Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева»

На правах рукописи

## Башков Владимир Иванович

# Обоснование параметров систем разработки слепых рудных тел на удароопасных железорудных месторождениях Горной Шории

Специальность 25.00.22 — «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»

## Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель: доктор техн. наук, профессор Еременко Андрей Андреевич

# СОДЕРЖАНИЕ

Введение	5
1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА ПО РАЗРАБОТКЕ	
РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ	11
1.1. Краткая геологическая и горнотехническая характеристики	
железорудных месторождений Горной Шории	11
1.2. Геомеханические условия отработки железорудных месторождений	
в неравномерно напряженных массивах горных пород	16
1.3. Состояние геотехнологии ведения горных работ на месторождениях,	
склонных и опасных по горным ударам	22
1.4. Цель, задачи и методы исследований	34
2. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА	
ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	
ПРИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ И ПОДЭТАЖНОГО	
ОБРУШЕНИЯ С ПОНИЖЕНИЕМ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	35
2.1. Оценка влияния отработки камер и междукамерных целиков	
по концентрическим окружностям на распределение зон концентрации	
напряжений и толчков	35
2.2. Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных	
пород при выемке камер и целиков вкрест и по простиранию слепого	
рудного тела	41
2.3. Геомеханическая оценка горных пород при переходе от камерной	
системы разработки к подэтажному обрушению с увеличением	
глубины очистных работ	43
2.4. Выводы	48
3. ОБОСНОВАНИЕ РАЗМЕРОВ КАМЕР И МЕЖДУКАМЕРНЫХ	
ЦЕЛИКОВ ПРИ ИХ СМЕЩЕНИИ ОТНОСИТЕЛЬНО ДРУГ ДРУГА	
ВКРЕСТ И ПО ПРОСТИРАНИЮ СЛЕПОГО РУДНОГО ТЕЛА	50
3.1. Особенности разработки слепых рудных тел на месторождениях	
Горной Шории	50

3.2. Обоснование параметров камерной системы разработки со смещением	
камер и междукамерных целиков относительно друг друга вкрест и по	
простиранию слепого рудного тела	53
3.2.1. Определение допустимых горизонтальных обнажений кровли	
камеры при отработке рудных запасов	53
3.2.2. Расчет устойчивости вертикальных обнажений руды и	
вмещающих пород	57
3.2.3. Оценка запаса прочности междукамерных рудных целиков	59
3.2.4. Исследование влияния глубины очистных работ на	
размеры камер и междукамерных целиков	65
3.3. Обоснование параметров камерной системы разработки	
со смещением камер и междукамерных целиков относительно	
друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела	67
3.3.1. Подготовка и отработка рудных запасов выше гор. +255 м	70
3.3.2. Конструирование технологии очистной выемки рудных запасов	72
3.3.3. Определение объема подготовительно-нарезных работ	75
3.3.4. Определение параметров рудных целиков в днище блоков	75
3.3.5. Особенности формирования отрезных щелей в камерах	76
3.3.6. Расчет формирования зоны обрушения вмещающих пород	
по мере выемки рудных запасов	76
3.3.7. Определение потерь и разубоживания руды	82
3.4. Выводы	90
4. РАЗРАБОТКА ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ	
ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ	92
4.1. Исследование влияния расположения скважинных зарядов ВВ на	
качество дробления горной массы при отработке запасов камер и	
междукамерных целиков	92
4.2. Исследование влияния взаимного расположения зарядов ВВ	
на качество дробления руды	107
4.3. Выводы	113
5. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГЕОТЕХНОЛОГИИ	
ПРИ ПЕРЕХОДЕ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ОТ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ	

РАЗРАБОТКИ К ПОДЭТАЖНОМУ ОБРУШЕНИЮ В СЛЕПОМ	
РУДНОМ ТЕЛЕ В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ	114
5.1. Переход от камерной системы разработки к подэтажному обрушению	
с одностадийной отбойкой руды	114
5.1.1. Определение объема подготовительно-нарезных работ	117
5.2. Определение параметров рудных целиков в днище выемочных	
блоков	119
5.3. Очистные работы при отработке запасов руды	119
5.4. Расчет параметров буровзрывных работ	120
5.5. Определение потерь и разубоживания руды при выемке запасов	122
5.5.1. Потери руды на днище заходки при выпуске под обрушенными	
породами	122
5.5.2. Потери руды на поверхности лежачего бока	124
5.5.3. Разубоживание руды от прирезки пород лежачего бока	125
5.5.4. Разубоживание при выпуске руды под обрушенными породами	126
5.5.5. Общие потери и разубоживание руды по системе разработки	130
5.6. Сравнительная оценка экономической эффективности камерной	
системы разработки в сравнении с вариантом отработки системой	
подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным	
выпуском руды	132
5.7. Выводы	138
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	140
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	142
СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА	156
ПРИЛОЖЕНИЕ 1	163
ПРИЛОЖЕНИЕ 2	164
ПРИЛОЖЕНИЕ 3	165
ПРИЛОЖЕНИЕ 4	167
ПРИЛОЖЕНИЕ 5	170
ПРИЛОЖЕНИЕ 6	172

#### ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Для реализации программных задач "Стратегии развития металлургической промышленности России на период до 2020 года" на горнорудных предприятиях АО "Евразруда" планируется увеличение мощности по добыче железной руды с вовлечением в отработку слепых рудных тел на больших глубинах, характеризующихся сложными горногеологическими и геодинамическими условиями.

Железорудные месторождения Горной Шории (Шерегешевское, Таштагольское и др.) отнесены к опасным по горным ударам. При этом основной объем запасов месторождений отрабатывается системами этажного принудительного обрушения, этажно-камерной с закладкой выработанного пространства и др. При системах разработки с массовым обрушением руд и горных пород к наиболее существенным технологическим процессам, влияющим на состояние массива, относятся резкое увеличение объема выработанного пространства, производство мощных взрывов и т.п. Массовые взрывы с зарядами ВВ 100 т и более часто вызывают горные удары. Кроме того, остается высокое разубоживание руды, хотя подготовка и отработка 3-4 блоков обеспечивает годовую производительность рудника. В то же время применение систем разработки слепых рудных тел с понижением горных работ зачастую приводит к толчкам различной интенсивности с обрушением горных пород из кровли и бортов в районе выработанного пространства и, как следствие, к снижению эффективности горных работ.

Ввиду того, что доля разведанных запасов руды, расположенных в слепых рудных телах Шерегешевского и Таштагольского месторождений, возросла до 60-80%, возникла необходимость их выемки с обеспечением устойчивости кровли выработанного пространства, снижения объема подготовительно-нарезных работ, потерь и разубоживания руды в условиях напряженно-деформированного состояния вмещающего массива в начальный и переходный периоды отработки рудных тел с понижением горных работ. Это обусловило актуальность научно-практической задачи исследований. Основная идея работы состоит в использовании камер, междукамерных целиков и слоев, расположенных со смещением относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела, геомеханической оценки состояния горных пород, для выбора параметров геотехнологии разработки месторождений в удароопасных условиях.

**Объект исследования** — геотехнология разработки слепого рудного тела на удароопасном железорудном месторождении.

Научные положения, защищаемые автором:

— в слепом рудном теле при камерной системе разработки с выемкой камер и междукамерных целиков, расположенных со смещением относительно друг друга, в первую очередь вкрест простирания, во вторую — по простиранию рудного тела от фланга к флангу и ниже при подэтажном обрушении с увеличением глубины горных работ от 445 до 1000 м, горизонтальные напряжения на каждые 200 м увеличиваются по прямолинейным зависимостям от –5 (–15) МПа вкрест простирания до –15 (–20) МПа по простиранию рудного тела;

— при камерной системе разработки смещение камер и междукамерных целиков с размерами в поперечном сечении 20×20 м вкрест и по простиранию слепого рудного тела на удароопасном месторождении обеспечивается повышение устойчивости кровли выработанного пространства на начальной стадии выпуска руды и снижение объема подготовительно-нарезных работ в 1,5-1,7 раза;

— при взрывании скважинных зарядов BB с меньшими углами раскрытия взрывной воронки с опережением по отношению к зарядам BB с большими углами раскрытия взрывной воронки по каждому ряду скважин в зависимости от крепости и трещиноватости горных пород, количества рядов, взаимного расположения скважин, линии наименьшего сопротивления и размера кусков горной породы достигается снижение удельного расхода BB на вторичное дробление руды в 3 раза; — реализация геотехнологии с нисходящей отработкой слепого рудного тела в условиях перехода от камерной системы разработки к системе подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды предусматривает разбивку рудных запасов на блоки высотой 45 м, длиной 40 м и шириной 20 м с образованием отрезной щели шириной 2 м на границе простирания рудного тела и достижение снижения потерь и разубоживания руды соответственно в 1,1-1,2 и 1,4-1,7 раза.

Научная новизна работы заключается:

— в установлении прямолинейных зависимостей распределения напряжений в массиве горных пород при отработке рудного тела камерной системой разработки и системой подэтажного обрушения с увеличением глубины очистных работ в удароопасных условиях;

— в установлении длины и ширины камер и междукамерных целиков с их смещением относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела на различных глубинах, объема подготовительно-нарезных работ, потерь и разубоживания руды в зависимости от физико-механических свойств и трещиноватости горных пород, устойчивости обнажений и глубины горных работ;

— в выявлении эффективности действия взаимного расположения вееров скважинных зарядов BB со взрыванием зарядов BB с меньшими углами раскрытия взрывной воронки с опережением по отношению к зарядам BB с большими углами раскрытия воронки по каждому ряду скважин в сравнении с однорядным расположением веерных скважин в зависимости от линии наименьшего сопротивления, физико-механических свойств горных пород, удельного расхода BB и размера кусков горной породы;

— в обосновании параметров геотехнологии при нисходящей отработке слепого рудного тела в условиях перехода от камерной системы разработки к подэтажному обрушению с разбивкой рудных запасов на блоки и образованием отрезной щели на границе простирания рудного тела;  — в установлении гиперболических зависимостей между объемом горной массы, потерями и разубоживанием руды на начальной стадии выемки горной массы;

— в установлении прямолинейной зависимости изменения прибыли при отработке слепого рудного тела с применением камерной системы разработки со смещением относительно друг друга камер и междукамерных целиков и подэтажного обрушения.

Достоверность научных результатов подтверждается теоретическими расчетами и достаточным объемом экспериментальных исследований, их сопоставимостью, количеством хронометражных наблюдений, положительными результатами промышленного внедрения геотехнологии на Горно-Шорском филиале АО "Евразруда".

**Личный вклад автора** заключается в постановке цели и задач исследования, формулировании основной идеи, сборе и обработке хронометражных наблюдений на выпуске руды, обосновании параметров геотехнологии в условиях перехода от систем разработки камерной со смещением относительно друг друга вкрест и по простиранию камер и междукамерных целиков к подэтажному обрушению со сплошной выемкой руды, установлении закономерностей перераспределения напряжений и толчков при отработке слепого рудного тела, а также в технико-экономической оценке вариантов систем разработки.

Отличие от ранее выполненных работ заключается в обосновании и внедрении комплекса рациональных параметров геотехнологии разработки слепого рудного тела и буровзрывных работ в удароопасных условиях, применении оригинального расположения и порядка отработки определенных камер и междукамерных целиков с переходом на подэтажное обрушение, позволяющих поддерживать образованный контур свода выработанного пространства при выемке руды, снизить объем подготовительно-нарезных работ, потери и разубоживание руды с обеспечением безопасности ведения горных работ.

8

**Практическая ценность** работы заключается в применении последовательно в удароопасных условиях рациональных вариантов систем разработки слепого рудного тела, позволяющих обеспечить безопасность и повысить эффективность горных работ.

Реализация результатов работы. Результаты исследований и вытекающие из них рекомендации использованы при проектировании и промышленных испытаниях на Горно-Шорском филиале АО «Евразруда», в проектном Институте ОАО "Уралмеханобр", разработке «Методического руководства по креплению горных выработок и наблюдению за состоянием крепи на рудниках ОАО «Евразруда» (2013 г.), «Указаний по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам» (2015 г.), выполнении исследовательских работ и государственного задания Минобрнауки России № 16.515.11.50854.

Экономический эффект от внедрения результатов исследований составляет 24,9 млн рублей в год/1000 т.

Апробация работы. Основные результаты работы докладывались и обсуждались на: ХХ всероссийской конференции с участием иностранных ученых «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли» (Новосибирск, 2013); Всероссийской научной конференции «Проблемы развития горных наук и горнодобывающей промышленности», посвященной 70-летию ИГД СО РАН (Новосибирск, 2014); Международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования материальных ресурсов» (Новокузнецк, 2015, 2016); III Всероссийском семинаре-совещании «Триггерные эффекты в геосистемах» (Москва, 2015); Всероссийской научно-технической конференции с международным участием «Современные проблемы в горном деле и методы моделирования горно-геологических условий при разработке месторождений полезных ископаемых» (Кемерово, 2015); Всероссийской конференции «Проблемы развития горных наук и горнодобывающей промышленности» (Новосибирск, 2016); научном симпозиу-

ме «Неделя горняка» (Москва, 2013-2017); 9th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction (Zhoushan, China, 2017).

### Публикации

Основные положения диссертации опубликованы в 20 печатных работах, в том числе в 9 статьях в рецензируемых научных изданиях, рекомендуемых ВАК РФ по специальности 25.00.22 — «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)», и патенте РФ № 2584167 от 20.05.2016 г.

### Объем и структура работы

Диссертация состоит из 5 глав, введения и заключения, изложенных на 172 страницах машинописного текста, содержит 72 рисунка, 53 таблицы, список литературы из 101 наименования, список иллюстративного материала и 6 приложений.

## 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА ПО РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ

# 1.1. Краткая геологическая и горнотехническая характеристики железорудных месторождений Горной Шории

В Горной Шории расположены Таштагольское, Шерешевское и Казское железорудные месторождения [1] (рис. 1.1).



Рис. 1.1. Структурная схема Алтае-Саянской складчатой области (по В. А. Кузнецову). 1 — структурно-формационные зоны салаирско-каледонского этапа стабилизации; 2 — зоны каледонской складчатости; 3 — Чарышско-Теректинская зона Центрального Алтая каледонского этапа стабилизации; 4 — Ануйско-Чунская каледонско-герцинская зона; 5 — герцинские гранито-идные комплексы; 6 — геосиклинальные складчатые зоны герцинского этапа; 7 — герцинские прогибы; 8 — мезо-кайнозойские прогибы; 9 — зоны глубинных региональных разломов

Шерегешевское месторождение входит в Кондомскую группу железорудных месторождений и совместно с Шалымским образует Шерегешевско-Шалымское рудное поле. В состав месторождения включены 8 рудных участков: Восточный, Главный, Болотный, Новый Шерегеш, II Рудный, Подрусловый, Новая Промплощадка, Юго-Западный. Месторождение разведано на глубину 1200 м от поверхности и эксплуатируется с 1952 г.

На площади месторождения развиты вулканогенно-осадочные отложения Мундыбашской свиты среднего кембрия, прорванные субвулканическими интрузиями габброидов, сиенитов и гранитов. С востока рудное поле ограничено интрузией гранитов, с запада – перекрыто толщей нижнеордовикских отложений и ограничено Кондомским глубинным разломом, с юга – интрузией сиенитов и с севера карбонатными породами.

Трещинная тектоника широко развита на месторождении, фиксируется как в виде крупных тектонических нарушений, так и в виде трещиноватости, которая чётко фиксируются по горным выработкам. Тектонические нарушения в процессе своего развития неоднократно подновлялись с образованием зон трещиноватости, дробления, брекчирования, тектонической глины, зеркалов скольжения или залечивались кальцитом, материалом смятия (рис. 1.2). Ориентировка максимальных сжимающих напряжений представлена на рис. 1.3:  $\sigma_1 = 2,6\gamma H, \sigma_2 = 1,4 \gamma H, \sigma_3 = \gamma H.$ 

Рудная зона разбита рядом разрывных нарушений типа сброса-сдвига с углами падения 40÷85° и с амплитудами смещения 40÷300 м. Трещиноватость в горных выработках отмечается в виде многочисленных тектонических трещин с различными углами падения и простирания, как со смещением пород и рудных тел до 10 м, так и без смещения. Рудная зона залегает согласно с вмещающими породами, имеет в основном субширотное простирание и погружается с востока на запад на глубину от 200 до 900 м от поверхности. Протяженность зоны по простиранию составляет порядка 3,5 км, её мощность изменяется от 40 до 200-300 м.

12



Рис. 1.2. Геологический план поверхности и разрезы по 2 и 3 разведочным профилям Шерегешевского месторождения (по Н. В. Ляхницкому и Н. И. Михайловой). 1 - делювий, 2 - карстовые отложения, 3 - кварцевые порфиры, 4 - граниты, 5 - ордовикские песчаники кварцевидные и алевролиты, 6 - сиениты, 7 - скарны, 8 - руда магнетитовая, 9-11 - среднекембрийские (9 - известняки мраморизованные, 10 - туфы и лавы андезитовых порфиритов, кератофиров, 11 - порфириты пироксеновые и амфиболовые), 12 - дизъюнктивные нарушения, 13 - контуры карьера: а - на плане, б - на разрезе, 14 - участки (1 - Главный, 2 - Восточный, 3 - Болотный, 4 - Новый Шерегеш, 5 – п. Рудный, 6 - Подрусловый, 7 – Новая Промплощадка)



Рис. 1.3. Ориентировка максимальных сжимающих напряжений на месторождениях Алтае-Саянской складчатой области

На современном этапе изученности рудно-скарновую зону месторождения можно разделить на три части (рис. 1.4):



Рис. 1.4. Схема расположения рудных участков на Шерегешевском месторождении. +525 ÷ –180 м — горизонты в шахте; Ств. — ствол; Новая Промплощадка, Подрусловый, Новый Шерегеш, Болотный, Главный — участки

- главную, объединяющую участки Восточный (отработан), Главный, Болотный и Новый Шерегеш;

- северную, представленную участком II Рудный (отработан);

14

- западную, представленную участками Подрусловый, Новая Промплощадка и Юго-Западный.

Участок Новый Шерегеш опущен по сравнению с участком Болотным и смещен в юго-западном направлении на 200-300 м. Рудная зона залегает согласно с вмещающими породами. На контакте с известняками рудные тела круто погружаются на юго-запад (70 – 80°), а на глубинах 400 – 600 м они резко выклиниваются и в корневых частях имеют почти горизонтальное залегание.

Рудная зона представлена крутопадающей залежью мощностью 10 – 20 м, простирающейся с юго-запада на северо-восток. Боковые породы представлены мраморизованными известняками; с висячего бока ограничены скарнами. Вмещающие породы и руды трещиноваты и относятся к III классу устойчивости. Текстура руд массивная. Обводненность слабая. В связи со сложными условиями залегания рудных тел (резкое изменение формы и размеров рудных тел, наличие разрывов их сплошности, наличия породных прослоев и перепадов почвы рудных тел).

Условно запасы участка были разделены на восточную и западной рудную залежь. Вертикальная проекция представлена на рис. 1.5.



Рис. 1.5. Вертикальная проекция участка

Определены объёмы рудных тел и запасы участка с разбивкой по залежам, этажам и подэтажам. Результаты подсчёта рудных запасов представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1. Запасы участка, их распределение по этажам и подэтажам (объёмный вес руды принят равным 3,9 т/м<sup>3</sup>)

Отметки	Восточная залежь			
	объём, м <sup>3</sup>	запасы, т		
выше гор. + 255 м	216119	842864		
этаж +185 - +255 м				
подэтаж +255 - +245	69254	270090		
подэтаж +245 - +230	205063	799747		
подэтаж +230 - +215	115682	451161		
подэтаж +215 - +200	13521	52731		
подэтаж +200 - +185	943	3679		
Итого в этаже +185 - +255 м	404464	1577409		
Всего по Восточной залежи	620583	2420273		
Отметки	Западная залежь			
выше гор. + 255 м	114864	447969		
этаж +185 - +255 м				
подэтаж +255 - +245	85713	334282		
подэтаж +245 - +230	237006	924324		
подэтаж +230 - +215	194681	759258		
подэтаж +215 - +200	108168	421855		
подэтаж +200 - +185	9506	37072		
Итого в этаже +185 - +255 м	635074	2476790		
Ниже горизонта + 185 м	10	38		
Всего по Западной залежи	749948	2924797		
Итого по участку	1370531	5345070		

# 1.2. Геомеханические условия отработки железорудных месторождений в

### неравномерно напряженных массивах горных пород

Железорудные месторождения Сибири разрабатываются в условиях высокого уровня напряженного состояния горного массива, в зонах тектонических напряжений, невыдержанной мощности рудных тел, присутствия литологических разностей полезного ископаемого с различными показателями физико-механических свойств, наличия некондиционных участков и участков непромышленной мощности. В связи с этим исследования, направленные на разработку ресурсосберегающей безопасной технологии добычи руды подземным способом в удароопасных условиях, являются актуальными и востребованными горнодобывающими предприятиями.

В нормативных документах [2, 3] изложены основные требования к порядку организации безопасного ведения горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных к горным ударам или опасных по горным ударам, и требования по прогнозу удароопасности участков массива горных пород и руд, приведению горных выработок в неудароопасное состояние. Однако железорудные месторождения Сибири характеризуются достаточно разнообразными горногеологическими условиями; при их разработке сформировались сложные горнотехнические системы, которые требуют тщательного изучения и повышения эффективности их функционирования.

К современным тенденциям развития геотехнологий, их модернизации можно отнести следующие направления:

 повышение безопасности горных работ на основе диагностики и контроля состояния геологической среды;

- изыскание новых способов ведения горных работ;

изменение конструктивных элементов систем разработок;

- управление состоянием массива горных пород при работе с обрушением и закладкой выработанного пространства и т.д. и др.

Разработка месторождений полезных ископаемых и подземное строительство в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах сопровождаются повышенным горным давлением [4]. Важное значение для прогноза и предупреждения опасных проявлений горного давления имеет достоверная и оперативная информация о геомеханическом состоянии массива горных пород, которая может быть получена с помощью геофизических методов измерительных средств, из которых наиболее разработанными и включенными в нормативные документы являются микросейсмический, геоакустический, ультразвуковой электрометрический и метод регистрации электромагнитного излучения.

В работе [5] отмечено, что на шахтных полях Североуральских бокситовых месторождений динамические формы горного давления стали проявляться с глубины 350 м, и за период с 1970 года по 1 января 2002 года их количество с разрушениями в действующих выработках достигло 351, из кото-17 классифицированы при расследовании рых как удары горнотектонического типа. При этом количество сейсмических событий, связанных с действием горного давления, с энергиями от 10<sup>2</sup> до 10<sup>9</sup> Дж, ежегодно регистрируемых сейсмостанцией "Североуральск" составляет 1200-1300. Основными причинами горных ударов являются строение бокситовых залежей, высокие природные напряжения массива горных пород и интенсивная отработка месторождения, нарушающая природное равновесие горного массива.

Сидоровым Д. В. [6] на примере разработки Норильского медноникелевого месторождения рассматривает процесс и результаты применения компьютерного моделирования напряженного состояния и удароопасности рудного массива. Отмечено, что на сегодняшний день перспективным видится применение современных компьютерных технологий, позволяющих использовать математическое моделирование для описания процессов, происходящих при разработке месторождений, в части оценки напряженнодеформированного состояния, и степени удароопасности разрабатываемых участков шахтных полей в зонах влияния тектонических нарушений, направленное на учет широкого диапазона горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ и базирующееся на пространственном математическом моделировании геомеханических процессов.

В работе [7] использован новый теоретический подход для оценки техногенной нарушенности массива, основанный на расчете напряженного состояния пород и некоторых положениях теории перколяции. Моделирование техногенной нарушенности включает этапы: расчет с помощью МКЭ напряженного состояния массива, разбиение исследуемой области массива на подобласти и вычисление в них среднего значения напряжения Мизеса, определение на основе соотношений вероятности выполнения прочностного условия в каждой подобласти, построение и определение вероятности образования перколяционного кластера.

Решение проблемы более эффективного использования информационного сервиса для облачных вычислений в задачах контроля геомеханикогеодинамической безопасности в тектонически активных регионах с повышенной сейсмичностью рассмотрено в работе [8]. Установлено, что реализация геоинформационных вычислений на базе облачных технологий наиболее предпочтительна при использовании платформ, предоставляющих широкие возможности комбинации web–сервисов, параллельной обработки, масштабирования отказоустойчивости.

В работе [9] утверждается, что прогнозирование и профилактика опасных динамических явлений, подобных разрушительным горнотектоническим ударам и техногенным землетрясениям при горных работах, является проблемой, решение которой может быть обеспечено лишь на основе знаний объективных законов эволюции геологической среды в зонах взаимодействия природно-тектонических систем.

В работе [10] приведено описание мониторинга сейсмичности на подземных рудниках ОАО «Апатит» с помощью объединенной системы контроля сейсмичности массива, состоящей из 45 сейсмопавильонов, расположенных в подземных выработках рудников. Отмечено, что в настоящее время происходит активизация сейсмических процессов в районе производственной деятельности ОАО «Апатит», что является причиной изменения сейсмического режима и проявляется в росте сейсмичности.

В работе [11] отмечено, что по мере увеличения выработанных пространств в проявлениях сейсмичности Хибинского массива всё более чётко просматривается влияние более крупных структурных неоднородностей тектонических нарушений в пределах шахтных полей. В общем решении проблемы прогноза сейсмических явлений, в частности, горных ударов и техногенных землетрясений, по мнению авторов статьи [12] должны быть направлены на разработку методов контроля изменения энергонасыщенности различных структурных блоков массива пород. Эти данные не могут быть получены с применением сейсмических методов контроля состояния массива, поскольку они фиксируют лишь результаты происходящих разрушений.

Специалисты ОАО «ВНИМИ» в качестве оптимальной рекомендуют использование трехуровневой системы контроля состояния горного массива, объединяющей подсистемы регионального прогноза (оценки) сейсмических и геодинамических рисков, перспективного прогноза удароопасности (в том числе горно-тектонических ударов) и локального прогноза удароопасности с решением сопутствующих геомеханических задач обеспечения безопасной добычи [14].

В соответствии с РД 06-329-99 [2] Талнахское и Октябрьское месторождения полиметаллических руд ниже глубины 700 м отнесены к опасным по горным ударам (шахта «Скалистая», частично шахта «Комсомольская» рудника «Комсомольский», рудники «Октябрьский» и «Таймырский») [15].

Комплексный подход по обеспечению геодинамической безопасности, реализованный в 3Ф, и включающий двухуровневый прогноз (региональный и локальный) опасных по горным ударам зон и управление горным давлением, постоянный контроль за изменением напряженно-деформированного состояния горного массива в процессе отработки с организацией научноисследовательских работ, по мнению авторов статьи [15] позволяет в настоящее время обеспечивать высокую степень промышленной безопасности при ведении горных работ в особо сложных горно-геологических условиях.

Для прогноза зарождения тектонически опасных зон Талнахского рудного узла в работе [16] рекомендуется использовать геофизические методы с использованием вариации естественных или наведенных искусственно геофизических полей, разработанные для условий Октябрьского и Талнахского месторождений, а именно, микросейсмический метод, электрометрический и вибросейсмический методы. Мониторинг напряженного состояния блоковых структур данными методами с выявлением на ранней стадии опасных тектонически напряженных зон позволит повысить безопасность горных работ рудников Талнахского рудного узла, что на сегодняшний день с понижением уровня горных работ достаточно актуально.

Для измерения смещений и деформаций в блочно построенных массивах горных пород в Институте горного дела СО РАН был разработан и построен измерительный комплекс, получивший название МОЭД [17]. С использованием этого комплекса проведено несколько экспериментов по исследованию поведения геоблоков в условиях глубоких рудников.

В работе [18] отмечено, что актуальной проблемой современной горнодобывающей промышленности (месторождений регионов России: апатитнефелиновых и редкометалльных Кольского полуострова, бокситовых и железорудных Урала, железорудных Сибири и Рудного Алтая, медноникелевых Сибири и Дальнего Востока, а также горнорудных провинций Австралии, ЮАР, Канады, США, Южной Америки и др.) является увеличение сейсмической активности на рудниках и, как результат, проявление сильных динамических событий в выработках (горных ударов и техногенных землетрясений).

Решение проблемы, включающей определение поля напряжений в массиве, их оценка осуществляются и теоретическим методом математического моделирования, с помощью которого также можно выбрать элементы геотехнологии отработки месторождений [19].

Анализ приведенных выше работ показал, что на сегодняшний день актуальной задачей диагностики и контроля состояния геологической среды является разработка достоверных новых и совершенствование существующих методов оценки геомеханического состояния массива горных пород.

### 1.3. Состояние геотехнологии ведения горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам

Каплуновым Д. Р. и др. предложен научно-методический подход к проблеме проектирования комплексного освоения рудных месторождений комбинированной физико-технической геотехнологией [20]. Как отмечено авторами данной работы научные основы проектирования разработки рудных месторождений постоянно развиваются, при этом приоритетной проблемой является установление взаимосвязей параметров и условий применения горнотехнических систем комплексного освоения месторождений как совокупности технических, организационных, экономических, экологических решений, обеспечивающий необходимые объемы и качественный состав добываемого сырья.

В работе [21] на основании анализа мирового опыта использования энергосберегающих систем и собственных исследований разработаны основные направления по достижению значимого энерго- и ресурсосберегающего эффекта при разработке месторождений твердых полезных ископаемых на больших глубинах, в том числе доказано, что наиболее перспективным направлением в части энерго- и ресурсосбережения при разработке глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых является эффективное использование возобновляемых техногенных источников энергии.

Однако в вышеприведенных работах не раскрыта основополагающая роль геомеханических исследований при разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях.

Специалистами ИПКОН РАН [22] отмечено, что при развитии горных работ между шахтами № 2 и 3 рудника «Таймырский» образуется рудный целик шириной около 60 м и длиной около 200 м. Методом математического моделирования выполнялась оценка напряженно-деформированного состояния (НДС) образовавшегося рудного целика на различных стадиях его отработки при выбранной схеме проведения горных работ.

Карасев А.В. утверждает, что опыт разработки руд в шахтных полях рудников «Октябрьский», «Таймырский», «Комсомольский» показывает, что динамические явления чаще приурочены к тектоническим нарушениям, к зонам повышенного горного давления (ПГД), к различного рода целикам и искусственно созданным угловым частям фронтов [23].

На начальных этапах разработки удароопасных рудников Талнаха основным способом формирования защищенных зон являлось построение сплошного перекрытия выработками защитного слоя по кровле рудного тела [24].

Осинцевым В. А., Берковичем В. М. и Шараевым Д. В. в работе [25] отмечено, что наибольшую остроту проблема горных ударов приобрела на шахтах Североуральского бокситового рудника (СУБР), где ежегодно регистрируется свыше 1000 сейсмических явлений с энергией, достигающей  $10^8$  Дж. В данной работе приведены результаты испытаний новых вариантов системы разработки с учетом требований ударобезопасной технологии, а именно камерной системы разработки с использованием искусственной кровли, конструктивной особенностью которой является двухстадийность выемки рудной залежи, основанная на снижении уровня действующих напряжений в отрабатываемом массиве путем опережающих работ в висячем боку рудного тела.

Бессоновым И.И. для условий разработки редкометального месторождения – «Умбозерского» рудника для повышения безопасности работ и ресурсосбережения предложен новый способ проведения узких щелевых выработок методом недозаряжания скважин [26]. Эксперименты показали экономическую эффективность способа: трудоемкость работ снижается на 25-30%, расход ВВ уменьшается на 15-20%, скорость проведения выработки увеличивается на 50%.

