

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

На правах рукописи

Павленко Сергей Витальевич

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМА, ПАРАМЕТРОВ И ПОРЯДКА ВЫПУСКА  
РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДИНАМИЧЕСКОГО ЧИСЛЕННОГО  
ПРОГРАММИРОВАНИЯ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ СИСТЕМ С ОБРУШЕНИЕМ

Специальность 2.8.7 – «Теоретические основы проектирования  
горнотехнических систем

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:  
Доктор технических наук, профессор  
Савич Игорь Николаевич

Москва - 2025

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	13
1.1 АНАЛИЗ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ С ОБРУШЕНИЕМ.....	13
1.2 ОБЩИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ТРУБКИ «УДАЧНАЯ» .....	24
1.3 ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ .....	26
Выводы по первой главе: .....	27
ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПТИМИЗАЦИИ И УПРАВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИМИ ПАРАМЕТРАМИ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАССОВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ, ПОЗВОЛЯЮЩЕЙ ПОВЫСИТЬ УРОВНИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА И МАРЖИНАЛЬНОГО ДОХОДА В УСЛОВИЯХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК .....	28
2.1 МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОБОСНОВАНИЮ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПРИ ВЫЕМКЕ РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ .....	28
2.1.1 <i>Оценка результатов выпуска рудной массы</i> .....	30
2.1.2 <i>Технические факторы и методика исследований</i> .....	31
2.2 БАЗОВЫЕ РАСЧЕТНЫЕ ЗАВИСИМОСТИ .....	31
2.2.1 <i>Горизонтальный контакт руды с налегающими обрушенными                 породами</i> .....	31
2.2.2 <i>Вертикальный контакт руды с обрушенными породами с торца                 выпускной выработки</i> .....	32
2.2.3 <i>Вертикальный контакт руды с обрушенными породами с боку от                 оси выпускной выработки</i> .....	32
2.2.4 <i>Граничные значения параметров для рассматриваемых источников                 разубоживания</i> .....	33
2.2 ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОМЕНТА ОКОНЧАНИЯ ВЫПУСКА РУДЫ.....	34
2.3.1 <i>Прекращение выпуска</i> .....	34
2.4 МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРЕДЕЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫПУСКА .....	34
2.5 РАСЧЕТ ПОТЕРЬ ДЛЯ БАЗОВОГО СЛУЧАЯ.....	35
2.6 АНАЛИЗ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ОБРУШЕННОЙ РУДНОЙ МАССЫ	36
2.6.1 <i>Исходные данные по фотопланограммам</i> .....	36
2.6.2 <i>Исследование фракционного состава рудной массы</i> .....	39
2.6.3 <i>Определение средневзвешенного размера куска рудной массы</i> .....	42
2.6.4 <i>Определение степени фракционности отбитой руды</i> .....	44
Выводы по второй главе: .....	46
ГЛАВА 3 УСТАНОВЛЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ ВЛИЯНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДИНАМИЧЕСКОГО ЦЕЛОЧИСЛЕННОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ,	

ИМИТАЦИОННОГО И ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ С УЧЕТОМ ВАРИАТИВНОСТИ ТРЕНДОВ СОДЕРЖАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ АЛМАЗОВ В ОБЪЕМЕ РУДНОГО ТЕЛА.....	49
3.1 КОНСТРУКЦИЯ ЛАБОРАТОРНОГО СТЕНДА И ТЕХНИКА ПРОВЕДЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТОВ .....	49
3.2 РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ФИЗИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ.....	53
3.3 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ.....	62
3.4 ТОЛЩИНА СЛОЯ И ПАРАМЕТРЫ ВЫПУСКА .....	64
3.5 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ РУДНОЙ МАССЫ .....	65
3.6 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ.....	74
3.6.1 Качественные характеристики породной подушки над зоной очистной выемки руды .....	76
3.7 РЕЖИМ ВЫПУСКА РУДЫ.....	79
3.8 ВАРИАНТЫ ПРОИЗВОДСТВА ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ РУДЫ .....	83
3.9 УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ВЫПУСКА РУДНОЙ МАССЫ.....	90
Выводы по третьей главе:.....	95
ГЛАВА 4 СТРУКТУРИРОВАНИЕ И АПРОБАЦИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УЧЕТОМ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ПО ГОРИЗОНТАЛИ И ВЕРТИКАЛИ	97
4.1 КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРИМЕНЯЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ .....	97
4.2 КОНЦЕПТУАЛЬНЫЙ ПОДХОД К РАЗРАБОТКЕ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК .....	97
4.3 ПОРЯДОК ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ.....	99
4.4 ОБОСНОВАНИЕ ПОРЯДКА РАЗРАБОТКИ ТРУБКИ «УДАЧНАЯ» .....	104
4.5 ВОЗМОЖНЫЕ К ПРИМЕНЕНИЮ ВАРИАНТЫ СИСТЕМ С ПРИНУДИТЕЛЬНЫМ ОБРУШЕНИЕМ.....	107
4.5.1 Вариант подэтажным обрушением короткими ортами .....	108
4.5.2 Вариант с длинными ортами .....	111
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	116
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ .....	120
ПРИЛОЖЕНИЕ - АКТ ВНЕДРЕНИЯ.....	131

## ВВЕДЕНИЕ

*Актуальность работы.* Разработка кимберлитовых месторождений (трубок) подземным способом осложнена техногенными изменениями, сопутствующими открытому способу добычи, а также сложностью горно-геологических условий, весьма специфичных, не имеющих аналогов не только в отечественной, но и за рубежом РФ.

В ходе анализа накопленного опыта применения этих систем установлено, что порядок очистной выемки влияет на показатели выпуска при добыче с применением технологий, предусматривающих принудительное обрушение руд и вмещающих пород. Наименьший уровень потерь и разубоживания зависит от соблюдения режима и правильно выбранной дозы выпуска руды, что связано с принятыми параметрами системы разработки, а также фракционного состава рудной массы, поскольку с его увеличением эффект взаимовлияния смежных фигур выпуска возрастает, что позволяет улучшить показатели извлечения [1,3,11,16,87,94].

Как известно, одними из направлений повышения эффективности добычи при подземной разработке рудных месторождения является применение систем с закладкой, которые часто обеспечивают ожидаемые показатели добычи и управление горным давлением.

Однако, нельзя утверждать, что им нет альтернативы как в части снижения потерь полезного компонента при применении в идентичных условиях систем с обрушением, так и обеспечения ведения горных работ. Одним из таких решений является возможность выпуска по сортам, что с успехом используется, например, на руднике «Кируна», где за счет разницы в весе руды с различным содержанием железа рудную массу делят на восемь сортов и выдают их на поверхность отдельно [30,74].

Такой вариант раздельной выемки позволяет существенно снизить потери именно полезного компонента в процессе ведения добычных работ.

Снижение разубоживания, в свою очередь, также позволяет снизить потери полезного компонента уже на стадии обогащения. Известно, что увеличение объема рудной массы на стадии очистной выемки, кроме снижения ее качества влечет за собой и дополнительные потери при извлечении из нее полезного компонента, что особенно важно при переработке алмазосодержащих руд, поскольку присутствие в них алмазов в лучшем случае составляет  $0,2 \div 1,0$  грамма на тонну руды.

Таким образом, обоснование и оптимизация режима ведения очистных работ, порядка очистной выемки, динамических параметров систем, позволяющих при подземной разработке рудных месторождений обеспечить высокое извлечение полезного компонента из недр при массовом выпуске руды, не прибегая к ее селективной выемке, приводящие к повышению итогового маржинального дохода в результате осуществления производственно-хозяйственной деятельности является актуальной научной задачей.

**Цель работы** – разработка процедуры и модельного представления алгоритма оптимизации и управления динамическими параметрами системы разработки с массовым выпуском руды, позволяющей повысить уровни извлечения полезного компонента и маржинального дохода в условиях извлечения запасов кимберлитовых трубок.

**Идея работы** заключается в комплексном подходе к решению поставленной задачи, включающем методы динамического целочисленного программирования, имитационного и физического моделирования с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела.

#### **Задачи научных исследований:**

– Анализ и обобщение методической и методологической базы, связанной с процедурами оптимизации и управления динамическими параметрами технологических платформ и систем, использование которых приводит к повышению качественных и количественных показателей

извлечения полезных ископаемых из недр.

– Интеграция положительных аспектов ранее разработанных аналитических и практических подходов в заявленной проблематичной области с использованием методов физического, математического и имитационного многопараметрического моделирования, методов комбинаторики и др., предусматривающих наиболее полный учет сопутствующих характерных тенденций и закономерностей решения подобных задач.

– Разработка концепции, основополагающих научно-методических принципов и алгоритмического наполнения итерационных процедур методики обоснования режима ведения очистных работ, порядка очистной выемки, динамических параметров систем с использованием целочисленного динамического программирования, позволяющих при подземной разработке рудных месторождений обеспечить высокое извлечение полезного компонента из недр при массовом выпуске руды с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела.

– Реализация конечной итерации валидации и верификации достоверности и объективности проведенных теоретических исследований в рамках разработанной методики применительно к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям извлечения алмазов в границах кимберлитовой трубки «Удачная».

**Методы исследования.** Проведение комплекса исследований теоретического и практического (экспериментального) плана актуализировало использование методического обеспечения в рамках использования методов целочисленного программирования, комбинаторики, математического, физического и имитационного моделирования, технико-экономического анализа с использованием методов математической статистики и др.

## Научные положения, вынесенные на защиту:

1. Рациональные стратегические направления отработки запасов кимберлитовых трубок с реализацией тенденции наращивания объемов извлечения должны предусматривать кластеризацию и дифференциацию вариативности трендов содержания и распределения алмазов по площади рудного тела с выбором блока-кластера первоочередной выемки (максимальное содержание алмазов плюс максимальный маржинальный доход) с оптимизацией режима и рационализации порядка отработки выемочных панелей. Это позволит апробировать и адаптировать используемые технологические структуры отработки запасов и системы разработки и перенести их на более бедные по содержанию полезного компонента сложные участки горного отвода.

2. В рамках оптимизационной процедуры обоснования проектных решений рациональных систем отработки запасов кимберлитовых трубок и обеспечения долговременной приемлемой операционной рентабельности горнодобывающего предприятия следует использовать численное программирование и целевую функцию критерия оптимальности, структура которого предусматривает учет распределения полезного компонента в объемах рудного тела, количественное значение которого определяет временные тренды трансформации динамических параметров систем разработки и перевод их в оптимальный режим и порядок отработки выемочных панелей, при этом целевую функцию критерия оптимальности предлагается формировать с использованием математического выражения  $K_{\phi} = (0,7 \div 0,9) \frac{A_{\max}}{A_{oy}}$ , где  $A_{\max}$  – максимальное содержание полезного компонента в кг (гр.) или процентах на тонну руды;  $A_{oy}$  – текущее содержание полезного компонента на обрабатываемом участке в кг (гр.) или процентах на тонну руды,  $(0,7 \div 0,9)$  – вариативный коэффициент доверительного интервала критерия оптимальности.

3. Наиболее рациональным и объективным механизмом оценки экономической эффективности технологических платформ, связанных с динамикой конструктивных изменений систем извлечения запасов с учетом

дифференциации содержания полезного компонента, является подход, основанный не на объемном учете горной массы (тонна, метр кубический и пр.), а на объемном учете добываемого полезного компонента (карата, грамма или килограмма), что позволяет правомерно сопоставлять отдельные статьи эксплуатационных расходов на добычу не только на разных профильных предприятиях, но и в условиях горнодобывающих регионов и отрасли с учетом замыкающих затрат.

4. Снижение содержания полезного компонента, а, следовательно, и ценности руды, компенсируется уменьшением объема подготовительно-нарезных работ за счет увеличения высоты подэтажа и расстояния между буро-доставочными выработками. В итоге, представленная процедура формализации позволяет сформировать своевременные адаптационные способности проектных решений систем отработки запасов кимберлитовых трубок к негативным изменениям внутренней среды их функционирования.

**Научная новизна** предопределяется логически-структурной направленностью разработанного автором нового научного подхода к формированию иерархической структуры методических аспектов процедуры оптимизации и управления динамическим параметрами систем с высоким извлечением полезного компонента при массовом выпуске руды с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела. Основным элементом новизны связан с учетом инновационной составляющей, базирующейся на использовании целочисленного динамического программирования, позволившего выявить причинно-следственные связи горно-геологических, горнотехнических и организационных факторов производства и связать их с качественно новыми закономерностями формирования рациональных режимов и порядка очистной выемки в условиях массового выпуска руды.

**Оценка достоверности результатов исследования выявила:**

– точность, надежность и объективность полученных выводов и рекомендаций обусловлена использованием процедуры статистической



обработки исходных данных, сопоставимостью результатов теоретических и экспериментальных исследований и непротиворечием их известным теориям оптимизации и моделирования в области ведения подземных горных работ;

– корректно применены широко апробированные вероятностно-аналитический метод, метод целочисленного программирования и комбинаторики с моделированием различных сценариев отработки запасов кимберлитовых трубок;

– теория построена на известных научно-методических и системотехнических принципах моделирования поведения сложных систем и в целом согласуется с опубликованными экспериментальными данными по теме диссертации;

– установлена достаточная степень сходимости результатов моделирования в области установления рациональных динамических параметров систем и значимости порядка отработки запасов с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела;

– использованы современные методики сбора и обработки исходной статистической информации, представительные выборочные совокупности, что подтверждается соответствующими значениями показателей тесноты статистической связи в полученных уравнениях регрессии (коэффициент корреляции не ниже 0,9);

– сформирован положительный опыт внедрения практических рекомендаций по эксплуатации кимберлитовых месторождений Якутии.

**Научное значение работы** концептуально заключается в следующем:

– доказана правомерность использования научных методов, принципов и посылов, заложенных в основу методики оптимизации и управления динамическим параметрами систем с высоким извлечением полезного компонента при массовом выпуске руды с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела, вносящие вклад в расширение соответствующих представлений методологии в данной области

исследований, и расширяющие границы применимости полученных результатов в области отработки запасов кимберлитовых трубок;

– применительно к обозначенной проблематичной области проведения исследований диссертации результативно использован метод целочисленного динамического программирования и комбинаторики с моделированием различных сценариев отработки запасов кимберлитовых трубок, возможности прогнозирования и своевременного учета всех составляющих получения максимального маржинального дохода;

– доказано, что конечным элементом методологии оптимизации и управления динамическим параметрами систем с высоким извлечением полезного компонента при массовом выпуске руды является переход ее составляющих из области обоснования производственных процедур и правил в область управления ими за счет формирования процедуры синтеза оптимальных проектных решений с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела;

– предложена научная доктрина развития существующих математических и физических моделей и численных методов выбора и обоснования проектных решений в области рационализации отработки запасов кимберлитовых трубок, обеспечивающих содержательное наполнение методологии, методов и инструментов, позволяющих сопоставлять и выбирать наиболее выгодные и рациональные в технологическом и экономическом плане их сочетания.

**Практическое значение работы** заключается в следующем:

– предложены и адаптированы к условиям разработки кимберлитовых месторождений новых методические и методологические подходы, разработана и внедрена в системе АК «АЛРОСА» методика, позволяющая управлять и коррелировать параметры систем в процессе перемещения зоны очистной выемки в объеме погашаемых запасов с обеспечением максимальных показателей извлечения алмазов при массовом выпуске руды с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме

рудного тела и разработкой превентивных и долгосрочных технологических мероприятий по повышению уровня маржинального дохода в процессе ведения добычи руды;

– разработана система практических рекомендаций по внедрению механизма управления режимами и порядком очистной выемки с высокой избирательной способностью технолого-организационных мероприятий и процедур в области повышения технико-экономической эффективности извлечения запасов кимберлитовых трубок;

– определены перспективные направления практического прикладного использования методики в объемах отработки запасов кимберлитовых трубок с учетом основополагающих этапов жизненного цикла горнодобывающих предприятий (этап проектирования, этап устойчивой эксплуатации, этап реконструкции, этап ликвидации), проведении аудитов в области рационализации раскройки выемочных полей для условий рудника «Удачный» с учетом содержания и распределения полезного компонента в объеме рудного тела.

**Реализация работы.** Результаты проведенных исследований использованы при подземной разработке кимберлитовой трубки «Удачная» и могут быть рекомендованы для рудников, обрабатывающих месторождения, качественные характеристики добываемого сырья которых изменяются в широком вариативном диапазоне.

**Апробация работы.** Основные положения и содержание работы докладывались на научных симпозиумах «Неделя горняка» в 2022-2025г.г и научных семинарах ГИ НИТУ «МИСИС».

**Личный вклад автора состоит в:** проведении комплексного анализа современного состояния проблемы оптимизации и управления динамическими параметрами систем с целевым назначением повышения уровня извлечения полезного компонента при массовом выпуске руды; исследовании закономерностей рационализации режима и порядка отработки запасов кимберлитовых трубок с максимизацией маржинального дохода;

установлении причинно-следственных связей горнотехнических, горно-геологических и организационных факторов при формировании качественно новых закономерностей формирования рациональных режимов и порядка очистной выемки в условиях массового выпуска руды, разработке методики ;оптимизации и управления динамическим параметрами систем с высоким извлечением полезного компонента при массовом выпуске руды с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела; разработке рекомендаций по практической реализации результатов исследований; подготовке к изданию научных публикаций, отражающих основные результаты диссертационной работы и освещающих их в широких кругах научной общественности в области горного дела.

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 5 статей в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

**Объем и структура работы.** Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, приложение – акт внедрения, содержит 27 таблиц, 55 рисунков, список использованных источников из 103 наименований.

# ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

## 1.1 Анализ теории и практики применения систем с обрушением

Теоретические основы обоснования параметров систем с обрушением заложены отечественными и зарубежными учеными, которые предложили для этого как расчетные методы, так и методы физического моделирования. Отметим труды В. Р. Именитова, В. В. Куликова, Р. П. Каплунова, Д. Р. Каплунова, Г. М. Малахова, З. А. Терпогосова, Д. Х. Лобшира, З. Т. Беньявского [6, 9, 23, 28, 29, 38, 64, 70, 75, 88]. Существенный вклад в развитие этого направления подземной разработки рудных месторождений внесли ученые МГИ, МГГУ А. О. Баранов, В. А. Дроздов, М. Л. Жигалов, П. А. Кузнецов, В. И. Левин [32, 69, 87]. В настоящее время в этой области опубликованы работы Е. В. Кузьмина, С. А. Неверова, Р. Г. Пепелева, И. Н. Савича, и др. [5, 12, 65].

