отработку запасов богатых железных руд Яковлевского рудника, договор № А5-18/1960/18 /ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург, 2018.

74. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова; Институт проблем комплексного освоения недр РАН. – М.: Наука, 2010. – С. 132-152.

75. Трушко, В.Л. Комплексное освоение железорудных месторождений на основе конкурентоспособных геотехнологий / В.Л. Трушко, О.В. Трушко // Записки Горного института. – 2021. – Т. 250. – С. 569-577.

76. Турчанинов, И.Н. Основы механики горных пород / И.Н. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.

77. Управление горным давлением. Системы разработки с твердеющей закладкой на Дзезказганском месторождении. – Алма-Ата: Наука, 1988.

78. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», приказ Ростехнадзора от 08.12.2020 № 505, зарегистрирован в Минюсте России 21.12.2020 № 61651.

79. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения», приказ Ростехнадзора от 03.12.2020 № 494, зарегистрирован в Минюсте России 25.12.2020 № 61824.

80. Хомяков, В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках / В.И. Хомяков. – М., 1984. – 224 с.

81. Шевяков, Л.Д. О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков / Л.Д. Шевяков // Известия АН СССР. ОТН. – 1941. – № 7–9.

82. Шуплецов, Ю.П. Прочность и деформируемость скальных массивов / Ю.П. Шуплецов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 195 с.

83. Яковлев, М.А. Влияние горного давления на конструирование систем разработки рудных месторождений. Горное давление, методы управления контроля / М.А. Яковлев // Материалы VI Всесоюзной конференции по механике горных пород. – Фрунзе, 1978. – С. 106-113.

84. Яковлевский рудник. II очередь строительства. Корректировка / ООО «Центргипроруда». – Белгород, 2012.

85. Palmstrom, A. Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation / A. Palmstrom. Tunnelling and Underground Space Technology, 2005, pp. 362-377.

86. Deere D. M. D., Deere D.U. and Miller D.W. (1967) The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice, Classification Systems for Engineering Pur-

poses, Philadelphia, PA: ASTM STP, American Society for Testing and Materials, 1967.

87. Hutihinson, D. Jeun. Cablebolting in underground mines / D. Jeun Hutihinson, Mark Diederichs. BiTech Pablshers Ltd, British Columbia, Canada, 1996.

88. Brown, E.T. Block caving Geomechanics / E.T. Brown. The University of Queensland, 2002.

89. Hudson, J.A. Engineering rock mechanics. An introduction to the principles / J.A. Hudson, J.P. Harrison. London: Elsevier Science Ltd., 2000.

90. Barton, N. Rock mass classification and tunnel reinforcement selection using the Q-system. Rock classification systems for Engineering Purposes / N. Barton. A.S.T.M., 1988.

91. Singh, R.B. Rock Mass Classifications - A Practical Approach in Civil / R.B. Singh. Kidlington: Elsevier Science Ltd., 1999.

92. Potvin, Y. The stability graph method / Y. Potvin. Underground Mining Methods, 2001.

93. Hoek, E. Support of Underground Excavations in Hard Rock / E. Hoek. Funding by Mining Research Directorate and Universities Research Incentive Fund, 1993.

94. А.с. 1638302 СССР. Способ разработки рудных месторождений / В.А. Шестаков, В.Н. Игнатов, А.Н. Дулин, В.А. Хакулов, А.О. Бозиев, Ф.М. Джамбаев, Ю.А. Мещеряков, А.С. Макоев. Бюл. – 1991. – № 12. – 4 с.

95. Патент на полезную модель № 2515285 U1 РФ. Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами: заявл. 02.04.2012, опубл. 10.05.2014, бюл. № 13 / Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, В.В. Минин, А.С. Кульминский, О.Ю. Арестов.

96. Патент на полезную модель № 2648371 U1 РФ. Способ разработки мощных крутопадающих месторождений неустойчивых руд: заявл. 27.12.2016, опубл. 26.03.2018, бюл. № 5 / В.Л. Трушко, А.Г. Протосеня, О.В. Трушко, К.В. Сазонов.