В статье [27] представлена конструкция основания блока, в которой воронками выпуска со стороны доставочной выработки придается форма вертикальной плоскости. Реализация нового способа оформления днища бло-

23

ка осуществлена на Шерегешском руднике. В процессе подготовки блока устанавливают платформу ВДПУ, дучку оформляют с вертикальной стенкой, а воронки выпуска со стороны доставочной выработки в виде вертикальной стенки.

Набатов В.В. и Щербаков А.В. в работе [28] предложили способ опережающей подготовки основания блока. Способ осуществляют следующим образом. Рудное тело, подготовленное полевыми откаточными выработками, в границах очистного блока вскрывают траншейными выработками. Вскрытие ведут встречными забоями с отгрузкой горной массы от проходки через скреперные полки в состав. Параллельно с проходкой траншейных вы работок на них проходят защитные щели, располагая их в контурах будущих рудоприёмных выработок на сопряжении с доставочными выработками, и разгружают массив между рудоприёмными выработками. Затем из траншейных выработок производят разбуривание всего объёма основания блока скважинами, например, с помощью установки КБУ-70. Производят инъектирование вяжущих веществ через скважины и закрепляют разгруженный массив основания за контуры рудоприёмной выработки и массив над траншейными выработками. После проходят доставочные выработки.

Сосновский Л.И. в работе [29] показал, что при разработке золоторудных месторождений малой и средней мощности в условиях высоконапряженных зон разгрузка пород от опасных напряжений может быть обеспечена за счет перемещения этих зон в менее ответственные и более устойчивые участки массива пород посредством создания элементов искусственной податливости - разгрузочных щелей, возведения податливых целиков и т.д.

В работе [30] рассмотрена и обоснована эффективность перехода с торцевого выпуска руды к донному при разработке наклонных залежей за счет снижения потерь и разубоживания руды. Предлагаемый вариант системы разработки предполагает подэтажную отбойку и частичный выпуск отбитой руды с последующим переходом на выпуск основных отбитых запасов по

всей площади наклонного днища. Ожидаемый уровень потерь дает возможность эффективно отработать запасы полезного ископаемого.

Кузенковым М.В. в работе [31] проанализированы варианты систем разработки для выемки запасов руд ОАО «Кольская ГМК». Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском предусматривает оптимизацию конфигурации взрываемой части рудного тела под зону выпуска. Обуреваемый блок имеет ромбовидную форму, основанием вниз. Слой руды отбивается в зажатой среде на недовыпущенную часть отбитой руды или на обрушенные породы висячего бока при полном выпуске предыдущего слоя отбойки. Достоинством данной технологии выемки запасов руд является планомерный характер развития горных работ, отсутствие длительно сохраняемых целиков, и главное - безопасная, бесцеликовая конструкция днища.

Отработка Таштагольского железорудного месторождения ведется системой этажного обрушения с вибровыпуском руды по площади и отбойкой ее крупными блоками с массой зарядов BB 200-300 т и более [32-36]. В группу систем с обрушением предлагаемой классификации включены лишь варианты с послойной отбойкой и торцовым или площадно-торцовым выпуском руды. В первую очередь отрабатываются участки на которых в процессе выемки формируются искусственные целики. Во вторую очередь между ними отрабатываются временные рудные целики, погашаемые с отставанием. Функции обеспечивающие плавное оседание кровли выполняют искусственные целики. Их параметры должны ограничивать скорость и величину оседания кровли до значений, соизмеримые с таковыми при полной закладке выработанного пространства. В зависимости от устойчивости руд и пород, мощности залежи, отработка участка с твердеющей закладкой может осуществляться горизонтальными слоями с восходящей выемкой или камерами, временные рудные целики – подэтажным или этажным обрушением.

Шерегешевское месторождение отрабатывается в удароопасных условиях системами этажного принудительного обрушения, этажно-камерной и подэтажного обрушения [37-44]. Достигнуты определенные показатели, однако устойчивость обнаженных поверхностей в камерах, потолочинах и др. обеспечивается не в полной мере.

Согласно результатам научно-исследовательской работы «Совершенствование параметров технологии буровзрывных работ при отработке рудных участков на удароопасных железорудных месторождениях» действующие напряжения на фронте волны связаны со скоростями смещения и распространения взрывного возмущения:

$$\sigma_{c \mathcal{H}(p)} = \gamma \cdot C_p \cdot V_{c \mathcal{H}(P)}, \qquad (1.1)$$

где  $\sigma_{cxc}$ ,  $\sigma_p$  - соответственно сжимающие и растягивающие напряжения, Па;  $\gamma$  -плотность породы, т/м<sup>3</sup>; C<sub>p</sub> – скорость продольных волн в породе, м/с; V<sub>cx</sub>, V<sub>p</sub> – соответственно скорости смещения массива при сжатии и растяжении, м/с.

Разрушение среды происходит, когда критическая скорость смещения пород при взрыве превышает допустимый предел. Причем величина критической скорости зависит от скорости нарастания нагрузки. Разрушающие критические скорости и напряжения при динамическом нагружении, как правило, увеличиваются с уменьшением времени действия нагрузки. Относительные отличия динамического и статического пределов прочности (включая критические скорости) характеризуются коэффициентом динамичности  $K_o$ :

$$\begin{bmatrix} V_{c\infty} \end{bmatrix} = \frac{1000[\sigma_{c\infty}]}{\gamma \cdot C_p} K_{\delta}, m/c, \quad -\text{ для сжимающих напряжений:}$$
(1.2)
$$\begin{bmatrix} V_p \end{bmatrix} = \frac{1000[\sigma_p]}{\gamma \cdot C_p} 2K_{\delta}, m/c, \quad -\text{ для растягивающих на-пряжений:}$$
(1.3)

где  $\sigma_{cxc}$ ,  $\sigma_p$  - статические пределы прочности пород на сжатие и растяжение, МПа;  $\gamma$  -плотность породы, т/м<sup>3</sup>; C<sub>p</sub> – скорость продольной волны в породе, м/с;  $K_{o}$  - коэффициент динамичности. Отмеченные при малых скоростях нарастания нагрузки соотношения критических сжимающих и растягивающих нагрузок равны

 $[\sigma(V_{cw})]/[\sigma(V_p)] = 6 \div 13$ , в случае взрывных нагрузок в сильно нарушенных массивах

 $[\sigma(V_{com})]/[\sigma(V_p)]$  возрастает до 16÷28, что является свидетельством различия коэффициентов динамичности для сжимающих и растягивающих критических напряжений.

Полученная испытаниями на ударном копре зависимость для коэффициента динамичности при растягивающих нагрузках в интервале  $1 \le [\sigma_p] \le 36$  МПа для пород Гайского месторождения имеет вид:

$$K_{o} = 8,3(1 - 0,234[\sigma_{p}]^{0,25}), \qquad (1.4)$$

Поскольку разрушаемый массив находится в состоянии повышенной нарушенности и разделен трещинами отдельности разного размера, устойчивость разрушаемой среды зависит от степени трещиноватости, влияние которой характеризуется изменением акустических свойств. В частности скорость продольной волны в зависимости от размера блоков структурных отдельностей имеет вид:

$$C_{p} = C_{p0} \left( 1 - \frac{b}{d_{om\delta}} \right), \mathcal{M}/\mathcal{C}, \qquad (1.5)$$

где  $C_{p0}$  – скорость продольной волны в монолитном образце, м/с; *b* - коэффициент, зависящий от среднего диаметра отдельности в массиве;  $d_{omo}$  - средний диаметр отдельности в массиве, м.

В непосредственной близости от заряда ВВ при отсутствии свободных поверхностей разрушение массива происходит за счет возникновения сжимающих напряжений. После отражения от поверхности обнажения волна сжатия переходит в волну растяжения и разрушение происходит в результате действия растягивающих напряжений, сопротивление которым для горных пород значительно меньше, чем сопротивление напряжениям сжатия.

Величина предельных напряжений сжатия и растяжения пропорциональна скоростям смещений массива и, согласно энергетическому закону подобия, определяется величиной приведенного расстояния, которое представляет отношение расстояния r, м, до исследуемой точки к массе Q<sub>cocp</sub>, кг сосредоточенного заряда в аммонитовом или тротиловом эквиваленте, при котором проявляются заданные уровни предельных скоростей сжатия или растяжения.

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_{cocp}}}, M/\kappa 2^{\frac{1}{3}}, \qquad (1.6)$$

Величина приведенного расстояния характеризуется энергонасыщенностью массива в заданной точке, не зависит от удельного расхода BB. Чем меньше величина R, тем больше энергонасыщенность и связанные с ней напряжения и скорости смещения.

В частности, для удлиненных зарядов, параллельных друг другу и плоскости обнажения приведены соотношения между расстояниями и предельными скоростями  $[V_{cm}] [V_p]$  и сейсмическими  $K_v$  характеристиками массива. Так, в первом приближении, считая размещенные заряды условно параллельными, расстояние между скважинами определяются как:

$$a = 60.7 d \sqrt{\gamma_{_{66}}} \left(\frac{2K_{_{\nu}}}{V_{_{CHC}}}\right)^{\frac{1.5}{\nu}}, M,$$
(1.7)

Когда разрушение массива происходит в условиях слияния зон динамических сжимающих нагрузок и зон растягивающих напряжений (в сторону свободной поверхности) расстояние, на котором будут реализованы критические скорости сжатия и растяжения выражаются зависимостью:

$$W = 0.5 \left[ \left( \frac{K_{\nu}}{[V_p]} \right)^{1/\nu} \sqrt[3]{Q} + 25d\sqrt{\gamma_{\scriptscriptstyle \theta\theta}} \left( \frac{K_{\nu}}{[V_{\scriptscriptstyle Cxx}]} \right)^{1.5/\nu} \right], \tag{1.8}$$

где  $\gamma_{BB}$  - плотность заряжания BB, т/м<sup>3</sup>; d – диаметр заряда, м; Q – масса заряда BB, кг; V - показатель степени в зонах разрушения изменяется в пределах от 2,15 до 2,4 (в расчетах может быть принят 2,25);  $K_v$  - сейсмический коэффициент пропорциональности, м/с, определяется упругими характеристиками взрываемой среды.

Традиционно характеристикой взрываемости горных пород является величина удельного расхода ВВ, которая позволяет определить необходимые параметры зарядов (тип ВВ, диаметр, вес заряда и т.п.). Приведенное расстояние, характеризующее энергонасыщенность массива, можно представить как функцию длины заряда L<sub>3</sub>, вместимости 1 м скважины В, диаметра (d<sub>3</sub>) и плотности заряда (γ<sub>вв</sub>):

$$R_{np} = \frac{r}{\sqrt[3]{0,785 \cdot \gamma_{ee}} \cdot d_3^2 \cdot L_3}, M/\kappa e^{1/3}$$
(1.9)

Возникающие при взрыве заряда ВВ скорости смещения определяются:

$$V = K_{\nu} \cdot R_{np}^{-u}, \qquad (1.10)$$
$$K_{\nu} = \sqrt[3]{\frac{C_{p}}{9\gamma} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^{2}},$$

где  $\upsilon$  – показатель затухания интенсивности смещения породы в массиве с расстоянием,  $\upsilon = 2,15 \div 2,4$ ; C<sub>p</sub> – скорость продольной волны в массиве, м/с,  $\mu$  - коэффициент Пуассона.

В соответствии с вышеизложенным, параметры расположения зарядов в отбиваемом объеме при заданном уровне его энергонасыщения необходимо определять по условиям сохранения сплошности законтурного массива и обеспечения требуемого качества дробления в следующей последовательности:

1. Рассчитывается удельный расход ВВ и параметры зарядов для первичных камер, обеспечивающих сохранность обнажений вторичных камер.

2. На основании горно-геологической информации устанавливаются категория трещиноватости массива (размер структурных отдельностей) и его физико-механические характеристики: плотность, пределы прочности пород на сжатие  $\sigma_{cm}$ ; растяжение  $\sigma_p$ ; скорость распространения продольной волны в образце ( $C_p$ ); коэффициент Пуассона ( $\mu$ ).

3. В зависимости от категории трещиноватости прогнозируется скорость распространения продольной волны в естественном массиве.

$$Cp_{mp} = 0.1073Cp_0(0.1849 - d_{omd}^2 + 0.6606d_{omd}), M/c$$

4. Далее находятся свойства техногенно измененного массива:

$$\begin{bmatrix} V_{c \infty} \end{bmatrix} = \frac{1000\sigma_{c \infty}}{\gamma_n C p_{mp}} K_{\partial},$$
$$\begin{bmatrix} V_p \end{bmatrix} = \frac{1000\sigma_p}{\gamma_n C p_{mp}} \cdot \frac{1-\mu}{\mu}, M/C$$
$$K_v = \sqrt[3]{\frac{C p_{mp}}{9\gamma} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)},$$

5. Рассчитываются параметры взрывного воздействия по зависимости

6. Подстановкой соответствующих значений характеристик отбиваемой руды определяются параметры расположения зарядов в отбиваемом слое по формуле 1.7.

7. Определение линии наименьшего сопротивления производится по зависимости 1.8.

Преимуществом данной методики является то, что при расчетах параметров сетки расположения скважин учитываются волны напряжений; необходимо меньшее количество исходных данных, что значительно упрощает расчеты. Состояние массива характеризуется его акустическими свойствами, которые определяются достаточно оперативно.

Для адаптации методики расчета к конкретным месторождениям необходимо проведение исследований по оптимизации параметров БВР с учетом характеристик массива отбиваемой руды, технологических и конструктивных особенностей производства буровзрывных работ, при которых возможно использовать скважины уменьшенного диаметра. Сейсмическое действие подземных массовых взрывов на поверхностные сооружения рассмотрено в работе Козырева С.А. [45]. Широкие исследования сейсмики взрывов при подземной отработке рудных месторождений показали, что в силу крайнего разнообразия горно-геологических условий разработки, применяемых технологий очистной выемки и взрывной отбойки вопросы сейсмической безопасности не могут быть решены без проведения сейсмометрических наблюдений на конкретных объектах. Поэтому на следующем этапе экспериментальных работ оценивалось сейсмическое действие массовых взрывов на жилые массивы и производственные объекты. Это позволило установить наиболее значимые факторы, определяющие уровень сейсмического воздействия.

Проведенные экспериментальные исследования показали, что основное влияние на интенсивность сейсмического воздействия оказывают следующие факторы: общий вес BB и вес BB в ступени замедления; количество ступеней и интервал замедления между ними; наличие выработанного пространства между массовым взрывом и охраняемым объектом; мощность наносов, на которых расположены охраняемые объекты и гидрогеологические условия.

Юлнаковым Ю. Л. и др. предложены расчетные схемы по определению размеров целика под дном карьера и величины подработки его бортов до первого обрушения в условиях напряженно-деформированного состояния массива [46]. Смещения имели место только в зоне влияния вновь пройденных камер.

Оценка реакции массива горных пород на мощные динамические воздействия приведена в работе Козырева С.А. [45]. По мнению автора, анализ имевших место на подземных рудниках горных ударов показал, что во многих случаях они возникают вслед за массовыми взрывами и около 80% всех проявлений горного давления отмечаются в основании блоков, в подсечных и откаточных выработках и в блоках-целиках. Результаты проведенных исследований позволили обосновать требования для регламента к ведению взрывных работ на участках, угрожаемым по горным ударам.

Авторами работы [47] предложен и апробирован способ демонтажа укрытия из упругих элементов после массового взрыва. Демонтаж элементов

31

укрытия для его уборки после взрыва требует захода людей на взорванную горную массу, что запрещено Правилами безопасности при взрывных работах [48]. Предложено упругие элементы укрытия размещать только на устьях взрывных скважин, а взрывание блока проводить порядной схемой взрывания в направлении от откоса уступа.

Рассмотрены новые технологические решения по закладке выработанного пространства с использованием модульных комплексов [49]. Комплекс оборудования обладает всеми достоинствами «мельничного» способа и одновременно свободен от его недостатков – потребности в громоздком дорогом оборудовании для дезинтеграции. Значимым преимуществом технологии приготовления закладочных смесей является возможность отказа от использования цемента в качестве вяжущего.

Серяковым В.М. проведен анализ влияния механических свойств закладки на напряженное состояние массива горных работ в пологопадающем рудном теле. Для определения полей напряжений использован метод, позволяющий производить учет последовательности возведения закладочного массива [50]. Анализ показывает, что в рудном теле между очистными выработками возникают зоны действия растягивающих напряжений.

Версиловым С.О. предложено нагнетание вяжущего раствора в нижнюю часть закладочного массива для применения системы разработки с закладкой [51]. В этом случае в начальный момент деформирования целиков закладочный массив ограничивает боковые перемещения стенок рудного целика и создает пассивное давление. В работе [52] для сложных гидрогеологических и горнотехнических условий подземной разработки Яковлевского месторождения богатых железных руд исследована, обоснована, экспериментально подтверждена и представлена в статье методика натурного контроля напряженно-деформированного состояния закладочного массива, формирующегося в системе нисходящей слоевой выемки неустойчивых руд.

Для выявления основных закономерностей разрушения напряженных сред энергией взрыва за основу принята физическая модель асимметрии развития зон трещинообразования в зависимости от направления и величины главных напряжений, приводящие к снижению размеров зон разрушения по сравнению с ненагруженным массивом, а в качестве критерия энергоемкости дробления приняты размеры зон разрушения от взрыва различно ориентированных в поле напряжений скважин, определяющие параметры БВР и удельный расход ВВ на дробление.

Проведенные автором исследования [45] позволили выявить характер развития трещин в поле действия статических напряжений; установить, что на качество дробления в напряженных средах величина ЛНС оказывает большее влияние, чем расстояние между концами скважин; установить взаимосвязь пространственного расположения скважин с размером зон разрушения в зависимости от их ориентировки в поле действия главных напряжений и оценить уровень напряжений, при которых это влияние наиболее существенно. Полученные результаты о разрушающем действии взрыва при всех рассмотренных видах напряженного состояния позволили сделать вывод о том, что при прочих равных условиях наименьшей энергоемкостью разрушения обладает первая по напряженности зона, где напряженное состояние близко к одноосному вертикальному сжатию, а наибольший объем разрушения в данной зоне достигается при углах наклона скважин от 60 до 90°.

Алексеевым А. М. [53] проведены исследования по определению размеров зоны трещинообразования при ведении взрывных работ на руднике "Айхал". Установлено, что при отбойке руды с весом ВВ в одном замедлении, равном 400 кг, зона возможных трещинообразований в искусственных целиках составит 2 м.

В работе [54] представлены результаты исследований влияния массовых взрывов в подземных удароопасных рудниках Горной Шории на интенсивность сейсмической ситуации и динамических явлений в регионе. Полученные зависимости и значения взаимосвязанных параметров являются инструментом управления энергией взрыва в конкретных горнотехнических горно-геологических и горно-динамических условиях подземной добычи руды в целях обеспечения сейсмической безопасности как ведения горных работ, так и функционирования селитебных и других охраняемых территорий.

В сложных геомеханических условиях отработку рудных запасов ведут системами этажного принудительного обрушения, этажно-камерной без и с

закладкой, слоевой, подэтажного обрушения и др. Современное состояние геотехнологии ведения горных работ должно учитывать горно-геологические и физико-механические свойства пород, распределение напряжений в породном массиве, масштабы и интенсивность ведения очистных работ, мощность взрывов и др. с обязательной диагностикой предвестников геодинамических явлений.

### 1.4. Цель, задачи и методы исследований

**Цель работы** — обоснование рациональных параметров геотехнологии разработки слепых рудных тел при переходе от камерной системы к подэтажному обрушению на удароопасных железорудных месторождениях, обеспечивающей снижение объема подготовительно-нарезных работ, потерь и разубоживания руды с достижением безопасных условий ведения очистных работ.

### Задачи исследований:

 теоретически и экспериментально оценить геомеханическое состояние массива горных пород в слепом рудном теле при камерной системе разработки и подэтажного обрушения с понижением очистных работ;

— обосновать размеры камер и междукамерных целиков при их смещении относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела, объемы подготовительно-нарезных работ, потерь и разубоживания руды при камерной системе разработки;

— исследовать влияние взаимного расположения вееров скважин на качество дробления руды;

— обосновать параметры геотехнологии в условиях перехода очистных работ от камерной системы разработки к подэтажному обрушению в слепом рудном теле в удароопасных условиях.

Методы исследований включают научное обобщение отечественного и зарубежного опыта разработки рудных месторождений, склонных и опасных по горным ударам, математическое моделирование, экспериментальные исследования в производственных условиях, статистическую обработку и технико-экономический анализ результатов исследований.

# 2. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ И ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ПОНИЖЕНИЕМ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

# 2.1. Оценка влияния отработки камер и междукамерных целиков по концентрическим окружностям на распределение зон концентрации напряжений и толчков

Для повышения безопасности ведения очистных работ выполнены расчеты по установлению величин напряжений при выемке камер и целиков на Юго-Западном рудном теле участка Новый Шерегеш выше гор. +255 м. На рис. 2.1 приведена расчетная схема в плане и обозначена локальная система координат, направление осей которой соответствуют направлению действий горизонтальных напряжений нетронутого массива [55].



Рис. 2.1. Расчетная схема. Локальная система координат: х — вкрест простирания; у — по простиранию

Напряжения в массиве определяются весом пород и коэффициентом бокового отпора в ненарушенном массиве. На глубине 445 м в вертикальном

направлении действует напряжение  $\sigma_z = \gamma H$ , где H – глубина, м,  $\gamma$  – удельный вес пород. В локальной системе координат горизонтальные напряжения:  $\sigma_x = \lambda_1 \gamma H$ ;  $\sigma_y = \lambda_2 \gamma H$ , где  $\lambda_1$ ,  $\lambda_2$  – коэффициенты бокового отпора. Для условий месторождения интегральная характеристика  $\gamma = 2,95$  г/см<sup>2</sup>,  $\lambda_1 = 1,4$ ,  $\lambda_2 = 2,6$ . Следовательно, для нетронутого массива на глубине  $\sigma_z^0 = -13,2$  МПа,  $\sigma_x^0 = -18,5$  МПа,  $\sigma_y^0 = -34,3$  МПа.

Результаты расчетов, выполненных с применением метода граничных интегральных уравнений, представлены в виде графиков изолиний компонентов тензора напряжений ( $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ ) и напряжениями  $\sigma_s$  (сдвигающими напряжениями), сравниваемыми со сцеплением массива и позволяющими для анализа воспользоваться критерием разрушения Кулона-Мора [56-58]:

$$\sigma_s = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2\cos\varphi} - \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} tg\varphi,$$

где  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$  - главные напряжения;  $\phi$  - угол внутреннего трения.

С учетом коэффициента структурного ослабления критическая величина  $\sigma_s^{kpum} = 5$  МПа. Зоны массива, в которых рассчитанные сдвигающие напряжения превосходят критическую величину, являются зонами возможного неупругого деформирования (возможного разрушения).

Отработка первой камеры (одиночной) К1 (рис. 2.2) приводит к формированию в её борту напряжений  $\sigma_y$ , в направлении простирания рудного тела превышающих 26 МПа (в 1,5 раза превышающих  $\sigma_y^0$ ). Развитие горных работ приводит к существенному росту  $\sigma_y$  в борах камер и в значительном удалении вглубь массива (рис. 2.36, 2.46, 2.56); вблизи бортов  $\sigma_y$  достигает -55 МПа (в 1,6 раза превышают  $\sigma_y^0$ ).


Рис. 2.2. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработана камера К1



Рис. 2.3. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 и К2



Рис. 2.4. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1, К2 и К3

37

Борта камер К1 и К3 (со стороны целика) разгружены от действия  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$ , а в бортах камер К4 и К2  $\sigma_y$  превышает  $\sigma^0_y$  в 1,3 раза, достигая 45 МПа.



Рис. 2.5. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5 и целик Ц6



Рис. 2.6. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5, и целики Ц6, Ц7

Дальнейшее развитие очистных работ приводит к росту вблизи камер со стороны нетронутого массива горизонтальных напряжений  $\sigma_y$ , превышающих  $\sigma^0_y$ : камеры К4, К5 (рис. 2.5б) – в 2,0 раза; камеры К4, К5 на рис. 2.6б, приложение 2, рис. 1-4 – в 2,2 раза.

Отработка целиков Ц9 и Ц10 приводит к дальнейшему росту  $\sigma_y$  во вмещающем массиве: вблизи бортов камер К5 и К8 со стороны нетронутого массива  $\sigma_y$  превысит  $\sigma^0_y$  более, чем в 2,5 раза, достигая –90 МПа). В то же время в бортах Ц6 и К2 наблюдается разгрузка от горизонтальных напряже-

ний. Аналогичная ситуация возникнет во вмещающем массиве вблизи К3, К4, К8 и К11. В этой связи можно предположить, что последующее развитие работ в нисходящем порядке может потребовать дополнительных средств укрепления этих нарушенных зон.



Рис. 2.7. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5, К8, К11 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12



Рис. 2.8. Напряжения а – σ<sub>x</sub>; б – σ<sub>y</sub>. Отработаны камеры К1 – К5, К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12



Рис. 2.9. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5, К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12, Ц14



Рис. 2.10. Напряжения а –  $\sigma_x$ ; б –  $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5, К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12, Ц14, Ц15

На рис. 1-4 (приложение 1) приведены изолинии вертикальных и горизонтальных напряжений в сечениях: I - I (вертикальные  $\sigma_z$  и горизонтальные напряжения  $\sigma_y$  при отработанных K1 и K3); II – II ( $\sigma_z$  и горизонтальные напряжения  $\sigma_x$  при отработанных K2, K4); III – III ( $\sigma_z$  и горизонтальные напряжения  $\sigma_x$  при отработанных K8 и K1 и Ц6); IV – IV ( $\sigma_z$  и горизонтальные напряжения  $\sigma_y$  при отработанных K11, K4 и Ц9).

Приведенные результаты свидетельствуют о формировании в целиках вертикальных напряжений, превосходящих в 1,5-1,6 раза вертикальные напряжения нетронутого массива (13,2 МПа) и возрастающие в целиках  $\sigma_z$  до – 25 ÷ –29 МПа при отработке прилегающих к отработанным камерам участков (рис. 3-4, приложение 1).

## 2.2. Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород при выемке камер и целиков вкрест и по простиранию слепого рудного тела

Измененный порядок выемки камер и целиков представлен на рис. 2.11. На рис. 2.12, 2.13 представлены начальная и завершающая стадия развития очистных работ в блоке с указанием очередности выемки камер и целиков.



Рис. 2.11. Схемы расположения камер, целиков и очередность их отработки (1-25)



Рис. 2.12. Напряжения σ<sub>y</sub> (a), σ<sub>z</sub> (б) в области влияния очистного пространства. Отработаны камеры 1-5-й очереди

Анализ результатов расчетов позволил установить следующее:

 – отработка камер К1, К3, К8 и целиков Ц6 и Ц9 (очередность 1-5) способствует разгрузке борта от напряжения (до –5 МПа), и формированию σ<sub>y</sub>
 (до –85 МПа) во вмещающем массиве (рис. 2.12а, б);

дальнейшая отработка камер и целиков приводит к росту σ<sub>y</sub> в районе вмещающего массива (рис. 2.13б);

— отработка отдельных камер (камеры 14, 15 очереди) и (22, 23, 25 очереди) будет производиться в неблагоприятных условиях.



Рис. 2.13. Напряжения σ<sub>y</sub> (а) и σ<sub>z</sub> (б) в области влияния очистного пространства. Отработаны камеры 1-25-й очереди

На рис. 1-4 (приложение 2) представлены некоторые результаты расчетов в плане и в вертикальных сечениях (сечения I-I...IV-IV).

Отработка камер 1 – 4 по приведенной схеме приводит к тому, что борта камер К1 и К3 (со стороны целика) разгружены от действия  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  (рис. 1, приложение 2) до значений, превосходящих предел прочности пород на растяжение, а в бортах камер К4 и К2  $\sigma_y$  превышает  $\sigma^0_y$  в 1,3 раза, достигая –45 МПа.

Дальнейшее развитие очистных работ приводит к росту вблизи камер и отработанных целиков ( $K_2$ ,  $K_5$ ,  $U_6$ ,  $U_{14}$ ) со стороны нетронутого массива горизонтальных напряжений  $\sigma_y$ , превышающих  $\sigma_y^0$  (более чем в 2,5 раза, достигая –90 МПа). В то же время в бортах этих же камер наблюдается разгрузка от горизонтальных напряжений  $\sigma_x$ . Аналогичная ситуация возникнет во вмещающем массиве вблизи  $K_3$ ,  $K_4$ ,  $K_8$  и  $K_{11}$ . В этой связи можно предположить, что последующее развитие работ в нисходящем порядке может потребовать применения дополнительных средств укрепления этих нарушенных зон.

Распределение горизонтальных ( $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ) и вертикальных ( $\sigma_z$ ,  $\sigma_z^\circ = 13,2$  МПа) напряжений в сечениях I – I... IV – IV (рис. 3, 4, приложение 2) свидетельствует о том, что в целиках формируются вертикальные напряжения ( $\sigma_z$ ), превосходящие в 1,5-1,6 раза вертикальные напряжения нетронутого массива ( $\sigma_z^\circ$ ) и возрастающие до 25-29 МПа при отработке прилегающих к камерам целиков.

## 2.3. Геомеханическая оценка горных пород при переходе от камерной системы разработки к подэтажному обрушению с увеличением

### глубины очистных работ

Определено исходное напряженное состояние на глубинах:

445 m - 
$$\sigma^0{}_x = -18,5$$
 MIIa,  $\sigma^0{}_y = -34,3$  MIIa;  
600 m -  $\sigma^0{}_x = -24,8$  MIIa,  $\sigma^0{}_y = -46,0$  MIIa;  
800 m -  $\sigma^0{}_x = -33,1$  MIIa,  $\sigma^0{}_y = -61,3$  MIIa;  
1000 m -  $\sigma^0{}_x = -41,3$  MIIa,  $\sigma^0{}_y = -76,7$  MIIa.

Рассмотрен вариант выемки камер и целиков в первую очередь вкрест простирания рудного тела, во вторую — по простиранию от фланга к флангу (рис. 2.14-2.17).



Рис. 2.14. Напряжения  $\sigma_{_x}$  и  $\sigma_{_y}$  в локальной системе координат на глубине 445 м

Установлено, что отработка рудного тела по данному варианту способствует разгрузке бортов от напряжений  $\sigma_x$  (до  $-5 \div -20$  МПа) и формированию сжимающих напряжений  $\sigma_y$  (до  $-10 \div -40$  МПа) во вмещающем массиве на глубине 445 м (рис. 2.14). При понижении горных работ на глубину 600-1000 м напряжения в массиве горных пород в окрестности выемки рудных запасов увеличиваются  $\sigma_x$  от -10 до -50 МПа и  $\sigma_y$  от -10 до -200 МПа (рис. 2.15-2.17).



Рис. 2.15. Напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  на глубине 600 м



Рис. 2.16. Напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  на глубине 800 м



Рис. 2.17. Напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  на глубине 1000 м

Дана оценка распределения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  вкрест и по простиранию рудного тела с изменением глубины от 445 до 1000 м (см. сечения А-А и Б-Б). Установлено, что вкрест простирания камер и целиков  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  увеличиваются на

каждые 200 м глубины на -5 ÷-10 МПа, а по простиранию — на -10 ÷-15 МПа (рис. 2.18).



Рис. 2.18. Изменение  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  в сечениях А-А и Б-Б с увеличением глубины очистных работ (Н) при отработке камер и целиков. 1 –  $\sigma_x$  по А-А; 2 –  $\sigma_x$  по

### Б-Б; 3 – σ<sub>v</sub> по А-А; 4 – σ<sub>v</sub> по Б-Б

Отработка рудного тела осуществлялась в направлении от фланга к флангу: первый слой (а), через целик — второй слой (б); через последующий целик третий слой (в), причем с отбойкой массива вкрест простирания рудного тела. С переходом очистных работ на систему разработки подэтажного обрушения распределение напряжений (средние значения) в массиве имеют другой характер (рис. 2.19, рис. 1-2, приложение 3).