В последние годы для решения многоцелевых задач вместо физического моделирования сложных (хаотических) процессов, в которых необходимо соблюдение подобия физической модели и натурным условиям используют компьютерное моделирование.

В трудах, посвященных торцевому выпуску руды представлены варианты расчета конструктивных элементов системы аналитическим методом, так и компьютерное моделирование, позволяющее разбираться со сложными схемами, учитывающими геологическими, горнотехническими условиями подземной разработки.

Поскольку при разработке кимберлитов России рассматривают альтернативные технологии – самообрушение и принудительное обрушение с торцевым выпуском, при анализе остановимся на обоих вариантах.

Как правило переход к подземному способу разработки за рубежом начинают в диапазоне глубин 300÷400 метров от поверхности, которую, следовательно образом, не сохраняют, что снимает это ограничение и при дальнейшей эксплуатации месторождения.

Определенный интерес при анализе подземной разработки месторождений аналогов представляют «трубки» в ЮАР [17,18,24,49,51]. Площадь карьера – 44 га при диаметре 750 м и глубине 270 м. Производительность рудника составляла 2,24 млн тонн в год при 3-х сменной 5-дневной рабочей неделе.

Развитие подземных горных работ на руднике «Коффонтейн» представлено на рисунке 1.1.

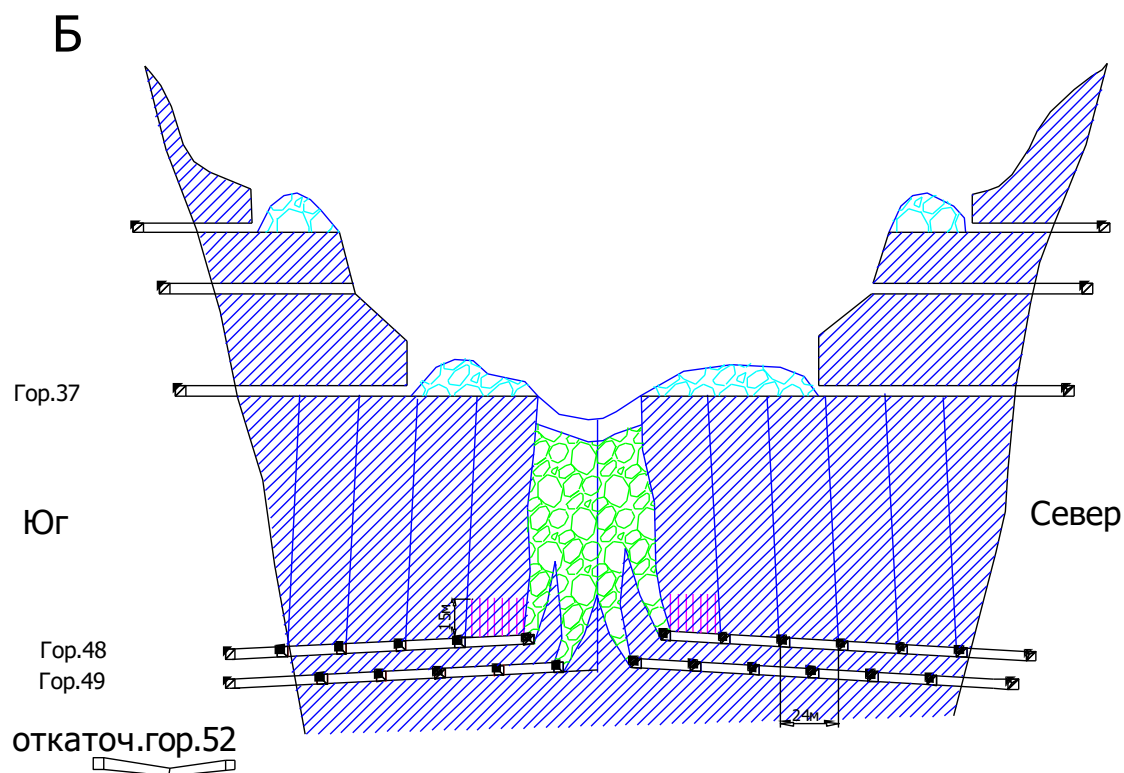


Рисунок 1.1 - Развитие самообрушения и последовательность разработки

Подготовка включала нарезные работы в двух горизонтах, расположенных друг от друга на расстоянии 12 метров. Затем формировали подсечку, площадь которой определяли с учетом рассчитанного гидравлического радиуса. После этого производят отбойку руды между горизонтами выпуска и начинают добычу, при этом верхний горизонт выпуска опережает нижний примерно на 23÷25, а пункты выпуска на каждом из них располагают в шахматном порядке [2,4,10, 19,20].

Объем выпуска на верхнем горизонте составляет около 40%, а на нижнем, соответственно, около 60%. Выпускают руду до тех пор, пока разубоживание не достигнет предельной величины. Определяется это по разубоживанию в дозе выпуска, которое не должно превышать 80%.

При разработке отмечена стадийность, определяемая по изменению статического давления и включающая подготовку к очистной выемке при давлении приблизительно 12 Мпа, подсечку перед началом самообрушения при давлении до 20 Мпа и, наконец, собственно стадия самообрушения когда совокупность осуществляемых процессов приводит к давлению практически соответствующему давлению в массиве до начала горных работ [43,44,45].

Оценивая самый малозатратный вариант этажного самообрушения в свете его реализации на рудниках Якутии можно сделать вывод о том, что его применение в данных условиях сопряжено с рядом ограничений, существенно снижающих его эффективность, а следовательно, и целесообразность:

1. Значительные объемы крепления и поддержания горных выработок в зоне очистной выемки.

2. Возможность концентрации воды в зоне обрушения, что может привести к прорыву пульпы в летний период, и смерзанию дробленых пород в зимний, что препятствует их движению к зоне выпуска.

3. Сокращение времени выпуска обрушенной руды, за счет интенсификации процесса выпуска как в очистном пространстве, так и в емкостях хранения.

4. Большие возможности, в плане снижения затрат, имеет увеличение высоты этажа, что позволяет увеличить эффективность горных работ, однако это блокируется существенным возрастанием разубоживания, а следовательно, и потерям в этаже поскольку:

- наличие разубоживания увеличивает себестоимость добычи;
- возрастают объемы перерабатываемой на обогатительной фабрике рудной массы;
- снижается высота зоны взаимовлияния;

- возрастают верхняя и боковые точки начала разубоживания.

Принимаемые к реализации технологические решения включают различные варианты подэтажного и этажного обрушения, включающие открытые уступы, отбойку в зажатой среде, открытое выработанное пространство и самообрушение.

При ведении очистных работ системами с обрушением предпочтение отдано вариантам с торцевым выпуском. Это относится не только к подэтажному, но и к этажному выпуску [66,71,82,83]. Следует отметить, что при подэтажном обрушении увеличиваются возможности по снижению уровня потерь и разубоживания, а также по повышению (по сравнению с традиционными способами выпуска) эффективности производства за счет снижения объемов подготовительно-нарезных работ.

Наиболее известна разработка с применением «шведского варианта», с ромбовидными панелями (рис. 1.2), которая позволяет существенно снизить объем подготовительно-нарезных работ и себестоимость добычи [9,21,22].

Основное преимущество системы с подэтажным обрушением при торцевом выпуске руды – возможность при необходимости варьировать производительность рудника, поскольку число очистных забоев в блоке увеличивается в 2–3 раза, по сравнению, например с этажным обрушением. В качестве дополнительного ресурса, обеспечивающего увеличение её промышленной ценности, отметим применение выемки руды по сортам и видам металлов.

Во избежание проблем при внедрении технологий с подэтажным обрушением обычно проводят моделирование процесса выпуска по методике, критерием оценки результатов которой является получение максимальных доходов, отнесенных к 1 тонне добычи руды.



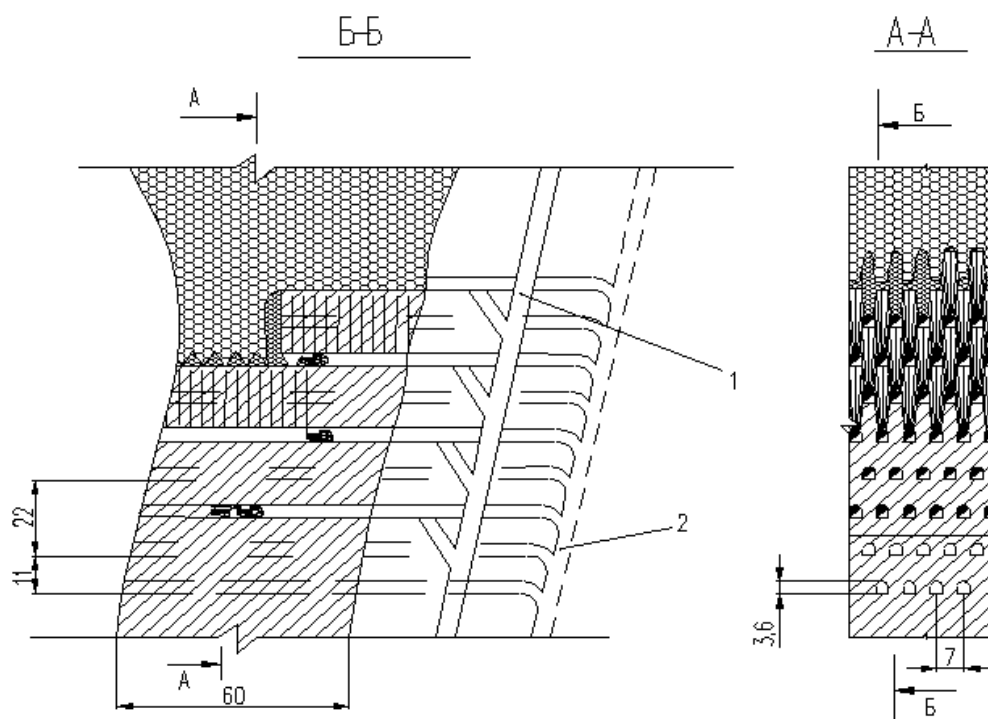


Рисунок 1.2 - Подэтажное обрушение на руднике «Кируна»: 1 – рудоспуск; 2 – заезды на подэтаж; 3 - блоковый восстающий; 4 – рудоспуск; 5 - транспортный штрек; 6 – буро-транспортный орт; 7 – транспортный штрек.

Варианты подземной отработки месторождений с морфологией рудных тел напоминающих конфигурацию кимберлитовых трубок представлены на рисунках 1.3–1.5 [8].

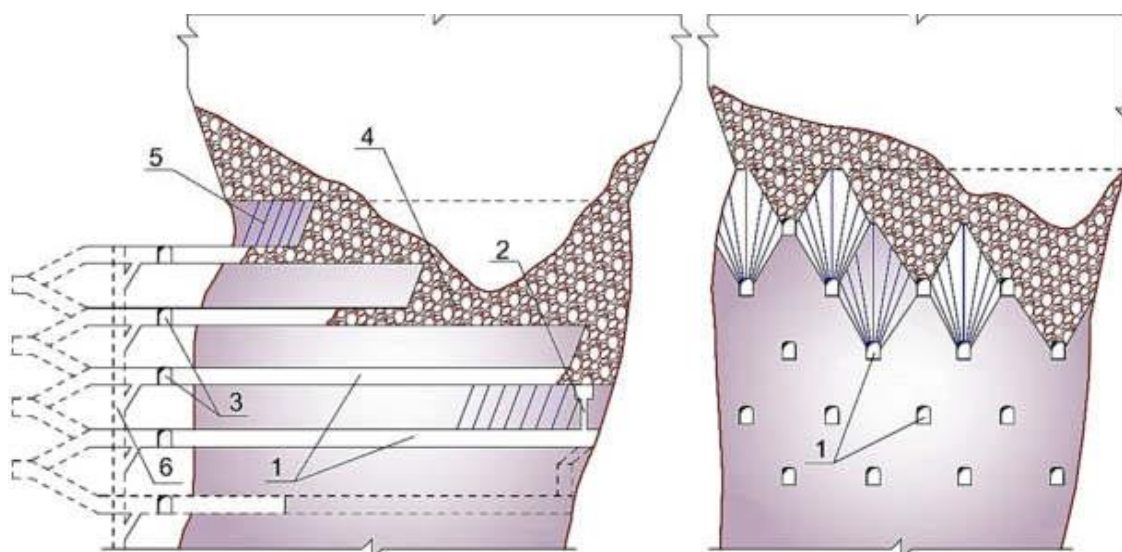


Рисунок 1.3 - Подэтажное обрушение на руднике «Крайгмонт» (Канада): 1 – буро-доставочный выработки; 2 – отрезная щель; 3 – подэтажные штреки; 4 – обрушенные породы; 5 – скважины; 6 – рудоспуск

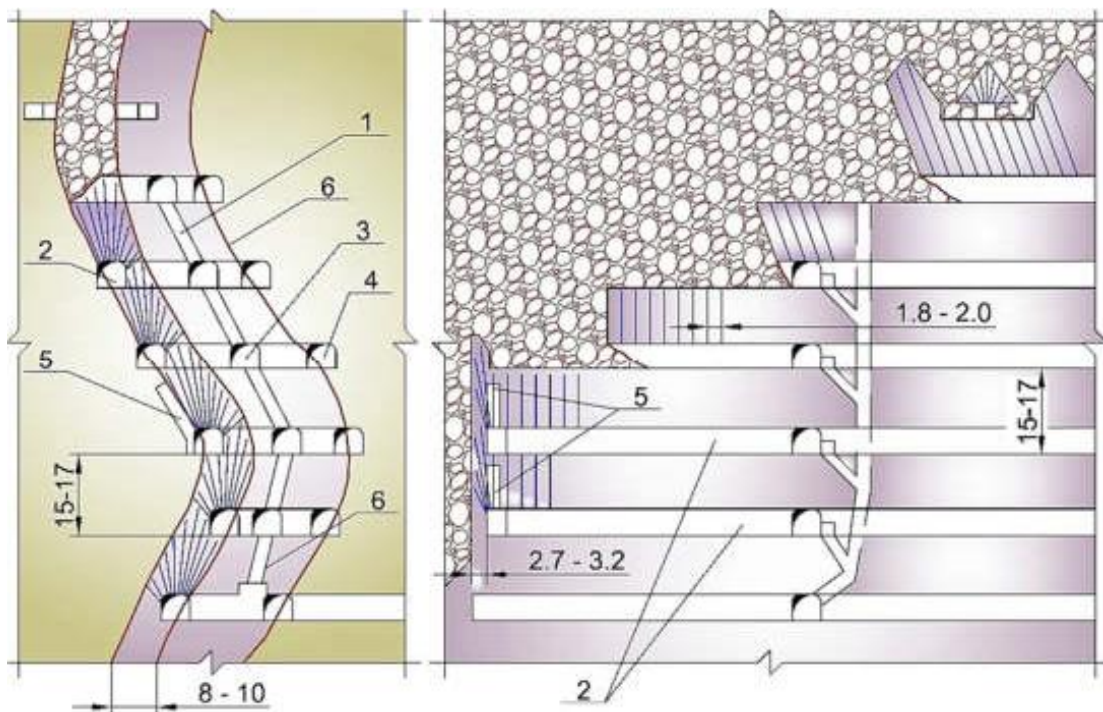


Рисунок 1.4 – Подэтажного обрушение с торцевым выпуском рудной массы: 1 – рудоспуски; 2 – штрек; 3 – концентрационный штрек; 4 и 5 – подэтажные буровые штреки; 5 – отрезная щель; 6 – контур висячего бока

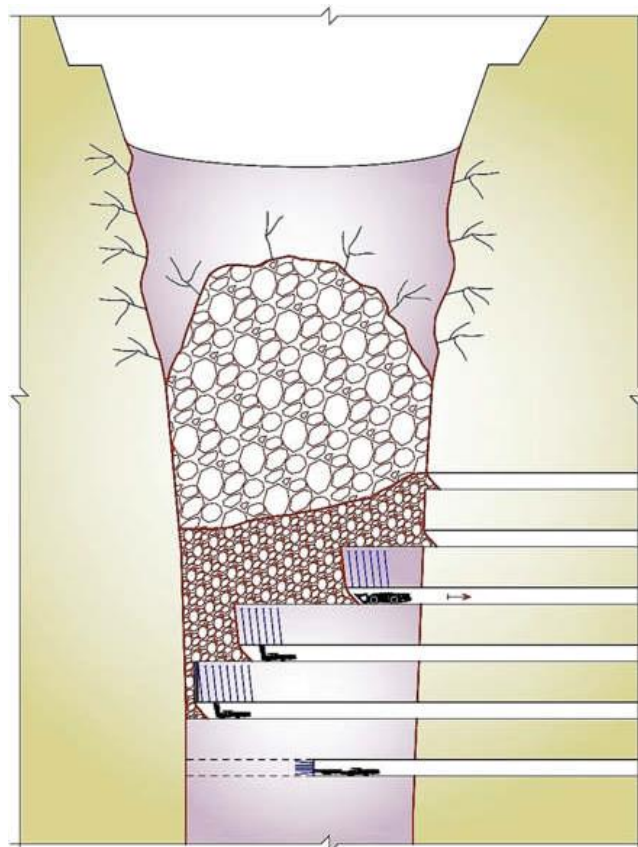


Рисунок 1.5 - Подэтажное обрушения с торцевым выпуском руды при разработке алмазонасной трубки Koala North (Канада)