97. Патент на полезную модель № 2248448 U1 РФ. Способ разработки мощных крутопадающих залежей слабых руд: заявл. 02.12.2003, опубл. 20.03.2005, бюл. № 8 / В.Л. Трушко, Ю.Н. Огородников, А.Г. Протосеня.

98. Токмурзин О.Т. Определение предельной высоты плоских откосов в однородной среде / О.Т. Токмурзин // Известия вузов. Горный журнал. – 1978. – №5. – С. 18-21.

99. Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии / Министерство цветной металлургии СССР, Унипромедь. – М., 1989.

ПРИЛОЖЕНИЕ



АО «УРАЛМЕХАНОБР»

ИНН 6661000466 КПП 667101001
юридический адрес: 620063 Свердловская обл.,
г. Екатеринбург ул. Хохрякова, 87
почтовый адрес: 620144 г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87
многоканальный телефон (343) 344-27-42 * 2000
e-mail: umbr@umbr.ru, www.umbr.ru

Настоящим письмом уведомляю, что технология выемки запасов ромбовидными камерами, расположенными относительно друг друга в «шахматном» порядке, разработанная специалистами отдела Горной науки института АО «Уралмеханобр» под руководством Котенкова А.В. была реализована в технологических регламентах и проектах, выполнявшихся по договорам с АК «АЛРОСА»:

1. «Технологический регламент на отработку прикарьерных запасов ЮЗРТ до отм. -100 м с применением камерных систем разработки на руднике «Айхал» (договор с АК «АЛРОСА» № 1249/13 от 01 августа 2013 г.).
2. «Технологический регламент на отработку прикарьерных запасов СВРТ до отм. -100 м с применением камерных систем разработки на руднике «Айхал» (договор с АК «АЛРОСА» № 1325/14 от 20 марта 2014 г.).
3. «Рудник «Айхал». Проект технического перевооружения по переходу со слоевой системы отработки запасов СВРТ на камерную (подбор оптимальных параметров камер)» (договор с АК «АЛРОСА» № 1394/14 от 17 сентября 2014 г.).
4. «Технологический регламент для разработки проекта «Рудник «Айхал» (договор с АК «АЛРОСА» № 1927/18 от 05 февраля 2018 г.).
5. «Проектная документация на проведение опытно-промышленных испытаний системы разработки ромбовидными камерами с увеличенными параметрами» (доп. соглашение к договору с АК «АЛРОСА» № 043-20/01 от 13 июля 2020 г.).
6. «Внедрение технологии производилось по отдельной тематике НИР для АК «АЛРОСА»:
«Сопровождение отработки запасов ЮЗРТ и СВРТ до отм. -100 метров с применением камерных систем на руднике «Айхал» (договор с АК «АЛРОСА» № 1744/17 от 25 января 2017 г.).
7. «Научное сопровождение и проведение опытно-промышленных испытаний, направленных на обеспечение проектных параметров добычных камер и безопасное ведение очистных и закладочных работ на руднике «Айхал» (договор с АК «АЛРОСА» № 043-20/01 от 13 июля 2020 г.).
8. «Научное сопровождение отработки запасов трубки «Айхал» подземным способом камерами ромбовидного сечения высотой 30 метров» (договор с АК «АЛРОСА» № 2724/22 от 17 февраля 2022 г.).

Помимо АК «АЛРОСА» данная технология внедрялась в рамках реализации следующих НИР и проектных работ:

9. «Разработка технологического регламента на отработку запасов Корбалихинского полиметаллического рудника с производительностью 1,5 млн. тонн в год АО «Сибирь-Полиметаллы» (договор с АО «Сибирь-Полиметаллы» № 2644/22 от 25 января 2022 г.)
10. «Научное сопровождение опытно-промышленных работ слоевой системы разработки с выемкой запасов заходками ромбовидной формы на Яковлевском руднике» (договор с ООО «Корпанга», Яковлевский ГОК № 2408/20 от 25 марта 2020 г.).
11. «Технологический регламент на отработку запасов богатых железных руд Яковлевского рудника (договор с ООО «Корпанга», Яковлевский ГОК № 1960/18 от 16 февраля 2018 г.).

Генеральный директор АО «Уралмеханобр»



К.В. Булатов

Система менеджмента качества сертифицирована на соответствие требованиям международного стандарта ISO 9001:2015

Котенков А.В.