Рис. 2.19. Порядок выемки рудных запасов при системе разработки подэтажного обрушения. 1 — обрушенные породы; 2 — отбитая порода; 3 — руда

При отработке первого слоя (а) средняя величина напряжения  $\sigma_x$  по разрезу А-А с увеличением глубины горных работ от 445 до 1000 м изменялись от -30 до -60 МПа; по Б-Б — несколько ниже от -10 до -28 МПа, т.е.

вкрест простирания рудного тела напряжения возросли с глубиной в 2-3 раза по сравнению с направлением по простиранию рудного тела. Напряжения  $\sigma_y$  по А-А увеличивались до  $-55 \div -80$  МПа, а по Б-Б  $-35 \div -75$  МПа (рис. 3, приложение 3).

Отработка второго слоя несколько разгрузила массив горных пород. Так,  $\sigma_x$  по A-A (б) составили –25 ÷ –60 МПа, а по Б-Б — –10 ÷ –20 МПа (рис. 2.20);  $\sigma_y$  по A-A (б) — –35 ÷ –65 МПа, по Б-Б увеличивалось до –38 ÷ –80 МПа. Отработка третьего слоя вкрест простирания рудного тела позволила значительно снизить напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  во вмещающем массиве до –5 ÷ –60 МПа (рис. 3, приложение 3, рис. 1-5, приложение 4).  $\sigma_x$  по A-A (в) на глубине 445 м составили –15 МПа, на глубине 1000 м — –40 МПа. По Б-Б  $\sigma_x$  снизилось в 2 раза.  $\sigma_y$  по A-A и Б-Б колебались от –10 (–30) до –30 (–60) МПа (рис. 2.21, 2.22).



Рис. 2.20. Напряжения  $\sigma_x$  в процессе развития работ на глубине 600 м



Рис. 2.21. Изменение  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  при отработке второго слоя (Б) с увеличением глубины очистных работ (Н). 1 –  $\sigma_x$  по А-А (б); 2 –  $\sigma_x$  по Б-Б (б); 3 –  $\sigma_y$  по А-

А (б); 4 –  $\sigma_v$  по Б-Б (б)



Рис. 2.22. Изменение  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  при отработке третьего слоя (в) с увеличением глубины горных работ (Н). 1 –  $\sigma_x$  по А-А (в); 2 –  $\sigma_x$  по Б-Б (в); 3 –  $\sigma_y$  по А-А

(a); 4 –  $\sigma_v$  по Б-Б (а)

В целом следует отметить, что с увеличением глубины горных работ порядок отработки слоев оказывает влияние на перераспределение напряжений и их величины во вмещающем массиве, причем увеличение слоев способствует снижению напряжений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  в 1,5-2,0 раза.

Проведены инструментальные измерения методом щелевой разгрузки в массиве горных пород в штреке № 3, орте № 20, 21 гор. +185 м, на участке Новый Шерегеш на глубине 450 м, по магнетитовой руде и скарнам с крепостью по шкале М. М. Протодьяконова 12-14 и 16-18. Установлено, что в штреке горизонтальные и вертикальные напряжения составили соответственно 32,5 и 21,6 МПа, в ортах — 25,5-30 и 12,8-18 МПа.

С помощью сейсмостанции "Шерегеш" определено распределение толчков во вмещающем массиве горных пород энергетический класс толчков в районе гор. +225 м колебался от 1 до 3,9 (рис. 2.23). В выработках зарегистрировано заколообразование. Отмечено, что зоны концентрации толчков в основном возникали вне зоны ведения очистных работ при взрывах.



толчков; 1, 2 — участки Подрусловый и Новый Шерегеш соответственно

### 2.4. Выводы

1. Оценка геомеханического состояния массива горных пород при применении камерной системы разработки со смещением относительно друг друга выемочных камер и целиков с учетом условий нетронутого массива на глубине 445 м, где  $\sigma^0_x = -18,5$  МПа и  $\sigma^0_y = -34,3$  МПа,  $\sigma^0_z = -13,2$  МПа,  $\sigma_s^{\mu\nu\tau} = 5$  МПа, показала:

— отработка первой камеры К1 способствует увеличению напряжения  $\sigma_y$  в ее борту в 1,5 раза от исходного напряжения  $\sigma_y^0$ ;

— развитие горных работ (отработка камер К1-К4) приводит к росту  $\sigma_y$  в 1,6 раза (вблизи бортов  $\sigma_y$  достигает 55 МПа) и в значительном удалении вглубь массива; выявлено, что борта камер К1 и К3 со стороны целика Ц7 разгружены до значений предела прочности горных пород на растяжение, и в бортах камер К4 и К2 напряжение  $\sigma_y$  увеличилось в 1,3 раза относительно  $\sigma_y^0$ , достигая – 45 МПа;

— при переходе горных работ по выемке камер К4 и К5 и целика Ц6  $\sigma_y$  превышает  $\sigma^0_y$  в 2,0 раза; камер К1-К5, К8, К11 и целиков — в 2,2 раза; зоны неупругих деформаций простираются по всей площади целиков Ц9 и Ц10;

— дальнейшая отработка целиков Ц9 и Ц10 приводит к росту σ<sub>y</sub> во вмещающем массиве вблизи бортов камер К5 и К8 в 2,5 раза, достигая –90 МПа; в то же время в бортах целика Ц6 и камеры К2 происходит разгрузка от горизонтальных напряжений. Аналогичная ситуация возникает вблизи бортов камер К3, К4, К8 и К11.

2. Рассмотрено распределение  $\sigma_y$  и  $\sigma_z$ ,  $\sigma_z^\circ = -13,2$  МПа напряжений в сечениях I - I при отработанных камерах К1 и К3; II – II — К2 и К4; III – III — К8, К1 и целика Ц6; IV – IV — К11, К4 и Ц9. Установлено, что в целиках формируются напряжения  $\sigma_z$ , превосходящие в 1,5-1,6 раза напряжения нетронутого массива  $\sigma_z^\circ$  и возрастающие до  $-25 \div -29$  МПа при отработке прилегающих к камерам целиков.

3. Установлены закономерности распределения зон концентрации напряжений, неупругих деформаций и геодинамических явлений при отработке камер и междукамерных целиков, расположенных со смещением относительно друг друга.

4. Установлено, что при изменении глубины очистных работ от 445 до 1000 м при камерной системе разработки  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  увеличиваются на каждые 200 м глубины соответственно от -5 до -10 и от -10 до -15 МПа.

5. С изменением глубины отработки при системе подэтажного обрушения напряжения  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  на каждые 200 м глубины возрастают соответственно от -10 (-15) до -15 (-20) МПа.

6. Измерения методом щелевой разгрузки на глубине 450 м по магнетитовой руде и скарнам показала, что величины вертикальных напряжений колеблются от –12,8 до –21,6 МПа и горизонтальных от –25,5 до –32,5 МПа, при этом электрометрический коэффициент составил менее 1 категории "НЕОПАСНО".

7. Определено, что на возникновение толчков с энергетическим классом 1-3,9 основное влияние оказывали взрывные работы, при этом в выработках наблюдалось заколообразование горных пород.

## 3. ОБОСНОВАНИЕ РАЗМЕРОВ КАМЕР И МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ ИХ СМЕЩЕНИИ ОТНОСИТЕЛЬНО ДРУГ ДРУГА ВКРЕСТ И ПО ПРОСТИРАНИЮ СЛЕПОГО РУДНОГО ТЕЛА

### 3.1. Особенности разработки слепых рудных тел на месторождениях Горной Шории

Отработка рудных запасов на удароопасных месторождениях Горной Шории производится следующими системами разработки: этажного принудительного обрушения, этажно-камерная без и с закладкой выработанного пространства, а также начаты работы по введению в эксплуатацию системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

При системе этажного принудительного обрушения блоки на месторождениях шириной 27 м, высотой 70 м и длиной, равной мощности рудного тела (40–120 м), обрушают на компенсационные камеры прямоугольной, эллипсовидной или круглой форм шириной от 8 до 15 м. Отбойку производят параллельно-сближенными скважинными зарядами BB диаметром 105– 250 мм. Подсечка блока траншейная, плоская на развороты. Горную массу из блоков выпускают с помощью ВДПУ-4ТМ.

Отработку запасов предохранительных целиков Восточного и Северо-Западного участков до гор. –210 м на Таштагольском месторождении осуществляется этажно-камерной системой с твердеющей закладкой и шириной камер 12–13.5 м. В блоке сосредоточены пять камер длиной 27 м, высотой 70 м. Подсечка блока траншейная, плоская (2 м) или разворотами. Выпуск руды из камер производится на ВДПУ-4ТМ. На Шерегешевском месторождении выемку руды на Подрусловом участке осуществляют этажно-камерной системой разработки без закладки выработанного пространства, при этом ширина камер колеблется от 8 до 20 м и более. Опыт разработки месторождений показал, что в основном к наиболее существенным технологическим процессам, влияющим на состояние массива горных пород и показатели добычи руды, оказывают объемы выработанных пространств, масштабы очистных работ, очередность ввода блоков в эксплуатацию, варианты технологии, взрывные работы и другое [59-63]. На начало отработки блока № 1 на Юго-Восточном участке в слепом рудном теле Таштагольского месторождения приведенный радиус ( $R_{np} = \sqrt[3]{3V_e/4\pi}$ , где  $V_e$  — объем выработанного пространства, м<sup>3</sup>, приведенный радиус составил 35 м, при этом суммарный энергетический класс толчков равен 10. В дальнейшем при отработке блоков №№ 1 (2), 4 в этажах (+70) ÷ (±0), (±0) ÷ (-70) м приведенный радиус увеличился от 51 до 76 м, а суммарный энергетический класс — от 5,4 до 5,7 (рис. 3.1).



Рис. 3.1. Изменение суммарного энергетического класса динамических явлений (Kg) при увеличении радиуса выработанного простран-

ства ( $R_{np}$ ) на Юго-Восточном участке. 1 ÷ 4 — номера блоков

Массовые взрывы по блокам проводили через 60–380 сут. Различные промежутки времени между массовыми взрывами оказали влияние на мощность геодинамических явлений. С увеличением интервала времени между взрывами возрос их энергетический класс. При интенсивности (скорости) ( $v = \sum R_{np} / \sum \Delta t$ , где  $\sum R_{np}$  — суммарный приведенный радиус выработанного пространства, м;  $\sum \Delta t$  — суммарное время между очередными массовыми взрывами, сут) ввода к отработке блоков, равной 0.25–0.32 м/сут, суммарный энергетический класс был минимальный и колебался от 1.0 до 2.5 (рис. 3.2).

Массовые взрывы по блокам на Восточном участке производились через 21-190 суток. При интенсивности ввода к отработке блоков, равной 0,5 м/сут, суммарная сейсмическая энергия динамических явлений составила  $6 \cdot 10^7$  Дж, при 3,25 м/сут —  $5 \cdot 10^6$  Дж (рис. 3.3).



Рис. 3.2. Изменение суммарного энергетического класса динамических явлений (Kg) при изменении интенсивности ввода в эксплуатацию технологических блоков (V)



Рис. 3.3. Изменение суммарной сейсмической энергии динамических явлений (Eg) при изменении интенсивности ввода в эксплуатацию технологических блоков (V) на Восточном участке

Анализ показал, что интенсивность отработки блоков на месторождении следует принимать 1,0–3,25 м/сут, при этом интервал времени между очередными массовыми взрывами должен составлять 70-90 сут. В дальнейшем о будет постепенно снижаться при данном порядке отработки блоков. Для увеличения V следует при ограничении интервала времени по вводу блоков к отработке создать условия к значительному увеличению объема отработанного очистного пространства.

Оценка НДС массива горных пород показала, что при применении данных геотехнологий с большими массами зарядов ВВ приводит к росту проявлений горного давления в динамической форме [64-66]. В связи с эти предложен вариант камерной системы разработки со смещением относительно друг друга камер и междукамерных целиков.

52

#### 3.2. Обоснование параметров камерной системы

разработки со смещением камер и междукамерных целиков

относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела

## 3.2.1. Определение допустимых горизонтальных обнажений кровли камеры при отработке рудных запасов

Отработка запасов руды осуществляется камерами, длиной стороной располагаемыми вкрест простирания рудного тела. Для определения допустимых параметров выемочных единиц (камер) участка проведены расчеты с учетом физико-механических свойств горных пород (табл. 3.1).

Таблица 3.1. Физико-механические свойства горных пород и руд [85]

Леп.п	Наименование пород	Прочность на сжатие σ <sub>сж</sub> , кг/см <sup>2</sup>	Прочность на растяжение <sub>бр</sub> , кг/см <sup>2</sup>	Коэффициент Пуассона м	Коэффициент сцепления К, кг/см <sup>2</sup>	Объемный вес $\gamma$ , $r/cm^2$	Коэффициент крепости по Протодъяконо- ву
1.	Известняки	1013	92	0,27	80	2,56	8-10
2.	Порфириты	1735	-			2,88	16-18
3.	Туфы андезитовых порфиритов	2300	375	0,26	287	2,87	14-15
4.	Сиениты	2367	280	0,26	270	2,66	16
5.	Граниты	1848	170	0,19	200	2,66	18
6.	Скарны	2404	390	0,20	378	3,18	18-21
7.	Руды	1744	227	0,18	139	3,9	12-17

Для определения ширины выемочных камер участка, отрабатываемых камерной системой разработки, воспользуемся «Методическими указаниями» [86]. Для определения допустимой и предельной величины пролёта свода камеры применяется условие самозаклинивания естественных блоков трещиноватых пород, предложенное С. В. Ветровым

$$l_k = 4, 3 \cdot d_2 \cdot \left(\frac{\sigma_{c \varkappa}}{K_3 \cdot d_1 \cdot \gamma}\right)^{1/3}$$
(3.1)

где  $d_1$ ,  $d_2$  - горизонтальный и вертикальный размеры элементарных расклинившихся блоков, м;  $\sigma_{cw}$  – предел прочности массива на сжатие в образце, кг/см<sup>2</sup>;  $\gamma$  – объемная плотность массива, т/м<sup>3</sup>;  $K_3$  – коэффициент запаса (при определении предельного пролета данный коэффициент принимается равным 1; при определении допустимого пролета – 2,5).

В условиях отработки запасов юго-западного участка, в кровле отрабатываемых камер располагается рудный массив, а также вмещающие породы, представленные скарнами и порфиритами. В зависимости от интенсивности трещиноватости руды и породы месторождения делятся на следующие группы (табл. 3.2) [87].

Категория пород по устойчиво- сти	Характеристика трещиноватости массива	L <sub>ср</sub> , см	К <sub>со</sub> , доли ед.	ј <sub>тр</sub> , тр∕м
Ι	Слабо развитая трещиноватость: Редкие закрытые трещины или полное отсутствие трещин	60 – 100 (80)	0,8÷1,0	1-2
II	Трещиноватость ниже средней: В основном закрытые трещины	50 – 60 (55)	0,5÷0,7	2
III	Трещиноватость выше средней: различные плоскости напластова- ния, наличие раскрытых трещин	30 – 50 (40)	0,3÷0,4	3-4
IV	Высокая трещиноватость, густая сеть трещин по всем направлениям	10 - 20 (15)	0,1÷0,2	5-10
V	Чрезвычайно высокая трещинова- тость	До 10	0,1	10-15

Таблица 3.2. Классификация пород и руд по трещиноватости

Для условий отрабатываемого участка принята III категория пород и руд по устойчивости, трещиноватость массива для данной категории выше средней, размеры элементарных расклинившихся блоков приняты равными  $d_1=0,3$  м,  $d_2=0,5$  м.

Подставив в формулу (3.1) исходные данные, получаем допустимый и предельный пролеты камер, которые представлены в табл. 3.3.

Наименование и параметры мас-	Пролет об-	Коэффициент	Пролет
сива, расположенного в кровле	нажения	запаса,	обнажения
камеры	кровли	доли ед.	кровли, м
Cronut	Допустимый	2,5	21,5
Скарны	Предельный	1,0	29,2
Порфирити	Допустимый	2,5	20,0
порфириты	Предельный	1,0	27,1
	Допустимый	2,5	18,0
гудный массив	Предельный	1,0	24,3

Таблица 3.3. Расчетные параметры пролета обнажения кровли камер

Примечание: Допустимый пролёт обнажения подразумевает сохранение горизонтального обнажения кровли камеры. Предельный характеризуется набором свода естественного равновесия на высоту до 1/3 от ширины камеры.

С учетом того, что расчет выполнен для незакрепленных руд и пород кровли, максимальный пролёт камер не должен превышать рассчитанных допустимого и предельного значений, представленных в табл. 3.1.

В соответствии с основными расчетными методиками, по которым определяются оптимальные параметры элементов систем разработки, основным положением является то, что на устойчивость обнажений пород главным образом оказывают влияние размер поперечного пролета обнажения, и его форма [88]. При этом в расчетных формулах обычно за основу принимается условие, по которому длина выработки (в данном случае камеры) принимается бесконечно большой. Для условия, при котором в выработках разница между длиной и шириной не столь значительна, для определения устойчивой длины камер можно воспользоваться формулой эквивалентного пролета, предложенной институтом НИГРИ [89].

Предельную длину камер с различными типами пород или рудой, расположенной в их кровле в зависимости от их ширины определяем по формуле 3.2. В качестве эквивалентного пролета примем полученное ранее значение допустимого пролёта камеры в зависимости от типа пород или руды в её кровле:  $l_{эк скарны} = 21,5$  м;  $l_{эк порфириты} = 20,0$  м;  $l_{эк рудный массив} = 17,9$  м. Получим следующее выражение

$$a = \frac{l_{\scriptscriptstyle 3K} \cdot b}{\sqrt{b^2 - l_{\scriptscriptstyle 3K}}^2},\tag{3.2}$$

Результаты расчетов длины камер при различных значениях их пролетов представлены в табл. 3.4.

Тип пород в	Пролет (ширина) камеры,	Длина камеры, м			
кровле камеры	M				
	до 20	длина не ограничена			
	21	до 90			
	22	до 70			
	23	до 60			
Скарны	24	до 50			
Скарны	25	до 42			
	26	до 38			
	27	до 35			
	28	до 32			
	29	до 30			
	до 19	длина не ограничена			
	20	до 78			
	21	до 65			
	22	до 48			
Порфириты	23	до 40			
	24	до 36			
	25	до 33			
	26	до 31			
	27	до 29			
	до 17	длина не ограничена			
	18	до 60			
	19	до 45			
	20	до 35			
гудныи массив	21	до 32			
	22	до 29			
	23	до 27			
	24	до 25			

Таблица 3.4. Расчетные параметры длины камер

Примечание: в камерах с шириной, меньшей или равной эквивалентному пролету ( $b \le l_{3\kappa}$ ), длина может быть ограничена только с технологической точки зрения.

Полученные результаты показали, что при отработке рудных тел в пределах опытного участка ширина отрабатываемых камер при ограничении их длины до 30-35 м с достаточной степенью надёжности может быть увеличена до 20-21 м. При этом окончательные размеры (ширина) выработанного пространства камер по мере ведения очистных работ не должны увеличиваться за счёт сейсмического воздействия взрывных работ.

## 3.2.2. Расчет устойчивости вертикальных обнажений руды и вмещающих пород

При отработке запасов системой разработки с выемкой открытых камер, имеет место формирование как горизонтальных, так и вертикальных обнажений рудного и породных массивов, находящихся на контакте с выработанным пространством камер. Расчет величин возможных вертикальных обнажений произведен для каждого типа массива, обнажаемого при формировании выработанного пространства камеры. Для условий отработки запасов участка приняты следующие типы рудного и породных массивов: руда, порфириты, скарны.

Расчет величин устойчивых вертикальных обнажений для конкретного типа пород без учёта давления налегающего столба пород или руд производится по формуле [90]:

$$H = H_{90} = \frac{2 \cdot \mathsf{K}_{\mathsf{M}} \cdot \mathsf{tg}(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_{\mathsf{M}}}{2})}{\gamma}, \,\mathsf{M}$$
(3.3)

где H — высота вертикальной стенки камеры, м;  $\gamma$  - объемный вес руды (вмещающих пород), т/м<sup>3</sup>;  $\phi_{\rm M}$  - угол внутреннего трения массива руды (пород), град.;  $K_{\rm M}$  - сцепление в массиве руды (пород), т/м<sup>2</sup>.

Согласно рекомендациям В.И. Борща-Компонийца [86], влияние структуры массива на его паспортные характеристики определены по следующим формулам

$$K_{\rm M} = K_{\kappa} \cdot \left(\frac{\rm H}{\rm d}\right)^{-0.6}, \, {\rm T/M}^2; \qquad (3.4)$$

$$\varphi_{\rm M} = \varphi_{\kappa} \cdot \left(\frac{{\sf H}}{{\sf d}}\right)^{-0.11},$$
градусов; (3.5)

где H – высота обнажения, м;  $K_{\kappa}$  – сцепление в куске, т/м<sup>2</sup>;  $\phi_{\kappa}$  – угол внутреннего трения в куске, град; d – горизонтальный размер элементарного блока, м.

Подставив формулы (3.4) и (3.5) в формулу (3.3), получим уравнения (3.6) решения которых относительно Н для различных типов руд и пород произведено с помощью графиков, представленных на рис. 3.4. Результаты расчётов, представлены в табл. 3.5.

$$\mathbf{H} = \frac{2 \cdot \mathbf{K}_{\kappa} \cdot \left[\mathbf{H}_{\mathbf{d}}\right]^{-0.6}}{\gamma} \cdot \mathrm{tg}\left(\mathbf{0}, \mathbf{5} \cdot \boldsymbol{\varphi}_{\kappa} \left[\mathbf{H}_{\mathbf{d}}\right]^{-0.11} + \pi_{\mathbf{d}}\right); \tag{3.6}$$



Рис. 3.4. Графики определения предельной высоты вертикальных обнажений

Таблица 3.5. Величины устойчивых вертикальных обнажений руды и вмещающих пород на отрабатываемом участке

Типы руд	Высота устойчивой	Примечание
и пород	стенки камеры, м	
руда порфириты скарны	41,1 70,3 97,8	при расчёте параметров вертикального обнажения для массивов руды и вме- щающих пород не учитывалась пригруз- ка обнажаемых массивов от действия ве- са налегающих пород и бокового воздей- ствия горного давления

Расчётная формула не учитывает сцепления на торцах камеры, так как камеры имеют ограниченную длину, а зависимость определяет устойчивость бесконечно длинной стенки. Оценим влияние сил сцепления по торцевым стенкам камеры на устойчивость вертикального обнажения рудной стенки. Длина камер в расчётах изменяется от 20 до 60 м, при длине камер более 60 м

влияние сцепления массива по торцам камеры становится незначительным, и высота устойчивого обнажения определяется по формуле 3.6 без учёта сил сцепления по торцевым стенкам камеры.

При учёте сил сцепления по торцам камеры устойчивость вертикального обнажения возрастает в той мере, в какой увеличивается общая площадь сцепления сползающей призмы с неподвижным массивом. Результаты расчётов коэффициента увеличения устойчивости в зависимости от длины камеры приведены в табл. 3.6.

Длина камеры, м	20	25	30	35	40	45	50	55	60
Коэффициент увеличе-									
ния устойчивости стен-	1,44	1,33	1,26	1,20	) 1,16	1,13	1,11	1,09	1,07
ки за счёт сцепления по									
торцам камеры									
Высота устойчивой	58	53	50	48	47	45	44	43	42
стенки камеры, метров	50	55	50	70	Τ/	Т.)		ч.)	42

Таблица 3.6. Величина коэффициента устойчивости

Вертикальная мощность на восточном рудном теле отрабатываемого участка достигает 67 м, на западном – до 60 м. Анализ результатов показал, что для вмещающих пород значения устойчивого обнажения вертикальной стенки превышают вертикальную мощность рудного тела.

#### 3.2.3. Оценка запаса прочности междукамерных рудных целиков

При камерном порядке отработки запасов руды предусматривается оставление временных междукамерных целиков. Выполнены расчёты по определению ширины данных целиков с учётом глубины ведения горных работ, действующих горизонтальных напряжений, а также ширины выемочных камер.

Согласно [93-96] для Шерегешевского месторождения максимальные тектонические напряжения действуют в горизонтальном направлении. Напряжения, ориентированные в северо-западном направлении составляют 2,6 уН, в юго-восточном – 1,4 уН. Проектируемые к отработке рудные тела и вы-

емочные единицы внутри рудных тел располагаются по диагонали к действию горизонтальных напряжений, поэтому величина действующих на участке горизонтальных напряжений определяется как среднее алгебраическое действующих горизонтальных напряжений и составит 2,0 γH.

Главной несущей конструкцией при отработке запасов участка системами с камерной выемкой и оставлением временных рудных целиков является междукамерный целик (МКЦ), именно он воспринимает на себя всю нагрузку от действующих горизонтальных напряжений и обеспечивает устойчивое состояние очистного пространства камер на весь период их отработки. Потолочина, учитывая её размеры и конфигурацию, является, по сути, ограждающей конструкцией, препятствующей проникновению горной массы из зоны обрушения в камеру.

В основу расчёта положены принципы допускаемых напряжений в целике. При этом считается, что целик испытывает давление со стороны висячего и лежачего боков. При определении прочных размеров целиков определяли нагрузку, действующую на рассчитываемый целик. Затем сравнивали полученное значение с напряжениями, при которых целик перейдёт в состояние предельного равновесия, и получили коэффициент запаса прочности целика. Коэффициент запаса прочности учитывает факторы со случайным характером влияния [88], в том числе возможные отклонения в средней прочности руды (породы),  $K_{31} = 1,2$ ; неравномерность распределения напряжений от средней расчётной величины,  $K_{32} = 1,1$ ; возможные отклонения фактических размеров целиков и камер от их расчётной величины  $K_{33} = 1,1$ .

Значение коэффициента запаса рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов  $K_{3an} = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33} = 1,2 \cdot 1,1 \cdot 1,1 = 1,45$ , т.е., учитывая временный характер оставляемых рудных целиков для обеспечения их устойчивости с достаточной надёжностью, коэффициент запаса устойчивости должен составлять не менее 1,45.

60

Воспользуемся расчётной формулой, в которой для оценки запаса прочности оставляемых временных рудных целиков учитываются: глубина ведения горных работ, размеры выработанного пространства камер, длина и ширина целика, а также его мощность и коэффициент формы [88]

$$K_{3} = \frac{b_{u} \cdot \sigma_{c\pi} \cdot K_{c0} \cdot K_{Bp} \cdot K_{\phi}}{\gamma \cdot H \cdot \eta \cdot (b_{u} + b_{\kappa})}; \qquad (3.7)$$

где  $b_{u}$ – ширина целика, м;  $\sigma_{c\pi}$  – предел прочности на одноосное сжатие, т/м<sup>2</sup>; К<sub>со</sub> – коэффициент структурного ослабления для средне трещиноватых руд проектируемого участка, принят равным 0,4 [88]; К<sub>вр</sub> – коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика, принят равным 1,0 [88]; К<sub>ф</sub> – коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность параметров целика в сечении, соответствующем направлению нагрузки на целик, К<sub>ф</sub> вычисляется по формуле [88]

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{b_{\mu}}{h_{\mu}},$$
 (3.8)

где: h<sub>ц</sub> – длина целика, м.

При превалировании горизонтально направленных напряжений, коэффициент формы необходимо рассчитывать, как отношение ширины целика (b<sub>п</sub>) к его длине (L<sub>п</sub>), тогда формула 3.8 приобретает вид:

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \cdot \frac{b_{u}}{L_{u}}$$

η – коэффициент бокового давления. Принимается как соотношение средней горизонтальной компоненты напряжений к вертикальной. Принят равным 2,0 γH; γ – объемная плотность вмещающих пород (для условий оценки влияния горизонтальных напряжений), равна 2,7 т/м<sup>3</sup>; H – глубина работ, принимается равной вертикальному расстоянию от дневной поверхности (глубина ведения горных работ на участке принята равной 445 м).

Подставив в формулу (3.7) принятые выше исходные данные, определяем параметры временных рудных целиков задаваясь минимальным коэффициентом запаса 1,45. Результаты расчетов сведены в табл. 3.7.

Наимено-1 7 2 3 4 5 8 9 6 вание Ширина 20 13 17 19 21 10 12 13 15 камеры, м Ширина 20 25 25 25 25 20 20 20 20 целика, м Длина це-20 60 40 35 30 55 40 35 30 лика, м Нагрузка 3316,14 3964,95 3075,84 2775,465 2523,15 4037,04 на целик, 1922,4 5478,84 3700,62 тыс. т Несущая способ-2790.4 4883,2 5720,32 4464,64 4046,08 3627,52 8022.4 5929.6 5406,4 ность цепика, тыс. т Коэффициент запаса, 1,45 1,46 1,47 1,46 1,47 1,44 1,45 1,46 1,44 доли ед.

Таблица 3.7. Параметры камер и временных рудных целиков, обеспечивающие необходимый запас прочности

Мощность рудных тел участка достигает 120 м, в среднем данная величина может характеризоваться параметрами порядка 60-80 м. Отработка запасов руды в данных условиях будет осуществляться с разбивкой рудного тела в плане (вкрест простирания) на несколько выемочных единиц.

В данном случае помимо несущих временных рудных целиков расположенных вдоль камер будут оставляться рудные целики в торце камер. Рудные целики будут нести не несущую, а ограждающую функцию. Ограждающий рудный целик при расчётах его параметров рассматривается как подпорная вертикальная стенка, воспринимающая неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от обрушенных пород. Схема к расчету параметров рудного целика с эпюрой действующих на него напряжений представлена на рис. 3.5.



Рис. 3.5. Схема к расчету толщины рудного целика

При расчете силы, действующей на рудный целик, приняты следующие положения:

- давление на рудный целик оказывают обрушенные породы на расстоянии пролета (ширины) отрабатываемой камеры;

- равнодействующая сила (R) от действующего на рудный целик давления прилагается на высоте равной <sup>1</sup>/<sub>3</sub> высоты обнажения.

Величина данной силы определяется по формуле [93]:

$$R = \frac{b_{\kappa a m} \cdot \gamma_n \cdot H_{\kappa a m}}{K_p} \cdot tg^2 \left(45 - \frac{\varphi_n}{2}\right), \tag{3.9}$$

где  $tg^2\left(45 - \frac{\varphi_n}{2}\right)$  - коэффициент горизонтальной составляющей активного давления грунта, действующего на рудный целик [93]; Н<sub>кам</sub> – высота обнажения рудного целика (высота камеры), м.

Средняя высота камер при отработке запасов соответствует вертикальной мощности рудного тела и составляет 20 м. Средняя высота камер при выемке запасов определяется исходя из величины вертикальной мощности рудного тела за вычетом толщины потолочины, оставляемой в кровле камеры. Средняя вертикальная мощность рудного тела ниже гор. +185 м составляет 35 м;  $\gamma_n$  – усреднённая плотность пород, 2,8 т/м<sup>3</sup>;  $K_p$  – коэффициент разрыхления обрушенных пород, 1,5;  $\varphi_n$  - угол внутреннего трения обрушенных пород, принимается 30<sup>0</sup>.