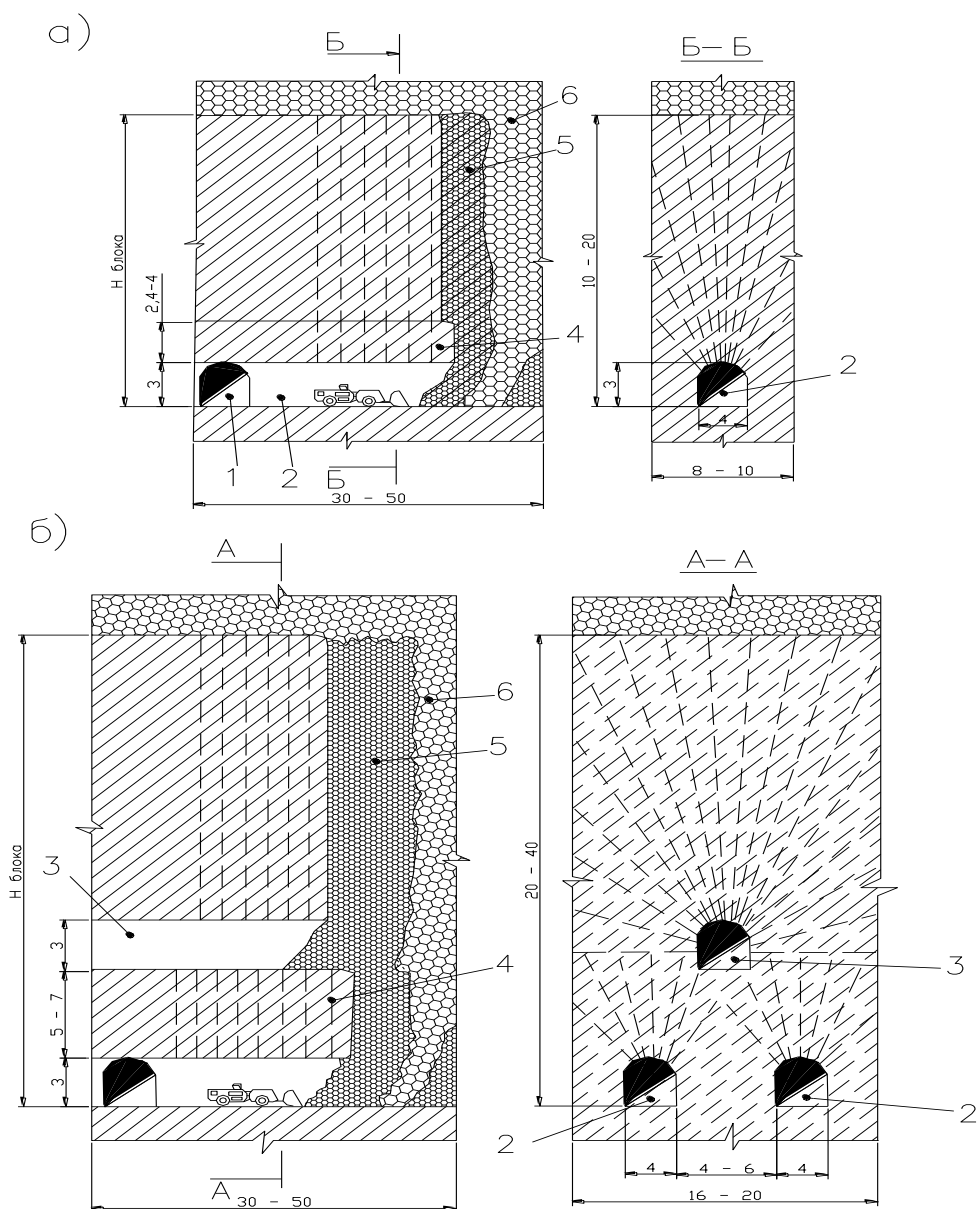


Рисунок 1.6 – Подэтажное обрушение на рудниках: «им. XXII съезда КПСС», и Салаирском: а, б – с выпуском из под надштрекового целика; 1- штрек; 2 – орт; 3 – буровая выработка орт; 4 – надштрековый целик; 5 – рудная масса; 6 – обрушенная порода.

Определенный интерес представляет подэтажное обрушение с выпуском рудной массы из-под надштрекового целика, вариант которого представлен выше на рис. 1.6. Это позволило увеличить высоту выпускаемого слоя и соответственно снизить объем ПНР [12].

Известны попытки выпуска обитой рудной массы под защитой гибкого

перекрытия, которое блокирует проникновение пустых пород в зону выпуска (рис. 1.7).

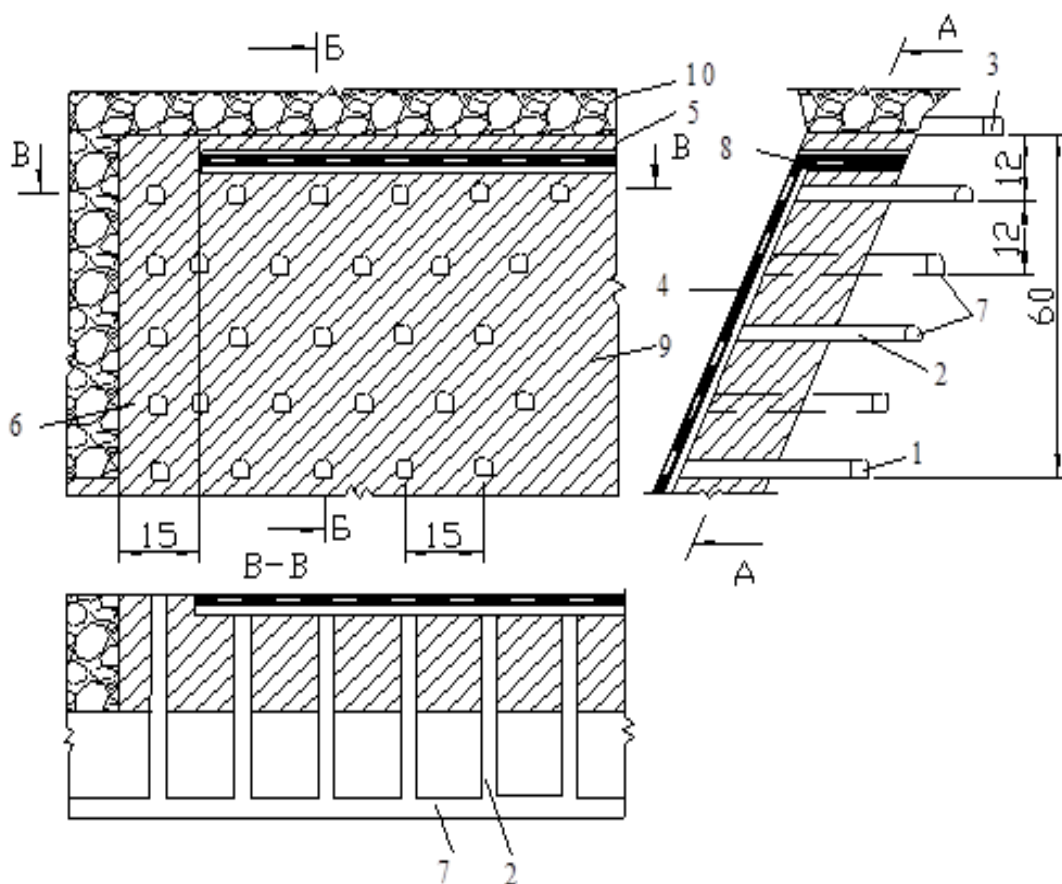


Рисунок 1.7 – Подэтажным обрушение с гибким перекрытием: 1 и 3 – транспортный и вентиляционный штрек; 2 – буровой орт; 4 – гибкое перекрытие; 5 и 6 – целики; 7 – доставочные штреки; 8 – монтажный слой; 9 – руда; 10 – обрушение.

В результате применения разделяющего экрана удалось повысить показатели извлечения: потери руды составили  $5\div 6\%$ , разубоживание -  $14\div 16\%$  [25].

Однако этот вариант не нашел широкого применения в промышленности поскольку оказался экономически нецелесообразным, так как его внедрение было связано с высокими материальными затратами и трудоемкостью монтажа-демонтажа металлоемких перекрытий, увеличением объема подготовительно-нарезных работ.

Иногда при подэтажном обрушении используют варианты с

магазинированием руды, а затем выпуске 5÷7 метровыми слоями (рис. 1.8).

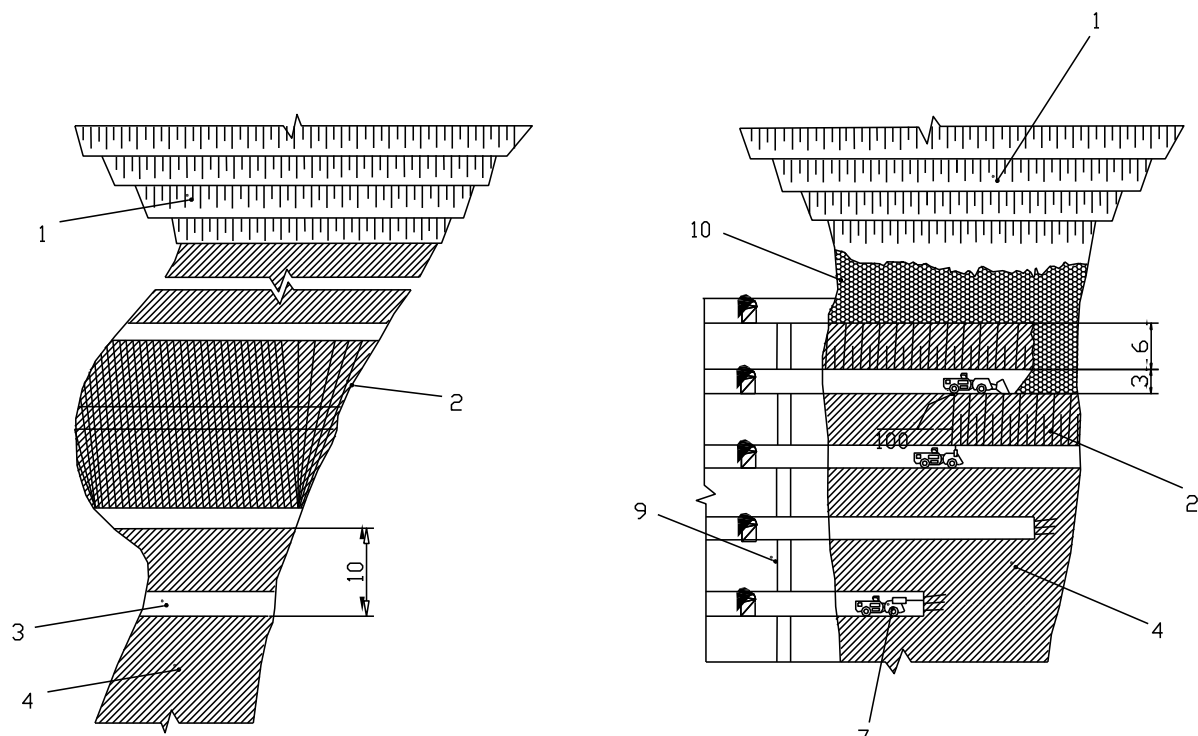


Рисунок 1.8 - Подэтажное обрушение на руднике «Табазаимби», ЮАР):  
1 – карьер; 2 – скважины; 3 – буровые выработки; 4 – руда; 7 – буровой станок;  
9 – рудоспуск; 10 – пустые породы.

Как показывает практика применения подэтажного обрушения его использование возможно в любых горнотехнических условиях, при отсутствии ограничений по охране каких-либо объектов (табл. 1.1) [48,50,51,78,84,86,87].

Таблица 1.1 – Показатели систем с подэтажным обрушением

№ п/п	Рудники	Горнотехнические условия		Параметры		Показатели извлечения	
		Мощность рудного тела, м	Угол падения, град.	Расстояние между горизонтами выпуска, м	Высота подэтажа, м	Потери, %	Разубоживание, %
1	Кируна (Швеция)	50-200	48-60	15-20	30-40	10	20
2	Мальмбергет (Швеция)	до 140	60-80	28-30	56-60	12-16	18-20
3	Шабанье (Родезия)	25-30	80-85	9,5	19	25	30-40

4	Муфулиро (Замбия)	30	50	15,2	30,4	15	20-30
5	Дрошковац (Югославия)	5-80	45-80	7,5-9	15-18	-	30
6	Бор (Югославия)	10-45	46-90	10	20	11-15	20-41
7	Принс Лайэл (Австралия)	61	70-80	13,7	27,4	15-20	20-45
8	Солнечный ГОК (РФ)	15	75	15-20	30-40	10,9	17,5-20,2
9	ПО Апатит р-к им. С. М. Кирова (РФ)	-	-	15	-	14,8	15
10	Юбилейный (РФ)	-	Крут.	10-13	20-26	5-6	14-16
11	Салаирский (РФ)	30-60	50-55	15-20	30-40	7,5	12
12	Центральный (РФ)	до 60	60-90	20	40	8-12,5	14-17,3
13	Южная (РФ)	45-80	35-40	12	24	8,9	23,1
14	Им. 22 съезда – (Казахстан)	5-30	70-80	12-15	24-30	5-6	10-13
15	Ак-Су (Казахстан)	25-45	Крут.	20	40	12	22
16	Жолымбет (Казахстан)	5-20	75-85	18-21	36-42	13,4	16
17	Тишинский (Казахстан)	7-40	70-80	15	30	10,5-13	13-15

Анализ теории и практики применения технологий с применением этажного и подэтажного обрушения руды, позволяет сделать вывод о том, что в ряде случаев, особенно при разработке руд со средним содержанием полезного компонента они имеют неоспоримое преимущество по сравнению с системами других классов.

Ссылки на повышенный уровень потерь не следует воспринимать однозначно, поскольку из представленных материалов не ясны причины, приведшие к получению низких показателей извлечения. Это может быть связано с неправильно выбранными параметрами систем разработки, с ошибками при отбойке приведшие, например к переизмельчению руды или другие не учтенные факторы.

В то же время следует отметить простоту исполнения конструкции системы разработки, минимальный объем подготовительно-нарезных работ, высокий уровень безопасности и эффективности производства очистной

выемки руды.

Большинство кимберлитовых месторождений, эксплуатацию которых осуществляет АК «АЛРОСА», будет отработано комбинированным, открыто-подземным способом. Учитывая специфику производства работ в настоящее время, можно с большой долей уверенности предположить, что практически невозможно совместное ведение очистной выемки, за исключением отработки части прибортовых запасов и собственно строительства рудников. Таким образом, будет осуществляться последовательная отработка запасов.

Как известно в процессе разработки месторождений полезных ископаемых в целом, как и отдельные, составляющие их рудные тела подвержены техногенным изменениям, оказывающим существенное влияние на процессы добычи и технологии открытых и подземных горных работ.

В данном случае полезный компонент представлен алмазами, что накладывает ограничения на технологию очистной выемки, которая должна учитывать хрупкость кристаллов и обеспечивать их сохранность, особенно при отбойке руды.

При подземной разработке кимберлитовых трубок системами с обрушением возможны варианты с принудительным поэтажным или этажным обрушением, а также с самообрушением руды.

Системы второго класса, по классификации, разработанной проф. Трушковым с редакционными правками проф. В. Р. Именитова принятой в Московском горном институте, предусматривающие обрушение руд и вмещающих их пород, позволяют широко менять конструктивные параметры, а также объемы добычи, с учетом природных и техногенных изменений геологических и горнотехнических условий разработки. Отметим и относительно низкую себестоимость производства горных работ.

Рассмотрим возможности применения этих систем на примере единственного ныне действующего в России подземного рудника «Удачный» им. Андреева, применяющего для разработки кимберлитовых месторождений технологии с обрушением руд и вмещающих пород.

## 1.2 Общие характеристики и горнотехнические условия трубки «Удачная»

При выборе технологических решений и особенно обосновании параметров систем разработки немаловажное значение имеют климатические условия, в которых осуществляется эксплуатация запасов, отнесенных к подземному способу разработки. Эксплуатация ведется в районе «вечной» мерзлоты при средней годовой температуре минус 13,3 °С.

Кимберлитовая трубка «Удачная» на глубине перехода к подземной разработке состоит из двух рудных тел, западного и восточного с площадью на (а. о. - 290 м), соответственно, 74 и 58 тысяч квадратных метров.

Месторождение алмазов трубки «Удачная» открыто в 1955 г. (рисунки 1.9) и разведано на глубину до абсолютной отметки минус 1080 м (поверхность + 320 м).

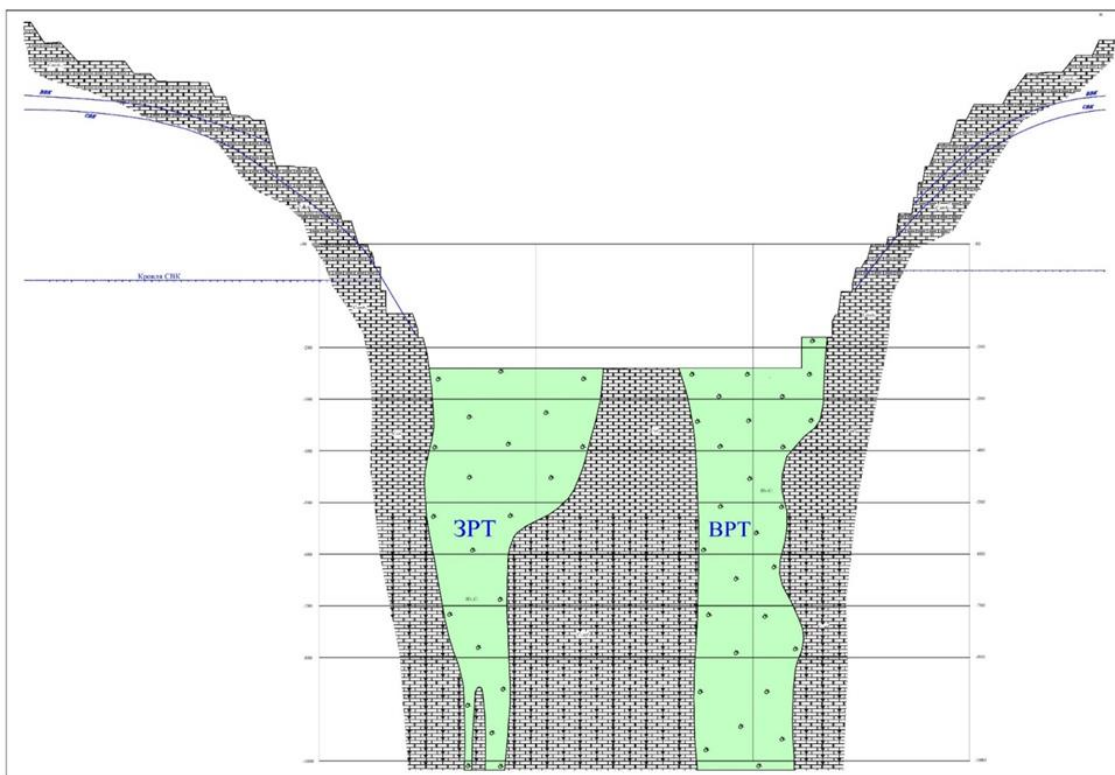


Рисунок 1.9 – Схема месторождения трубки «Удачная»

Плотность руды по блокам на верхних горизонтах месторождения (+300 ÷ - 280 м) варьирует от 2,34÷2,37 до 2,48÷2,6 т/м<sup>3</sup>, а на глубоких горизонтах (- 280÷ -1080 м) - от 2,52÷2,62 до 2,62÷2,69 т/м<sup>3</sup>. Коэффициент общей пористости



руды – 5 ÷10 %. Коэффициент разрыхления руды – 1,6, породы – 1,5, естественная влажность 0,04÷0,5%. Прогнозные водопритоки в подземный рудник составляют до 450 м<sup>3</sup> / час.

В Республике Саха (Якутия) кимберлитовые месторождения находятся в зоне «вечной» мерзлоты. Изменение температуры на различных глубинах показано в табл. 1.2.

Таблица 1.2 - Изменение температуры массива в зависимости от глубины разработки

Глубина, м		Средняя температура, град
От поверхности	Абсолютная	
500	- 160	- 1,6
600	- 260	- 1,0
700	-360	- 0,3
800	-460	0
900	-560	+ 0,7
1000	-660	+ 0,9
1100	-760	+ 2,0

Как известно процесс формирования кимберлитовых трубок происходил в результате взрыва, обусловившими текстуру кимберлитов в виде брекчии и форму перевернутого конуса.

Контакт с вмещающими породами по контуру трубок перемят на расстояние 15–30 м, что следует учитывать при отработке зон к нему прилегающих.

Поскольку трубки разрабатывают открыто-подземным способом, естественно, что на первой стадии происходят техногенные изменения, которые, в основном отрицательно, сказываются при дальнейшей разработке месторождения. Иногда, в том числе и на трубке карьер используют для вскрытия запасов, отнесенных к подземной разработке.

На месторождении присутствуют водоносные горизонты, выделения газов и смятые контакты руда-вмещающие породы, распространяющиеся вглубь вмещающих пород от контура рудного тела, составляет 15÷30м, а также поверхности скольжения.

### 1.3 Цель и задачи исследований

Цель исследований заключается в повышении эффективности разработки кимберлитовых трубок за счет изменения параметров систем в зависимости от качественного состава слагающих их руд.

В связи с этим при разработке месторождения в зависимости от конкретных горнотехнических условий, планируемого к разработке участка, могут меняться конструктивные параметры системы, направление и порядок производства горных работ. Следовательно, при обосновании параметров системы и порядка развития очистной выемки руды необходимо учитывать содержание полезного компонента и его распределение в объеме рудного тела.

Изначально в проекте подземной разработки была предусмотрена система с самообрушением, но ее реализация осложнена не только спецификой морфологии месторождения, но и климатическими условиями Заполярья.

Проблема может быть решена, например, при переходе к технологиям с поэтажным принудительным **обрушением при переменной высоте подэтажа**, позволяющих обеспечить первоочередную выемку руд с повышенным содержанием полезного ископаемого. То есть повышение эффективности добычи может быть достигнуто при развитии работ от этих зон без разубоживания «богатых» руд вмещающими породами.

#### **Задачи научных исследований:**

- Анализ состояния вопроса повышения качественных и количественных показателей извлечения полезных ископаемых из недр.
- Исследование горно-геологических условий кимберлитовых месторождений эксплуатацию которых ведет АК «АЛРОСА».
- Обоснование параметров очистной выемки с учетом качественных изменений добываемого сырья в объеме рудных тел.
- Обоснование порядка очистной выемки при изменяющихся параметрах системы разработки корректируя их изменение в зависимости от

содержания алмазов по вертикали и горизонтали разрабатываемых участков кимберлитовой трубки.

Решение этих задач включает обоснование параметров системы разработки, выбор конструктивных и технологических решений по отбойке, выпуску и доставке рудной массы с учетом минимизации уровня потерь и разубоживания рудной массы.

Методы исследований включают физическое и компьютерное моделирование процесса выпуска рудной массы и эксперименты в натуральных условиях

### **Выводы по первой главе:**

1. Особенность горнотехнических условий разработки заключается в наличии многолетнемерзлых пород, техногенных изменениях рудных тел и рельефа вызванных ведением открытых горных работ, что негативно сказывается на показателях добычи руды.

Предлагаемые к внедрению решения должны учитывать, что содержание полезного компонента (кристаллы алмазов) исчисляется десятными долями грамма, что требует особого отношения как к дроблению руды при ее отделении от массива, так при выпуске и доставке рудной массы.

2. Существенное влияние на параметры подземной разработки оказывают климатические условия региона, особенно длительный период минусовых температур, наличие минерализованных водоносных горизонтов, газовыделения и другие факторы, в той или иной мере влияющие на работу подземного рудника.

3. Эффективность технологий предполагающих обрушение руды и вмещающих пород при разработке месторождений без ограничений по поддержанию налегающей толщи пород при отсутствия охраняемых объектов в идентичных горнотехнических условиях всегда выше по сравнению с системами других классов.

## **ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПТИМИЗАЦИИ И УПРАВЛЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИМИ ПАРАМЕТРАМИ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАССОВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ, ПОЗВОЛЯЮЩЕЙ ПОВЫСИТЬ УРОВНИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА И МАРЖИНАЛЬНОГО ДОХОДА В УСЛОВИЯХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК**

### **2.1 Методический подход к обоснованию параметров системы при выемке руды под обрушенными породами**

Используемый, при проведении исследований методический подход к обоснованию конструктивных и технологических решений при подземной разработке для условий кимберлитовой трубки «Удачная» несколько отличается от общепринятого, поскольку в зависимости от конкретных горнотехнических условий, планируемого к разработке участка, могут меняться конструктивные параметры системы, направление и порядок горных работ.

В рамках принятого методологического подхода к оптимизации основных динамических количественных параметров систем разработки целесообразно использовать элементы экономико-математического моделирования, встроенные в модельное представление целочисленного программирования, что позволяет выявить их причинно-следственные взаимосвязи и повысить надежность и объективность оптимизационных процедур.

В связи с представленной концепцией основные итерационные процедуры реализации методов целочисленного программирования в представленной проблематичной области представлены следующими составляющими:

– в рамках каждого сочетания качественных элементов альтернативных вариантов систем разработки в соответствии с конкретными горно-геологическими и горнотехническими условиями формируется

перечень вариаторов (варьируемых параметров) и устанавливаются ограничения на их предельные изменения,

– в связи с тем, что пространственные размеры рудного тела уже определены и заданы в детерминированной форме, то процесс и процедура варьирования размерами различных частей выемочных полей при вскрытии и подготовке к выемке запасов кимберлитовых трубок могут быть реализованы только через определенное количество горизонтов, выемочных ступеней, панелей, единиц и т.д. обязательно с учетом их единой цело численности ( $N_d^{i min}$ ,  $N_d^{i max}$ ), что позволяет достигнуть, в свою очередь, оптимальных целочисленных значений технологических решений без дальнейшего мульти коллинеарного округления, что, безусловно, приводит к повышению их точности и объективности.

$$L_d^{i нач, кон} = N_d^{i p.m.} / N_d^{i min}, N_d^{i max} \rightarrow \text{целочисленное,}$$

где  $N_d^{i p.m.}$  – пространственный параметр рудного тела (длина по простиранию, падению и пр.).

При этом использование целочисленного динамического программирования, позволяет выявить причинно-следственные связи горно-геологических, горнотехнических и организационных факторов производства и связать их с качественно новыми закономерностями формирования рациональных режимов и порядка очистной выемки в условиях массового выпуска руды.

В итоге это позволяет осуществить моделирование различных сценариев отработки запасов кимберлитовых трубок и сформировать возможности прогнозирования и своевременного учета всех составляющих получения максимального маржинального дохода.

В соответствии с этим подходом, проблема может быть решена, например, при применении технологий, позволяющих обеспечить первоочередную выемку руд с повышенным содержанием полезного ископаемого. То есть повышение ее эффективности может быть достигнуто

при развитии работ от этих зон без разубоживания «богатых» руд законтурными породами.

Поскольку показатели потерь и разубоживания руды зависят от горнотехнических условий, конструкции системы разработки, ведения процессов очистной выемки, в частности отбойки и связанного с ней грансостава рудной массы при проведении исследований необходимо решить задачи по определению:

- конфигурации фигуры выпуска и разрыхления с точками контакта руды с обрушенными вмещающими породами;
- количественные показатели выпуска рудной массы на каждой точке выпуска.

В качестве метода исследований используем выпуск рудной массы на физических моделях, стохастическое моделирование и производственный эксперимент.

Методика выбора конструктивных и технологических решений для подземной разработки месторождений полезных ископаемых достаточно хорошо отработана и отличается для систем различного класса незначительно. Так при выборе параметров и порядка разработки месторождения системами с принудительным обрушением руды и вмещающих пород во главу угла ставится определение параметров фигуры выпуска с характеризующими ее показателями извлечения, а затем на базе этого определение их конструктивных параметров для конкретного участка месторождения с учетом пространственного распределения полезного компонента [41].

Выбор рационального варианта происходит на основе анализа экономических и технических показателей, полученных при реализации всех процессов горного производства.

### **2.1.1 Оценка результатов выпуска рудной массы**

Предельно допустимое минимальное содержание полезного компонента в выпускаемой рудной массе  $A_{PM,MIN}$  (или  $a_{MIN}$  в соответствии с общепринятыми обозначениями [1,3,9,14,16,94], значение которого

определяется по критерию минимума суммарного экономического ущерба от потерь руды и примешивания породы  $Y_C$

$$Y_C = Y_{II} \cdot n + Y_P \cdot \kappa_B = \min \quad (2.1)$$

где  $Y_{II}$  – экономический ущерб от потерь 1т балансовых запасов руды;

$n$  – коэффициент потерь руды, 1/ед;

$Y_P$  – экономический ущерб от примешивания 1т породы;

$\kappa_B$  – коэффициент примешивания пород, 1/ед.

### **2.1.2 Технические факторы и методика исследований**

Технические факторы включают конструктивные, технологические параметры системы разработки и горнотехнические рудного массива. Это прежде всего параметры выпускаемого слоя и погрузочно-доставочной выработки, сыпучие свойства рудной массы и ее объемный вес.

Методику используют в том числе и для системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды при прогнозировании показателей извлечения и оптимизации ее конструктивных параметров. Она предполагает математический расчет показателей взаимного влияния смежных фигур выпуска, по форме напоминающих эллипсоид вращения

Параметры фигур выпуска являются базовыми при расчетах всех количественных характеристик выпуска руды, не связанных со вторичным разрыхлением.

### **2.2 Базовые расчетные зависимости**

В зависимости от источника разубоживания руды (верхние, торцевые или боковые породы) первоначально рассчитывают и соответствующие объемы выпуска чистой руды.

#### **2.2.1 Горизонтальный контакт руды с налегающими обрушенными породами**

Объем выпущенной чистой руды

$$V_{ЭКВ} = \frac{\pi H^2}{12m}, \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

При расположении доставочных выработок смежных подэтажей (каждый с высотой  $H_{пэ}$ ) одна под другой

$$H = H_{пэ}, \text{ м} \quad (2.3)$$

При шахматном расположении доставочных выработок высота слоя выпускаемой руды увеличивается за счет отбойки запасов целика в виде треугольника между доставочными выработками вышележащего горизонта и составляет в первом приближении

$$H = H_{пэ} + 0,86 \left( \sqrt{\frac{H_{пэ}}{m}} + b \right), \text{ м} \quad (2.4)$$

где  $b$  – активная зона выпуска.

При дальнейшем выпуске разубоживание (т. н. верхнее), доли единицы

$$P_B = 1 + 2 \left( \frac{V_{ЭКВ}}{V_э} \right)^{1,5} - 3 \left( \frac{V_{ЭКВ}}{V_э} \right), \text{ доли ед.} \quad (2.5)$$

Разубоживание в дозе от верхних пород, доли единицы

$$P_{ДВ} = 1 - \left( \frac{V_{ЭКВ}}{V_э} \right)^{1,5}, \text{ доли ед.} \quad (2.6)$$

### **2.2.2 Вертикальный контакт руды с обрушенными породами с торца выпускной выработки**

В этом случае определяется объем выпущенной чистой руды:

$$V_{ЭКТ} = \frac{4\pi}{3} m d_T^4, \text{ м}^3 \quad (2.7)$$

При дальнейшем выпуске т. н. торцевое разубоживание:

$$P^T = 1 - 1,5 \left( \frac{V_{ЭКТ}}{V_э} \right)^{0,25} + 0,5 \left( \frac{V_{ЭКТ}}{V_э} \right)^{0,75}, \text{ доли ед.} \quad (2.8)$$

Разубоживание в дозе (засорение в дозе) от торцевых пород:

$$P_{ДТ} = 1 - 1,125 \left( \frac{V_{ЭКТ}}{V_э} \right)^{0,25} + 0,125 \left( \frac{V_{ЭКТ}}{V_э} \right)^{0,75}, \text{ доли ед.} \quad (2.9)$$

### **2.2.3 Вертикальный контакт руды с обрушенными породами с боку от оси выпускной выработки**



Объем выпущенной чистой руды

$$V_{\text{ЭКБ}} = \frac{4\pi}{3} m d_B^4, \text{ м}^3 \quad (2.10)$$

где  $d_B$  – расстояние от боковой стенки доставочной выработки до вертикального контакта выпускаемого слоя руды с боковыми обрушенными породами

$$d_B = \frac{B - b}{2}, \text{ м} \quad (2.11)$$

Разубоживание руды от боковых пород:

$$P_B = 0,5 - 0,75 \left( \frac{V_{\text{ЭКБ}}}{V_{\text{Э}}} \right)^{0,25} + 0,25 \left( \frac{V_{\text{ЭКБ}}}{V_{\text{Э}}} \right)^{0,75}, \text{ доли ед.} \quad (2.12)$$

Разубоживание в дозе (засорение в дозе) от боковых пород:

$$P_{\text{ДБ}} = 0,5 - 0,5625 \left( \frac{V_{\text{ЭКБ}}}{V_{\text{Э}}} \right)^{0,25} + 0,0625 \left( \frac{V_{\text{ЭКБ}}}{V_{\text{Э}}} \right)^{0,75}, \text{ доли ед.} \quad (2.13)$$

#### 2.2.4 Граничные значения параметров для рассматриваемых источников разубоживания

Наличие трех источников разубоживания – верхних пород, боковых пород со стороны торца и боковых пород с боковой стороны предполагает три вида граничных условий:

Соприкосновение объемов верхних и торцевых пород. Граничная высота и соответствующий объем фигуры выпуска

$$H_{\text{ГВТ}} = \frac{H^2}{H - m d_T^2}; \quad V_{\text{ГВТ}} = \frac{H_{\text{ГВТ}}^2}{12m} \quad (2.14)$$

Соприкосновение объемов верхних и боковых пород. Граничная высота и соответствующий объем фигуры выпуска

$$H_{\text{ГВБ}} = \frac{H^2}{H - m d_B^2}; \quad V_{\text{ГВБ}} = \frac{H_{\text{ГВБ}}^2}{12m} \quad (2.15)$$

Соприкосновение объемов торцевых и боковых пород. Граничная высота и соответствующий объем фигуры выпуска

$$H_{\text{ГТБ}} = \frac{H^2}{H - m(d_T^2 + d_B^2)}; \quad V_{\text{ГТБ}} = \frac{H_{\text{ГТБ}}^2}{12m} \quad (2.16)$$

## 2.2 Определение момента окончания выпуска руды

### 2.3.1 Прекращение выпуска

Извлечение рудной массы из каждого пункта выпуска прекращается при достижении предельного значения разубоживания руды в текущей дозе выпуска  $R_{д.ПРЕД.}$ , определяемого формуле:

$$R_{д.ПРЕД.} = \frac{A_{РУД} - A_{РМ.МИН}}{A_{РУД} - A_{ПОР}}, \% \quad (2.17)$$

Где:  $A_{РУД}$  – содержание полезного компонента в руде;

$A_{ПОР}$  – содержание полезного компонента в породах;

$A_{РМ.МИН}$  – допустимое минимальное содержание полезного компонента в выпускаемой рудной массе.

## 2.4 Методы определения предельных параметров выпуска

В рамках оптимизационной процедуры обоснования проектных решений рациональных систем отработки запасов кимберлитовых трубок и обеспечения долговременной приемлемой операционной рентабельности горнодобывающего предприятия следует использовать определенные закономерности образования разубоживания вообще и разубоживания в дозе выпуска от различных источников, которые совмещаются в пространстве и во времени в зависимости от соотношения рассмотренных ранее конструктивных и технологических параметров.

Методология всех последующих расчетов заключается в том, что весь процесс делится на два принципиально различных этапа, а именно:

**1 этап** – расчет показателей извлечения для так называемого **базового** варианта, когда учитывается действие верхнего и торцевого разубоживания. Эти виды разубоживания являются базовыми в силу того, что действуют на практике всегда и являются, таким образом, основными образующими общего разубоживания. и не зависят от такого технологического параметра, как порядок отработки смежных забоев одного горизонта.

**2 этап** – корректировка показателей **базового** варианта с учетом порядка отработки смежных по горизонтали забоев. При этом рассматривается действие (или отсутствие) бокового разубоживания и на основании этого корректируются расчеты по определению итоговых показателей извлечения.

В связи с этим, на первом этапе, значения разубоживания в целом в дозе выпуска  $P_d$ , а также верхнего ( $P_{дв}$ ), торцевого ( $P_{дт}$ ) и предельного разубоживания ( $P_{д.пред}$ ) определяют 3 методами. Одновременно определяется соответствующее значение  $V_{э.пред}$ .