Исходное уравнение для расчета  $[\sigma_u] = \frac{M}{W}$ , где M – максимальный изгибающий момент при приложении нагрузки в конкретной точке, тм

$$M = \frac{R \cdot a \cdot e}{\ell} \tag{3.10}$$

где а и в – плечи приложения нагрузки, в нашем случае а =  $\frac{1}{3}H$ , в =  $\frac{2}{3}H$ ;  $\ell$  – длина балки, в нашем случае равна высоте камеры (H<sub>кам</sub>); *W* – момент сопротивления сечения изгибу относительно нейтральной оси рассчитывается по формуле

$$W = \frac{h_1^2}{6}$$
, m<sup>2</sup>

Подставив приведенные данные в формулы получим следующее уравнение

$$\frac{4 \cdot R \cdot H_{_{KAM}}}{3 \cdot h_{\mu}^2} = \frac{0.2 \cdot \sigma_{_{CMC}} \cdot K_{_{co}}}{K_{_3}},$$

Решая полученное уравнение относительно толщины рудного целика (*h<sub>u</sub>*), получим

$$h_{\mu} = \sqrt{\frac{4 \cdot R \cdot H_{\kappa a M} \cdot K_{3}}{0.6 \cdot \sigma_{c \mathcal{H}} \cdot K_{co}}}$$

Примечание: коэффициент запаса рудного целика ( $K_3$ ) при расчётах принят равным 3,  $\sigma_{cw}$  - принят равным 17440 т/м<sup>2</sup>, коэффициент структурного ослабления ( $K_{co}$ ) с учётом снижения прочностных характеристик рудного целика принят равным 0,4.

Результаты расчетов толщины ограждающего рудного целика при различных параметрах камер  $B_{\kappa am}$  представлены в табл. 3.8. Рассмотренные параметры камер, размеры междукамерных целиков для обеспечения необходимого запаса прочности, а также размеры потолочин и ограждающих целиков представлены в табл. 3.8. Таблица 3.8. Параметры камер, междукамерных несущих и ограждающих це-

Наименование	1	2	3	4	5	6	7	8	9		
Параметры системы разработки											
Высота блока (ка-	20	20	20	20	20	20	20	20	20		
мер и целиков), м	20	20	20	20	20	20	20	20	20		
Ширина блока, м	40	38	42	44	46	30	32	33	35		
Длина блока, м	20	65	46	41	36	60	45	40	35		
Объём блока, м <sup>3</sup>	16000	49400	38640	36080	33120	36000	28800	26400	24500		
Ширина камеры, м	20	13	17	19	21	10	12	13	15		
Длина камеры, м	20	60	40	35	30	55	40	35	30		
Объём камеры, м <sup>3</sup>	6920	15600	13600	13300	12600	11000	9600	9100	9000		
Ширина целика, м	20	25	25	25	25	20	20	20	20		
Толщина рудного											
ограждающего це-	-	5	5	5	5	4	4	5	5		
лика, м											
Удельный объём	13	32	35	37	38	31	33	34	37		
камеры в блоке, %	43	32	55	57	30	51	55	54	51		

ЛИКОВ

Примечание: взаимное расположение камер и целиков с параметрами, указанными в столбце 1 не предполагает оставления ограждающих целиков и потолочин.

При выборе параметров системы разработки предпочтение следует отдавать отработке запасов блоками, в которых камерой отрабатывается как можно большая часть запасов блока. Размеры временных рудных целиков различного назначения должны быть технологичными с точки зрения проведения по ним необходимых выработок, удобства разбуривания и отбойки, а также выпуска руды. С данной точки зрения наиболее предпочтительными можно считать блоки с параметрами, указанными в столбцах 1 и 9.

### 3.2.4. Исследование влияния глубины очистных работ на размеры камер и междукамерных целиков

Оценка допустимых горизонтальных обнажений кровли камер, эквивалентного пролета, устойчивости вертикальных обнажений руды и вмещающих пород и запаса прочности рудных целиков и др. показала, что наиболее предпочтительными можно считать блоки с параметрами камер и целиков 20×20 м. В соответствии с данной методикой (см. пп. 3.2.2-3.2.4) определены максимально допустимые размеры целиков и камер для различных глубин: 600 м — 10,1 м, 800 м — 11,6 м, 1000 м — 13,86 м (рис. 3.6).



Рис. 3.6. Изменение ширины целиков (*в*<sub>*u*</sub>) при увеличении глубины очистных работ (*H*)

При определении параметров временных рудных целиков минимальный коэффициент запаса составлял 1,44-1,46, при этом с увеличением глубины ширина и длина целика изменяется от 20 до 40 м, а при уменьшении длины камер от 35 до 20 (25) м ширина камер увеличивается незначительно от 20 до 24 м (рис. 3.7).



Рис. 3.7. График изменения длины (*L*) и ширины (*B*) камер при увеличении глубины разработки (*H*)

С учетом полученных результатов исследований разработаны технологические схемы и параметры систем разработки рудных участков Новый Шерегеш на Шерегешевском месторождении.

# 3.3. Обоснование параметров камерной системы разработки со смещением камер и междукамерных целиков относительно

### друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела

В связи с незначительной мощностью рудного тела, а также наличием уже существующих выработок на горизонте +255 м отработка запасов предполагает разделение рудных тел в плане на камеры и целики равных размеров, расположенных со смещением относительно друг друга. Схема раскройки запасов участка при таком расположении камер и целиков представлена на рис. 3.8, которая предусматривает отработку камер и целиков вкрест простирания рудного тела, а затем по простиранию в направлении от фланга к флангу.



Рис. 3.8. Схема раскройки запасов Юго-Западного рудного тела при расположении со смещением относительно друг друга камер и целиков

Данный подход к раскройке запасов отрабатываемого участка даёт возможность вести отработку запасов руды сразу на всю вертикальную мощность рудного тела без разделения на выемочные подэтажи. Расположение со смещением относительно друг друга временных рудных целиков при преобладающей горизонтальной составляющей горного давления позволяет скомпенсировать горизонтальные напряжения без ущерба для сохранности целиков и горных выработок, пройденных в пределах целиков. Смещение целиков относительно друг друга даже при значительном горизонтальном горном давлении на единицы сантиметров позволяет разгрузить их от воздействия горизонтального горного давления (рис. 3.9).



Рис. 3.9. Расположение зон деформаций для разгрузки временных рудных целиков от воздействия горного давления. 1 — горное давление; 2 — смещение целиков; 3 — зоны деформаций

Блоки располагаются с учётом существующих пройденных выработок на горизонте +255 м. Параметры камеры в блоке: длина – 20 м; высота равна высоте (мощности) рудного тела – 35м ; ширина – 20 м. Параметры между-камерного целика (МКЦ): длина – 20 м; высота равна высоте (мощности) рудного тела - 35м ; ширина – 20 м.

При отработке запасов данной системой разработки сразу на всю мощность рудного тела не предполагается оставление рудной потолочины.

Опыт отработки слепых и сближенных рудных тел на Восточном, Северо-Западном, Юго-Восточном, Главном и др. участках Таштагольского и Абаканского месторождений показал, что при системах этажно-камерной и принудительного обрушения с шириной камер 13,5 м и более достигается перераспределение зон концентрации напряжений и толчков во вмещающем массиве горных пород со снижением сейсмической энергии до  $10^4$ - $10^6$  Дж, а также сейсмических явлений в районе месторождений, причем использовался способ взрывной отбойки с определением удельного расхода ВВ для каждой взрывной воронки [54, 59, 61, 62, 67]. Однако уровень напряжений и энергии толчков, а также сейсмических явлений оставался высоким и вызывал обрушение горных пород и крепи в выработках, сотрясение массива и др.

Вариант системы разработки со смещением относительно друг друга камер и целиков и отработкой запасов сразу на всю мощность рудного тела, а также его конструктивные особенности представлены на рис. 3.10. Отработка запасов руды в блоках производится в увязке с отработкой соседних блоков. На стадии развития горных работ после выемки 4-х смежных камер осуществляется обрушение одного временного рудного целика, расположенного между отработанными камерами.



Рис. 3.10. Камерная система разработки со смещением относительно друг друга камер и междукамерных целиков и отработкой запасов на всю мощность рудного тела

В последующем отработка запасов руды осуществляется расходящимися фронтами. После отработки 2-х камер в каждом направлении осуществляется обрушение одного временного рудного целика. Таким образом, при применении данного варианта системы разработки с использованием саморазгрузки целиков при их смещении относительно друг друга в угловых частях не следует соблюдать сплошной порядок выемки запасов. Горные работы по выемке запасов сконцентрированы на участке небольшой площади.

Очистные работы начинаются с образования отрезной щели в первоочередной камере блока. Отрезную щель в камере создают путем взрывания рядов параллельных скважин, пробуренных из буровых выработок, на отрезной восстающий. Параметры отрезной щели: ширина не менее 3 м; длина равна ширине камеры (20 м). Затем осуществляется отбойка и выемка запасов камеры путём отбойки вееров скважин (по 1-3 веера) на отрезную щель, а затем на свободное пространство, образованное при выемке отбитой руды. Отгрузка руды из камеры производится через подэтажные боковые погрузочные заезды в камеру с использованием погрузочно-доставочных машин. После выемки первоочередной камеры на образовавшееся при ее отработке выработанное пространство осуществляется оформление отрезной щели в соседней камере блока. Данная схема позволяет без снижения устойчивости элементов системы разработки осуществлять отработку последующих камер в блоке без проведения в них отрезных восстающих.

После выемки 2-3 камер в блоке производится массовое обрушение одного целика, расположенного между отработанными камерами. Отбойка следующего рудного целика производится после отработки двух смежных камер. Отбитую руду целика отгружают через погрузочные заезды в смежных камерах с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин (ПДМ).

### 3.3.1. Подготовка и отработка рудных запасов выше гор. +255 м

Для отработки запасов выше горизонта +255 м с учетом вертикальной мощности рудного тела выделены участки со средней мощностью порядка 35 м. Отработка запасов предполагает разделение рудных тел в плане на ка-

70

меры и целики равных размеров (20×20 м), расположенных со смещением относительно друг друга. Разделение запасов на камеры, их взаимное расположение принято с учётом наиболее полной выемки запасов руды. Разбивка участка Восточного рудного тела на выемочные камеры и временные между-камерные целики, а также трассировка подготовительных выработок, необходимых для отработки запасов представлена на рис. 3.11.



Рис. 3.11. Схема расположения выработок на гор. +255 м камер (К) и целиков (Ц)

Для перепуска рудной массы, отгружаемой из выемочных единиц с помощью самоходных ПДМ на флангах участка между горизонтами +185 и +255 м пройдены рудоспуски. Откатка горной массы от проходческих работ и рудной массы из отрабатываемых выемочных единиц осуществляется помощью ПДМ типа LH 307 до рудоспусков, через которые под действием собственного веса доставляется на горизонт +185 м, далее с помощью виброустановок ВДПУ-4TM перегружается в вагонетки и по гор. +185 м транспортируется к вагоноопрокидывателю, расположенному в районе околоствольного двора. До очистных работ на участке осуществляется проведение технологических отходов нарезных выработок в разведочном штреке № 1, доставочных штреках № 1 и № 2. Сечение указанных доставочных штреков № 1 и № 2 в проходке при этом составляет не менее 16,6 м<sup>2</sup>. Объёмы подготовительных работ, необходимых для выемки запасов участка представлены в табл. 3.8.

Наименование выработ-	<b>S</b> , м <sup>2</sup>	L, м	L по по-	L по	V,	V по по-	Vпо			
КИ			роде, м	руде, м	M <sup>3</sup>	роде, м <sup>3</sup>	руде, м <sup>3</sup>			
Горизонт +255 м										
Сбойка с н/с 255/220 м	12	10	10	0	120	120	0			
Доставочный штрек № 2	16,6	189	105	84	3138	1743	1395			
Доставочный штрек № 1	16,6	105	38	67	1743	631	1112			
Сбойка с н/с 255/230 м	12	14	14	0	170	170	0			
Вентиляционная сбойка	5	21	21	0	105	105	0			
№ 2 с вентдучкой пунк-										
та заправки										
Рудоспуск № 2 255/185 м	5	70	70	0	350	350	0			
Всего по горизонту		409	258	151	5626	3119	2507			
+255 м										
		Гориз	онт +185	M						
Сбойка с рудоспуском	12	10	10	0	120	120	0			
№ 2 255/185 м										
Всего по горизонту		10	10	0	120	120	0			
+185 м										
Итого ПНР по участку		419	268	151	5746	3239	2507			

Таблица 3.8. Объёмы подготовительных работ для выемки рудных запасов

### 3.3.2. Конструирование технологии очистной выемки рудных запасов

Средние параметры камер и временных рудных целиков при отработке запасов участка: длина – 20 м; ширина – 20 м; высота – 35 м (рис. 3.12).

При ведении подготовительных и очистных работ на участке применяется следующее оборудование:

1. Оборудование, используемое для ведения очистных работ: погрузочно-доставочные машины (ПДМ) типа LH 307, грузоподъемностью 6,5 т – 1 единица; буровые установки для бурения глубоких скважин типа DL 321-7 с диаметром скважин 89 мм – 1 единица; пневматическая зарядная машина типа M3KC-160, Ульба – 1 единица.

2. Оборудование, используемое для ведения проходческих работ: проходческая буровая установка типа DD-311, DD310, DD 320-40 (Sandvik), - 1 единица; ПДМ грузоподъемностью 6,5 т типа LH 307 - 1 единица.


Рис. 3.12. Система разработки с расположением со смещением относительно друг друга камер и междукамерных целиков при отработке запасов участка

 Оборудование, используемое для проветривания горных работ:
 ППВУ (ШВУ-12) – 2 единицы; вентилятор местного проветривания типа ВМЭ-6, ВМЭ-8 – 4 единицы.

Развитие горных работ с существующего доставочного штрека гор. +255 м начинается с выемки камер К1 и К2. Во время отработки данных камер осуществляется проведение доставочного штрека №2 и нарезных выработок, необходимых для выемки запасов камеры № 3.

Скорости проходки горизонтальных выработок при расчете календарного плана на отработку участка принята равной 170 м в месяц. В соответствии с расчетной производительностью системы разработки, а также определенных скоростей проходческих и буровых работ, разработан график отработки запасов участка, представленный в табл. 3.9. На графике представлены сроки ведения нарезных работ, бурения и очистных работ в камерах и целиках на участке, а также объемы ежегодно добываемой руды.

73



Таблица 3.9. Календарный график выемки запасов опытно-промышленного участка выше горизонта +255 м

Примечание: \* - Количество товарной руды, отгружаемой при ведении горных работ на участке выше гор+ 255 м, принято равным половине объема временного рудного целика. Вторая половина запасов отбитых рудных целиков будет отгружаться под обрушенными породами при выемке запасов нижележащих подэтажей.

ИТОГО, добыча в 2014-й год, тыс. тонн

Итого

194445,0

147800,0

ИТОГО, добыча в 2015-й год, тыс. тонн

#### 3.3.3. Определение объема подготовительно-нарезных работ

Средние параметры камер и междукамерных целиков выше гор.+255 м: высота – 35 м, длина – 20 м и ширина – 20 м. Удельный объем подготовительно-нарезных работ составит определяется по формуле

$$q = \frac{Q}{V_{\delta n}},\tag{3.11}$$

где  $V_{\delta n}$  - запасы руды в блоке, тыс. т. Запасы руды в блоке при удельном весе руды – 3,9 т/м<sup>3</sup> составляют 110 тыс. т.

Нарезные работы в камерах участка заключаются в проведении следующих выработок: из доставочного штрека в камеру проходится погрузочный заезд; в дальнем торце погрузочного заезда на всю длину камеры (20 м) проходится буровой штрек. Ось бурового штрека располагается по границе камеры.

Нарезные работы во временных рудных целиках участка заключаются в проведении следующих выработок:

- из доставочного штрека в целике проходится буровой орт;

- в дальнем торце бурового орта в сторону соседней камеры проходится погрузочный штрек-заезд, соединяющийся с буровым штреком камеры. Данная выработка используется для доступа в буровой штрек камеры для заряжания и взрывания, а также отгрузки отбитой рудной массы на стадии отработки камеры.

Удельный расход подготовительно-нарезных работ системы разработки:

$$q = \frac{1245}{110} = 11,3 \text{ m}^3 / 1000 \text{ T}$$
(3.12)

#### 3.3.4. Определение параметров рудных целиков в днище блоков

Подготовительные выработки горизонта +255 м проходятся в пределах рудных элементов днища блока. Устойчивость рудных целиков в днище блока, а соответственно обеспечение устойчивости доставочных штреков, пройденных в пределах целиков обеспечивается на всех стадиях ведения горных работ (выемка камер, погашение и выпуск междукамерных временных рудных целиков). Параметры рудных целиков в днищах камер и целиков их геометрические размеры представлены на рис. 3.13.



Рис. 3.13. Параметры рудных целиков в днищах отрабатываемых блоков

## 3.3.5. Особенности формирования отрезных щелей в камерах

Расположение со смещением относительно друг друга выемочных камер, а также принятый порядок выемки запасов участка позволяет для оформления отрезных щелей пройти только один отрезной восстающий в первоочередной камере блока. В следующих камерах для создания компенсационного пространства используется выработанное пространство ранее отработанных соседних камер. Схема расположения отрезного восстающего и скважин отрезных щелей для оформления отрезных щелей в камерах показана выше на рис. 3.12.

# 3.3.6. Расчет формирования зоны обрушения вмещающих пород по мере выемки рудных запасов

В условиях отработки запасов участка выше горизонта +255 м в кровле отрабатываемых камер располагаются вмещающие породы, представленные скарнами и порфиритами [74, 75]. Расчёты проведены с учётом прочности вмещающих пород, интенсивности их трещиноватости, вертикальных и горизонтальных размеров элементарных блоков, на которые разбиты вмещающие породы, а также коэффициентов запаса, учитывающих условия формирования плоского горизонтального и сводчатого обнажения.

Согласно данным расчётам для скарнов и порфиритов допустимые пролёты плоского обнажения составляют соответственно 21,5 и 20,0 м. Предельные пролёты сводчатого обнажения для скарнов и порфиритов составляют соответственно 29,2 и 27,1 м.

Для учёта безопасных площадей подработки, при которых не происходит отслоения вмещающих пород в выработанное пространство рассчитаны эквивалентные пролёты подработки, которые характеризуют зависимость устойчивого обнажения от размеров (площади) подработки [76].

Полученные результаты расчетов показали, что при отработке рудных тел в пределах опытного участка при ограничении длины камер до 30-35 м ширина отрабатываемых камер с достаточной степенью надёжности принята равной 20-21 м.

Принятые параметры камер с размерами в плане 20×20 м, а также взаимное расположение камер и междукамерных целиков на всех стадиях выемки камерных запасов обеспечивают устойчивость вмещающих пород в их кровле. Порядок отработки запасов участка подразумевает первоначальную выемку четырёх камер, а затем погашение (массовое обрушение) двух временных рудного целиков, расположенных между отработанными камерами. При этом размеры обнажения вмещающих пород достигнут величины 60×60 м. Данная величина обнажения вмещающих пород будет неизбежно приводить к активизации процесса обрушения вмещающих пород в выработанное пространство. Постепенно будет формироваться локальная зона обрушения, которая по мере дальнейшей отработки камер и обрушения междукамерных целиков будет увеличиваться в размерах.

Выполнена оценка параметров формирования зоны обрушения на начальном этапе, по мере развития горных работ на участке и её локализации по окончании отработки запасов согласно действующим представлениям о процессах деформации и сдвижения горных пород при подработке вмещающих пород [77].

Результаты натурных наблюдений и моделирование процессов сдвижения свидетельствуют, что в подработанной толще вмещающих пород при отработке залежей ограниченных размеров показывают следующую картину формирования обрушений в массиве вмещающих пород.

На начальном этапе развития обрушений при формировании выработанного пространства с размерами, превышающими естественную устойчивость массивов вмещающих пород в ближней к выработанному пространству зоне действуют растягивающие напряжения, превышающие прочностные свойства вмещающих пород на разрыв. Формируется зона беспорядочного обрушения внутри которой происходит полная потеря устойчивости вмещающих пород. Согласно теории свода устойчивого равновесия горных пород на начальной стадии развития зоны обрушения отображаются в виде сводообразных замкнутых концентрических изолиний, опирающихся на краевые части выработанного пространства. Тем самым формируется первичный свод обрушения.

Под влиянием опорного давления по контуру образовавшегося начального свода обрушения концентрируются касательные напряжения, которые проявляются в периодическом скалывании пород. То есть при постепенном увеличении высоты за пределами зоны обрушившихся пород происходит уменьшение деформаций вмещающих пород. Сводообразные изолинии принимают форму вытянутых полуэллипсоидов. Образующиеся полуэллипсоиды по мере удаления от выработанного пространства имеют переменную деформацию. В результате со временем формируется устойчивый свод, когда его высота и кривизна в замке свода соответствуют напряжённому состоянию массива и параметрам выработки. В качестве количественных критериев в работе В.В. Куликова [78] рекомендуется принимать радиус кривизны в замке свода, а так же углы разрыва горных пород, под которыми образуется скалывание стенок выработанного пространства. Радиус кривизны устойчивых сводов находится в прямой зависимости от среднего значения коэффициента крепости пород и определяется соотношением:

$$\mathbf{R} = 1,7 \,\,\mathbf{f}_{\rm cp} = 1,7 \,\,^{-}18 = 30,6 \approx 31 \,\,\mathrm{M},\tag{3.13}$$

где R – радиус кривизны свода, м; f<sub>cp</sub> – средневзвешенное значение коэффициента крепости налегающих пород.

Для пород крепостью 10-14 по шкале М. М. Протодьяконова формирование стенок свода происходит под углами разрыва равными 75°. Процесс сдвижения горных пород и образование зоны обрушения заканчивается при полном заполнении пустот. Заполнение пустот осуществляется за счёт коэффициента разрыхления пород. При коэффициенте разрыхления горных вмещающих пород равном 1,5 для полного заполнения выработанного пространства требуется вовлечение в обрушение двойного объёма вынутого полезного ископаемого.

Максимальные размеры зоны обрушения вмещающих пород при подработке вмещающих пород с размерами 60×60 м с учётом приведённых выше параметров представлена на рис. 3.14.



Рис. 3.14. Максимальные параметры зоны обрушения вмещающих пород при подработке 60×60 м

Для точного определения количественных критериев устойчивого обнажения, формирования сводов обрушения или условий образования провалов на земной поверхности, используется функция

$$q = \frac{1}{1 + \left(\frac{H}{L}\right)^n},\tag{3.14}$$

где q — относительная величина стрелы прогиба подработанного массива; H – определённая расчётами и построением высота свода обрушения, м (в нашем случае высота свода обрушения составляет 67 м); L — меньший размер выработки (размер по падению), м; n — параметр, характеризующий структуру и крепость массива. При определении данного параметра для случаев, когда длина и ширина выработанного пространства сопоставимы между собой используется эквивалентный пролёт, рассчитываемый по формуле

$$l_{\mathfrak{K}} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}},\tag{3.15}$$

где l<sub>эк</sub> – величина эквивалентного пролёта, м; а и b – соответственно длина и ширина камеры, м.

$$l_{3\kappa} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}} = \frac{60 \cdot 60}{\sqrt{60^2 + 60^2}} = 42,4 \text{ M}$$

Параметр *n*, характеризующий структуру и крепость массива, А. Г. Шадриным [77] рекомендуется принять  $n = 0.5^{-1} f_{cp}$ 

При  $f_{cp} = 18$  величина п будет равна 0,5  $\cdot$  18 = 9.

Подставляя величины в формулу 3.14, получим:

$$q = \frac{1}{1 + \left(\frac{67}{42,4}\right)^9} = 0,016$$

Продолжительность обрушения и формирования устойчивого свода над выработанным пространством существенно зависит от структуры и физико-механических свойств пород. После анализа фактических данных по развитию обрушений на рудных месторождениях был построен общий график развития зон обрушения во времени [77] (рис. 3.15). Чтобы оценить состояние и развитие процесса обрушения во времени, воспользуемся представленным на рис. 3.15 графиком развития обрушений во времени в зависимости от конкретного сочетания основных горногеологических факторов, объединенных функцией *q*. Для этого произведём регрессионный анализ представленного в книге графика и заменим его степенной функцией вида

$$\mathbf{y} = \boldsymbol{a} \cdot \boldsymbol{x}^b \tag{3.16}$$

где y = t (время), x = q, *а* и *b* - постоянные коэффициенты.



Рис. 3.15. График влияния критерия q на время процесса обрушения T

Значения постоянных в формуле (3.16) определены методом наименьших квадратов. Получено уравнение (коэффициент корреляции при этом составит R = 0,989):

$$\mathbf{t} = 0,022 \cdot \mathbf{x}^{(-0.6)} \tag{3.17}$$

Подставив в формулу значение q = 0,016, получим время развития зоны обрушения при параметрах подработки  $60 \times 60$  м (после выемки первоочередных камер и отбойки двух временных рудных целиков).

 $t = 0,022 \cdot 0,016^{(-0.6)} = 0,26$ года или 3 месяца.

Таким образом, на стадии развития горных работ на участке можно рассчитывать на то, что формирование зоны обрушения произойдёт не мгно-

венно, а в течение трёх месяцев. При этом на начальном этапе будет иметь место наличие значительного по объёму выработанного пространства, сообщающегося с подготовительными и нарезными горными выработками. В данных условиях возникают риски воздушного удара в выработках, примыкающих к выработанному пространству, при мгновенном обрушении больших объёмов вмещающих пород на этапе формирования зоны обрушения. Опасность воздушных ударов при массовом обрушении вмещающих пород исключается при наличии в блоке предохранительной «подушки» [79, 80].

## 3.3.7. Определение потерь и разубоживания руды

Расчет величины потерь и разубоживания руды при отработке запасов участка выше гор. +255 м системой разработки с расположением со смещением относительно друг друга камер и временных междукамерных целиков производился в соответствии с основными положениями и требованиями [81-84].

Технология очистной выемки при системе разработки основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными веерами скважин, выпуске руды на почву доставочных выработок, отгрузке и транспортировке руды погрузочно-доставочными машинами (ПДМ). Погашение выработанного пространства осуществляется обрушением вмещающих пород.

Основными показателями, характеризующими полноту и качество извлечения полезного ископаемого из недр, являются величины потерь и разубоживания руды, а также зависимые от них коэффициенты извлечения и изменения качества. Для применяемого варианта системы разработки выемочной единицей является блок. С целью упрощения маркшейдерского учета по выемке сырой руды в качестве эксплуатационного блока принят набор камер и временных междукамерных целиков, отработка и подготовка которых осуществляется из одного доставочного штрека.

Эксплуатационный блок № 1 включает камеры К1, К6, К7, К9, К11 и временные междукамерные целики Ц8, Ц10, Ц12,Ц13. Эксплуатационный

82

блок № 2 включает камеры К2, К3, К4,К17 и временные междукамерные целики Ц5, Ц14, Ц16, Ц18, Ц20. Эксплуатационный блок № 3 включает камеру К15, К19, К21, К23, К25 и временные междукамерные целики Ц22, Ц24, Ц26, Ц27, Ц28, Ц29.

Расчет потерь и разубоживания руды производился по конкретным местам их образования для применяемого варианта системы разработки.

При выемке запасов системой разработки со смещением относительно друг друга камер и временных междукамерных целиков потери и разубоживание руды характеризуются следующими местами их образования:

 потери и разубоживание при оконтуривании залежи (из-за сложности контакта рудного тела);

- потери в угловых частях камеры;

- потери руды в целиках горизонта выпуска;

 потери руды в гребнях между точками выпуска (выпускными отверстиями) при выпуске под обрушенными налегающими породами;

- разубоживание от отслоения пород висячего бока;

- разубоживание при выпуске под обрушенными породами;

- разубоживание от включения прослоев пустых пород.

Сложность контакта рудного тела характеризуется шириной так называемой «зоны контактной неопределенности», которая принимается равной погрешности оконтуривания рудной залежи. Эта погрешность, в свою очередь, приближенно может быть определена исходя из среднего интервала опробования ( $\ell$ ).

$$t = \frac{\ell}{2} , \qquad (3.18)$$

При значении µ >0,9 ÷ 1,0, отбойку руды производят по контуру рудного тела. В этом случае потери и разубоживание руды определяются по формуле:

$$\Pi_1 = P_1 = \frac{t}{3 \cdot m} \cdot 100 , \%$$
 (3.19)

где *m* – мощность рудного тела на отрабатываемом участке.

В остальных случаях контур отработки относительно контакта рудного тела следует смещать в сторону пород на величину  $\Delta t$ , определяемую по формуле:

$$\Delta t = \frac{t}{2} \cdot \cos \frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu} , \quad \mathbf{M}$$
 (3.20)

Потери и разубоживание при известных значениях t и  $\Delta t$  определяются по формулам

$$\Pi_1 = \left(\frac{t}{m \cdot \pi} \cdot \sin\frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu} - \frac{2\Delta t \cdot \mu}{m \cdot (1 + \mu)}\right) \cdot 100, \ \%$$
(3.21)

$$P_1 = \Pi_1 + \frac{2 \cdot \Delta t}{m} \cdot 100, \,\% \tag{3.22}$$

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 3.16.



Рис. 3.16. Потери и разубоживание руды при оконтуривании рудного тела Обычно при скважинной отбойке руды целики в угловых частях камер при скважинной отбойке представляют собой равнобедренные треугольники с боковыми сторонами от 2,5×2,5 до 3,0×3,0 м и вогнутым основанием. Средняя площадь такого целика составляет  $S_{\rm u}$  = от 2,5 до 3,0 м<sup>2</sup> соответственно. Прерывистость целиков (Пр) составляет 40-60%.

Общие относительные потери руды в плане и в разрезе отрабатываемой камеры определяются формулой:

$$\Pi_2 = \frac{\left(N_1 \cdot S_{\mu} \cdot L_{\kappa} + N_2 \cdot S_{\mu} \cdot H_{\kappa}\right) \cdot \left(100 - \Pi p\right)}{V_{\kappa a M}}, \qquad (3.23)$$

где  $S_{\mu}$  — площадь целика, м<sup>2</sup>;  $L_{\kappa}$  — длина камеры, м;  $H_{\kappa}$  — высота камеры, м; N<sub>1</sub> и N<sub>2</sub> — соответственно количество горизонтальных и вертикальных целиков по длиной стороне и высоте камеры;  $\Pi p$  – прерывистость целиков, %;  $V_{\kappa a M}$  – общий объем камеры, м<sup>3</sup>. Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 3.17.



Рис. 3.17. Потери в угловых частях камер

Потери отбитой руды образуются на почве камеры. При выемке запасов камеры с траншейным днищем при использовании ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления потери отбитой руды между заездами минимальны и определяются следующим образом:

$$\Pi_3 = \frac{S_n \cdot L_{\kappa} \cdot e_{\scriptscriptstyle GbJP}}{l_3 \cdot V_{\scriptscriptstyle \bar{O}I} \cdot K_p} \cdot 100, \ \%$$
(3.24)

где  $S_n$  - площадь треугольника потерь отбитой руды в угловых частях камер между погрузочными заездами, м<sup>2</sup>;  $L_{\kappa}$  - длина камеры, м;  $e_{выp}$  - ширина буровой выработки, м;  $l_3$  - расстояние между заездами по осям, м;  $V_{\delta n}$  - объём блока, м<sup>3</sup>;  $K_p$  - коэффициент разрыхления руды, доли ед. Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 3.18.



Рис. 3.18. Потери отбитой руды на днище камеры

Потери в целиках горизонта выпуска при траншейном днище в блока определяются по формуле:

$$\Pi_{4} = \frac{V_{\partial H u u a} - V_{B \omega p. \partial H.}}{V_{, \delta \pi o \kappa a}} \cdot U, \%$$
(3.25)

где  $V_{\partial huuqa}$  – объём рудных элементов днища блока, м<sup>3</sup>;  $V_{выр.\partial h}$  – объём выработок, пройденных по днищу блока, м<sup>3</sup>; U – извлечение руды из целиков горизонта выпуска при отработке нижележащих блоков или отработке по отдельному проекту, %.