## 2.5 Расчет потерь для базового случая

Технология добычи с торцевым выпуском рудной массы предусматривает отбойку руды на зажимающий материал, в связи с чем отбитая руда имеет коэффициент разрыхления  $K_{р.шпл}$  до начала выпуска и  $K_{р.макс}$  - в процессе выпуска. Указанная особенность, а также выпуск руды через торец доставочной выработки приводят к необходимости последовательного учета трех видов извлечения, а именно:

**Извлечение руды при основном выпуске** (объем при  $K_p = K_{р.макс}$ )

$$I_1 = V_{э.пред} \cdot (1 - P), \text{ м}^3; \quad (2.18)$$

**Извлечение руды за счет активной ширины выработки**, через торец которой производится выпуск рудной массы (объем при  $K_p = K_{р.макс}$ )

$$I_2 = b \cdot H \cdot d_T \cdot \left( 1 - \frac{m \cdot d_T^2}{3H} \right), \text{ м}^3; \quad (2.19)$$

**Извлечение руды за счет вторичного разрыхления** рудной массы, попавшей в зону истечения (объем при вторичном разрыхлении руды от  $K_{р.шпл}$  до  $K_{р.макс}$ )

$$I_3 = (I_1 + I_2) \frac{K_{P.МАКС} - K_{P.УПЛ}}{K_{P.УПЛ}}, \text{ м}^3 \quad (2.20)$$

Общее извлечение

$$I_0 = I_1 + I_2 + I_3, \text{ м}^3 \quad (2.21)$$

Общее извлечение с учетом перехода на объем руды в массиве

$$I = \frac{I_0}{K_{P.МАКС}}, \text{ м}^3 \text{ в массиве} \quad (2.22)$$

Потери руды

$$П = Б - I \cdot G_P, \text{ т} \quad (2.23)$$

Коэффициент потерь

$$n = \frac{П}{Б}, \text{ доли ед.} \quad (2.24)$$

Объем добычи  $D$  определяется суммой объема извлечения руды  $I_0$  и объема пород, разубоживающих руду в процессе выпуска

$$D = I_0 + P \cdot V_{Э.ПРЕД}, \text{ м}^3 \quad (2.25)$$

Весовое количество добычи  $D_{ВЕС}$  – с учетом плотности руды и пород

$$D_{ВЕС} = I \cdot G_P + P \cdot V_{Э.ПРЕД} \cdot G_{П} / K_{P.ПОР}, \text{ т} \quad (2.26)$$

## 2.6 Анализ гранулометрического состава обрушенной рудной массы

### 2.6.1 Исходные данные по фотопланограммам

В качестве основных исходных данных для анализа гранулометрического состава рудной массы использовался фотоматериал, отснятый в процессе обхода действующих очистных забоев при посещении предприятия.

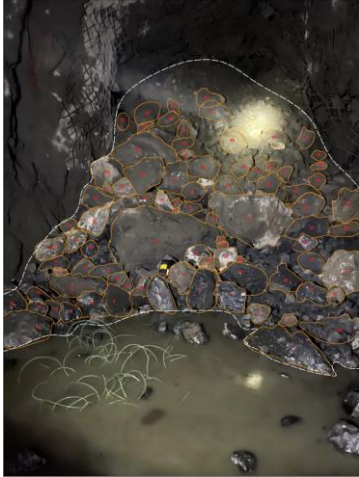


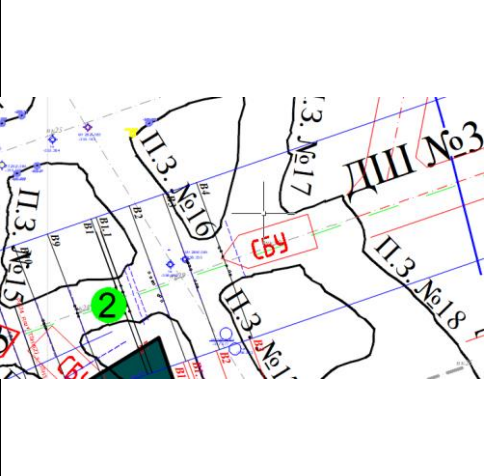
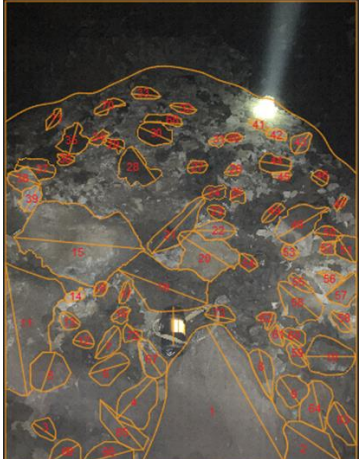

Маршрут включал пункты выпуска, расположенные в ВРТ и ЗРТ на различных горизонтах табл. 2.1.


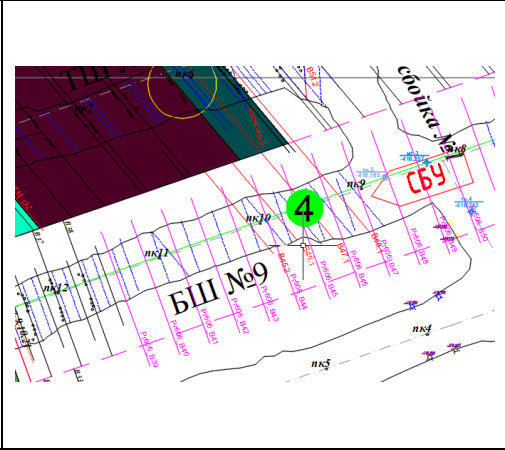

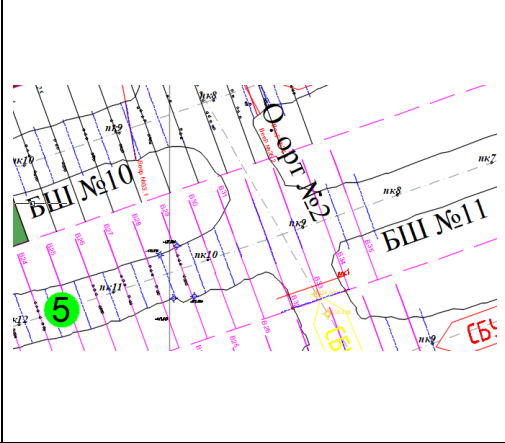




Фотографии сделаны на различных стадиях выпуска руды, при следующих параметрах БВР:

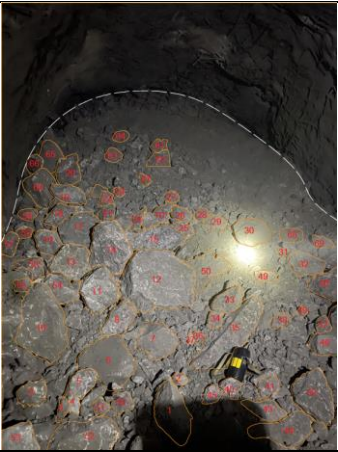
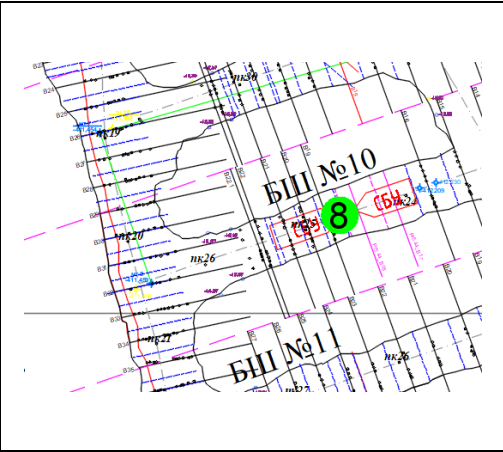
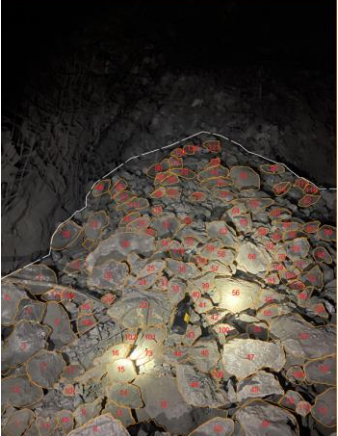
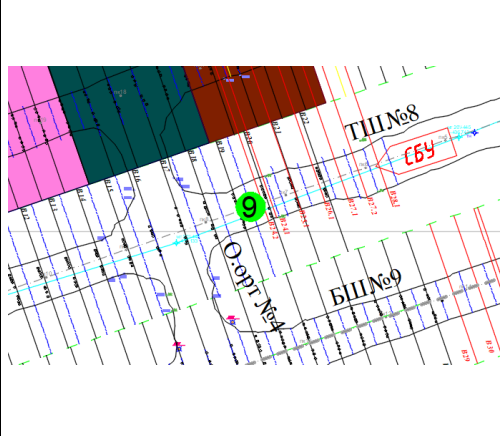
- расстояние между концами взрывных скважин в веере - 3 м;
- расстояние между веерами - 3 м;

– ширина отбиваемого слоя - 14÷15 м.

Таблица 2.1 - Фотоматериалы с изображением действующих очистных забоев рудника «Удачный» (фактическое положение на дату 25.01.2022 г.)

№	Фотоматериал с предприятия	Местоположение забоя	Наименование горной выработки (горизонта, участка, забоя, веера)
1.			<p>ВРТ, гор. - 365 м, Панель 7, ТШ № 7, Веер 9</p>
2.			<p>ВРТ, гор. - 365 м, Панель 3–4, ДШ № 3, Веер 9</p>
3.			<p>ВРТ, гор. - 365 м, Панель 3–4, ДШ № 3, Веер № 8</p>

4.			<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 9, Веер 46.1</p>
5.			<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 11, Веер 24</p>
6.			<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 12, Веер 11</p>
7.			<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, О. орт №5, Веер 14</p>

8.			<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 10, Веер 19</p>
9.			<p>ЗРТ, гор. - 440 м/- 445 м, ТШ № 8, Веер 19</p>

### 2.6.2 Исследование фракционного состава рудной массы

При определении кусковатости рудной массы применяли прямой метод измерения гранулометрического состава с использованием интегрированных программных инструментов интерфейса среды CAD, которая позволяет соотнести размеры фотографии с размерами каждого отдельного куска в навале рудной массы. Площадь кусков вычисляется исходя из суммарного количества пикселей, составляющих исследуемый контур.

Результаты анализа фракционного состава представлены на таблице 2.2.

В таблице 2.3 представлены результаты анализа гранулометрического состава приведенные к среднему значению содержания фракций по совокупности забоев.

Таблица 2.2 - Гистограммы фракционного состава обрушенной рудной массы (по каждой из фотопланогрaмм очистных забоев)

№	Результаты гранулометрии	№	Результаты гранулометрии																								
1	<p>ВРГ, гор. - 365 м, Панель 7, ТШ № 7, Веер 9</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>40,33</td><td>0,19</td><td>6,07</td><td>28,85</td><td>24,55</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	40,33	0,19	6,07	28,85	24,55	2	<p>ВРГ, гор. - 365 м, Панель 3-4, ДШ № 3, Веер 9</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>49,22</td><td>2,94</td><td>20,20</td><td>15,12</td><td>12,52</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	49,22	2,94	20,20	15,12	12,52
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	40,33	0,19	6,07	28,85	24,55																						
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	49,22	2,94	20,20	15,12	12,52																						
3	<p>ВРГ, гор. - 365 м, Панель 3-4, ДШ № 3, Веер № 8</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>52,18</td><td>6,63</td><td>13,81</td><td>7,34</td><td>20,04</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	52,18	6,63	13,81	7,34	20,04	4	<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 9, Веер 46.1</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>60,98</td><td>0,08</td><td>2,19</td><td>4,48</td><td>32,27</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	60,98	0,08	2,19	4,48	32,27
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	52,18	6,63	13,81	7,34	20,04																						
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	60,98	0,08	2,19	4,48	32,27																						
5	<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 11, Веер 24</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>36,50</td><td>3,28</td><td>19,97</td><td>24,92</td><td>15,33</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	36,50	3,28	19,97	24,92	15,33	6	<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 12, Веер 11</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>64,03</td><td>3,41</td><td>20,14</td><td>10,49</td><td>1,92</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	64,03	3,41	20,14	10,49	1,92
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	36,50	3,28	19,97	24,92	15,33																						
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	64,03	3,41	20,14	10,49	1,92																						
7	<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, О. орт №5, Веер 14</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>43,32</td><td>0,69</td><td>16,35</td><td>14,93</td><td>24,72</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	43,32	0,69	16,35	14,93	24,72	8	<p>ЗРТ, гор. - 415 м/- 425 м, БШ № 10, Веер 19</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>58,22</td><td>5,00</td><td>16,71</td><td>20,06</td><td>0,00</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	58,22	5,00	16,71	20,06	0,00
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	43,32	0,69	16,35	14,93	24,72																						
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	58,22	5,00	16,71	20,06	0,00																						
9	<p>ЗРТ, гор. - 440 м/- 445 м, ТШ № 8, Веер 19</p> <table border="1"> <tr><th>Фракция (мм)</th><td>0 ÷ 100</td><td>100 ÷ 200</td><td>200 ÷ 400</td><td>400 ÷ 800</td><td>&gt; 800</td></tr> <tr><th>Содержание (%)</th><td>37,00</td><td>4,52</td><td>20,35</td><td>34,48</td><td>3,66</td></tr> </table>	Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800	Содержание (%)	37,00	4,52	20,35	34,48	3,66														
Фракция (мм)	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800																						
Содержание (%)	37,00	4,52	20,35	34,48	3,66																						



Таблица 2.3 - Гистограммы фракционного состава обрушенной рудной массы (по совокупности фотопланов очистных забоев)

Интервалы фракций	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 800	> 800
Содержание фракций, %	48,6	2,3	13,9	18,3	16,9
Суммарное содержание фракций, %	48,6	50,9	64,8	83,1	100,0

На основании полученных данных построена обобщающая гистограмма распределения фракций в отбитой руде по всем фотоматериалам (рис. 2.1.)

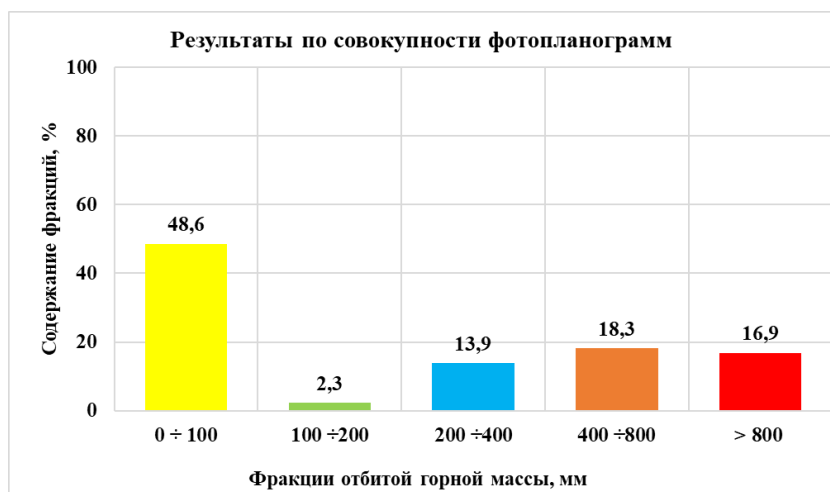


Рисунок 2.1 – Сводная гистограмма распределения фракций в гранулометрическом составе рудной массы

Таким образом, по совокупному результату анализа фрагментации руды на подземном руднике «Удачный», следует, что;

- содержание фракций от 0 до 100 мм - 48,6 %,
- содержание кусков размером более 800 мм - 16,9 %,
- оставшаяся часть - 34,5% приходится на отдельности с размерами 101÷800 мм,

При этом, размер кондиционного куска, принятого на предприятии, составляет 400 мм, что позволяет отнести весь диапазон фракций 400÷800 к некондиции, получая на выходе порядка 16 % рудной массы отвечающей условиям эффективности всей технологической цепочки предприятия.

### 2.6.3 Определение средневзвешенного размера куска рудной массы

На заключительном этапе анализа производили расчет общего распределение кусков в заданных фракционных интервалах и определяли размер средневзвешенного куска по формуле:

$$x = \frac{(a_1 \cdot w_1 + a_2 \cdot w_2 + a_3 \cdot w_3 + \dots + a_n \cdot w_n)}{w_1 + w_2 + w_3 + \dots + w_n} \quad (2.26)$$

где:  $x$  – средневзвешенный размер, мм;

$a_1, a_2, a_3, a_n$  – средний размер кусков, мм.

$w_1, w_2, w_3, w_n$  – процентное содержание фракций в составе рудной массы, %.

Результаты расчета сведены в итоговую таблицу 2.4.

Таблица 2.4 - Итоговые результаты по всем предоставленным фотоматериалам

Фото, №	№1	№2	№3	№4	№5	№6	№7	№8	№9
Метод контуров	515	332	303	614	381	176	378	207	333
Уточненный ср. взв. кусок	503	324	289	609	379	162	364	197	314
Метод палетки	430	282	-	-	289	189	257	220	355
Масштаб сетки	50/50	250/250	-	-	250/250			50/50	

По полученным значениям построена гистограмма средневзвешенного размера куска, определенного разными способами по каждой, отдельной фотопianoграмме (рис. 2.2).

На рисунке 2.3 представлено обобщение расчетных значений средневзвешенного куска и сравнительная оценка с исследованиями, установленными ранее, институтом «Урал Гипроруда» [4] и МГИ [7] на предыдущих этапах изысканий в 2017–18 гг.

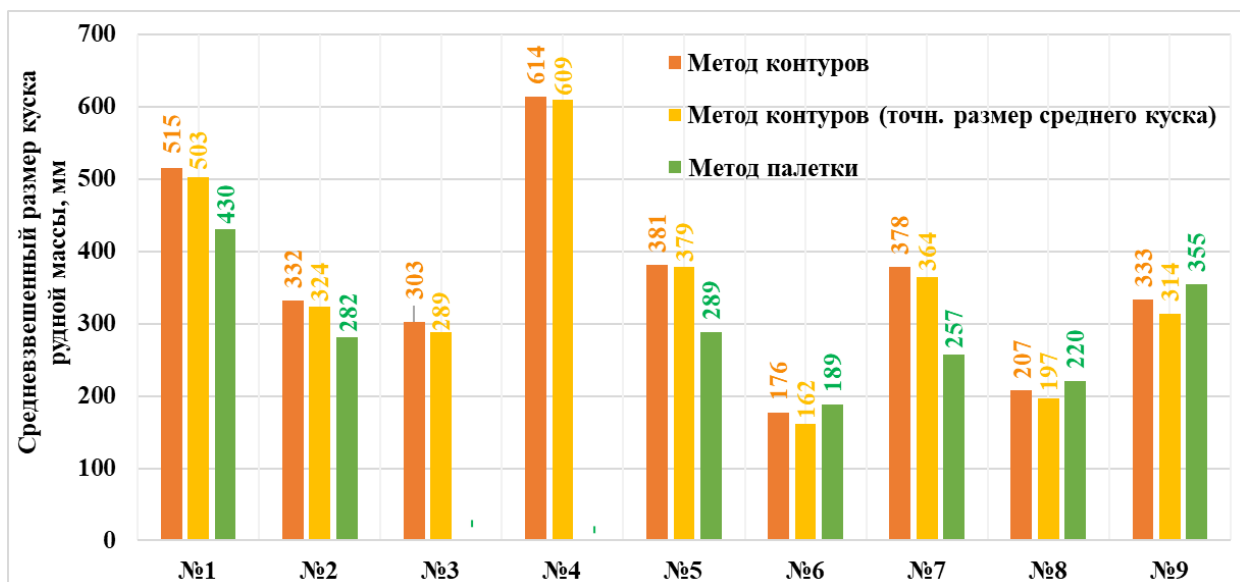


Рисунок 2.2 – Значения средневзвешенного куска рудной массы по данным фотоснимков в зависимости от способа расчета (метод контуров, в т. ч. с уточнением среднего куска руды, метод палетки, с сеткой определенного масштаба)

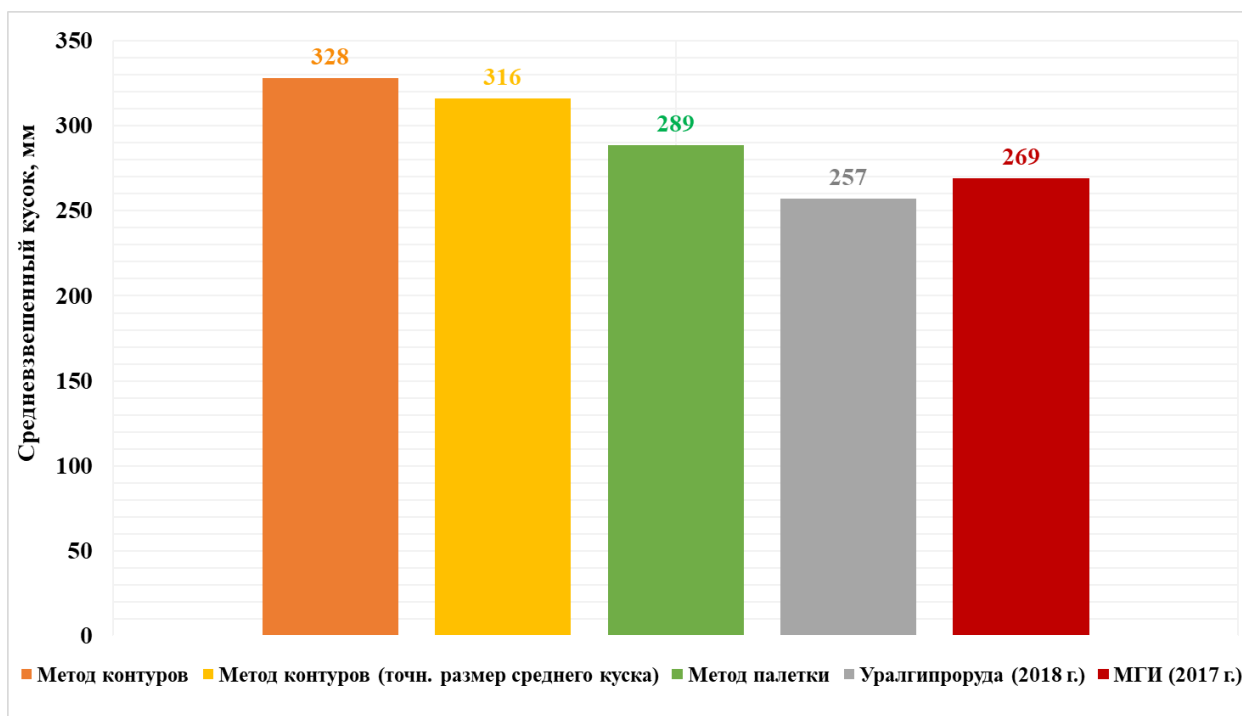


Рисунок 2.3 – Размер средневзвешенного куска рудной массы по данным исследований с 2017–2022 г.

Таким образом, анализ фракционного состава отбитой руды на подземном руднике «Удачный», с достаточной степенью достоверности

позволяет установить средние значения содержания различных фракций и средневзвешенный размер куса отбитой руды, который при существующих параметрах БВР составляет – 297 мм.

### 2.6.4 Определение степени фракционности отбитой руды

Эффективность взрывной отбойки руды напрямую зависит от качества буровзрывных работ. Параметры отбойки могут считаться оптимальными если руда имеет однородный состав при минимальном присутствии негабарита.

На рисунках 2.4 и 2.5 представлены кумулятивные графики состава сыпучей среды.

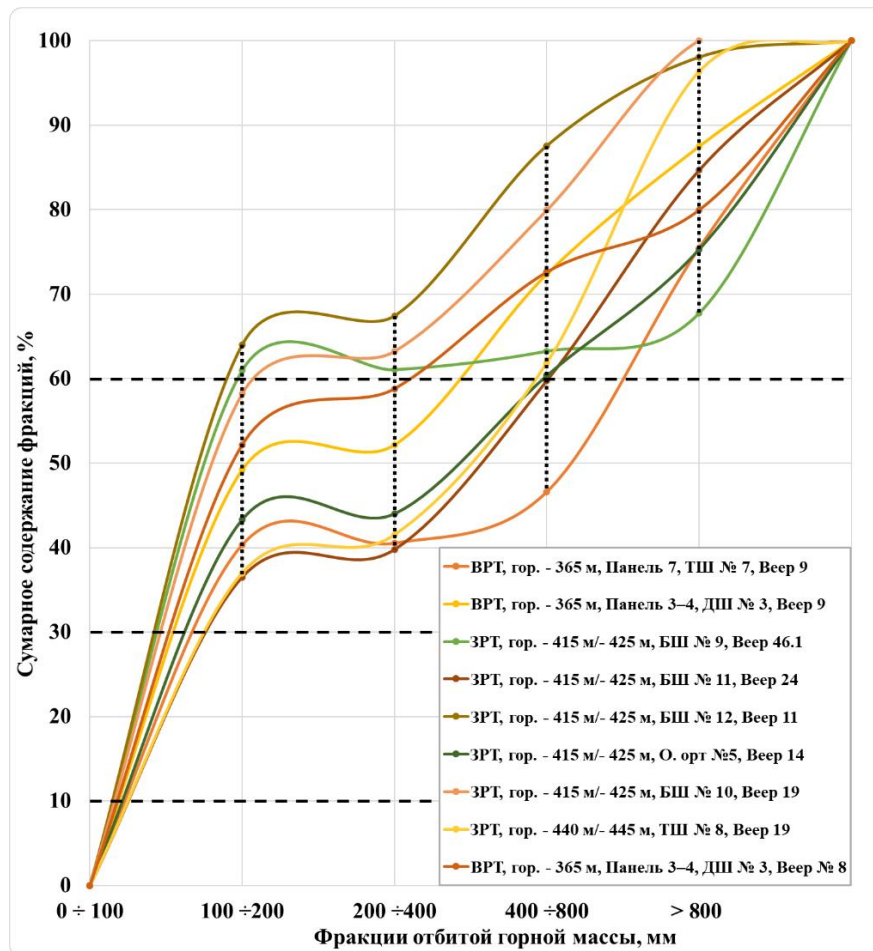


Рисунок 2.4 – Графики, характеризующие гранулометрический состав отбитой руды

Степень неоднородности состава  $C_U$ , (дол. ед.), рассчитывают по формуле

$$C_U = \frac{d_{60}}{d_{10}} \quad (2.27)$$

где  $d_{60}$ ,  $d_{10}$  – диаметры кусков, меньше которых в отбитой руде содержится 60 и 10% частиц.

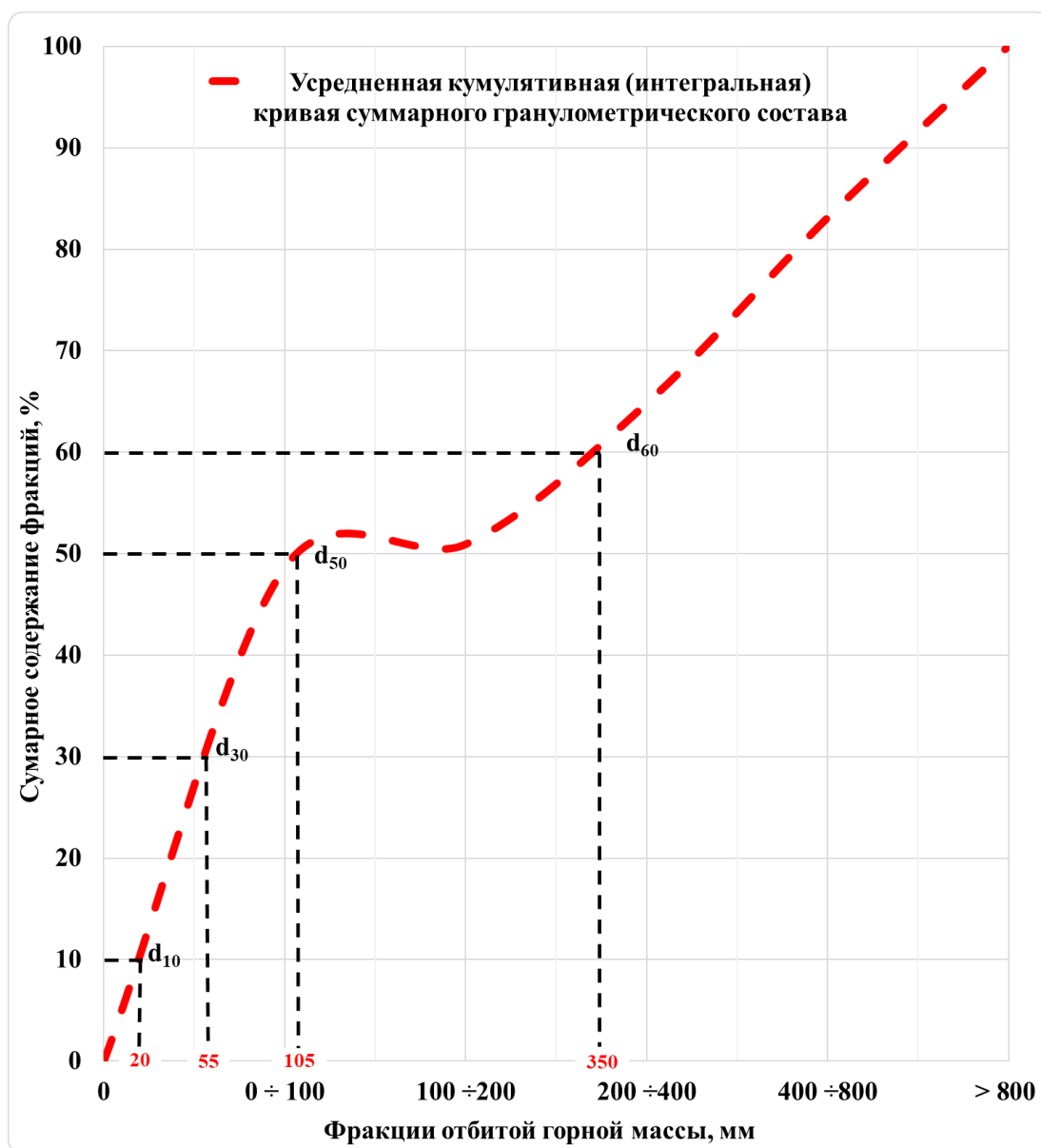


Рисунок 2.5 – Кривая, характеризующая средний гранулометрический состав отбитой руды

Гранулометрический состав может быть однородным, если соблюдается условие  $C_U \leq 3$  и неоднородным если  $C_U > 3$  (табл. 2.5).

Чем более однороден гранулометрический состав, тем меньше  $C_U$ -степень неоднородности. Кривизна кумулятивной кривой показывает степень однородности кусков рудной массы. Если она вытянута по вертикальной оси, то это признак однородности состава, а если кривая вытянута по горизонтальной оси, то состав неоднороден.

Таблица 2.5 – Расчетные значения параметров для определения степени фракционности рудной массы

Параметр	Значения
$d_{10}$	20 мм
$d_{30}$	55 мм
$d_{50}$	105 мм
$d_{60}$	350 мм
$C_u$	17,5

Коэффициент неоднородности гранулометрического состава на подземном руднике равен –  $C_U = 17,5$

Таким образом, грансостав рудной массы, получаемый в результате отбойки на руднике, является неоднородным, что обуславливает необходимость корректировки **параметров БВР**.

### **Выводы по второй главе:**

1. В основу методического подхода к обоснованию параметров систем разработки для условий кимберлитовых трубок Якутии необходимо иметь возможность, а точнее обеспечить целевое изменение динамических параметров системы при любом изменении направления развития очистной выемки. Данный постулат должен предусматривать применение технологий, позволяющих обеспечить первоочередную выемку руд с повышенным содержанием полезного ископаемого. То есть повышение ее эффективности может быть достигнуто при развитии работ от этих зон без разубоживания «богатых» руд законтурными породами.

2. Показатели разубоживания и разубоживания в дозе выпуска от различных источников, должны совмещаться в пространстве и времени в

зависимости от соотношения рассмотренных ранее конструктивных и технологических параметров. Все последующие расчеты должны производиться в два принципиально различных этапа, а именно:

**1 этап** – расчет показателей извлечения для так называемого **базового** варианта, когда учитывается действие верхнего и торцевого разубоживания.

**2 этап** – корректировка показателей **базового** варианта с учетом порядка отработки смежных по горизонтали забоев. При этом рассматривается действие (или отсутствие) бокового разубоживания и на основании этого корректируются расчеты по определению итоговых показателей извлечения.

3. В результате проведенных исследований установлено, что чем более однороден гранулометрический состав, тем меньше  $C_U$  - степень неоднородности. Кривизна кумулятивной кривой показывает степень однородности кусков рудной массы. Если она вытянута по вертикальной оси, то это признак однородности состава, а если кривая вытянута по горизонтальной оси, то состав неоднороден [40]. Грансостав рудной массы, получаемый в результате отбойки на руднике, является неоднородным, что обуславливает необходимость корректировки параметров БВР. Анализ фракционного состава отбитой руды на подземном руднике «Удачный», с достаточной степенью достоверности позволяет установить средние значения содержания различных фракций и средневзвешенный размер куска отбитой руды, который при существующих параметрах БВР составляет – 297 мм [35]. По совокупному результату анализа фрагментации руды на подземном руднике «Удачный», следует, что;

- содержание фракций от 0 до 100 мм - 48,6 %,
- содержание кусков размером более 800 мм - 16,9 %,
- оставшаяся часть - 34,5% приходится на отдельности с размерами 101÷800 мм,

При этом, размер кондиционного куска, принятого на предприятии, составляет 400 мм, что позволяет отнести весь диапазон фракций 400÷800 к

некондиции, получая на выходе порядка 16 % рудной массы отвечающей условиям эффективности всей технологической цепочки предприятия.



# **ГЛАВА 3 УСТАНОВЛЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ ВЛИЯНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДИНАМИЧЕСКОГО ЦЕЛОЧИСЛЕННОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ, ИМИТАЦИОННОГО И ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ С УЧЕТОМ ВАРИАТИВНОСТИ ТРЕНДОВ СОДЕРЖАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ АЛМАЗОВ В ОБЪЕМЕ РУДНОГО ТЕЛА**

## **3.1 Конструкция лабораторного стенда и техника проведения экспериментов**

Анализ интеграции положительных аспектов ранее разработанных аналитических и практических подходов в заявленной проблематичной области выявил приоритетное использование методов физического, математического и имитационного многопараметрического моделирования, методов комбинаторики и др., предусматривающих наиболее полный учет сопутствующих характерных тенденций и закономерностей решения подобных задач.

Исходя из этого, оценка эффективности перспективного к реализации варианта подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды осуществлялась с использованием имитационного моделирования (масштабные физические и компьютерные модели) в совокупности с установленными ранее аналитическими зависимостями.

Для имитации подэтажного с торцевого выпуском руды выполнена физическая модель в масштабе 1:100 с размерами 40 см x 8 см x 125 см.

Такая конструкция исключает возможные деформации стенок модели под действием давления сил бокового распора.

Выработки подэтажные буровых горизонтов, необходимые для отбойки и выпуска руды, имитируются отверстиями в стенке передней части модели.

Для сохранения навала эквивалентного материала в контурах условной выработки с наружи под отверстиями были смонтированы пластиковые панели на уровне почвы каждого подэтажного горизонта, а по бокам, прикреплены направляющие бруски.

Высота подэтажа варьируется, повторяя тем самым положение горизонтов в натуре: **1.** Отм. - 445/- 425–20 см; **2.** Отм. - 425/- 398–33 см; **3.** Отм. - 398/- 365–27 см; **4.** Отм. -365/-345–20 см; **5.** Отм. -345/-320 -15 см (с учетом частичного обрушения и выпуска руды).

Таким образом общее количество подэтажей в модели – 5, общая мощность рудной отсыпки - 115 см.

БДВ в подэтажах смещены относительно друг друга в шахматном порядке («шведский вариант», отбойка и выпуск из ромбовидных панелей). Сечения всех выработок изменены по отношению к натуре в соответствии с масштабом моделирования  $\sim 20 \text{ см}^2$  (рис. 3.1).

Заполнение объема модели производили равномерно, горизонтальными слоями эквивалентного материала 5 различных цветов, из которых рудные (зеленый, серый, черный, оранжевый, белый) и породный крупнозернистый материал (белый) цвет, слои с мощностью 115 см и 10 см соответственно, в процессе моделирования толщина породного слоя увеличивалась за счет дополнительной подсыпки.

Общий объем материала составил  $\sim 40000 \text{ см}^3$ , из него руды  $\sim 36800 \text{ см}^3$ , первоначальной породной  $\sim 3200 \text{ см}^3$ . Объемы эквивалентного материала с дифференциацией по цветам, следующие:

- рудный слой (зеленый цвет) –  $4800 \text{ см}^3$ ;
- рудный слой (серый цвет) –  $6400 \text{ см}^3$ ;
- рудный слой (черный цвет) –  $10560 \text{ см}^3$ ;
- рудный слой (оранжевый цвет) –  $8640 \text{ см}^3$ ;
- рудный слой (белый цвет) –  $6400 \text{ см}^3$ ;
- породный слой (белый цвет, крупный наполнитель) –  $3200 \text{ см}^3$ .