При нисходящем порядке отработки запасов в подэтажах во время отработки нижерасположенных блоков осуществляется выемка порядка 70-80% руды, оставленной в рудных целиках верхнего подэтажа. При отработке запасов сразу на всю мощность рудного тела, выемка запасов руды, оставляемой в целиках горизонта выпуска, не производится или производится при проведении выработок по заложенным и отработанным камерам. В зависимости от технологии ведения работ извлечение запасов целиков при этом, как правило, не более 50-60 %. При отработке блока с включением прослоев пустых пород графически определяются их геометрические размеры внутри проектируемого блока.

При этом формула расчета выглядит следующим образом:

$$P_6 = \frac{m_{np} \cdot s_{np} \cdot h_{np}}{V_{\delta n}} \cdot 100, \%$$
(3.26)

где  $m_{np}$  – средняя мощность прослоев пород, включаемых в отработку, м;  $e_{np}$  - средняя ширина прослоев пород, включаемых в отработку, м;  $h_{np}$  - средняя высота прослоев пород, включаемых в отработку, м.

После погашения временного междукамерного целика происходит обрушение вмещающих пород, которые пригружают сверху отбитую рудную массу. Дальнейший выпуск руды осуществляется под обрушенными налегающими породами. При выпуске рудной массы под обрушенными налегающими породами истечение отбитой руды на начальном этапе выпуска происходит столбообразно. На начальной стадии происходит выпуск неразубоженной руды, по мере выпуска происходит прогиб контакта руда-порода и начинается вовлечение обрушенных пород в рудную массу. Происходит с формирование так называемого эллипсоида выпуска руды. Потери руды формируются по боковым сторонам выпускной выработки и зависят от углов формирования эллипсоидов выпуска. Схема формирования потерь руды показана на рис. 3.19.



Рис. 3.19. Потери руды при выпуске под обрушенными налегающими породами

Увеличение разубоживания рудной массы при выпуске под обрушенными налегающими породами происходит не линейно, а по эллиптической зависимости, показанной на рис. 3.20, что дает основание для принятия на отрезке от U<sub>0</sub> до U=1 коэффициента  $\pi/4$  (0,786).





Использование показанной на рис. 3.20 зависимости позволяет произвести определение среднего содержания полезного компонента в добытой рудной массе:

$$a = a_{\delta} + (C_{pya} - a_{\delta})U_{o} + \frac{\pi}{4}(1 - U_{o})(C_{pya} - a_{\delta}), \qquad (3.27)$$

где U<sub>o</sub> - выход чистой неразубоженной руды (при выпуске рудной массы под обрушенными породами в условиях опытного участка может быть принят равным 20-30%), %;  $a_6$  - браковочное содержание основного полезного компонента в руде, %;  $C_{pyg}$  - содержание компонентов в руде, %.

Разубоживание руды от поступления пород из кровельной части отбиваемого слоя при торцовом выпуске под обрушенными породами определяется с учетом разницы плотностей руды и вмещающих пород по формуле

$$P = \frac{(C_{py\partial} - a)}{C_{py\partial}} \cdot 100, \ \%$$
(3.28)

Данный вид разубоживания будет определяться на стадии отгрузки рудной массы косвенным методом путём сопоставления содержания полезных компонентов в выпускаемой руде с их первоначальным содержанием в массиве.

При подсчете запасов устанавливают максимальную мощность прослоев, включаемых в контур отрабатываемых запасов. При отработке запасов без включения прослоев пустых пород графически определяются их геометрические размеры внутри проектируемой к отработке выемочной единицы.

При этом формула расчета выглядит следующим образом:

$$P_{6} = \frac{m_{np} \cdot e_{np} \cdot h_{np} \cdot \gamma_{n}}{H_{\kappa} \cdot e_{\kappa} \cdot L_{\kappa} \cdot \gamma_{p}} \cdot 100, \ \%$$
(3.29)

где  $m_{np}$  – средняя мощность прослоев пород, включаемых в отработку, м;  $e_{np}$  - средняя ширина прослоев пород, включаемых в отработку, м;  $h_{np}$  - средняя высота прослоев пород, включаемых в отработку, м;  $\gamma_n$  - средняя плотность пород, включаемых в отработку, т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_p$  - средняя плотность руды, т/м<sup>3</sup>.

Для отдельных выемочных блоков общие потери и разубоживание руды определяются суммированием всех видов нормативных потерь и разубоживания для данной системы разработки:

$$\sum \Pi_{H} = \Pi_{I} + ... + \Pi_{n} , \%$$
 (3.30)

$$\sum P_{\mu} = P_{1} + \dots + P_{n} , \%$$
 (3.31)

Рассчитанные размеры потерь и разубоживания руды по местам их образования для условий выемки запасов камер и временных междукамерных целиков внутри эксплуатационного блока представлены в табл. 3.10 и 3.11.

Расчётные потери и разубоживание руды по эксплуатационным блокам в зависимости от количества камер и временных рудных целиков в блоке представлены в табл. 3.12.

Таблица 3.10. Потери и разубоживание руды при выемке камер внутри эксплуатационного блока

Место образования потерь и разубоживания	Поте- ри, %	Разубожи- вание, %
Потери и разубоживание руды при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта)	0,14	1,04
Потери в угловых частях камер	1,75	-
Потери отбитой руды на днище камеры (между по- грузочными заездами)	3,25	-
Разубоживание от включения прослоев пустых пород	-	2,50
Разубоживание от отслоения пород в кровле камеры	-	5,87
Всего	5,1	9,4

Таблица 3.11. Потери и разубоживание руды при выемке временных рудных целиков внутри эксплуатационного блока

Место образования потерь и разубоживания	Поте-	Разубожи-
	ри, %	вание, %
Потери отбитой руды при выпуске под обрушенными налегающими породами	15,76	-
Разубоживание от включения прослоев пустых пород	-	2,50
Разубоживание при выпуске под обрушенными нале- гающими породами	-	26,69
Всего	15,8	29,2

Таблица 3.12. Расчётные потери и разубоживание руды по эксплуатационным блокам

N⁰	Наименование эксплуатацион- ного блока	Потери, %	Разубоживание, %
1	Эксплуатационный блок № 1	9,7	17,9
2	Эксплуатационный блок № 2	10,5	19,3
3	Эксплуатационный блок № 3	10,5	19,3
4	Итого по участку	10,1	18,6

### 3.4. Выводы

1. Проведен анализ применяемых ранее геотехнологий, который показал, что масштабы очистных работ, взрывные работы и др. оказывают влияние на геомеханическое состояние массива с возникновением толчков высокого энергетического класса. Кроме того, потери и разубоживание руды при системах с массовым обрушением руды и вмещающих пород с высотой этажей от 60 до 80 м возрастают до 10-11 и 29-30%.

2. Дано обоснование разработки запасов камерной системой со смещением камер и междукамерных целиков относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого Юго-Западного рудного тела участка Новый Шерегеш.

3. Разработана технологическая схема очередности отработки слепого Юго-Западного рудного тела.

4. Выполнен расчет параметров камерной системы разработки с расположением со смещением относительно друг другу камер и целиков. Определен удельный расход подготовительно-нарезных работ, равный 11,3 м<sup>3</sup>/1000 т. 5. Определены допустимые параметры камер и междукамерных целиков с учетом физико-механических свойств и трещиноватости горных пород, устойчивых вертикальных обнажений, запаса прочности рудных целиков, глубины горных работ. При отработке слепого крутопадающего рудного тела на удароопасном месторождении снижение объема подготовительнонарезных работ в 1,5-2,0 раза и повышение устойчивости кровли выработанного пространства на начальной стадии выемки руды обеспечивается применением камерной системы разработки со смещением относительно друг друга камер и междукамерных целиков вкрест и по простиранию слепого рудного тела с размерами в поперечном сечении 20×20 м.

6. Определено, что с увеличением глубины очистных работ до 1000 м ширина и длина целиков изменяется от 20 до 40 м.

7. Выявлены различные места образования потерь и разубоживания руды. Установлено, что предложенный вариант геотехнологии позволяет совместить работы по ведению подготовительных и очистных работ, снизить потери до 9,4-9,9% и разубоживание — 16,5-18,6% с повышением устойчивости свода контура выработанного пространства.

# 4. РАЗРАБОТКА ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

# 4.1. Исследование влияния расположения скважинных зарядов ВВ на качество дробления горной массы при отработке запасов камер и междукамерных целиков

Отбойка запасов руды в выемочных камерах и погашение временных рудных целиков осуществляется веерами восходящих взрывных скважин. Скважины разбуриваются из буровых выработок камер и целиков, расположенных на уровне почвы отрабатываемых блоков. Отбойка запасов в выемочных камерах осуществляется секциями, состоящими из 1-3 вееров скважин. Погашение временных рудных целиков осуществляется за один массовый взрыв [68-72].

При отбойке руды в качестве ВВ применяется граммонит M21, использовались скважины Ø 89 мм и более. Схема разбуривания вееров для отбойки основных запасов камер скважинами Ø 89 мм представлена на рис. 4.1 и в табл. 4.1.



Рис. 4.1. Схема разбуривания веера для отбойки запасов камер

№ скважи- ны	Длина скважины	Длина заря- жаемой части, м	Величина недо- заряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	30,7	29,7	1	202
2	30,9	15,9	15	108
3	31,1	24,5	6,6	167
4	31,5	16,6	14,9	113
5	32	29,2	2,8	199
6	32,7	17,8	14,9	121
7	33,6	26	7,6	177
8	34,5	17,2	17,3	117
9	35,6	34,6	1,1	235
10	32,8	16,4	16,4	112
11	29,7	22,4	7,3	152
12	27	13,4	13,6	91
13	24,7	22	2,7	150
14	22,8	11,4	11,4	78
15	21,1	9,9	11,2	67
16	19,9	18,9	1	129
17	7,8	4,4	3,4	30
18	7,4	4,2	3,2	29
19	7,5	6,5	1	44
Всего:	493,3	341		2319

Таблица 4.1. Параметры буровзрывных работ в единичном веере при отбойке основных запасов камер

Показатели взрыва вееров при отбойке запасов камер скважинами Ø 89 мм представлены на рис. 4.2, в табл. 4.2, 4.3.



Рис. 4.2. Схема разбуривания веера для отбойки основных запасов камер скважинами Ø 89 мм

Таблица 4.2. Параметры буровзрывных работ в единичном веере при отбойке основных запасов заходок

No сква-	No 32-	Ллина	Глубина за-	Величина	Масса заряда
	ng ng	CKBAMMHH	ngwanna M	недозаряда,	взрывчатых
жины	ряда	CKDG/KHIIDI	ряжания, м	Μ	веществ, кг
1	1	19,9	11,0	8,9	74,8
2	2	23,3	21,0	2,3	142,8
3	3	27,5	16,9	10,6	114,9
4	4	32,7	30,4	2,3	206,7
5	5	32,0	13,1	18,9	89,1
6	6	31,2	28,9	2,3	196,5
7	7	30,6	16,3	14,3	110,8
8	8	30,2	27,9	2,3	189,7
9	9	29,9	15,9	14,0	108,1
10	10	29,9	27,6	2,3	187,7
11	11	29,9	15,9	14,0	108,1
12	12	29,2	27,9	2,3	189,7
13	13	30,6	16,3	14,3	110,8
14	14	31,2	28,9	2,3	196,5
15	15	32,0	13,1	18,9	89,1
16	16	32,7	30,4	2,3	206,7
17	17	27,5	16,9	10,6	114,9
18	18	23,3	21,0	2,3	142,8
19	19	19,9	11,0	8,9	74,8

Таблица 4.3. Показатели взрыва при отбойке основных запасов камер

№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	1244
2	Общая длина скважин	М	493,3
4	Количество скважин	ШТ.	19
	Количество ВМ:		
5	взрывчатых веществ	КГ	2318
	электродетонаторов	ШТ.	38
6	Удельный расход ВВ	$\kappa\Gamma/M^3$	1,86
7	Удельный расход на вторичное	$T/M^3$	0.3
,	дробление	2, 112	~,0

Фактический удельный расход в подэтаже +164/+185 м, на основании графического построения зарядов веера с учетом параметров бурения, при Ø скважин 89 мм составляет 1,74 кг/м<sup>3</sup>. Показатели взрыва единичного веера при отбойке основных запасов заходок скважинами Ø 89 мм представлены в табл. 4.4.

Таблица 4.4. Показатели взрыва единичного веера при отбойке основных запасов заходок

N⁰	Показатель	Ед. изм.	Всего
1	Коэффициент крепости руд		14
2	Объем отбиваемой массы	M <sup>3</sup>	1524
3	Диаметр скважины	ММ	89
4	Средняя длина скважин	М	28,6
5	Объем бурения	П/М	543,5
6	Количество скважин	ШТ.	19
7	Подлежит заряжанию скважин	ШТ.	19
8	Количество взрывчатых веществ	КГ	2654,5
9	Выход горной массы с 1 п/м.	M <sup>3</sup>	2,8
10	Расчетный удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	1,74

Очередность взрывания скважин при отбойке основных запасов заходок скважинами Ø 89 мм представлена в табл. 4.5.

Таблица 4.5. Очередность взрывания скважин при отбойке основных запасов заходок

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Масса ВВ в группе, кг
1, 2, 3	1	0	332,5
4, 5	2	30	295,8
6, 7	3	75	307,3
8,9	4	100	297,8
10, 11	5	125	295,8
12, 13	6	150	300,5
14, 15	7	175	285,6
16, 17	8	200	321,6
18,19	9	225	217,6

Хронометражные наблюдения на выпуске руды показали, что удельный расход ВВ на вторичное дробление составил 0,3 т/м<sup>3</sup>.

Очередность взрывания скважин при отбойке основных запасов камер скважинами Ø 89 мм представлена в табл. 4.6. Общая схема расположения вееров во временных рудных целиках представлена на рис. 4.3.

Таблица 4.6. Очередность взрывания скважин при отбойке основных запасов камер

№ скважины	№ серий за-	Номинальное время за-	Масса ВВ в груп-
	медления	медления, мс	пе, кг
1, 2, 3, 4	1	0	324
5, 6, 7	2	40	308
8, 9, 10	3	80	303
11, 12, 13, 14	4	100	220





Для сохранения контура рудного целика в днище блока веера № 1, 2, 3, 4, 5 имеют переменную глубину заряжания, а веера № 6, 7, 8, 9, 10 являются типовыми с постоянной глубиной заряжания (рис. 4.4-4.10, табл. 4.7-4.24). Таким образом, при отбойке временных рудных целиков паспорта БВР приведенные ниже рассчитываются для 5-ти вееров с переменной глубиной заряжания и 1-го типового веера с постоянной глубиной заряжания.



Рис. 4.4. Схема разбуривания веера №1 для отбойки временных рудных целиков Таблица 4.7. Параметры буровзрывных работ для веера №1

№ скважи- ны	Длина скважины	Длина заря- жаемой части, м	Величина недо- заряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	13,7	2,4	11,3	17
2	17,6	7,3	10,3	52
3	16,7	6,9	9,8	49
4	16,0	6,7	9,3	48
5	15,6	6,5	9,1	46
6	15,5	6,5	9,0	46
7	15,6	6,5	9,1	46
8	16,0	6,7	9,3	48
9	16,7	6,9	9,8	49
10	17,6	7,3	10,3	52
11	13,7	2,4	11,3	17
Всего:	174,7	66,1		470

Таблица 4.8. Показатели технологического взрыва веера № 1

№п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	340
2	Средняя глубина скважин	М.	15,9
3	Общая длина скважин	М.	174,7
4	Количество скважин	ШТ.	11
	Количество ВМ		
5	взрывчатых веществ	КΓ.	470
	электродетонаторов	ШТ.	20
6	Удельный расход на вторичное дробление	T/M <sup>3</sup>	0,2

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Macca BB в группе, кг
1, 2, 3, 4, 5	1	0	212
6, 7, 8, 9, 10, 11	2	40	258

Таблица 4.9. Очередность взрывания скважин веера № 1



Рис. 4.5. Схема разбуривания веера № 2 для отбойки временных

# рудных целиков

№ скважи- ны	Длина скважины	Длина заря- жаемой части, м	Величина недо- заряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	13.7	3.2	10.5	23
2	17.6	8.1	9.5	58
3	16.7	7.7	9.0	55
4	16.0	7.5	8.5	53
5	15.6	7.3	8.3	52
6	15.5	7.2	8.3	51
7	15.6	7.3	8.3	52
8	16.0	7.5	8.5	53
9	16.7	7.7	9.0	55
10	17.6	8.1	9.5	58
11	13.7	3.2	10.5	23
Всего:	174.7	74.8		533

Таблица 4.10	. Параметры	буровзрывных	работ для	веера № 2
	·	JPC-P	Puese Arres	

№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	$M^{3}$	368
2	Средняя глубина скважин	М.	15,9
3	Общая длина скважин	М.	174,7
4	Количество скважин	ШТ.	11
5	Количество взрывчатых мате- риалов:		
5	взрывчатых веществ	КΓ.	533
	электродетонаторов	ШТ.	20
6	Удельный расход на вторичное дробление	T/M <sup>3</sup>	0,15

Таблица 4.11. Показатели технологического взрыва веера № 2

Таблица 4.12. Очередность взрывания скважин веера № 2

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Macca BB в группе, кг
1, 2, 3, 4, 5, 6	1	0	292
7, 8, 9, 10, 11	2	40	241



Рис. 4.6. Схема разбуривания веера №3 для отбойки временных

рудных целиков

№ скважи- ны	Длина скважины	Длина заря- жаемой части, м	Величина недо- заряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	10,9	1,4	9,5	10
2	13,7	5,6	8,1	40
3	17,6	10,3	7,3	73
4	16,7	9,8	6,9	70
5	16,0	9,5	6,5	67
6	15,6	9,3	6,3	66
7	15,5	9,2	6,3	65
8	15,6	9,3	6,3	66
9	16,0	9,5	6,5	67
10	16,7	9,8	6,9	70
11	17,6	10,3	7,3	73
12	13,7	5,6	8,1	40
13	10,9	1,4	9,5	10
Всего:	196,5	101,0		717

Таблица 4.13. Параметры буровзрывных работ для веера № 3

Таблица 4.14. Показатели технологического взрыва веера № 3

Показатель	Единица измерения	Всего
Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	448
Средняя глубина скважин	М	15,1
Общая длина скважин	М	196,5
Количество скважин	ШТ.	13
Количество взрывчатых материалов:		
взрывчатых веществ	КГ	717
электродетонаторов	ШТ.	22
Удельный расход на вторичное дробление	T/M <sup>3</sup>	0,2

Таблица 4.15. Очередность взрывания скважин веера № 3

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Масса ВВ в группе, кг
1, 2, 3, 4, 5	1	0	260
6, 7, 8, 9	2	40	264
10, 11, 12, 13	3	80	193



Рис. 4.7. Схема разбуривания веера №4 для отбойки временных

# рудных целиков

Таблица 4.16. Г	Іараметры	буровзрывных	работ для веера	a №4
-----------------	-----------	--------------	-----------------	------

№ скважи- ны	Длина скважины	Длина заря- жаемой части, м	Величина недо- заряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	10,9	4,1	6,8	29
2	13,7	8,0	5,7	57
3	17,6	12,5	5,1	89
4	16,7	9,4	7,3	67
5	16,0	11,5	4,5	82
6	15,6	8,8	6,8	62
7	15,5	11,1	4,4	79
8	15,6	8,8	6,8	62
9	16,0	11,5	4,5	82
10	16,7	9,4	7,3	67
11	17,6	12,5	5,1	89
12	13,7	8,0	5,7	57
13	10,9	4,1	6,8	29
Всего:	196,5	119,7		851

101

1	0	2
-	~	_

№п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	524
2	Средняя глубина скважин	М	15,1
3	Общая длина скважин	М	196,5
4	Количество скважин	ШТ.	13
	Количество взрывчатых материалов:		
5	взрывчатых веществ	КГ	851
	электродетонаторов	ШТ.	22
6	Удельный расход на вторичное дробление	T/M <sup>3</sup>	0,15

Таблица 4.17. Показатели технологического взрыва веера №4

Таблица 4.18. Очередность взрывания скважин веера №4

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Масса ВВ в группе, кг
1, 2, 3, 4, 5	1	0	324
6, 7, 8, 9	2	40	285
10, 11, 12, 13	3	80	242



Рис. 4.8. Схема разбуривания веера №5 для отбойки временных

рудных целиков

№ скважи-	Длина	Длина заря- жаемой части,	Величина недо-	Масса заряда взрывчатых
ны	скважины	М	заряда, м	веществ, кг
1	8,9	3,2	5,7	23
2	10,9	6,8	4,1	48
3	13,7	7,9	5,8	56
4	17,7	14,7	3,0	104
5	16,7	9,4	7,3	67
6	16,0	13,5	2,5	96
7	15,6	8,8	6,8	62
8	15,5	13,1	2,4	93
9	15,6	8,8	6,8	63
10	16,0	13,5	2,5	96
11	16,7	9,4	7,3	67
12	17,7	14,7	3,0	104
13	13,7	7,9	5,8	56
14	10,9	6,8	4,1	48
15	8,9	3,2	5,7	23
Всего:	214,5	141,7		1006

Таблица 4.19. Параметры буровзрывных работ для веера № 5

Таблица 4.20. Показатели технологического взрыва веера № 5

№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	604
2	Средняя глубина скважин	М	14,3
3	Общая длина скважин	М	214,5
4	Количество скважин	ШТ.	15
	Количество взрывчатых материалов:		
5	взрывчатых веществ	КГ	1006
	электродетонаторов	ШТ.	24

Таблица 4.21. Очередность взрывания скважин веера № 5

No creating	№ серий за-	Номинальное время	Масса ВВ в
л скважины	медления	замедления, мс	группе, кг
1, 2, 3, 4	1	0	231
5, 6, 7, 8	2	40	318
9, 10, 11	3	80	226
12, 13, 14, 15	4	100	231

Усредненный удельный расход при отбойке вееров №№ 1, 2, 3, 4, 5 ра-

BeH: 
$$q_{cp(1,2,3,4)} = \frac{\sum Q_{66}}{\sum V} = \frac{470+533+717+851+1006}{340+368+448+524+604} = 1,6 \text{ kr/m}^3,$$

где  $\sum Q_{BB}$  – сумма зарядов ВВ в веерах №№ 1, 2, 3, 4, 5 кг;  $\sum V$  – объем отбиваемой рудной массы при взрывании вееров №№ 1, 2, 3, 4, 5, м<sup>3</sup>.



Рис. 4.9. Схема разбуривания вееров № 6, 7, 8, 9, 10 для отбойки временных

# рудных целиков

Таблица 4.22. Параметры б	буровзрывных	работ для вееров	№ 6, 7, 8, 9, 10
---------------------------	--------------	------------------	------------------

№ сква-	Длина	Длина заряжае-	Величина не-	Масса заряда ВВ,
жины	скважины	мой части, м	дозаряда, м	КГ
1	7,0	6,0	1,0	43
2	7,1	4,6	2,5	33
3	7,7	6,7	1,0	48
4	8,9	5,5	3,4	39
5	10,9	8,9	2,0	63
6	13,7	7,9	5,8	56
7	17,7	16,7	1,0	119
8	16,7	9,4	7,3	67
9	16,0	13,4	2,6	95
10	15,6	8,8	6,8	62
11	15,5	14,5	1,0	103
12	15,6	8,8	6,8	62
13	16,0	13,4	2,6	95
14	16,7	9,4	7,3	67
15	17,7	16,7	1,0	119
16	13,7	7,9	5,8	56

17	10,9	8,9	2,0	63
18	8,9	5,5	3,4	39
19	7,7	6,7	1,0	48
20	7,1	4,6	2,5	33
21	7,0	6,0	1,0	43
Всего:	258,1	190,3		1353

Таблица 4.23. Показатели технологического взрыва для вееров № 6, 7, 8, 9, 10

№№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой руды	M <sup>3</sup>	800
3	Средняя глубина скважин	Μ	12,3
4	Общая длина скважин	Μ	258,1
5	Количество скважин	ШТ.	21
6	Подлежит заряжанию скважин	ШТ.	21
	Количество ВМ		
7	взрывчатых веществ	КГ	1353
	электродетонаторов	ШТ.	30
8	Удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	1,69
9	Удельный расход на вторичное дробление	T/M <sup>3</sup>	0,15

Таблица 4.24. Очередность взрывания скважин для вееров № 6, 7, 8, 9, 10 при отбойке временного рудного целика

No expandulu	№ серий за-	Номинальное время	Масса ВВ в
л≌ скважины	медления	замедления, мс	группе, кг
1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8	1	0	468
9, 10, 11, 12, 13, 14	2	40	484
15, 16, 17, 18, 19, 20, 21	3	80	401

Схема разбуривания вееров для отбойки временных рудных целиков скважинами Ø 89 мм представлена на рис. 4.10. Параметры буровзрывных работ в единичном веере при отбойке временных рудных целиков на гор. +220 м представлены в табл. 4.25.



Рис. 4.10. Схема разбуривания веера для отбойки временных рудных целиков в заходках на горизонте +220 м скважинами Ø 89 мм

Таблица 4.25. Параметры буровзрывных работ в единичном веере при отбойке временных рудных целиков в заходках на гор. +220 м

№ сква- жины	№ за- ряда	Длина скважины	Глубина за- ряжания, м	Величина недозаряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	1	7,9	5,6	2,3	38,1
2	2	7,6	4,7	2,9	32,0
3	3	6,4	4,1	2,3	27,9
4	4	6,1	3,7	2,4	25,2
5	5	6,3	4,0	2,3	27,2
6	6	7,4	5,1	2,3	34,7
7	7	9,4	7,1	2,3	48,3
8	8	7,4	5,1	2,3	34,7
9	9	6,3	4,0	2,3	27,2
10	10	6,1	3,7	2,4	25,2
11	11	6,4	4,1	2,3	27,9
12	12	7,6	4,7	2,9	32,0
13	13	7,9	5,6	2,3	38,1

Показатели взрыва единичного веера при отбойке временных рудных целиков в заходках на гор. +220 м представлены в табл. 4.26.

106

Таблица 4.26. Показатели взрыва единичного веера при отбойке временных рудных целиков в заходках на гор. +220 м

N⁰	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Коэффициент крепости руд		14
2	Объем отбиваемой массы	M <sup>3</sup>	389,4
3	Диаметр скважины	ММ	89
4	Средняя длина скважин	М	7,1
5	Объем бурения	п/м	92,8
6	Количество скважин	ШТ.	13
7	Подлежит заряжанию скважин	ШТ.	13
8	Количество взрывчатых веществ	КГ	418,5
9	Выход горной массы с 1 п/м.	M <sup>3</sup>	4,5
10	Расчетный удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	1,07

Очередность взрывания скважин при отбойке временных рудных целиков скважинами Ø 89 мм представлена в табл. 4.27.

Таблица 4.27. Очередность взрывания скважин при отбойке временных рудных целиков в заходках на гор. +220 м

№ скважины	№ серий замед- ления	Номинальное время замедле- ния, мс	Масса ВВ в группе, кг
1, 2, 3, 4	1	0	123,2
5, 6, 7	2	40	110,2
8, 9, 10	3	80	87,1
11, 12, 13	4	100	98

# 4.2. Исследование влияния взаимного расположения зарядов ВВ на качество дробления руды

При отбойке камерных запасов руды расположение в одной плоскости веерных скважин требует очень точного соблюдения угловой ориентации соседних скважин. Однако из-за техногенной нарушенности рудного массива камер не всегда удается выдержать предусмотренные проектом ориентации скважин. В результате нередко наблюдалось слияние соседних скважин на контуре буровой выработки, вывалы и пережимы, изменялась масса BB в отдельных скважинах, что влекло ухудшение дробления и рост трудоемкости выемки отбитой руды. Поэтому произведен переход на отбойку 3-мя рядами скважинных зарядов, который позволяет увеличить объем обрушаемой горной масс за одно короткозамедленное взрывание с обеспечением качества дробления руды, при этом определяется удельный расход BB для каждой воронки с различными углами раскрытия, например,  $\alpha_1 = \pi/6$  рад,  $\alpha_2 = 5\pi/11$  рад,  $\alpha_3 = \pi$  рад и  $\alpha_4 = 2\pi/3$  рад (патент РФ № 2584167 от 20.05.2016) (рис. 4.11).

Проведены экспериментальные исследования при 3-рядном расположении скважин с различными параметрами. При отработке блока в нем бурили скважины 1-5 в рядах I-III.



Рис. 4.11. Схема трехрядного расположения скважин в блоке:

α — углы раскрытия воронок; 1-15 — скважины

Проведен анализ свойства горных пород, а также определена плотность горной породы ( $\gamma = 3 \text{ т/m}^3$ ), коэффициент, учитывающий трещиноватость горных пород (v = 0.95), крепость горных пород по М.М. Протодьяконову (f = 10), углы  $\alpha_1 \div \alpha_4$  раскрытия взрывных воронок (например,  $\alpha_1 = 7\pi/30$  рад,  $\alpha_2 =$
5 $\pi/12$  рад,  $\alpha_3 = \pi$  рад,  $\alpha_4 = 5\pi/9$  рад), диаметр выемочного куска горной породы ( $d_8 = 0,03$  м), линию наименьшего сопротивления зарядов BB (w = 1,5 м), коэффициент сближения зарядов BB (m = 1,2), удельный расход BB на вторичное дробление, ( $q_2 = 0,1$  т/м<sup>3</sup>), коэффициент, учитывающий особенности выпуска горных пород из днища блока  $K_{80} = 1$ ; коэффициент, учитывающий работоспособность BB  $K_{86} = 1$ .

Параметры приняты следующие: коэффициент, учитывающий условия отбойки  $K_0 = 1$  (т.к. крепость горной породы 10); коэффициент, учитывающий влияние статических напряжений по глубине отработки  $K_n = 1$  (для глубины 500 м); параметр, учитывающий расположение скважин,  $K_p = 1,1$  м (табл. 4.28).

Пара	Описание	Ед.	Диапазон
метр		ИЗМ.	
α	угол раскрытия взрывной во-	град	0-360, принимается по проекту
	ронки		отработки блока
γ	плотность горной породы от-	$T/M^3$	не лимитируется, обычно ле-
	биваемого участка массива в		жит в диапазоне 2-7 в зависи-
	пределах взрывной воронки		мости от особенностей место-
			рождения
$q_2$	удельный расход ВВ на вто-	$T/M^3$	не лимитируется, принимается
	ричное дробление		по проекту отработки место-
			рождения
$K_p$	параметр, учитывающий рас-	Μ	0,4-1,68, принимается по про-
	положение скважин		екту отработки месторожде-
			НИЯ
$K_o$	коэффициент, учитывающий	-	0,9 — при крепости <i>f</i> менее 10,
	условия отбойки		1 — при крепости <i>f</i> , более ли-
			бо равной 10
$K_{eo}$	коэффициент, учитывающий	-	0,9-1, принимается по проекту
	особенности выпуска горных		отработки месторождения
	пород из днища блока		
$K_{ee}$	коэффициент, учитывающий	-	0,8-1,9 (редко более)
	работоспособность ВВ		
$K_n$	коэффициент, учитывающий	-	0,9-1,1, принимается по проек-
	влияние статических напря-		ту отработки месторождения
	жений по глубине отработки		

Таблица 4.28. Параметры взрывания зарядов

Пара	Описание	Ед.	Диапазон
метр		ИЗМ.	
f	крепость горных пород по	-	1-20, принимается по проекту
	М.М. Протодьяконову		отработки месторождения
v	коэффициент, учитывающий	-	0-1, принимается по проекту
	трещиноватость горных пород		отработки месторождения
m	коэффициент расположения	-	0,8-1,0, принимается по проек-
	зарядов ВВ		ту отработки месторождения
W	линия наименьшего сопро-	М	не лимитируется, обычно ле-
	тивления зарядов ВВ		жит в диапазоне 0,5-10 в зави-
			симости от особенностей ме-
			сторождения
$d_{\scriptscriptstyle B}$	принимаемый диаметр вы-	М	не лимитируется, обычно ле-
	емочного куска горной поро-		жит в диапазоне 0,05-1 в зави-
	ды		симости от особенностей ме-
			сторождения

Определяется К<sub>ГТУ</sub> - коэффициент учета горнотехнических условий отбойки блока по формуле:

$$K_{\Gamma TY} = 0,52 \cdot 10^{-3} K_{p} K_{0} K_{ee} K_{n} \frac{f \upsilon \sqrt{mw}}{d_{e}^{3}}$$
(4.1)  
$$K_{\Gamma TY} = 81,9 \cdot 10^{-3}.$$

Определяется удельный расход  $q_s$  заряда BB для каждой взрывной воронки из соотношения:

$$q_{e} = 10^{-3} \frac{(8,15 - 2,48 \lg \alpha) \gamma^{2} K_{\Gamma T Y}}{\lg \alpha (10^{3} q_{2} + \gamma K_{\Gamma T Y})}$$
(4.2)

Для скважин 1, 5, 11, 15  $q_e = 0,46 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 3, 7, 9, 13  $q_e = 0,49 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 2, 4, 8, 12, 14  $q_e = 0,1 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 6, 10  $q_e = 0,23 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ ,

Т.е. для каждой скважины определяется оптимальное количество  $q_{g}$  BB в зависимости от угла  $\alpha$  раскрытия взрывной воронки, коэффициента учета горнотехнических условий отбойки К<sub>ГТУ</sub>, плотности горной породы  $\gamma$  и удельного расхода BB на вторичное дробление  $q_{2}$ .

После этого осуществляют закладку в скважины 1÷15 зарядов ВВ и последующее короткозамедленное их взрывание с образованием разных взрывных воронок. При этом заряды ВВ с меньшими углами α раскрытия взрывной воронки взрывают с опережением по отношению к зарядам ВВ с большими углами α раскрытия взрывной воронки в каждом ряду скважин.

Хронометражные наблюдения на выпуске руды показали снижение удельного расхода на вторичную отбойку до 0,11 кг/м<sup>3</sup>.

При отработке очередного блока в нем также бурят скважины 1-15 в рядах I-III. Определяют плотность горной породы ( $\gamma = 3,2 \text{ т/м}^3$ ), коэффициент, учитывающий трещиноватость горных пород (v = 0,97), крепость горных пород по М.М. Протодьяконову (f = 9). В зависимости от проектной документации выбирают углы  $\alpha_1 \div \alpha_4$  раскрытия взрывных воронок (например,  $\alpha_1 = \pi/6$  рад,  $\alpha_2 = 5\pi/11$  рад,  $\alpha_3 = \pi$  рад,  $\alpha_4 = 2\pi/3$  рад), диаметр выемочного куска горной породы ( $d_e = 0,1$  м), линию наименьшего сопротивления зарядов BB (w = 1,4 м), коэффициент сближения зарядов BB (m = 1,1), удельный расход BB на вторичное дробление, ( $q_2 = 0,11 \text{ т/м}^3$ ), коэффициент, учитывающий особенности выпуска горных пород из днища блока  $K_{eo} = 0,9$ ; коэффициент, учитывающий работоспособность BB  $K_{ee} = 1$  (применяется стандартное BB).

Приняты параметры: коэффициент, учитывающий условия отбойки  $K_0$  = 0,9; коэффициент, учитывающий влияние статических напряжений по глубине отработки  $K_n$  = 1,1 (для глубины 1050 м); параметр, учитывающий расположение скважин,  $K_p$  = 1,1 м (отбойка массива на одну свободную поверхность).

Определяется К<sub>ГТУ</sub> - коэффициент учета горнотехнических условий отбойки блока по формуле (4.1)

 $K_{\Gamma TY} = 174, 5 \cdot 10^{-3}.$ 

Определяется удельный расход  $q_s$  заряда BB для каждой взрывной воронки из соотношения (4.2):

Для скважин 1, 5, 11, 15  $q_e = 0.56 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 3, 7, 9, 13  $q_e = 0.89 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 2, 4, 8, 12, 14  $q_e = 0.24 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ , Для скважин 6, 10  $q_e = 0.41 \cdot 10^{-3} \text{ т/m}^3$ .

Таким образом, для каждой скважины выбирается необходимое и достаточное количество ВВ. За счет опережающего взрывания зарядов ВВ в скважинах с меньшими углами  $\alpha$  раскрытия взрывной воронки создаются незажатые поверхности и при определенном значении удельного расхода ВВ  $q_e$ энергия взрыва расходуется на равномерное дробление горной породы. Такой способ взрывной отбойки горных пород обеспечивает эффективное использование энергии взрыва каждого заряда за счет опережающего взрывания зарядов с меньшими углами  $\alpha$  раскрытия взрывных воронок по отношению к зарядам этого же ряда с максимально возможными углами  $\alpha$  раскрытия взрывных воронок. При выбранном способе взрывной отбойки горных пород достигается снижение удельного расхода ВВ  $q_e$  до 0,1 т/м<sup>3</sup> за счет выбора оптимального удельного расхода и объема буровых работ за счет возможности бурения скважин меньшего диаметра при обеспечении качественного дробления горных пород (рис. 4.12).



Рис. 4.12. Изменение удельного расхода ВВ на вторичное дробление (*q*<sub>вв</sub>) во времени. 1 — с однорядным расположением скважин; 2 — с трехрядным расположением скважин

Регистрация сейсмических явлений при взрывах показала, что интенсивность колебания почвы на поверхности снизилась при уменьшении массы заряда BB [69-71].

#### 4.3. Выводы

1. Исследовано влияние расположения скважинных зарядов ВВ в один ряд на качество дробления горной массы при отработке запасов камер и междукамерных целиков. Установлено, что при однорядной отбойке целиков удельный расход ВВ на вторичное дробление составил 0,03 кг/т.

2. Получена зависимость между удельным расходом ВВ на вторичное дробление во времени с одно- и трехрядным расположением веерных скважин при выпуске руды из блоков.

3. Установлено, что снижение удельного расхода ВВ на вторичное дробление руды от 0,03 до 0,01 кг/т при камерной системе разработки достигается взрыванием зарядов ВВ с меньшими углами раскрытия взрывной воронки с опережением по отношению к зарядам ВВ с большими углами раскрытия взрывной воронки по каждому ряду скважин. Разработаны рациональные параметры буровзрывных работ, позволяющие снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление в 3 раза.

# 5. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ ПЕРЕХОДЕ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ОТ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ К ПОДЭТАЖНОМУ ОБРУШЕНИЮ В СЛЕПОМ РУДНОМ ТЕЛЕ В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ

## 5.1. Переход от камерной системы разработки к подэтажному обрушению с одностадийной отбойкой руды

Система разработки подэтажного обрушения предложена для отработки основной части запасов участка на нижележащем горизонте в подэтаже +255/+185 м. Запасы этажа разбиваются на блоки, состоящие из нескольких заходок, располагающихся вкрест простирания рудного тела. Разбивка запасов в подэтаже +255/220 м на блоки представлена на рис. 5.1.



Рис. 5.1. Схема откаточного горизонта

Очистные работы начинаются с образования отрезной щели на всю длину блока по границе рудного тела. Проведение отрезных восстающих в выемочных блоках осуществляется с помощью секционного взрывания параллельных скважин, пробуренных из выработок гор. +255 м. Образование отрезной щели производится путём отбойки рудной массы на отрезной восстающий. Разбуривание отрезной щели осуществляется из отрезных штреков горизонта +220 м. Параметры отрезной щели: ширина – не менее 3 м; длина равна длине блока; высота равна высоте выемочного подэтажа +255/+220 м (35 м). По мере образования отрезной щели горная масса из зоны обрушения, образованная при выемке запасов рудного тела выше горизонта +255 м перепускается на гор. +220 м и заполняет отрезную щель. По мере удлинения отрезной щели в блоке в отработку подключаются запасы заходок.

Основные запасы заходок в блоке отбиваются «в зажиме» на обрушенные породы, заполнившие отрезную щель (на начальном этапе), а затем на заполненное горной массой выработанное пространство. Разбуривание заходок веерами восходящих скважин осуществляется из буровых ортов, пройденных на горизонте +220 м. Руду в заходках на отрезную щель отбивают послойно по 1-му вееру. По мере отбойки руды в заходке и увеличения размеров выработанного пространства переходят к отбойке запасов секциями, состоящими из 2-4 вееров скважин.

Выпуск отбитой рудной массы в заходке осуществляется с помощью ПДМ через торцовую часть бурового орта, а также через диагональные погрузочные заезды, пройденные из доставочных ортов блока на горизонте +220 м. С целью обеспечения сохранности доставочных ортов в период отгрузки отбитой рудной массы над ними оставляются рудные целики. Для максимально полного выпуска отбитой руды после полной отбойки запасов в двух смежных буровых ортах в отступающем порядке в направлении межблокового рудного целика производится разбуривание и отбойки оставленных над доставочными ортами рудных целиков. По мере отбойки рудных целиков над доставочными ортами через торцы доставочных ортов осуществляется полный выпуск отбитой рудной массы.

115



Рис. 5.2. Вариант системы подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды

Доставка рудной массы производится до рудоспусков, расположенных на флангах рудного тела. Схемы доставки и транспортировки руды выбираются исходя из фактической технологической ситуации. Порядок отработки заходок в блоке – в направлении от контура к контуру рудного тела. Отбойка запасов заходок осуществляется с формированием так называемого "каскада" при опережении отбойки в смежных заходках относительно друг друга на величину не менее, чем 3 веера скважин. Вариант системы подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды, его конструктивные особенности представлены на рис. 5.2.

По мере развития горных работ и выбытии мощностей выше гор. +255 м приступают к отработке запасов в подэтаже +220/+255 м. После полной отработки запасов блока № 1 выше гор.+255 м возможно вовлечение в отработку блока № 1 в подэтаже +255/+220 м. Включение в отработку запасов блока № 2 в подэтаже +255/+220 может производиться только после выемки запасов блоков № 2 и № 3 на горизонте +255 м.

При раскройке залежи на выемочные блоки учитывалось положение выработок на выше расположенном горизонте +255 м. Для упрощения организации горных работ и унификации схем подготовки транспортная выработка на гор. +220 м расположено «в створе» с разведочным штреком №1, пройденным на горизонте +255 м. Система разработки подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды применяется для отработки основной части запасов проектируемого участка в подэтаже +255/+220 м и является классическим вариантом системы подэтажного обрушения с применением самоходной техники и представлена в разделе 3.

### 5.1.1. Определение объема подготовительно-нарезных работ

Объемы подготовительно-нарезных работ в пределах блока, состоящего из камеры и междукамерного целика, для данного варианта системы разработки, представлены в табл. 5.1.

Таблица 5.1. Объем подготовительно-нарезных работ при системе подэтажного обрушения и отработкой запасов на всю мощность рудного тела

N⁰		Сече	п	Объём,	Объём,	Объём, $M^3$
п/	Наименование	ние,	Длина,	M	M	,
п			М	Всего	По руде	По породе
	Be	рхний	подэтаж	блока		
1.	Транспортный штрек	16,0	20	320	320	0
2.	Буровой штрек по ка- мере	16,0	20	320	320	0
3.	Погрузочный заезд в камеру	16,0	20	320	320	0
4.	Буровой орт по целику	16,0	16	256	256	0
5.	Отрезной восстающий	6,0	15	90	90	0
6.	Итого по подэтажу	-	-	1306	1306	0
7.		Нижни	й подэта	ж блока		
8.	Транспортный штрек	16	20	320	0	320
9.	Буровой штрек по ка- мере	16	20	240	0	240
10	Погрузочные заезды в камеру	16	32	512	0	512
11	Буровой орт по целику	16	16	256	256	0
12	Отрезной восстающий	6	30	180	180	0
13	Итого по подэтажу	-	-	1588	436	1152
14	Неучтённые полевые выработки	20%	-	579	348	230
15	Всего по системе раз- работки	-	-	3473	2090	1382

Средние параметры блока: высота – 45 м, длина – 40 м и ширина – 20 м. Удельный объем подготовительно-нарезных работ определяется по формуле  $q = \frac{Q}{V_{6\pi}}$ . Запасы руды в блоке при удельном весе руды – 3,9 т/м<sup>3</sup> составляют 140,4 тыс. т.

q — объем подготовительно-нарезных работ в блоке:

$$q_{(\text{BCEFO})} = \frac{3473}{1144} = 24,1 \text{ m}^3 / 1000 \text{ t}; q_{(\text{по руде})} = \frac{2090}{144} = 14,5 \text{ m}^3 / 1000 \text{ t};$$
$$q_{(\text{по породе})} = \frac{1382}{144} = 9,6 \text{ m}^3 / 1000 \text{ t}.$$

Для доступа техники и персонала на гор. +220 м проходится наклонный съезд +255/+220/+185 м. Подготовительные работы на гор.+220 м заключаются в проведении от наклонного съезда транспортного штрека гор. +220 м транспортного штрека, располагающегося «в створе» с пройденным ранее на гор. +255 м разведочным штреком № 1.

Транспортный штрек с юго-западной стороны рудного тела соединяется с пройденным ранее рудоспуском №2 и вентиляционным восстающим №2. С северо-восточной стороны рудного тела в тупиковой части транспортного штрека гор. +220 м проходится вентиляционно-ходовой восстающий +220/+185 м, а также оформляется сбойка с существующим рудоспуском +255/+220/185/+115 м.

Нарезные работы в заходках заключаются в проведении следующих выработок:

- из транспортного штрека гор. +220 м в пределах заходки проходятся буровые и доставочные орты (расстояние между данными ортами по осям составляет 15 м).

- в дальних торцах буровых и доставочных ортов по контуру рудного тела в каждом блоке проходятся блоковые отрезные штреки.

- из доставочных ортов в заходках для обеспечения площадного выпуска рудной массы и снижения потерь отбитой руды в направлении буровых ортов проводятся диагональные погрузочные заезды (под углом 60-70° к оси доставочного орта). - для оформления отрезных щелей в блоках из существующих выработок гор. +255 м с помощью секционного взрывания проходятся отрезные восстающие (по одному на каждый эксплуатационный блок). Места заложения отрезных восстающих показаны на рис. 5.1.

## 5.2. Определение параметров рудных целиков в днище выемочных блоков

Для сохранения доставочных ортов на горизонте +220 м на весь период отработки заходок над ними оформляются рудные целики. Их геометрические размеры представлены на рис. 5.3.



Рис. 5.3. Параметры рудных целиков над доставочными ортами отрабатываемых заходок в подэтаже +255/+220 м

#### 5.3. Очистные работы при отработке запасов руды

Отработка запасов руды в блоках производится независимо друг от друга. Очистные работы начинаются с образования отрезной щели в отрабатываемом блоке. Отрезную щель создают путем взрывания рядов параллельных скважин, пробуренных из отрезного штрека, на отрезной восстающий. По мере отбойки руды обрушенные налегающие породы заполняют пространство отрезной щели. После увеличения длины отрезной щели в блоке до 30-35 м приступают к выемке запасов первоочередной заходке в блоке. Отбойка руды в заходке осуществляется «в зажиме» на обрушенные налегающие породы, заполняющие выработанное пространство. Одновременно с началом очистной выемки в первоочередной заходки в блоке продолжается удлинение отрезной щели в блоке. По мере удлинения отрезной щели на каждые 30-35 м начинается отработка следующих заходок. Заходки в эксплуатационном блоке отрабатываются в сплошном порядке с формированием так называемого каскада, когда последующая заходка отрабатывается с отставанием по отношению к предыдущей. Отставание фронтов отбойки руды в смежных заходках должно быть не менее 3-х вееров скважин.

Отбойка руды в заходках осуществляется секциями. Размер секции на первоначальной стадии отработки секции (когда отбойка руды ведется непосредственно на отрезную щель) составляет 1-2 веера скважин. После нескольких взрывов в заходке увеличения ширины зажимающей среды до 12-15 м отбойка может вестись секциями, состоящими из 2-4 вееров скважин.

Отгрузка рудной массы производится через торцовую часть бурового орта, а также через диагональные погрузочные заезды, пройденные из доставочных ортов блока с использованием ПДМ [94].

После окончания отбойки руды в секции для полного выпуска отбитой руды производится отбойка рудных целиков оставленных для сохранности доставочных ортов и осуществляется их погашение. Погашение доставочных ортов осуществляется веерами скважин, разбуренными их доставочных ортов в отступающем порядке в направлении от контура рудного тела. Взрывание вееров скважин осуществляется по одному вееру. После каждой отбойки через торец доставочного орта производится выпуск рудной массы, оставшейся в выработанном пространстве над целиками днища блока.

#### 5.4. Расчет параметров буровзрывных работ

При отбойке руды в качестве ВВ применяется Граммонит М21, для разбуривания массивов руды используются скважины диаметром 89 мм.

Удельный расход Граммонита M21 (при механизированной зарядке) на скважинную отбойку для получения кондиционного куска 500 мм при веерном расположении скважин диаметром 89 мм и взрывании на разрушенную породу (зажатую среду) приведен в табл. 5.2.

Таблица 5.2. Значения удельного расхода в среднеблочных сильнотрещиноватых породах и рудах

Удельный расход ВВ при коэффициенте крепости <i>L<sub>mp</sub></i> , м по шкале Протодьяконова, кг/м <sup>3</sup>						ости					
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
	Диаметр скважин 89 мм										
0,1	0,55	0,58	0,61	0,64	0,67	0,7	0,73	0,76	0,79	0,82	0,85
0,2	0,77	0,82	0,86	0,90	0,95	0,99	1,03	1,07	1,12	1,16	1,20
0,3	0,95	1,00	1,05	1,10	1,16	1,21	1,27	1,32	1,37	1,42	1,48
0,4	1,09	1,16	1,22	1,28	1,34	1,40	1,46	1,52	1,58	1,64	1,70
0,5	1,23	1,29	1,36	1,43	1,50	1,57	1,64	1,70	1,77	1,84	1,90

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) при отбойке на зажатую среду определяется по формуле [93]:

$$W = 8.7 \cdot 10^{-3} d \frac{G}{\alpha} \sqrt{\frac{\delta KC}{f m(4+C)}},$$
 M (5.1)

Ниже для принятых условий рассчитана линия наименьшего сопротивления для скважин Ø89 мм по формуле:

$$W_{89} = 8,7 \cdot 10^{-3} \ 0,089 \ \frac{4291}{0,5} \sqrt{\frac{1,15 \cdot 10 \cdot 0,5}{14 \cdot 1,3 \cdot (4+0,5)}} = 1,8 \ M$$

где d – диаметр скважинного заряда, м; G – теплота взрыва для граммонита M21, G = 4291 кДж/кг;  $\alpha$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива горных пород  $\alpha$  = 0,5;  $\delta$  – плотность заряжания,  $\delta$  =1,15 т/м<sup>3</sup>; K – выход негабарита, % (принимается равным 10%); C – размер кондиционного куска, C = 0,5 м; f – коэффициент крепости руд по Протодьяконову, f =14; m – коэффициент сближения скважинных зарядов BB, m = 1,3.

Расстояние между концами скважин (а) в веере рассчитывается по следующей формуле:

$$a = m \cdot W = (1, 1 \div 1, 3)W, M$$
 (5.2)

где а – расстояние между концами скважин в веере, м; W – расчётная ЛНС, м. При диаметре скважин 89 мм:  $a_{89} = 1,3 \cdot 1,8 = 2,3$  м.

### 5.5. Определение потерь и разубоживания руды при выемке запасов

Расчет проектных размеров потерь и разубоживания руды при отработке запасов в подэтаже +255/+220 м производился в соответствии с основными положениями и требованиями [82-84].

Параметры и конструктивные особенности систем разработки описаны выше. Для наиболее точного определения размеров потерь и разубоживания руды при выемке запасов в качестве расчётной единицы при используемой системе разработки принимается заходка. Отработка заходки подразумевает под собой полный цикл подготовительных и очистных работ, повторяющийся для каждой заходки в эксплуатационном блоке.

Расчет проектных потерь и разубоживания руды производится по конкретным местам их образования для применяемого варианта системы разработки. При выемке запасов системой разработки подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды потери и разубоживание руды характеризуются следующими местами их образования:

 потери при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);

- потери руды в выработанном пространстве при выпуске под обрушенными породами;

- потери руды на поверхности лежачего бока;

 - разубоживание при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);

- разубоживание от дополнительной прирезки пород лежачего бока;

- разубоживание при выпуске под обрушенными породами.

## 5.5.1. Потери руды на днище заходки при выпуске под обрушенными породами

Данный вид потерь формируется в гребнях по бокам выпускной выработки, а также в гребнях с фронтальной стороны выпускной выработки (рис. 5.4).



Рис. 5.4. Потери отбитой руды в торцовой части выпускной выработки (по длине заходки)

Объём руды, теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки, может быть подсчитан по следующей формуле:

$$V_{\text{бок}} = \frac{\left(\frac{\left(\theta_{3} - \theta_{\delta,\partial}\right)}{2}\right)^{2} \cdot tg\theta}{\theta_{3} \cdot H_{3} \cdot K_{p}}, \text{ M}^{3}$$
(5.3)

где  $e_3$  - ширина заходки, м;  $e_{\delta,\partial}$  – ширина буро-доставочной выработки, м;  $\theta$  угол откоса рудных гребней, (для мелкокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм до 10% - 75-80°; для среднекусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм от 10 до 30% - 70-75°; для крупнокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм более 30% - 65-70°;  $H_3$  – высота заходки, м;  $K_p$  – коэффициент разрыхления, доли ед.

Объём руды, теряемой с фронтальной стороны выработки доставки, подсчитывается по следующей формуле:

$$\mathbf{V}_{\text{фронт}} = \frac{\left(\boldsymbol{e}_{c\pi} \cdot \boldsymbol{K}_{p} - \boldsymbol{h}_{_{\mathcal{B}H}}\right) \cdot tg \,\boldsymbol{\theta}}{\boldsymbol{H}_{_{3}} \cdot \boldsymbol{e}_{_{3}} \cdot \boldsymbol{L}_{_{3}}} \quad , \mathbf{M}^{3}$$
(5.4)

где  $e_{cn}$  – толщина отбиваемого слоя руды, м;  $h_{eh}$  – глубина внедрения ковша машины в навал руды, м.

Потери отбитой руды в неизвлекаемых частях откоса определяются:

$$\Pi_{2} = \frac{\left(V_{\delta o \kappa} + V_{\phi p o \mu m}\right)}{H_{_{3}} \cdot \boldsymbol{e}_{_{3}} \cdot L_{_{3}}} \cdot \left(100 - M\right) \quad , \%$$
(5.5)

где  $L_3$  – длина заходки, м; U – извлечение руды из откосов при отработке нижележащего этажа (как правило, не более 30-50%).

#### 5.5.2. Потери руды на поверхности лежачего бока

Данный вид потерь образуется при выпуске руды под обрушенными налегающими породами, когда угол падения рудного тела ( $\alpha$ ) меньше угла откоса поверхности теряемой руды при выпуске под обрушенными породами.

Применительно к системе подэтажного обрушения, данный вид потерь может быть рассчитан по следующей формуле:

$$\Pi_{\pi} = \frac{H_{_{3}} \cdot (ctg\alpha - ctg\delta)}{2 \cdot m \cdot K_{_{p}}} \cdot 100, \ \%$$
(5.6)

где H<sub>3</sub> - высота отрабатываемой заходки, м; α - угол падения рудного тела на отрабатываемом участке, град; δ - угол откоса поверхности теряемой руды при выпуске её под обрушенными породами, град.

$$\delta = \operatorname{arctg}\left(\operatorname{ctg}^{2}\frac{90-\varphi}{2}\right);\tag{5.7}$$

где φ - угол естественного откоса руды, для большинства месторождений φ=37°; m – мощность рудного тела на участке; K<sub>p</sub> – коэффициент разрыхления (при отбойке в зажиме составляет 1,25-1,35), доли ед.

При углах падения рудного тела менее 50-55° потери данного вида становятся недопустимо большими и нормированию не подлежат. Сократить потери руды на лежачем боку месторождения можно прирезкой пород лежачего бока. Оптимальная величина подрезки пород лежачего бока (r) определяется с учетом коэффициента  $\mu$  по формуле:

$$r = \frac{H_{_3} \cdot \left( ctg \,\alpha - ctg \,\delta \right)}{1 + \mu} , \,\mathrm{M}$$
(5.8)

Возможное сокращение потерь на поверхности лежачего бока будет определено по формуле:

$$\Delta \Pi_{3} = \frac{r \cdot H_{3} - \frac{r^{2} \cdot (\sin 180 - \delta)}{2 \cdot tg(180 - (180 - \delta) - \alpha)}}{H_{3} \cdot l \cdot K_{p}} , \%$$
(5.9)

Окончательная величина потерь на лежачем боку залежи определяется:

$$\Pi_3 = \Pi_{\pi} - \varDelta \Pi_3 \quad , \ \% \tag{5.10}$$

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 5.5.



Рис. 5.5. Схема к определению оптимальной величины потерь отбитой руды на поверхности лежачего бока

### 5.5.3. Разубоживание руды от прирезки пород лежачего бока

Прирезка пород лежачего бока, с целью снижения потерь руды при выпуске под обрушенными породами, приводит к разубоживанию руды. Оптимальное разубоживание руды с учетом величины подрезки пород лежачего бока (рис. 5.5) определяется по формуле:

$$P_{2} = \frac{r^{2} \cdot (\sin 180 - \delta) \cdot \gamma_{n}}{2 \cdot tg (180 - (180 - \delta) - \alpha) \cdot H_{3} \cdot l \cdot \gamma_{p}} \cdot 100, \%$$
(5.11)

где  $\gamma_{\pi}$  - средняя плотность породы, т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{p}$  - средняя плотность руды, т/м<sup>3</sup>.

#### 5.5.4. Разубоживание при выпуске руды под обрушенными породами

По результатам моделирования выпуска руды (исследования Р. Квапилла и др.), а также основываясь на проведённых на рудниках исследованиях, было установлено, что при высоте выемочных единиц до 25-35 м при выпуске руды под обрушенными породами происходит практически «столбообразное» движение руды к выпускному отверстию. На начальном этапе выпускается чистая неразубоженная руда. Затем контакт руда-порода начинает прогибаться под углом откоса рудного гребня ( $\theta$ ) (изменяющегося в пределах 65-80° в зависимости от крупности руды). В выпускаемую руду начинает проникать порода, находящаяся в торце и кровле заходки, после чего начинается выпуск разубоженной руды. В дальнейшем, до самого окончания выпуска отбитого слоя, происходит постепенное увеличение количества породы, вовлекаемой в рудную массу. Происходит снижение качества руды. Выпуск слоя отбитой руды продолжается до достижения бортового содержания в выпускаемой рудной массе.

Конфигурация фигуры выпуска и примешиваемых при выпуске обрушенных пород с торцовой стороны выпускаемого слоя представлена на рис. 5.6. Фигура торцового разубоживания имеет довольно сложную форму и в общем виде может быть представлена эллипсоидом усечённым торцовой стенкой выпускаемого слоя руды. Её грань, расположенная на границе с выпускаемым слоем руды имеет плоскую форму, противоположная сторона фигуры разубоживающих пород имеет сферическую поверхность с незначительной кривизной.





Для упрощения расчётов по определению разубоживания руды с торцовой стороны отбитого слоя, и в то же время получения достаточно достоверных и точных результатов, приняты следующие положения:

- все примешивающиеся при выпуске породы (рис. 5.6) можно представить, как три геометрические фигуры, представленные на рис. 5.7;

- фигура 1 представляет собой клин с плоскими гранями, расположен в створе с буро-доставочной выработкой заходки;

- фигуры 2 и 3 одинаковы и представляют собой трехгранные пирамиды. Они расположены в краевых частях заходки.



Рис. 5.7. Схема к расчёту количества разубоживающих пород с торцовой стороны выпускаемого слоя

Указанные на рис. 5.7 величины а<sub>р</sub>, b<sub>р</sub> и h<sub>р</sub> определяются по формулам:

$$\mathbf{a}_{p} = H_{_{3}} - \mathbf{B}_{_{\mathrm{CI}}} \cdot K_{_{p}} \cdot tg \ \theta, \,\mathbf{M}$$
(5.12)

$$\mathbf{b}_{\mathrm{p}} = H_{_{3}} \cdot tg \ (90 - \theta) - \mathbf{B}_{_{\mathrm{CI}}} \cdot K_{_{p}}, \,\mathrm{M}$$
(5.13)

$$h_{p} = \frac{B_{_{3}} - B_{_{6\pi}}}{2}, \, M, \tag{5.14}$$

где  $H_3$  - высота отрабатываемой заходки, м;  $B_3$  - ширина отрабатываемой заходки, м;  $K_p$  – коэффициент разрыхления (при отбойке в зажиме составляет 1,25-1,35), доли ед;  $B_{cn}$  - толщина отбиваемого слоя руды, м;  $e_{\delta d}$  - ширина буро-доставочной выработки в заходке, м;  $\theta$  - угол откоса рудных гребней, градусов.

Площадь граней всех трёх фигур, заштрихованных красным цветом, определяется по формуле:

$$S\Delta = 0,5 \cdot a_{p} \cdot \theta_{p}, M^{2}$$
(5.15)

Объём фигуры 1 определяется из выражения:

$$\mathbf{V}_1 = \mathbf{S}\Delta \cdot \boldsymbol{\boldsymbol{\theta}}_{\mathrm{dg}}, \, \mathbf{M}^3 \tag{5.16}$$

128

Объём фигур 2 и 3 определяется как объём треугольной пирамиды:

$$V_2 = V_3 = \frac{S\Delta \cdot h_p}{3}, M^3$$
 (5.17)

Общий объём разубоживающих пород определяется суммированием объёмов трёх фигур.

$$V_{p} = V_{1} + V_{2} + V_{3}, M^{3}$$
(5.18)

Разубоживание с торцовой стороны выпускаемого слоя определяется следующим образом:

$$P_{\text{торц}} = \frac{\frac{V_{\text{p}}}{K_{p}}}{H_{_{3}} \cdot B_{_{3}} \cdot B_{_{\text{сл}}} - \frac{V_{_{\text{бок}}}}{K_{p}} - \frac{V_{_{\text{торц}}}}{K_{p}}} \cdot 100, \%$$
(5.19)

где V<sub>бок</sub> - объём руды теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки; V<sub>фронт</sub> - объём руды теряемой с фронтальной стороны доставочной выработки.

Помимо торцового разубоживания имеет место проникновение разубоживающих пород из кровельной части отрабатываемой заходки. Увеличение данного вида разубоживания происходит не по прямой линии, а по эллиптической кривой, показанной на рис. 5.8, что дает основание для принятия на отрезке от U<sub>o</sub> до U=1 коэффициента  $\pi/4$  (0,786).



Рис. 5.8. Изменение качества добытой руды по мере её выпуска под обру-

шенными породами

Использование показанной на рис. 5.8 зависимости позволяет произвести определение среднего содержания полезного компонента в добытой рудной массе:

$$a = a_{\delta} + (C_{np} - a_{\delta})U_{o} + \frac{\pi}{4}(1 - U_{o})(C_{np} - a_{\delta}), \qquad (5.20)$$

где  $U_o$  - процент выхода чистой неразубоженной руды (при торцовом выпуске может быть принят равным 30-50%), %;  $a_6$  - браковочное содержание основного полезного компонента в руде, %;  $C_{np}$  - приведенное содержание компонентов в руде, %.