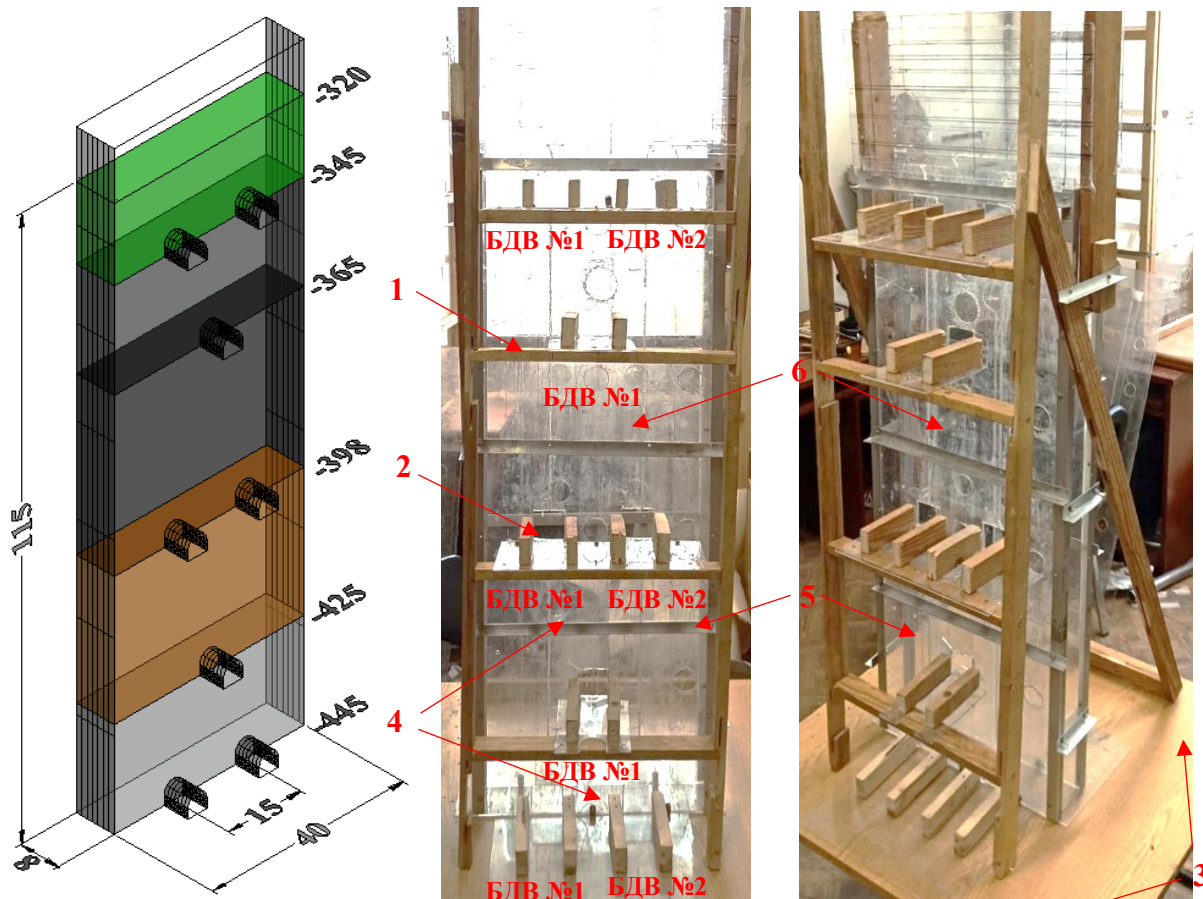


Рисунок 3.1 - Конструкция лабораторного стенда для физического моделирования подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды: 1 – прозрачные стенки модели; 2- алюминиевый каркас; 3 - поддерживающие деревянные стойки; 4 – БДВ (отверстия в торцевой панели модели с сечением 20 см<sup>2</sup>); 5 – пластиковые панели на уровне почвы подэтажей; 6 – боковые направляющие бруски

Общий вид масштабной подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды представлен после засыпки эквивалентным материалом представлен на рисунке 3.2.

В процессе подготовки и проведения физического моделирования использовалось специальное лабораторное оборудование:

- набор сит для разделения эквивалентного материала на фракции;
- набор стеклянных мензурок, для учета выпущенных объемов руды и породы;
- электронные лабораторные весы;

– ручной ковш, имитирующий работу погрузочно-доставочной машины.

Моделирование проводилось последовательно в нисходящем порядке, первый этап характеризовался выпуском руды из отверстий БДВ №1 и № БДВ №2 верхнего подэтажного горизонта – 345 м, после выпуска чистой руды и фиксации первого разубоживания выпуск прекращали, переходя на отработку следующего подэтажа -365 м (этап 2).

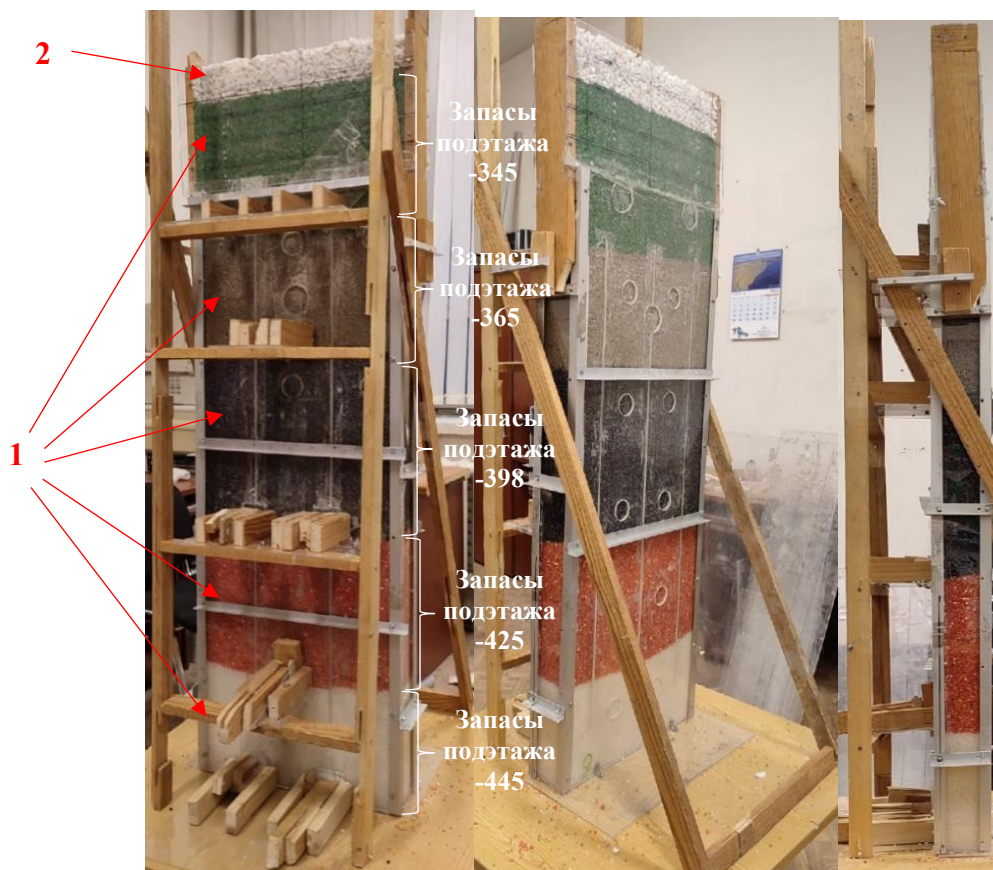


Рисунок 3.2 - Физическая модель подэтажного принудительного обрушения с торцевым выпуском рудной массы с эквивалентным материалом (общий вид): 1 – рудные слои эквивалентного материала; 2 – слой вмещающих пород

Количество выпускных отверстий варьировалось по высоте модели. В зависимости от горизонта их запасы погашались либо одной, либо двумя буро доставочными выработками. Завершение лабораторных исследований на пятом заключительном этапе осуществляли одновременно с появлением первых пустых пород в БДВ №1 и БДВ №2 подэтажного горизонта -445м.

Доза выпуска составляла 100 см<sup>3</sup>, величина выбрана для фиксирования извлекаемых запасов с большей степенью детализации. Показатели выпуска руды в дозе документировались по каждому выработке в отдельности.

На всех стадиях моделирования и перед началом очередного цикла, текущее положение эквивалентного материала фиксировалось на фотокамеру.

### 3.2 Результаты исследований на физической модели

Результаты физического моделирования торцевого выпуска руды из БДВ № 1 подэтажного горизонта -345 м представлены в таблице 3.1 и на рис. 3.3.



Рисунок 3.3 - Показатели выпуска руды из БДВ № 1, гор. минус 345 м

Таблица 3.1 – Показатели выпуска руды из БДВ № 1, подэтажного горизонта -345 м

Подэтаж -345 м: БДВ № 1						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м³	т	м³	т	м³	т
1	101	194,8	0	0	101	194,8
2	102	196,7	0	0	102	196,7
3	100	192,9	0	0	100	192,9
4	99	190,9	0	0	99	190,9
5	103	198,6	0	0	103	198,6
6	105	202,5	0	0	105	202,5
7	102	196,7	8	14,4	110	211,1
<b>Итого:</b>	<b>712</b>	<b>1373,1</b>	<b>8</b>	<b>14</b>	<b>720</b>	<b>1387,5</b>

Результаты физического моделирования торцевого выпуска руды из БДВ № 2 представлены в таблице 3.2. и на рис 3.4.

Таблица 3.2 – Показатели выпуска руды из БДВ № 1, подэтажного горизонта -345 м

Подэтаж -345 м: БДВ № 2						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т
1	103	198,6	0	0	103	198,6
2	101	194,8	0	0	101	194,8
3	102	196,7	0	0	102	196,7
4	101	194,8	0	0	101	194,8
5	100	192,9	0	0	100	192,9
6	102	196,7	0	0	102	196,7
7	83	160,1	25	45	108	205,1
<b>Итого:</b>	<b>692</b>	<b>1334,6</b>	<b>25</b>	<b>45</b>	<b>717</b>	<b>1379,6</b>

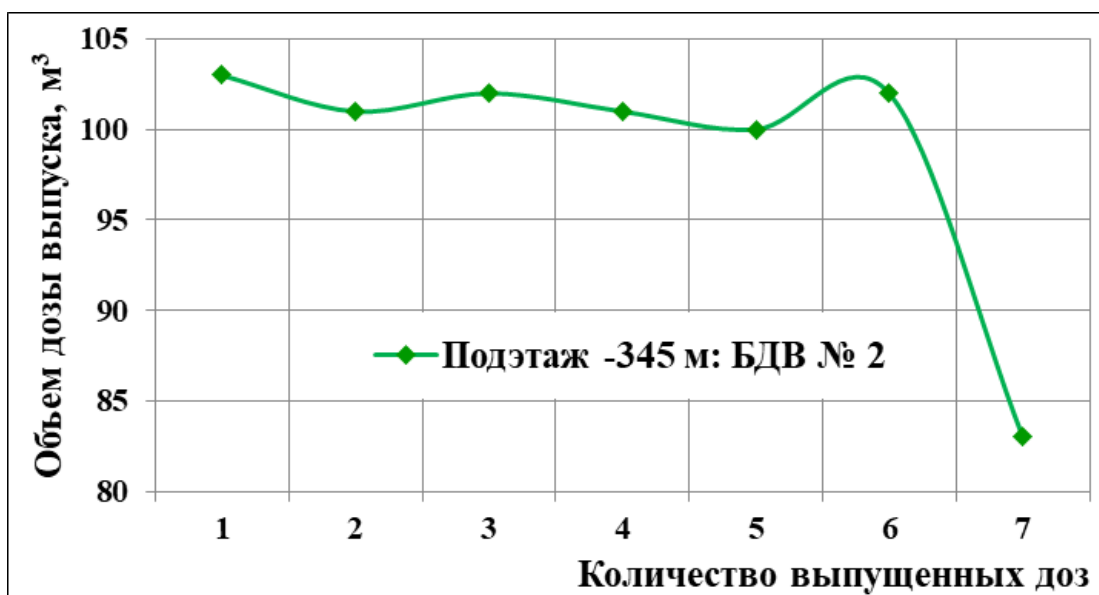


Рисунок 3.4 - Показатели выпуска руды из БДВ № 2, гор. минус 345 м

Результаты физического моделирования торцевого выпуска руды из БДВ № 1 подэтажа -365 м представлены в таблице 3.3. и на рис 3.5.

Таблица 3.3 – Показатели выпуска руды из БДВ № 1 горизонта -365 м

Подэтаж -365 м: БДВ № 1						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т

1	103	198,6	0	0	103	198,6
2	104	200,6	0	0	104	200,6
3	102	196,7	0	0	102	196,7
4	101	194,8	0	0	101	194,8
5	102	196,7	0	0	102	196,7
6	101	194,8	0	0	101	194,8
7	102	196,7	0	0	102	196,7
8	103	198,6	0	0	103	198,6
9	100	192,9	0	0	100	192,9
10	103	198,6	0	0	103	198,6
11	102	196,7	0	0	102	196,7
12	104	200,6	0	0	104	200,6
13	104	200,6	0	0	104	200,6
14	101	194,8	0	0	101	194,8
15	100	192,9	0,5	0,9	100,5	193,8
16	100	192,9	2,5	4,5	102,5	197,4
17	98	189,0	9	16,2	107	205,2



Рисунок 3.5 - Показатели выпуска руды из БДВ № 1, гор. минус 365 м

Количество выпущенной чистой руды из БДВ №1 и БДВ №2 в подэтаже -398 м представлено на рис. 3.6, 3.7 и в таблицах 3.4, 3.5., из БДВ №1 в подэтаже -425 м в таблице 3.6 и на рис. 3.8.

Таблица 3.4 – Показатели выпуска руды из БДВ № 1, горизонта -398 м

Доза №	Подэтаж -398 м: БДВ № 1					
	Руда		Порода		Всего	
	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т
1	100	192,9	0	0	100	192,9
2	101	194,8	0	0	101	194,8
3	100	192,9	0	0	100	192,9
4	100	192,9	0	0	100	192,9
5	102	196,7	0	0	102	196,7
6	100	192,9	0	0	100	192,9
7	101	194,8	0	0	101	194,8
8	102	196,7	0	0	102	196,7
9	101	194,8	0	0	101	194,8
10	101	194,8	0	0	101	194,8
11	102	196,7	0	0	102	196,7
12	103	198,6	0	0	103	198,6
13	102	196,7	0	0	102	196,7
14	102	196,7	0	0	102	196,7
15	100	192,9	0	0	100	192,9
16	100	192,9	0	0	100	192,9
17	104	200,6	0	0	104	200,6
18	96	185,1	0	0	96	185,1
19	110	212,1	0	0	110	212,1
20	103	198,6	0	0	103	198,6
21	98	189,0	0	0	98	189,0
22	102	196,7	0	0	102	196,7
23	100	192,9	0	0	100	192,9
24	100	192,9	0	0	100	192,9
25	103	198,6	0	0	103	198,6
26	104	200,6	0	0	104	200,6
27	102	196,7	0	0	102	196,7
28	103	198,6	0	0	103	198,6
29	102	196,7	0	0	102	196,7
30	100	192,9	0	0	100	192,9
31	102	196,7	0	0	102	196,7
32	115	221,8	0	0	115	221,8
33	113	217,9	2,7	4,86	115,7	222,8
<b>Итого:</b>	<b>3374</b>	<b>6507,0</b>	<b>3</b>	<b>4,9</b>	<b>3377</b>	<b>6511,9</b>



Рисунок 3.6 - Показатели выпуска руды из БДВ № 1, гор. минус 398 м



Таблица 3.5 – Показатели выпуска руды из БДВ № 2, горизонта -398 м

Подэтаж -398 м: БДВ № 2						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т
1	101	194,8	0	0	101	194,8
2	103	198,6	0	0	103	198,6
3	102	196,7	0	0	102	196,7
4	103	198,6	0	0	103	198,6
5	103	198,6	0	0	103	198,6
6	103	198,6	0	0	103	198,6
7	100	192,9	0	0	100	192,9
8	104	200,6	0	0	104	200,6
9	100	192,9	0	0	100	192,9
10	100	192,9	0	0	100	192,9
11	101	194,8	0	0	101	194,8
12	105	202,5	0	0	105	202,5
13	106	204,4	0	0	106	204,4
14	100	192,9	0	0	100	192,9
15	101	194,8	0	0	101	194,8
16	100	192,9	0	0	100	192,9
17	98	189,0	0	0	98	189,0
18	115	221,8	0	0	115	221,8
19	102	196,7	0	0	102	196,7
20	102	196,7	0	0	102	196,7
21	102	196,7	0	0	102	196,7
22	100	192,9	0	0	100	192,9
23	101	194,8	0	0	101	194,8
24	101	194,8	0	0	101	194,8
25	102	196,7	0	0	102	196,7
26	102	196,7	0	0	102	196,7
27	103	198,6	0	0	103	198,6
28	101	194,8	0	0	101	194,8
29	100	192,9	0	0	100	192,9
30	105	202,5	0	0	105	202,5
31	100	192,9	0	0	100	192,9
32	100	192,9	0	0	100	192,9
33	115	221,8	0	0	115	221,8
34	104	200,6	0,5	0,9	105	201,5
<b>Итого:</b>	<b>3485</b>	<b>6526,3</b>	<b>1</b>	<b>0,9</b>	<b>3486</b>	<b>6527,2</b>



Рисунок 3.7 - Показатели выпуска руды из БДВ № 2, гор. минус 398 м

Таблица 3.6 – Показатели выпуска руды из БДВ № 1, горизонта -425 м

Подэтаж -425 м: БДВ № 1						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т
1	100	192,9	0	0	100	192,9
2	104	200,6	0	0	104	200,6
3	101	194,8	0	0	101	194,8
4	105	202,5	0	0	105	202,5
5	101	194,8	0	0	101	194,8
6	102	196,7	0	0	102	196,7
7	102	196,7	0	0	102	196,7
8	102	196,7	0	0	102	196,7
9	104	200,6	0	0	104	200,6
10	100	192,9	0	0	100	192,9
11	104	200,6	0	0	104	200,6
12	102	196,7	0	0	102	196,7
13	100	192,9	0	0	100	192,9
14	102	196,7	0	0	102	196,7
15	101	194,8	0	0	101	194,8
16	103	198,6	0	0	103	198,6
17	102	196,7	0	0	102	196,7
18	104	200,6	0	0	104	200,6
19	102	196,7	0	0	102	196,7
20	105	202,5	0	0	105	202,5
21	102	196,7	0	0	102	196,7
22	100	192,9	0	0	100	192,9
23	100	192,9	0	0	100	192,9
24	101	194,8	0	0	101	194,8
25	100	192,9	0	0	100	192,9
26	102	196,7	0	0	102	196,7
27	105	202,5	0	0	105	202,5
28	100	192,9	0	0	100	192,9
29	105	202,5	0	0	105	202,5
30	103	198,6	0	0	103	198,6
31	120	231,4	0	0	120	231,4
32	100	192,9	0	0	100	192,9
33	102	196,3	0,2	0,36	102	196,7
34	102	196,5	0,1	0,18	102	196,7
35	100	192,9	0	0	100	192,9
36	104	200,4	0,1	0,18	104	200,6
37	104	200,2	0,2	0,36	104	200,5
<b>Итого:</b>	<b>3795</b>	<b>7319,7</b>	<b>1</b>	<b>1,1</b>	<b>3796</b>	<b>7320,8</b>



Рисунок 3.8 - Показатели выпуска руды из БДВ № 1, гор. минус 425 м

Ход лабораторных экспериментов поэтапного (с привязкой к подэтажам) моделирования показан на рис. 3.9, 3.10.