Разубоживание руды от поступления пород из кровельной части отбиваемого слоя при выпуске под обрушенными породами определяется с учетом разницы плотностей руды и вмещающих пород по формуле:

$$P_{\rm kpob} = \frac{(C_{np} - a)}{C_{np}} \cdot 100, \%$$
(5.21)

Общее разубоживание руды при выпуске под обрушенными породами определяется суммированием разубоживания с торцовой и кровельной сторон выпускаемого слоя:

$$P_{3} = P_{\text{торц}} + P_{\text{кров}}, \%$$
 (5.22)

#### 5.5.5. Общие потери и разубоживание руды по системе разработки

Для отдельных выемочных единиц (заходок) общие нормативные потери и разубоживание руды при системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды определяются суммированием всех видов нормативных потерь и разубоживания для данной системы разработки:

$$\sum \Pi_{\rm H} = \Pi_1 + \ldots + \Pi_n , \%$$
 (5.23)

$$\sum P_{H} = P_{1} + \dots + P_{n} , \%$$
 (5.24)

Рассчитанные размеры потерь и разубоживания руды по местам их образования для условий выемки запасов в подэтаже +255/+220 м представлены в табл. 5.9. Таблица 5.9. Потери и разубоживание руды при выемке заходок внутри эксплуатационного блока

N⁰	Место образования потерь и разубоживания	Потери, %	Разубо- живание, %
1	Потери и разубоживание руды при оконтури- вании рудного тела (из-за сложности контакта)	0,68	2,01
2	Потери отбитой руды на днище заходки при выпуске под обрушенными породами	10,87	-
3	Потери отбитой руды на поверхности лежачего бока	1,69	-
5	Разубоживание от прирезки пород лежачего бока	-	3,57
6	Разубоживание при выпуске под обрушенными породами	-	15,84
7	Всего	13,2	21,4

Установлено, что в условиях перехода от систем разработки камерной к подэтажного обрушения при различных объемах выпуска горной массы объемом от 100 до 450 тыс. т в начальной стадии выпуска руды потери и разубоживание руды составляли соответственно 7,5-8,0 и 3-12 тыс. т, в последующей — 9-43 и 5-24 тыс. т (рис. 5.9, 5.10).



Рис. 5.9. Изменение потерь и разубоживания руды при различных объемах выемки горной массы при системе разработки подэтажного обрушения: 1 -

объем горной массы; 2 – потери руды; 3 – разубоживание руды



Рис. 5.10. Изменение потерь и разубоживания руды при различных объемах выемки горной массы в условиях перехода от камерной системы разработки с расположением со смещением относительно друг друга камер и временных междукамерных целиков к подэтажному обрушению: 1 - объем горной мас-

сы; 2 – потери руды; 3 – разубоживание руды

# 5.6. Сравнительная оценка экономической эффективности камерной системы разработки в сравнении с вариантом отработки системой подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды

Оценка экономической эффективности камерной системы разработки произведена в сравнении с вариантом отработки системой подэтажного обрушения (ПО) с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды по укрупненным технико-экономическим показателям. В качестве критерия экономической оценки этих вариантов [97-101] использован максимум чистого дисконтированного дохода (ЧДД), включающего в себя потоки денежных средств (инвестиций, эксплуатационных затрат, доходов и др.). Годовая производительность отрабатываемого Юго-Западного рудного тела для указанных вариантов одинаковая и принята равной 758 тыс. т/год. Продолжительность подготовки и очистной выемки по системам разработки составляет 3 года. Экономическая оценка разработки вариантов производится по инвестициям и по эксплуатационным затратам.

Инвестиционные вложения для отработки Юго-Западного рудного тела по рассматриваемым вариантам включают расходы на проведение горнокапитальных работ, приобретение оборудования. Основные капитальные затраты по обоим вариантам приняты одинаковыми, так как схема вскрытия по рассматриваемым вариантам не меняется. Таким образом, инвестиции по обоим вариантам составляют 233284,5 тыс. руб.

Эксплуатационные расходы включают в себя амортизационные расходы, горно-подготовительные нарезные работы затраты на на отрабатываемом участке, затраты на отбойку руды, бурение скважин, ВШТ, подъем, вентиляцию, компрессорную и др. Амортизационные расходы по обоим вариантам отработки одинаковы и составляют 69261,06 тыс. руб. (табл. 5.10). Эксплуатационные затраты ПО системам разработки представлены в табл. 5.11.

Таблица 5.10. Амортизационные отчисления на основные фонды и оборудование

Цанионоронно затрат	Стоимость,	Норма амор-	Амортизация,	
паименование затрат	тыс. рублей	тизации, лет	тыс. рублей	
ГПР	65760	3,00	21920,00	
Погрузочно-доставочные				
машины	71710	3,00	23903,33	
Установки для бурения бу-				
ровых скважин	48990	5,00	9798,00	
Зарядные машины	4615	3,00	1538,33	
Проходческая установка				
ППВУ	15620	3,00	5206,67	
Проходческая установка				
ВМП	11360	3,00	3786,67	
СМР	15229,5	4,90	3108,06	
ИТОГО	233284,50		69261,06	

	Наименование системы разработки			
		Подэтажное обру-		
Наименование показателя	Камерная система	шение с односта-		
	пазработки	дийной отбойкой и		
	puspuoorini	площадным выпус-		
		ком руды		
Затраты на подготовительно-				
нарезные работы	36140,8	42857,2		
Затраты на отбойку руды	16604,5	18470,2		
Затраты на бурение скважин	19510,3	20101,5		
Внутришахтный транспорт	30993,8	31019,7		
Подъем	36298,3	36328,7		
Вентиляция	28947,7	28971,9		
Компрессорная	1288,25	1289,33		
ОПР	47437,89	47477,58		
Амортизация нового оборудования	69261,06	69261,06		
ИТОГО	286482,65	295777,25		
На 1 т руды	378,05	389,99		

Таблица 5.11. Годовые эксплуатационные затраты по вариантам, тыс. руб.

Таким образом, общие эксплуатационные затраты составляют по варианту камерной системы — 286482,65 тыс. рублей; на 1 т руды — 378,05 тыс. рублей; по варианту подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды — 295777,25 тыс. рублей; на 1 т руды — 389,99 тыс. рублей. По варианту камерной системы эксплуатационные расходы на 3% ниже, чем у варианта подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды.

Выручка от реализации продукции определена на период отработки Юго-Западного рудного тела (3 года). Для варианта камерной системы разработки она составляет 4460920,1 тыс. руб.; себестоимость выпуска продукции — 859447,9 тыс. руб. Для варианта с подэтажным обрушением с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды выручка от реализации составляет 4457676,1 тыс. руб.; себестоимость выпуска продукции — 887331,8 тыс. руб.

Вследствие увеличения потерь и разубоживания для варианта с подэтажным обрушением ценность товарной руды снижается по сравнению с вариантом камерной системы разработки и соответственно выручка от реализации продукции выше.

Сравнительный финансовый анализ двух вариантов отработки: камерной системы и подэтажным обрушением с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды показывает имеющиеся различия в их эффективности (табл. 1-4, приложение 5). В связи с равномерным распределением объемов по годам сальдо суммарного денежного потока на каждый год также является равномерным и составляет:

для варианта с камерной системой разработки — 1029653,64 тыс. руб./год; для варианта с подэтажным обрушением — 1021352,89 тыс. руб./год.

С учетом вычета затрат на капитальные вложения (233284,5 тыс. руб.) сальдо суммарного денежного потока после отработки слепого рудного тела (после 3 лет очистной выемки) составит:

для варианта с камерной системой разработки — 2855676,4 тыс. руб.; для варианта с подэтажным обрушением — 2830774,2 тыс. руб.

Чистый годовой доход нарастающим итогом для варианта с камерной системой разработки: 1 год — 796369,14 тыс. руб.; 2 год — 1826022,77 тыс. руб.; 3 год — 2855676,41 тыс. руб.; для варианта с подэтажным обрушением: 1 год — 788068,39 тыс. руб.; 2 год — 1809421,28 тыс. руб.; 3 год — 2830774,16 тыс. руб.

По наиболее общему интегральному критерию эффективности по чистому доходу вариант с камерной системой разработки становится эффективнее варианта с подэтажным обрушением сразу с первого года отработки (рис. 5.11).





В табл. 5.12 приведен сводный технико-экономический план отработки Юго-Западного участка в этаже 220-255 м. На рис. 5.12 показан график получения дополнительного чистого дохода с применением варианта блокового обрушения.

Таблица 5.12. Основные технико-экономические показатели отработки Юго-Западного участка по варианту камерной системы разработки и подэтажного обрушения

-				
N⁰	Наименование показателя	Ед. изм.	Камерная	Подэтажное
			система	обрушение с
			разработки	одностадийной
				отбойкой и
				площадным
				выпуском руды
1.	Объем добычи руды в год	тыс. т	758	758
2.	Объем добычи руды за	тыс. т	2274,0	2274
	весь период отработки			
3.	Размеры (длина, ширина,	М	20×20,	20×40
	высота) камер и целиков		высота равна	
			высоте блока	
4.	Потери	%	9,9	15,8
5.	Разубоживание	%	16,5	23,1
6.	Срок отработки запасов	лет	3	3
7.	Капитальные вложения	тыс. руб.	233284,5	233284,5
8.	Выручка от реализации продукции	тыс. руб.	4460920,1	4457676,1
9.	Средняя цена товарной продукции	руб./т	1962,2	1960,3
10.	Себестоимость добычи	руб./т	378,05	389,99
	руды			
11.	Балансовая прибыль	тыс. руб.	3601472,2	3570344,4
12.	Чистый доход	тыс. руб.	2855676,41	2830774,16
13.	Чистая прибыль	тыс. руб.	2881177,7	2856275,5

Анализ экономической эффективности двух вариантов отработки показывает, что вариант камерной системы разработки с расположением со смещением относительно друг друга камер и целиков по основным техникоэкономическим показателям превосходит вариант подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды и применение этого варианта даст возможность получения дополнительного чистого дохода 24902,25 тыс. рублей.



Рис. 5.12. График получения дополнительного чистого дохода с применением камерной системы разработки. 1-3 — 2014-2016 годы

#### 5.7. Выводы

1. Для условий отработки запасов Юго-Западного рудного тела при переходе от камерной системы разработки обоснованы параметры системы подэтажного обрушения ниже гор. +255 м. При данной системе разработки рудные запасы этажа разбиваются на блоки, располагающиеся вкрест простирания рудного тела. Средние параметры блока: высота 45 м, длина 40 м и ширина 20 м.

2. Выполнен расчет параметров буровзрывных работ, включающий обуривание веерами скважин при удельном расходе ВВ на отбойку 1,64 кг/м<sup>3</sup> и ЛНС — 1,8-2,0 м. Объем подготовительно-нарезных работ составил 14,5 м<sup>3</sup>/1000 т.

3. Определены потери и разубоживание руды при выемке запасов системой подэтажного обрушения, которые характеризуются следующими местами их образования; при оконтуривании рудного тела, в выработанном пространстве под обрушенными породами; на поверхности лежачего бока, от дополнительной прирезки пород лежачего бока и др. Установлено, что предложенный вариант системы разработки позволил достичь потерь 13,2% и разубоживание — 21,4%. На отдельных этапах выпуска руды при переходе от камерной системы разработки к подэтажному обрушению потери и разубоживание руды снижались соответственно до 7,5-13% и 2-12%.

4. Дана оценка эффективности подэтажного обрушения и предложенной камерной системы разработки со смещением камер и междукамерных целиков относительно друг друга при выемке на начальной стадии Юго-Западного слепого рудного тела, которая производилась сопоставлением эксплуатационных расходов, прибыли от реализации продукции, срока отработки рудных запасов, чистого дохода, показателей отработки участка системами разработки.

5. Установлено, что в начальной стадии выемки рудных запасов в Юго-Западном рудном теле участка Новый Шерегеш амортизационные расходы по обоим системам разработки одинаковы и составляют 69261,06 тыс. руб. Себестоимость добычи руды по камерной системе разработки равна 378,05 руб./т, по подэтажному обрушению — 389,99 руб./т. Чистый годовой доход составил соответственно 2,86 и 2,83 млрд руб., прибыль — 2,88 и 2,85 млрд руб.. Экономический эффект от применения камерной системы разработки с переходом на подэтажное обрушение на Горно-Шорском филиале АО "Евразруда" составил более 24 млн рублей/1000 т (в ценах 2016 г.) (Приложение 6).

#### ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, изложены научно обоснованные технические и технологические решения актуальной научно-практической задачи по обоснованию параметров геотехнологии разработки слепых рудных тел на железорудных удароопасных месторождениях, включающие выемку на начальной стадии рудных запасов камерной системой разработки с переходом на подэтажное обрушение, имеющие существенное значение для развития горнопромышленного комплекса страны.

Основные научные результаты, выводы и рекомендации заключаются в следующем:

1. Дана оценка геомеханического состояния массива горных пород в слепом рудном теле при камерной системе разработки и подэтажного обрушения с понижением очистных работ. Установлено, что при камерной системе разработки выемка камер и междукамерных целиков, расположенных со смещением относительно друг друга в первую очередь вкрест простирания, во вторую по простиранию слепого рудного тела и системой подэтажного обрушения с увеличением глубины горных работ от 445 до 1000 м, напряжения в направлении вкрест и по простиранию рудного тела на каждые 200 м увеличиваются по прямолинейной зависимости соответственно от –5 (–15) до –15 (–20) МПа, при этом возникают толчки энергетического класса от 1 до 3,9.

2. Обоснованы рациональные параметры камерной системы разработки слепых рудных тел на удароопасном месторождении. Установлено, что длина и ширина камер и междукамерных целиков с их смещением относительно друг друга вкрест и по простиранию слепого рудного тела составляют в поперечном сечении  $20 \times 20$  м, объем подготовительно-нарезных работ 9,6-14,5 м<sup>3</sup>/1000 т, потери и разубоживание руды соответственно: 9,4-9,9% и 16,5-18,6%, в зависимости от физико-механических свойств и трещиноватости горных пород, устойчивости обнажений, глубины горных работ. Выявлено, что с увеличением глубины очистных работ от 445 до 1000 м ширина и длина целиков возрастает в 2 раза. Доказано, что при отработке слепого крутопадающего рудного тела на начальной стадии выемки руды достигается снижение объема подготовительно-нарезных работ в 1,5-1,7 раза с повышением устойчивости кровли выработанного пространства.

3. Установлено влияние действия взаимного расположения вееров скважинных зарядов BB со взрыванием зарядов BB с меньшими углами раскрытия взрывной воронки с опережением по отношению к зарядам BB с большими углами раскрытия воронки по каждому ряду скважин в сравнении с однорядным расположением веерных зарядов BB в зависимости от линии наименьшего сопротивления, удельного расхода BB, физико-механических свойств и размера кусков горной породы. Все это позволило снизить удельный расход BB на вторичное дробление руды в 3 раза.

4. Обоснованы параметры геотехнологии при нисходящей отработке слепого рудного тела в условиях перехода от камерной системы разработки к системе подэтажного обрушения с одностадийной отбойкой и площадным выпуском руды с разбивкой рудных запасов на блоки высотой 45 м, длиной 40м и шириной 20 м и образованием отрезной щели шириной 2 м на границе простирания рудного тела. Предложенная геотехнология позволяет снизить потери и разубоживание руды соответственно в 1,1-1,2 и 1,4-1,7 раза.

5. Установлены зависимости между объемом горной массы, потерями и разубоживанием руды от удельного расхода ВВ на вторичное дробление при отработке рудных запасов камер и междукамерных целиков.

6. Дана технико-экономическая оценка при переходе от систем разработки камерной к подэтажному обрушению, которая показала, что эксплуатационные затраты по варианту со смещением камер и целиков ниже на 3%, прибыль выше на 1%.

Результаты исследований на Горно-Шорском филиале АО "Евразруда" использованы при отработке Юго-Западного слепого рудного тела участка Новый Шерегеш и вошли в проекты по отработке участков Западный и Северо-Западный Таштагольского месторождения, а также при составлении нормативных и методических документов. Отдельные решения внедрены в Горно-Шорском филиале АО "Евразруда" с общим экономическим эффектом более 24 млн рублей в год/1000 т (в ценах 2016 г.).

141

#### СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Еременко, А. А. Совершенствование геотехнологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. П. Гайдин // Новосибирск: Наука, 2008. — 312 с.

2. РД 06-329-99. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003.

3. Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Зарегистрировано в Минюсте России 04.04.2014 года № 31822, приказ Ростехнадзора от 02.12.2013 года № 576 «Об утверждении Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности».

 Рассказов, И.Ю. Геоакустический портативный прибор нового поколения для оценки удароопасности массива горных пород [текст] / И.Ю. Рассказов, Д.С. Мигунов, П.А. Аникин и др. // ФТПРПИ. — 2015. — № 3. — С. 169-179.
 Селивоник, В.Г. Опыт отработки удароопасных бокситовых месторождений Северного Урала [электронный ресурс] / В.Г. Селивоник // Режим досту-

па: http://igd.uran.ru/geomech/articles/svg001/index.html, свободный.

6. Сидоров, Д.В. Методы оценки напряженного состояния и удароопасности рудных залежей [текст] / Д.В. Сидоров // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 135-139. 7. Милетенко, И.В. Оценка техногенной нарушенности разделительного целика [текст] / И.В. Милетенко, Н.А. Милетенко, В.Н. Одинцев // ГИАБ. — 2014. — № 6. — С. 41-47. 8. Саксин, Б.Г. Принципы комплексного изучения современного напряженнодеформированного состояния верхних уровней земной коры амурской литосферной плиты [текст] / Б.Г. Саксин, И.Ю. Рассказов, Б.Ф. Шевченко // ФТПРПИ. — 2015. — № 2. — С. 53-65.

9. Потапов, В.П. Разработка сервиса облачных вычислений и обработки данных о сейсмических событиях в геомеханико-геодинамически активных угледобывающих районах Кузбасса [текст] / Потапов В.П., Опарин В.Н., Гиниятуллина О.Л. и др. // ФТПРПИ. — 2015. — № 3. — С. 162-168.

10. Асминг, В.Э. Геодинамический мониторинг района производственной деятельности ОАО «Апатит» [текст] / В.Э. Асминг, С.А. Жукова, П.А. Корчак // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 149-158.

11. Козырев, А.А. Закономерности проявлений техногенной сейсмичности в иерархично-блочных массивах горных пород [текст] / А.А. Козырев, Э.В. Каспарьян, С.Н. Савченко, Ю.В. Федотова // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 45-51.

12. Козырев, А.А. Техногенная сейсмичность при ведении горных работ на рудниках Кольского полуострова [текст] / А.А. Козырев, В.И. Панин, Ю.В. Федотова // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 64-69.

13. Яковлев, Д.В. Автоматизированные системы контроля проявлений горного давления, основанные на регистрации динамики деформаций контролируемых объектов в условиях изменяющихся напряжений (АСКГД) [текст] /

Д.В. Яковлев, А.Е. Удалов, Г.Л. Мильман // Сборник научных трудов научнопрактической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 52-63.

14. Яковлев, Д.В. Принципы построения интегрированных интеллектуальных систем сейсмодеформационного контроля состояния геологической среды [текст] / Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков, С.Н. Мулев // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 26-35.

15. Бабкин, Е.А. Контроль и управление геомеханическими процессами на рудниках 3Ф ОАО ГМК «Норильский никель [текст] / Е.А. Бабкин, Л.В. Какошина, Е.В. Родионова, С.Н. Мулев // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 15-25.

16. Шабаров, А.Н. К вопросу исследования и выявления тектонически опасных зон Талнахского рудного узла [текст] / А.Н. Шабаров, В.А. Звездкин, Р.Б. Галаов, Ю.Н. Наговицын // Сборник научных трудов научнопрактической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 140-148.

17. Востриков, В.И. Система деформационного мониторинга на рудниках Норильского комбината [текст] / В.И. Востриков // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 182-190.
Козырев, А.А. Вероятностный прогноз сейсмоопасных зон в условиях удароопасных месторождений Хибинского массива [текст] / А.А. Козырев, Ю.В. Федотова, О.Г. Журавлева // Вестник МГТУ, том 17. – 2014. — № 2. – С. 225 – 230.

19. Курленя, М. В. Техногенные геомеханические поля напряжений [текст] / М. В. Курленя, В. М. Серяков, А. А. Еременко // Новосибирск: Наука, 2005. — 264 с.

20. Каплунов, Д.Р. Принципы проектирования горнотехнических систем комплексного освоения рудных месторождений комбинированной геотехнологией [текст] / Д.Р. Каплунов, М. В. Рыльникова // ФТПРПИ. — 2008. — № 6. – С. 58-66.

21. Каплунов, Д.Р. Основные направления и перспективы развития энергоэффективных и экологически безопасных геотехнологий при разработке месторождений на больших глубинах [текст] / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, В.В. Экс // ГИАБ. — 2014. — № 6. — С. 5-9.

22. Захаров, В.Н. Моделирование влияния техногенного воздействия на изменение напряженно-деформированного состояния массива горных пород [текст] / В.Н. Захаров, О.Н. Малинникова, Ю.А. Филиппов и др. // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горнометаллургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 77-83.

23. Карасев, А.В. Геомеханическое состояние горного массива в условиях повышенного горного давления шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский» [текст] / А.В. Карасев // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 88-93.

24. Андреев, А.А. Перспективы развития способа разгрузки массива скважинами большого диаметра на рудниках 3Ф ОАО «ГМК «Норильский никель» [текст] / А.А. Андреев, А.Е. Удалов, Б.Н. Севастьянов, Ю.Н. Наговицын // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 94-99.

25. Осинцев, В.А. Технология отработки удароопасных участков месторождения [текст] / В.А. Осинцев, В.М. Беркович, Д.В. Шараев // ГИАБ. — 2011. — № 2. – С. 99-105.

26. Бессонов, И.И. Сбережение ресурсов при подземной разработке рудных месторождений [текст] / И.И. Бессонов // Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых и освоения подземного пространства Северо-Запада России. – Ч.1. – Апатиты, Изд. КНЦ РАН, 2001. – С. 6-21.

27. Филиппов, П.А. Определение конструктивных параметров днища очистного блока в системе этажного обрушения руды [текст] / П.А. Филиппов // ФПФТГ, Том 1, 2012. – 146 с.

28. Набатов, В.В. Мероприятия по снижению горного давления в выработках [текст] / В.В. Набатов, А.В. Щербаков // ГИАБ. — 2006. – С. 233-236.

29. Сосновский, Л.И. Обоснование методов управления геомеханическими процессами при подземной разработке золоторудных месторождений на основе выявленных закономерностей формирования тектонических структур [текст] / Л.И. Сосновский // Автореф. .... докт. техн. наук Иркутск: Иркутский государственный технический университет, 2007. - 40 с.

30. Атрушкевич, В.А. Двухстадийный выпуск руды при отработке наклонных залежей [текст] / В.А. Атрушкевич // ГИАБ. 2014. — №5. — С. 5-8.

31. Кузенков, М.В. Опыт внедрения камерных систем разработки при отработке «медистых» руд рудника «Октябрьский» [текст] / М.В. Кузенков // Сборник научных трудов научно-практической конференции "Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений": ОАО Горно-металлургическая компания "Норильский никель" Заполярный филиал, Норильск, 2012. – С. 120-124. 32. Еременко, А. А. Горно-геологические и геомеханические условия разработки железорудных месторождений в Алтае-Саянской складчатой области [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. П. Гайдин // Новосибирск: Наука, 2009. - 224 с.

33. Башков, В.И. Оценка НДС массива горных пород при отработке блоков в сближенных рудных телах Абаканского месторождения [текст] / В.И. Башков, А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. А. Котляров // ГИАБ. — 2013. — № 8. — С. 5-8.

З4. Еременко, А.А. Опыт отработки камеры с закладкой выработанного пространства на Таштагольском месторождении [текст] / А.А. Еременко, В. И. Башков, А. Н. Александров, Б. Б. Татарников // ГИАБ. — 2013. — № 10. — 21-23.

 Башков, В.И. Оценка сейсмического воздействия массового взрыва на здания в районе Таштагольского месторождения [текст] / В.И. Башков,
 А.А. Еременко, И.В. Машуков // ГИАБ. — 2016. — № 2. — 160-171.

36. Еременко, А. А. О развитии очистных работ в районе предохранительных целиков на северном фланге удароопасного Таштагольского месторождения [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, В. И. Башков, Матвеев И. Ф. // Труды XX всероссийской конф. с участием иностр. ученых " Геодинамика и напряженное состояние недр Земли". — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2013. — 306-314.

37. Еременко, А. А. Особенности разработки рудных залежей Шерегешевского месторождения [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, Г. Г. Монингер и др. // Горн. журнал. — 2007. — № 1. — С. 29-32.

38. Еременко, А. А. Оценка степени удароопасности массива горных пород при отработке Шерегешевского месторождения [текст] / А. А. Еременко, В. М. Серяков, В. А. Еременко, В. Н. Филиппов и др. // Труды науч. конф. «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли», Новосибирск: ИГД СО РАН, 2006. — С. 506-513.

39. Еременко, А. А. Контроль геомеханического состояния геологической среды при отработке Шерегешевского месторождения [текст] / А. А. Еремен-

ко, В. А. Еременко, В. Н. Филиппов и др. // ГИАБ. — 2007. — № 11. — С. 96-100.

40. Еременко, А. А. Снижение риска и уменьшение последствий техногенных катастроф при разработке рудных месторождений Горной Шории и Хакасии [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко // Тр. конф. «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды» 28.06-2.07.2010. — Т 2. Геотехнология. Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. — С. 61-66.

41. Еременко, А. А. Оценка состояния породного массива на участке «Подрусловый» Шерегешевского месторождения [текст] / А. А. Еременко, А. Н. Александров, В. А. Еременко и др. // Тр. конф. «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды» 09.10-12.10.2012. — Т 1. Геотехнология. Новосибирск: ИГД СО РАН, 2012. — С. 243-246.

42. Еременко, А. А. Геомеханическая оценка состояния вмещающего массива горных пород вокруг выработанного пространства на Шерегешевском месторождении [текст] / А. А. Еременко, Е. Н. Щептев, В. С. Беляев // ГИАБ. — 2013. — № 7. — С. 26-29.

43. Башков, В. И. Проблемы освоения железорудных месторождений Западной Сибири, склонных и опасных по горным ударам [текст] / В. И. Башков,
А. А. Еременко // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. Т.
1. — Новосибирск: ИГД СО РАН. — 2014. — С. 105-114.

44. Еременко, А. А. Геомеханическое обоснование технологических решений в условиях внедрения нового варианта системы разработки на Шерегешевском месторождении [текст] / А. А. Еременко, В.Ф. Мельниченко, В. И. Башков, Л. Н. Гахова // Вестник КузГТУ. — 2015. — № 6. — С. 25-32.

45. Козырев, С.А. Управление дробящим и сейсмическим действием взрывов при отработке мощных месторождений в условиях высокого горного давления [текст] / С.А. Козырева // Автореф. дис. ... докт. техн. наук. – СПб., 1996. - 43 с.

46. Юлнаков, Ю.Л. Обоснование условий возникновения сдвижений и деформаций в бортах залежи при переходе с открытого на подземный способ разработки [текст] / Ю.Л. Юлнаков и др. // Материалы 2-ой российскокитайской конференции, Новосибирск: ИГД СО РАН, 2012. – С. 473-478.

47. Лещинский, А.В. Обеспечение безопасного демонтажа после массового взрыва [текст] / А.В. Лещинский, Е.Б. Шевкун, К.А. Рудницкий // ГИАБ. — 2014. — № 2. — С. 356-358.

48. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах". Зарегистрировано в Министерстве юстиции Российской Федерации 1 апреля 2014 года, регистрационный № 31796.

49. Каплунов, Д.Р. Инновационное решение проблемы эффективной закладки выработанного пространства [текст] / Д.Р. Каплунов и др. // ФПФТГ, Том 1, 2012. – С. 29-32.

50. Серяков, В.М. Математическое моделирование техногенных полей напряжений при ведении очистных работ с использованием твердеющей закладки. [текст] / В.М. Серяков // ФПФТГ, Том 1, 2012. - С. 262-265.

51. Версилов, С.О. О повышении экологической безопасности отработки наклонных рудных залежей [текст] / С.О. Версилов // ГИАБ. — 2014. — № 7. — С. 333-336.

52. Сергеев, С.В. Методика контроля НДС закладочного массива как инструмент оценки геомеханической ситуации в слоевой системе разработки неустойчивых руд [текст] / С.В. Сергеев и др. // Горный журнал. — 2015. — № 7. — С. 33-36.

53. Алексеев, А.М. Определение размера зоны трещинообразования при ведении взрывных работ в условиях рудника "Айхал" [текст] / А.М. Алексеев // ГИАБ. — 2012. — № 10. — С. 382-388.

54. Курленя, М.В. Влияние взрывных работ на сейсмические и динамические явления при подземной разработке рудных удароопасных месторождений Сибири [текст] / М.В. Курленя, А.А. Еременко, В.И. Башков // Горный журнал. — 2015. — № 8. — С. 69-71.

55. Еременко, А. А. Геомеханическое обоснование технологических решений в условиях внедрения нового варианта системы разработки на Шерегешев-

ском месторождении [текст] / А.А. Еременко, В.Ф. Мельниченко, В.И. Башков, Л.Н. Гахова // Вестник КузГТУ. — 2015. — № 6. — С. 25-32.

56. Гахова, Л. Н. Решение задач теории упругости слоистого массива в трехмерной постановке методом граничных интегральных уравнений [текст] / Л. Н. Гахова // Труды XX конф. «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли», Новосибирск: ИГД СО РАН, 2013. – С. 185 – 190.

57. Курленя, М. В. Развитие экспериментально-аналитического метода оценки устойчивости горных выработок [текст] / М. В. Курленя, В. Д. Барышников, Л. Н. Гахова // ФТПРПИ. — 2012. — № 4. — С. 20-28.

Барышников, В. Д. Геомеханический мониторинг при разработке полезных ископаемых [текст] / В. Д. Барышников, Д. В. Барышников, Л. Н. Гахова, В. Г. Качальский // ФТПРПИ. – 2014. – № 5.

59. Башков, В.И. Оценка НДС массива горных пород при отработке блоков в сближенных рудных телах Абаканского месторождения [текст] / В.И. Башков, А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. А. Котляров // ГИАБ. — 2013. — № 8. — С. 5-8.

60. Еременко, А.А. Опыт отработки камеры с закладкой выработанного пространства на Таштагольском месторождении [текст] / А.А. Еременко, В. И. Башков, А. Н. Александров, Б. Б. Татарников // ГИАБ. — 2013. — № 10. — 21-23.

61. Еременко, А.А. Особенности развития очистных работ в предохранительных целиках под промышленными и водными объектами [текст] / А.А. Еременко, В. А. Еременко, В. Н. Колтышев, В. И. Башков, Е. Н. Щептев, В. А. Штирц // ГИАБ. — 2014. — № 4. — С. 11-17.

62. Башков, В.И. Оценка сейсмического воздействия массового взрыва на здания в районе Таштагольского месторождения [текст] / В.И. Башков, А.А. Еременко, И.В. Машуков // ГИАБ. — 2016. — № 2. — 160-171.

63. Еременко, А. А. О развитии очистных работ в районе предохранительных целиков на северном фланге удароопасного Таштагольского месторождения [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, В. И. Башков, Матвеев И. Ф. // Труды XX всероссийской конф. с участием иностр. ученых " Геодинамика и на-

пряженное состояние недр Земли". — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2013. — 306-314.

64. Еременко, А. А. Мониторинг напряженно-деформированного состояния массива горных пород при проведении совмещенных технологических взрывов [текст] / А. А. Еременко, В. И. Башков // III Всероссийский семинарсовещание, Триггерные эффекты в геосистемах, Тезисы докладов. М.: ИДГ РАН, 2015. С. 31.

65. Штирц, В.А. Оценка геомеханического состояния массива горных пород при производстве массовых взрывов на удароопасном рудном месторождении Горной Шории [текст] / В.А. Штирц, А.А. Еременко, В. И. Башков, А. И. Конурин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — Новосибирск: ИГД СО РАН — 2015. — № 2. — С. 205-213.

66. Башков, В. И. Оценка напряженно-деформированного состояния массива при разработке слепых рудных тел на месторождениях Горной Шории [электронный ресурс] / В. И. Башков, Еременко А.А., Колтышев В.Н., Христолюбов Е.А. // Современные проблемы в горном деле и методы моделирования горно-геологических условий при разработке месторождений полезных ископаемых. Материалы Всероссийской научно-технической конференции Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2015. http://science.kuzstu.ru/wp-content/Events/Conference/Other/2015/gd/gd2015

67. Патент РФ № 2584167 от 19.04.2016 г., опубл. по заявке № 2015106093 от 20.02.2015. Способ взрывной отбойки горных пород / патент на изобретение [текст] / Еременко А. А., Еременко В. А., Башков В. И., Конурин А. И.

68. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01). – М.: ГУП «НТЦ Промбезопасность», 2002.

69. Оценка сейсмического воздействия массовых взрывов на Таштагольском и Горно-Шорском филиалах, на здания и сооружения [текст] / А. А., Еременко А. Н. Александров, П. Б. Бортников и др. // Отчет о НИР; договор 311360952734/73-184 от 12.02.2014 г.; ОАО "Евразруда"-ИГД СО РАН, Новосибирск, 2014. — 74 с.

70. Разработка технических решений по снижению риска и уменьшению последствий динамических явлений при отработке рудных участков на Таштагольском месторождении [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, Л. Н. Гахова, А. Н. Александров, В. Н. Колтышев и др. // Отчет НИР ОАО "Евразруда", Новокузнецк, 2013. — 139 с. (договор № 311420946956/73-121 от 20.02.2013 г.)

71. Еременко, А. А. Исследование влияния массовых технологических взрывов на интенсивность динамических явлений на рудных месторождениях Горной Шории и Хакасии [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, В. А. Штирц, В. К. Климко // ГИАБ. — 2012. — № 5. — С. 113-121.

72. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 37-86, Минцветмет СССР, Москва 1986.

73. Безопасность взрывных работ в промышленности / Под ред. Б. Н. Кутузова. – М.: Недра, 1992, с. 176.

74. Определение состояния налегающей толщи в кровле выработанного пространства на Юго-Восточном участке Таштагольского месторождения [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. Н. Александров, В. Н. Колтышев и др. // Отчет по НИР, ИГД СО РАН, Новосибирск, 2012. — 30 с.

75. Разработка методики и определение контура кровли выработанного пространства при отработке слепых рудных тел Юго-Восточного участка Таштагольского месторождения и участка Подрусловый Шерегешевского месторождения [текст] / А. А. Еременко, А. Н. Александров, И. Н. Мокроусов, А. Г. Скворцов, А. М. Царев и др. // Отчет о НИР; договор № 311360952599/73-182 от 04.02.2014 г.; ОАО "Евразруда"-ИГД СО РАН, Новосибирск, 2014. — 50 с. 76. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Внипигорцветмет. – Чита, 1988.

77. Шадрин, А.Г. Теория и расчет сдвижений горных пород и земной поверхности [текст] / А.Г. Шадрин. — Красноярск: изд-во Красноярского университета, 1990. 78. Куликов, В.В. Выпуск руды. — Москва: Недра, 1980.

79. Именитов, В.Р. Локализация пустот при подземной добыче руды [текст] / В.Р. Именитов, В.Ф. Абрамов, В.В. Попов. — Москва: Недра, 1983.

80. Волков Ю.В., Фоминых В.И. Определение толщины предохранительной подушки при локализации пустот // Безопасность труда в промышленности. — 1980. — № 12.

81. Временные методические рекомендации по подготовке и рассмотрению материалов, связанных с расчётом нормативов потерь твёрдых полезных ископаемых при добыче, технологически связанных с принятой системой и технологией разработки месторождения и порядком уточнения нормативов потерь при подготовке годовых планов развития горных работ (утверждены распоряжением МПР РФ от 3 февраля 2003 года №42-р)

82. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды на рудниках Министерства цветной металлургии // В книге "Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых" - М.: Недра, 1977.

83. Типовые методические указания по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений. Сборник руководящих материалов по охране недр – Утверждены Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 года, Москва, 1972 г.

84. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03, М., ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2003 г.).

85. Проект вскрытия и подготовки горизонтов +185 и +115 м Шерегешского рудника ПО «Сибруда» для поддержания мощности. Новокузнецк: Сибирский филиал института ГИПРОРУДА, 1982.

86. Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений. - ИПКОН АН СССР: Москва, 1978.

87. Методические указания по определению устойчивости горного массива при проходке горных выработок, выбору вида крепи на месторождениях

склонных по горным ударам и удароопасным в условиях шахт ОАО «Евразруда». — Новокузнецк: ОАО «ВостНИГРИ», 2008.

 Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Внипигорцветмет. – Чита, 1988.

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

90. Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии, М.: Министерство цветной металлургии СССР, 1989.

91. Борщ-Компониец, В.И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей [текст] / В.И. Борщ-Компониец, А.Б. Макаров — М.: Недра, 1986, с. 41.

92. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам. — Новокузнецк: ОАО «ВостНИГРИ», 2001.

93. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [текст] / А.О. Баранов – М.: Недра, 1985.

94. Оценка состояния массива пород на действующих горизонтах Шерегешевского месторождения с целью мониторинга текущей геодинамической ситуации в период внедрения системы с торцевым выпуском руды [текст] / А. А. Еременко, Л. Н. Гахова, А. Н. Александров, В. Н. Колтышев, А. И. Конурин и др. // Отчет о НИР; договор 311360952737/73-186 от 12.02.2014 г.; ОАО "Евразруда" - ИГД СО РАН, Новосибирск, 2014. — 83 с.

95. Разработка и обоснование параметров геотехнологии выемки блоков с массовым обрушением параллельно-сближенными зарядами увеличенного диаметра на Шерегешевском месторождении [текст] / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. Н. Александров, В. Н. Колтышев и др. // Отчет по НИР, ИГД СО РАН, Новосибирск, 2012. — 107 с.

96. Еременко, А. А. Технология отработки слепого рудного тела на Шерегешевском месторождении [текст] / А. А. Еременко, В. И. Куликов, А. И. Гончаров, С. К. Шултаев // ГИАБ. — 2012. — № 4. — С. 123-138.

97. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов. М.: Экономика, 2000.

98. Ример, М.И. Экономическая оценка инвестиций: Учебное пособие. [текст] / М.И. Ример, А.Д. Касатов, Н.Н. Матвиенко — СПб., 2008.

99. Ткаченко, И. Ю. Инвестиции: учебное пособие для студентов высших учебных заведений [текст] / И. Ю. Ткаченко. — М.: издательский центр «Академия», 2009.

100. Чиченов, М.В. Инвестиции: Учебное пособие [текст] / М.В. Чиченов — М.: изд-во КНОРУС, 2007.

101. Шабалин, А.Н. Инвестиционное проектирование [текст] / А.Н. Шабалин.
 — Москва, Московская финансово-промышленная академия, 2004.

## СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Рис. 1.1	Структурная схема Алтае-Саянской складчатой области (по В. А. Кузнецову). 1 — структурно-формационные зоны салаирско-каледонского этапа стабилизации; 2 — зоны каледонской складчатости; 3 — Чарышско- Теректинская зона Центрального Алтая каледонского этапа стабилизации; 4 — Ануйско-Чунская каледонско- герцинская зона; 5 — герцинские гранитоидные ком- плексы; 6 — геосиклинальные складчатые зоны герцин- ского этапа; 7 — герцинские прогибы; 8 — мезо-	
	кайнозойские прогибы; 9 — зоны глубинных региональ-	
	ных разломов	11
Рис. 1.2	Геологический план поверхности и разрезы по 2 и 3 раз- ведочным профилям Шерегешевского месторождения (по Н. В. Ляхницкому и Н. И. Михайловой). 1 - делювий, 2 - карстовые отложения, 3 - кварцевые порфиры, 4 - граниты, 5 - ордовикские песчаники кварцевидные и алевролиты, 6 - сиениты, 7 - скарны, 8 - руда магнетито- вая, 9-11 - среднекембрийские (9 - известняки мрамори- зованные, 10 - туфы и лавы андезитовых порфиритов, кератофиров, 11 - порфириты пироксеновые и амфибо- ловые), 12 - дизъюнктивные нарушения, 13 - контуры карьера: а - на плане, б - на разрезе, 14 - участки (1 - Главный, 2 - Восточный, 3 - Болотный, 4 - Новый Шере- геш, 5 – п. Рудный, 6 - Подрусловый, 7 – Новая Промп- лощадка)	13
Рис. 1.3	Ориентировка максимальных сжимающих напряжений	
	на месторождениях Алтае-Саянской складчатой области	14
Рис. 1.4	Схема расположения рудных участков на Шерегешев- ском месторождении. +525 ÷ –180 м — горизонты в шахте; Ств. — ствол; Новая Промплощадка, Подрусло-	14
D 1.5	выи, повыи шерегеш, болотный, главный — участки	14
ГИС. 1.3 Тоб 1 1	Бертикальная проекция участка	15
таолица 1.1	запасы участка, их распределение по этажам и подэта- жам (объёмный вес руды принят равным 3.9 т/м <sup>3</sup> )	16
Рис. 2.1	Расчетная схема. Локальная система коорлинат: х —	
	вкрест простирания; у — по простиранию	35
Рис. 2.2	Напряжения а – $\sigma_{v}$ : б – $\sigma_{v}$ . Отработана камера К1	37
Рис 2.3	Напряжения $a = \sigma_x$ ; $b = \sigma_y$ . Отработаны камеры K1 и K2	37
Рис. 2.4	Напряжения $a = \sigma_x$ ; $b = \sigma_y$ . Отработаны камеры К1 К2 и	
1 110. 2.1	K3	37

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Рис. 2.5	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5 и	
	целик Ц6	38
Рис. 2.6	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5,	
	и целики Ц6, Ц7	38
Рис. 2.7	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5,	
	К8, К11 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12	39
Рис. 2.8	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5,	
	К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12	39
Рис. 2.9	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_y$ . Отработаны камеры К1 – К5,	
	К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12, Ц14	40
Рис. 2.10	Напряжения а – $\sigma_x$ ; б – $\sigma_v$ . Отработаны камеры К1 – К5,	
	К8, К11, К13 и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12, Ц14, Ц15	40
Рис. 2.11	Схемы расположения камер, целиков и очередность их	
	отработки (1-25)	41
Рис. 2.12	Напряжения $\sigma_v$ (a), $\sigma_z$ (б) в области влияния очистного	
	пространства. Отработаны камеры 1-5-й очереди	41
Рис. 2.13	Напряжения $\sigma_v(a)$ и $\sigma_z(b)$ в области влияния очистного	
	пространства. Отработаны камеры 1-25-й очереди	42
Рис. 2.14	Напряжения $\sigma_x$ и $\sigma_y$ в локальной системе координат на	
	глубине 445 м	43
Рис. 2.15	Напряжения $\sigma_x$ и $\sigma_y$ на глубине 600 м	44
Рис. 2.16	Напряжения $\sigma_x$ и $\sigma_y$ на глубине 800 м	44
Рис. 2.17	Напряжения $\sigma_r$ и $\sigma_v$ на глубине 1000 м	44
Рис. 2.18	Изменение о <sub>х</sub> и о <sub>у</sub> в сечениях А-А и Б-Б с увеличением	
	глубины очистных работ (H) при отработке камер и це-	
	ликов. 1 – $\sigma_x$ по A-A; 2 – $\sigma_x$ по Б-Б; 3 – $\sigma_y$ по A-A; 4 – $\sigma_y$	
	по Б-Б	45
Рис. 2.19	Порядок выемки рудных запасов при системе разработ-	
	ки подэтажного обрушения. 1 — обрушенные породы; 2	
	— отбитая порода; 3 — руда	45
Рис. 2.20	Напряжения $\sigma_x$ в процессе развития работ на глубине 600 м	46
Рис. 2.21	Изменение $\sigma_x$ и $\sigma_y$ при отработке второго слоя (Б) с уве-	
	личением глубины очистных работ (H). 1 – $\sigma_x$ по A-A	
	(б); $2 - \sigma_x$ по Б-Б (б); $3 - \sigma_y$ по А-А (б); $4 - \sigma_y$ по Б-Б (б)	47
Рис. 2.22	Изменение $\sigma_x$ и $\sigma_y$ при отработке третьего слоя (в) с уве-	
	личением глубины горных работ (H). $1 - \sigma_x$ по A-A (в); 2	
	$-\sigma_x$ по Б-Б (в); 3 – $\sigma_y$ по А-А (а); 4 – $\sigma_v$ по Б-Б (а)	47
Рис. 2.23	Карта сейсмической активности. 1-3,9 — энергетический	
	класс толчков; 1, 2 — участки Подрусловый и Новый	
	Шерегеш соответственно	48

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Рис. 3.1	Изменение суммарного энергетического класса динами-	
	ческих явлений (Кg) при увеличении радиуса вырабо-	
	танного пространства ( $R_{np}$ ) на Юго-Восточном участке. 1	
	÷ 4 — номера блоков	51
Рис. 3.2	Изменение суммарного энергетического класса динами-	
	ческих явлений (Кg) при изменении интенсивности вво-	
	да в эксплуатацию технологических блоков (V)	52
Рис. 3.3	Изменение суммарной сейсмической энергии динамиче-	
	ских явлений (Eg) при изменении интенсивности ввода в	
	эксплуатацию технологических блоков (V) на Восточ-	
	ном участке	52
Таблица 3.1	Физико-механические свойства горных пород и руд	53
Таблица 3.2	Классификация пород и руд по трещиноватости	54
Таблица 3.3	Расчетные параметры пролета обнажения кровли камер	55
Таблица 3.4	Расчетные параметры длины камер	56
Рис. 3.4	Графики определения предельной высоты вертикальных	
	обнажений	58
Таблица 3.5	Величины устойчивых вертикальных обнажений руды и	
	вмещающих пород на отрабатываемом участке	58
Таблица 3.6	Величина коэффициента устойчивости	59
Таблица 3.7	Параметры камер и временных рудных целиков, обеспе-	
	чивающие необходимый запас прочности	62
Рис. 3.5	Схема к расчету толщины рудного целика	63
Таблица 3.8	Параметры камер, междукамерных несущих и ограж-	
	дающих целиков	65
Рис. 3.6	Изменение ширины целиков ( <i>в</i> <sub>4</sub> ) при увеличении глуби-	
	ны очистных работ (Н)	66
Рис. 3.7	График изменения длины ( <i>L</i> ) и ширины ( <i>B</i> ) камер при	
	увеличении глубины разработки (Н)	66
Рис. 3.8	Схема раскройки запасов Юго-Западного рудного тела	
	при расположении со смещением относительно друг	
	друга камер и целиков	67
Рис. 3.9	Расположение зон деформаций для разгрузки временных	
	рудных целиков от воздействия горного давления. 1 —	
	горное давление; 2 — смещение целиков; 3 — зоны де-	
	формаций	68
Рис. 3.10	Камерная система разработки со смещением относи-	
	тельно друг друга камер и междукамерных целиков и	
	отработкой запасов на всю мощность рудного тела	69
Рис. 3.11	Схема расположения выработок на гор. +255 м камер (К)	
	и целиков (Ц)	71

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Таблица 3.8	Объёмы подготовительных работ для выемки рудных	
,	запасов	72
Рис. 3.12	Система разработки с расположением со смещением от-	
	носительно друг друга камер и междукамерных целиков	
	при отработке запасов участка	73
Таблица 3.9	Календарный график выемки запасов опытно-	
,	промышленного участка выше горизонта +255 м	74
Рис. 3.13	Параметры рудных целиков в днишах отрабатываемых	
	блоков	76
Рис. 3.14	Максимальные параметры зоны обрушения вмешающих	
	пород при подработке 60×60 м	79
Рис 315	График влияния критерия <i>а</i> на время процесса обруше-	
1 110. 5.15	ния Т	81
Рис 316	Потери и разубоживание руды при оконтуривании руд-	01
1 MC. 5.10	ного тела	84
Рис 317		85
Рис. 3.17	Потери отбитой руды на линие камеры	86
Рис. 3.10	Потори отойтой руды на днище камеры	80
ГИС. 3.19	потери руды при выпуске под обрушенными налегаю-	87
Due 2 20	цими породами	07
Рис. 5.20	Трафик изменения качества дооываемой руды по мере ее	00
$T_{z} = 7.10$	выпуска под оорушенными породами	88
Таолица 3.10	Потери и разуооживание руды при выемке камер внутри	00
T. C. 0.11	эксплуатационного олока	89
Таблица 3.11	Потери и разубоживание руды при выемке временных	0.0
	рудных целиков внутри эксплуатационного олока	90
Таблица 3.12	Расчётные потери и разубоживание руды по эксплуата-	
	ционным блокам	90
Рис. 4.1	Схема разбуривания веера для отбойки запасов камер	92
Таблица 4.1	Параметры буровзрывных работ в единичном веере при	
	отбойке основных запасов камер	93
Рис. 4.2	Схема разбуривания веера для отбойки основных запа-	
	сов камер скважинами Ø 89 мм	93
Таблица 4.2	Параметры буровзрывных работ в единичном веере при	
	отбойке основных запасов заходок	94
Таблица 4.3	Показатели взрыва при отбойке основных запасов камер	94
Таблица 4.4	Показатели взрыва единичного веера при отбойке ос-	
	новных запасов заходок	95
Таблица 4.5	Очередность взрывания скважин при отбойке основных	
	запасов заходок	95
Таблица 4.6	Очередность взрывания скважин при отбойке основных	
	запасов камер	96

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Рис. 4.3	Общая схема расположения вееров во временном руд-	
	ном целике	96
Рис. 4.4	Схема разбуривания веера №1 для отбойки временных	
	рудных целиков	97
Таблица 4.7	Параметры буровзрывных работ для веера №1	97
Таблица 4.8	Показатели технологического взрыва веера № 1	97
Таблица 4.9	Очередность взрывания скважин веера № 1	98
Рис. 4.5	Схема разбуривания веера № 2 для отбойки временных	
	рудных целиков	98
Таблица 4.10	Параметры буровзрывных работ для веера № 2	98
Таблица 4.11	Показатели технологического взрыва веера № 2	99
Таблица 4.12	Очередность взрывания скважин веера № 2	99
Рис. 4.6	Схема разбуривания веера №3 для отбойки временных	
	рудных целиков	99
Таблица 4.13	Параметры буровзрывных работ для веера № 3	100
Таблица 4.14	Показатели технологического взрыва веера № 3	100
Таблица 4.15	Очередность взрывания скважин веера № 3	100
Рис. 4.7	Схема разбуривания веера №4 для отбойки временных	
	рудных целиков	101
Таблица 4.16	Параметры буровзрывных работ для веера №4	101
Таблица 4.17	Показатели технологического взрыва веера №4	102
Таблица 4.18	Очередность взрывания скважин веера №4	102
Рис. 4.8	Схема разбуривания веера №5 для отбойки временных	
	рудных целиков	102
Таблица 4.19	Параметры буровзрывных работ для веера № 5	103
Таблица 4.20	Показатели технологического взрыва веера № 5	103
Таблица 4.21	Очередность взрывания скважин веера № 5	103
Рис. 4.9	Схема разбуривания вееров № 6, 7, 8, 9, 10 для отбойки	
	временных рудных целиков	104
Таблица 4.22	Параметры буровзрывных работ для вееров № 6, 7, 8, 9,	
	10	104
Таблица 4.23	Показатели технологического взрыва для вееров № 6, 7,	
	8, 9, 10	105
Таблица 4.24	Очередность взрывания скважин для вееров № 6, 7, 8, 9,	
	10 при отбойке временного рудного целика	105
Рис. 4.10	Схема разбуривания веера для отбойки временных руд-	
	ных целиков в заходках на горизонте +220 м скважина-	
	ми Ø 89 мм	106
Таблица 4.25	Параметры буровзрывных работ в единичном веере при	
	отбойке временных рудных целиков в заходках на гор.	
	+220 м	106

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
Таблица 4.26	Показатели взрыва единичного веера при отбойке вре-	
	менных рудных целиков в заходках на гор. +220 м	107
Таблица 4.27	Очередность взрывания скважин при отбойке времен-	
	ных рудных целиков в заходках на гор. +220 м	107
Рис. 4.11	Схема трехрядного расположения скважин в блоке:	
	α — углы раскрытия воронок; 1-15 — скважины	108
Таблица 4.28	Параметры взрывания зарядов	109
Рис. 4.12	Изменение удельного расхода ВВ на вторичное дробле-	
	ние $(q_{_{66}})$ во времени. 1 — с однорядным расположением	
	скважин; 2 — с трехрядным расположением скважин	112
Рис. 5.1	Схема откаточного горизонта	114
Рис. 5.2	Вариант системы подэтажного обрушения с односта-	
	дийной отбойкой и площадным выпуском руды	116
Таблица 5.1	Объем подготовительно-нарезных работ при системе	
	подэтажного обрушения и отработкой запасов на всю	
	мощность рудного тела	117
Рис. 5.3	Параметры рудных целиков над доставочными ортами	
	отрабатываемых заходок в подэтаже +255/+220 м	119
Таблица 5.2	Значения удельного расхода в среднеблочных сильно-	
	трещиноватых породах и рудах	121
Рис. 5.4	Потери отбитой руды в торцовой части выпускной вы-	
	работки (по длине заходки)	123
Рис. 5.5	Схема к определению оптимальной величины потерь от-	
	битой руды на поверхности лежачего бока	125
Рис. 5.6	Схема к определению разубоживания руды с торцовой	
	стороны выпускаемого слоя	127
Рис. 5.7	Схема к расчёту количества разубоживающих пород с	
	торцовой стороны выпускаемого слоя	128
Рис. 5.8	Изменение качества добытой руды по мере её выпуска	
	под обрушенными породами	129
Таблица 5.9	Потери и разубоживание руды при выемке заходок	
	внутри эксплуатационного блока	131
Рис. 5.9	Изменение потерь и разубоживания руды при различных	
	объемах выемки горной массы при системе разработки	
	подэтажного обрушения: 1 - объем горной массы; 2 –	
	потери руды; 3 – разубоживание руды	131
Рис. 5.10	Изменение потерь и разубоживания руды при различных	
	объемах выемки горной массы в условиях перехода от	
	камерной системы разработки с расположением со сме-	
	щением относительно друг друга камер и временных	
	междукамерных целиков к подэтажному обрушению: 1 -	132

Название и	Наименование	Стра
порядковый		ница
номер		
	объем горной массы; 2 – потери руды; 3 – разубожива-	
	ние руды	
Таблица 5.10	Амортизационные отчисления на основные фонды и	
	оборудование	133
Таблица 5.11	Годовые эксплуатационные затраты по вариантам, тыс.	
	руб.	134
Рис. 5.11	Диаграмма чистого дохода при применении вариантов	
	подэтажного обрушения (1), камерной системой разра-	
	ботки (2) по годам отработки	136
Таблица 5.12	Основные технико-экономические показатели отработки	
	Юго-Западного участка по варианту камерной системы	
	разработки и подэтажного обрушения	137
Рис. 5.12	График получения дополнительного чистого дохода с	
	применением камерной системы разработки. 1-3 —	
	2014-2016 годы	138



Рис. 1. Сечение I – I. Напряжения  $\sigma_y$  (a),  $\sigma_z$  (б) (МПа) в области влияния очистного пространства после отработки К1 и К3



Рис. 2. Сечение II – II. Напряжения  $\sigma_x$  (a),  $\sigma_z$  (б) (МПа) в области влияния очистного пространства после отработки камер К2 и К4



Рис. 3. Сечение III – III. Напряжения  $\sigma_x$  (a),  $\sigma_z$  (б) (МПа) в области влияния очистного пространства



Рис. 4. Сечение IV – IV. Напряжения  $\sigma_x$  (а),  $\sigma_z$  (б) (МПа) в области влияния очистного пространства

ПРИЛОЖЕНИЕ 1



Рис. 1. Напряжения  $\sigma_x$  (а) и  $\sigma_y$  (б) при отработанных камерах К1, К2, К3, К4



Рис. 2. Напряжения  $\sigma_x$  (а) и  $\sigma_y$  (б). Отработаны камеры К1 – К5, К8, К11, К13

и целики Ц6, Ц7, Ц9, Ц10, Ц12, Ц14, Ц15



Рис. 3. Напряжения  $\sigma_y$  (а) и вертикальные  $\sigma_z$  (б) в области влияния очистного пространства после отработки К1 и К3 в сечении I – I



Рис. 4. Напряжения  $\sigma_x$  (а) и  $\sigma_z$  (б) (МПа) в области влияния очистного пространства после отработки К1, К3 и Ц9 в сечении IV – IV



Рис. 1. Напряжения  $\sigma_{\!x}\, в$  процессе развития работ на глубине 445 м





Рис. 3. Изменение напряжений  $\sigma_x$  и  $\sigma_y$  в массиве при отработке первого слоя (a) с увеличением глубины очистных работ (Н) при системе подэтажного обрушения.

 $1 - \sigma_x$  по А-А (а);  $3 - \sigma_y$  по Б-Б (а);  $2 - \sigma_x$  по А-А (а);  $4 - \sigma_y$  по Б-Б (а)

166



Рис. 1. Напряжения  $\sigma_y$  в процессе развития работ на глубине 600 м



Рис. 2. Напряжения  $\sigma_x$  в процессе развития работ на глубине 800 м



Рис. 3. Напряжения  $\sigma_y$  в процессе развития работ на глубине 800 м



Рис. 4. Напряжения  $\sigma_x$  в процессе развития работ на глубине 1000 м

168



## ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Таблица 1. Денежные потоки для варианта с камерной системой разработки, тыс. руб.

П	Год	Годы эксплуатации			
Показатели	строи- тельства	1	2	3	Итого
Операционная деятельность					
Выручка от реализации про- дукции		1486973,4	1486973,4	1486973,4	4460920,1
Себестоимость выпуска про- дукции		286482,6	286482,6	286482,6	859447,9
- в том числе амортизация		69261,1	69261,1	69261,1	207783,2
Балансовая прибыль		1200490,7	1200490,7	1200490,7	3601472,2
Налогооблагаемая прибыль		1200490,7	1200490,7	1200490,7	3601472,2
Налог на прибыль		240098,14	240098,14	240098,14	720294,43
Чистая прибыль		960392,58	960392,58	960392,58	2881177,7
Сальдо потока от операцион- ной деятельности		1029653,64	1029653,64	1029653,64	3088960,9
Инвестиционная деятельности	>			•	I
Капитальные вложения Прирост и возврат оборотного капитала	233284,5				233284,50
Затраты на реновацию					
Возврат оборотного капитала					
Сальдо потока от инвестици- онной деятельности	233284,5				233284,50
Сальдо суммарного денежно- го потока	-233284,5	1029653,64	1029653,64	1029653,64	2855676,4
Чистый доход (нарастающим итогом)	-233284,5	796369,14	1826022,77	2855676,41	

Таблица 2. Денежные потоки для варианта с подэтажным обрушением, тыс. руб.

Покоратоти	Год строи-	Годь	Umono		
Показатели	тельства	1	2	3	PITOPO
Операционная деятельность					
Выручка от реализации про-					
дукции		1485892,0	1485892,0	1485892,0	4457676,1
Себестоимость выпуска про-					
дукции		295777,3	295777,3	295777,3	887331,8
- в том числе амортизация		69261,1	69261,1	69261,1	207783,2
Балансовая прибыль		1190114,8	1190114,8	1190114,8	3570344,4
Налогооблагаемая прибыль		1190114,8	1190114,8	1190114,8	3570344,4
Налог на прибыль		238022,96	238022,96	238022,96	714068,87
Чистая прибыль		952091,83	952091,83	952091,83	2856275,5
Сальдо потока от операцион- ной деятельности		1021352,89	1021352,89	1021352,89	3064058,7

Инвестиционная деятельность						
Капитальные вложения	233284,5				233284,50	
Прирост и возврат оборотного капитала						
Затраты на реновацию						
Возврат оборотного капитала						
Сальдо потока от инвестици- онной деятельности	233284,5				233284,50	
Сальдо суммарного денежно-						
го потока	-233284,5	1021352,89	1021352,89	1021352,89	2830774,2	
Чистый доход (нарастающим итогом)	-233284,5	788068,39	1809421,28	2830774,16		

Таблица 3. Показатели по товарной продукции для варианта с камерной

системой разработки, тыс. руб.

Понеродани	Годы эксплуатации			
Показатели	1	2	3	
Добыча руды всего, тыс. т	758	758	758	
Содержание Fe руде, %*	35,3	35,3	35,3	
Выход первичного концентрата, %*	64,0	64,0	64,0	
Количество первичного концентра-				
та, тыс.т	485,0	485,0	485,0	
Стоимость товарной продукции, тыс.				
рублей	1486973	1486973	1486973	
Цена	42 долл/т	3066		

Таблица 4. Товарная продукция для варианта с подэтажным обрушением,

тыс. руб.

Паказатали	Годы эксплуатации			
Показатели	1	2	3	
Добыча руды всего, тыс. т	758	758	758	
Содержание Fe руде, %*	34,7	34,7	34,7	
Выход первичного концентрата, %*	63,9	63,9	63,9	
Количество первичного концентра-				
та, тыс.т	484,6	484,6	484,6	
Стоимость товарной продукции, тыс.				
рублей	1485892	1485892	1485892	

Ю: щам-Шерского филиа. Iaw C.K. Шултаев 016 г. HbIX	Экономиче- ский эффект, млн руб.	- 16,1	8,8	
УТВЕРЖДА Циректор Гор АО «Евразруг «1» ноября 2 «1» ноября 2 удароопас	Период реализаци	январь 2014 май 2016 гг.	январь 2013 ноябрь 2016 гг.	уб. истолюбов
по теме: рудных тел на юй Шории»	Место внедре- ния	Горно-Шорский филиал АО "Евразруда"	Горно-Шорский филиал АО "Евразруда"	ставляет 24,9 млн р Е.А.Хр
АКТ анедрения диссертационной работы боснование параметров систем разработки слепых ј железорудных месторождениях Горн	Новизна технического решения	Технологические схемы и геотехнология, включающие исполь- зование новых параметров буровзрывных работ и систем разра- ботки, основанные на сочетании расположения камер, целиков со сплошной выемкой руды, определенной последовательности погашения запасов, обеспечивающие повышение полноты ис- пользования недр и безопасность работ со снижением потерь и разубоживания руды по блоку в 1,2 и 1,4-1,7 раза.	Оценка геодинамического состояния массива горных пород на Юго-Западном рудном теле и применение профилактических мероприятий по снижению удароопасности породного массива, обеспечивающих безопасность и снижение объема подготови- тельно-восстановительных работ в 1,5-2,0 раза.	рный экономический эффект от внедрения указанных разработок со но-Шорского филиала АО "Евразруда" Е
Q	Наименование разработки	Технологические схемы, геотехно- логия разработки Юго-Западного рудного тела участка Новый Шерегеш	Оценка геоди- намического со- стояния массива горных пород и способы преду- преждения гор- ных ударов	м образом, сумма ный инженер Гор
	Me π/π	-	2	Таки Глав

Главный экономист Горно-Шорского филиала АО "Евразруда"

Начер Н.О.Топоркова

ПРИЛОЖЕНИЕ 6