Рисунок 3.9 – Этапы физического моделирования торцевого выпуска руды (вид через торцевую стенку модели)



Рисунок 3.10 - Этапы физического моделирования торцевого выпуска руды (вид через заднюю стенку модели)

Итоговые показатели по объемам выпущенной чистой руды и потерям в каждом отдельном слое сведены в таблицу 3.9. На основании обобщенных данных построены гистограммы, представленные на рисунках 3.11, 3.12.

Таблица 3.7 – Итоговые результаты моделирования поэтажного торцевого выпуска руды

$\Sigma$ -345 м		$\Sigma$ -365 м		$\Sigma$ -398 м		$\Sigma$ -425 м		$\Sigma$ -445 м	
м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т	м <sup>3</sup>	т
<b>Запасы слоя</b>		<b>Запасы слоя</b>		<b>Запасы слоя</b>		<b>Запасы слоя</b>		<b>Запасы слоя</b>	
4800	9257	6400	12343	10560	20366	8640	16663	6400	12343
<b>Выпущено</b>		<b>Выпущено</b>		<b>Выпущено</b>		<b>Выпущено</b>		<b>Выпущено</b>	
204,0	393,4	103,0	198,6	201,0	387,6	100,0	192,9	210,0	405,0
407,0	784,9	207,0	399,2	405,0	781,1	204,0	393,4	414,0	798,4
609,0	1174,5	309,0	595,9	607,0	1170,6	305,0	588,2	618,0	1191,9
809,0	1560,2	410,0	790,7	810,0	1562,1	410,0	790,7	822,0	1585,3
1012,0	1951,7	512,0	987,4	1015,0	1957,5	511,0	985,5	1031,0	1988,4
1219,0	2350,9	613,0	1182,2	1218,0	2349,0	613,0	1182,2	1232,0	2376,0
<b>1404,0</b>	<b>2707,7</b>	715,0	1378,9	1419,0	2736,6	715,0	1378,9	1435,0	2767,5
<b>Потери в слое</b>		818,0	1577,6	1625,0	3133,9	817,0	1575,6	1646,0	3174,4
<b>70,8%</b>		918,0	1770,4	1826,0	3521,6	921,0	1776,2	1846,0	3560,1
<b>Выход чистой руды</b>		1021,0	1969,1	2027,0	3909,2	1021,0	1969,1	2054,0	3961,3
<b>3,8%</b>		1123,0	2165,8	2230,0	4300,7	1125,0	2169,6	2259,0	4356,6
		1227,0	2366,4	2438,0	4701,9	1227,0	2366,4	2463,0	4750,1
		1331,0	2566,9	2646,0	5103,0	1327,0	2559,2	2670,0	5149,3
		1432,0	2761,7	2848,0	5492,6	1429,0	2755,9	2877,0	5548,5
		1532,0	2954,6	3049,0	5880,2	1530,0	2950,7	3087,0	5953,5
		1632,0	3147,4	3249,0	6265,9	1633,0	3149,4	3292,0	6348,9
		<b>1730,0</b>	<b>3336,4</b>	3451,0	6655,5	1735,0	3346,1	3496,0	6742,3
<b>Потери в слое</b>				3662,0	7062,4	1839,0	3546,6	3698,0	7131,9
<b>73,0%</b>				3874,0	7471,3	1941,0	3743,4	3898,9	7519,3
<b>Выход чистой руды</b>				4079,0	7866,6	2046,0	3945,9	4105,7	7918,1
<b>4,7%</b>				4279,0	8252,4	2148,0	4142,6	4309,5	8311,2
				4481,0	8641,9	2248,0	4335,4	4512,4	8702,5
				4682,0	9029,6	2348,0	4528,3	4715,7	9094,6
				4883,0	9417,2	2449,0	4723,1	4916,6	9482,0
				5088,0	9812,6	2549,0	4915,9	5118,5	9871,4
				5294,0	10209,9	2651,0	5112,6	5319,3	10258,7
				5499,0	10605,2	2756,0	5315,1	5420,2	10616,4
				5703,0	10998,6	2856,0	5508,0	<b>5520,2</b>	<b>21167,0</b>
				5905,0	11388,2	2961,0	5710,5	<b>Потери в слое</b>	
				6110,0	11783,6	3064,0	5909,1	<b>13,7%</b>	
				6312,0	12173,1	3184,0	6140,6	<b>Выход чистой руды</b>	
				6527,0	12587,8	3284,0	6333,4	<b>15,0%</b>	
				6755,0	13027,5	3385,8	6529,8		
				<b>6859,0</b>	<b>19748,6</b>	3487,7	6726,3		
<b>Потери в слое</b>						3587,7	6919,1		
<b>35,0%</b>						3691,6	7119,5		
<b>Выход чистой руды</b>						<b>3795,4</b>	<b>7319,7</b>		
<b>18,6%</b>						<b>Потери в слое</b>			
						<b>56,1%</b>			
						<b>Выход чистой руды</b>			
						<b>10,3%</b>			

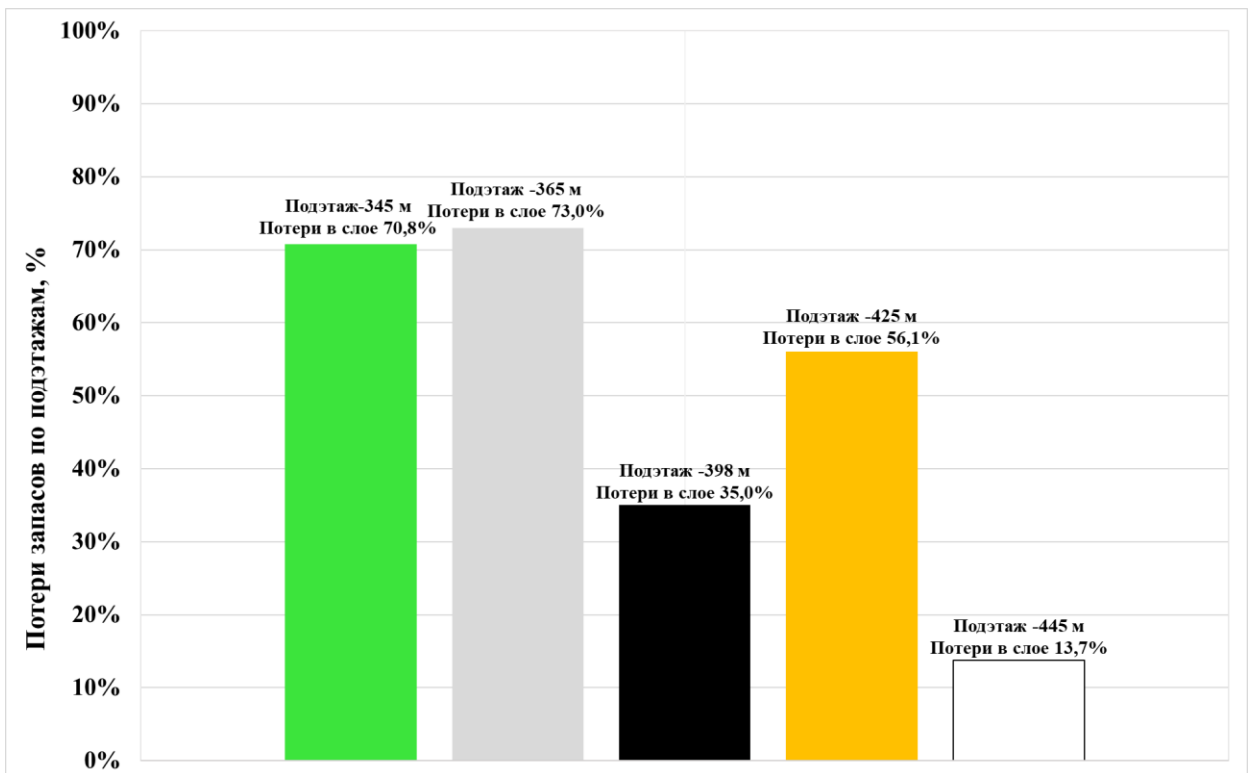


Рисунок 3.11 – Относительные потери запасов руды по каждому моделируемому подэтажу

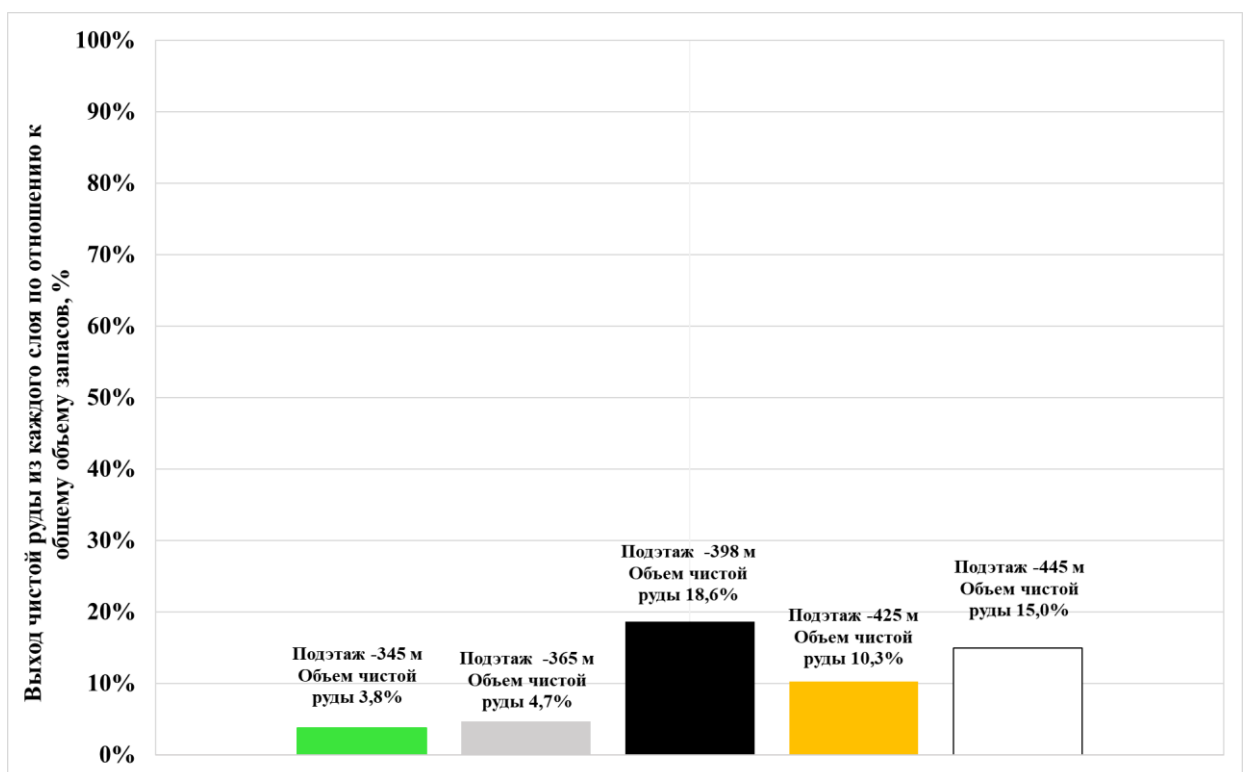


Рисунок 3.12 - Объем выпущенной чистой руды из подэтажей по отношению к общим запасам модели

### 3.3 Определение параметров системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском

Принятая методика предусматривает учет параметров фигуры разрыхления, напоминающей по форме эллипсоида вращения, отсеченный по вертикали торцом массива.

Для расчета показателей извлечения применяли графический способ с использованием универсального графика.

Порядок пользования универсальным графиком, следующий:

Зная параметры выпускаемого слоя руды  $H, m$  и  $d_T$  определяем угол «А»:

$$A = \operatorname{arctg} \left( \frac{H}{4md_T^2} \right) \quad (3.1)$$

Технология добычи с торцевым выпуском рудной массы предусматривает отбойку руды на зажимающий материал, поэтому отбитая руда имеет коэффициент разрыхления  $K_{PY}$  до начала выпуска и  $K_P$  в процессе выпуска. Указанная особенность, а также выпуск руды через торец доставочной выработки приводят к необходимости выделения отдельных источников при расчетах:

1. Извлечение руды при основном выпуске (объем при  $K_P = K_{P.МАКС}$ ):

$$I_1 = \frac{\pi \cdot (H_{Э.ПРЕД})^2}{12m} (1 - P) \quad (3.2)$$

2. Извлечение руды за счет активной ширины выработки, через торец которой производится выпуск рудной массы (объем при  $K_P = K_{P.МАКС}$ ):

$$I_2 = b \cdot H \cdot d_T \cdot \left( 1 - \frac{m \cdot d_T^2}{3H} \right) \quad (3.3)$$

3. Извлечение руды за счет вторичного разрыхления рудной массы, попавшей в зону истечения (объем при вторичном разрыхлении руды от  $K_{P.УПЛ}$  до  $K_{P.МАКС}$ ):

$$I_3 = (I_1 + I_2) \frac{K_{P.МАКС} - K_{P.УПЛ}}{K_{P.УПЛ}} \quad (3.4)$$

4. Общее извлечение:

$$I_0 = I_1 + I_2 + I_3 \quad (3.5)$$

5. Общее извлечение с учетом перехода на объем руды в массиве:

$$I = \frac{I_0}{K_{P.МАКС}} \quad (3.6)$$

6. Объемы балансовых запасов и потерь, а также коэффициент потерь определяются по следующим формулам:

$$B = (HB - bh)d_0 \quad (3.7)$$

$$\Pi = B - I \quad (3.8)$$

$$n = \frac{\Pi}{B} \quad (3.9)$$

7. Объем добычи  $D$  определяется суммой объема извлечения руды  $I_0$  и объема пород, разубоживающих руду в процессе выпуска:

$$D = I_0 + P \cdot V_{\text{Э.ПРЕД}} \quad (3.10)$$

8. Весовое количество добычи  $D_B$  – с учетом плотности руды и пород:

$$D_B = I \cdot G_P + P \cdot V_{\text{Э.ПРЕД}} \cdot G_{\Pi} \cdot \frac{1}{K_{P.ПОР}} \quad (3.11)$$

9. При необходимости определяются следующие относительные показатели коэффициент добычи

$$K_D = D_B / B \quad (3.12)$$

10. Коэффициент извлечения руды

$$K_{II} = I / B = 1 - n \quad (3.13)$$

На основании проведенных расчетов и использовании универсального графика были определены показатели извлечения рудной массы для рассматриваемого месторождения и получены параметры системы разработки:

- подэтаж – 40,2 ÷ 42,4 м;
- ширина секции – 11,6 ÷ 11,9 м;
- отбиваемый слой – 3,65 ÷ 3,81 м;
- потери – 16,2 ÷ 17,0%;
- разубоживание руды – 19,8 ÷ 21,2%;
- окончание погрузки при разубоживании в дозе – 76 ÷ 79 %;
- коэффициент добычи руды – 0,95 ÷ 0,97.

### 3.4 Толщина слоя и параметры выпуска

Толщина слоя, отбиваемого в соответствии с принятым паспортом БВР так же, как и высота, которой она должна соответствовать, наряду с расстоянием между смежными буро-доставочными выработками на одном горизонте выпуска и гранулометрического состава отбитой руды также влияет на **уровень потерь** и разубоживания [23].

Из практики известно, что если высота подэтажа не превышает 30 м, то толщина подлежащего отбойке слоя обычно не составляет  $3,5 \div 3,7$  м.

Расчеты показывают, что при высоте отбиваемого слоя 50 м, его толщина должна составлять 4,2 м. Тогда при коэффициенте разрыхления  $1,35 \div 1,4$  толщина слоя при выпуске должна составлять  $\sim 5,7 \div 5,9$  м.

При проведении моделирования высота подэтажа составляла  $20 \div 50$  м. Выпуск прекращали по достижении разубоживания в дозе ( $30 \text{ м}^3$ )  $\sim 80\%$ . Показатели, полученные при моделировании приведены в табл. 3.8 и на рис. 3.13. При этом уровень потерь составлял  $4,6 \div 42,5\%$ , а разубоживание  $18 \div 50,6\%$ .

Таблица 3.8 – Показатели добычи при различной толщине отбиваемого слоя

Высота слоя, м	Качественные показатели добычи руды	Толщина слоя $d_T$ , м			
		$d_T = 3$	$d_T = 4$	$d_T = 5$	$d_T = 6$
15	Потери руды, %	19,0	13,37	8,95	15,85
	Разубоживание руды, %	27,1	21,0	22,0	19,75
20	Потери руды, %	22,3	14,15	10,1	16,3
	Разубоживание руды, %	27,0	21,7	19,6	18,1
30	Потери руды, %	27,2	12,1	7,87	12,2
	Разубоживание руды, %	34,85	32,36	28,12	24,73
40	Потери руды, %	39,1	19,2	4,65	12,1
	Разубоживание руды, %	47,6	50,6	35,7	25,1
50	Потери руды, %	42,3	19,1	6,0	9,75
	Разубоживание руды, %	40,1	30,3	27,4	20,5



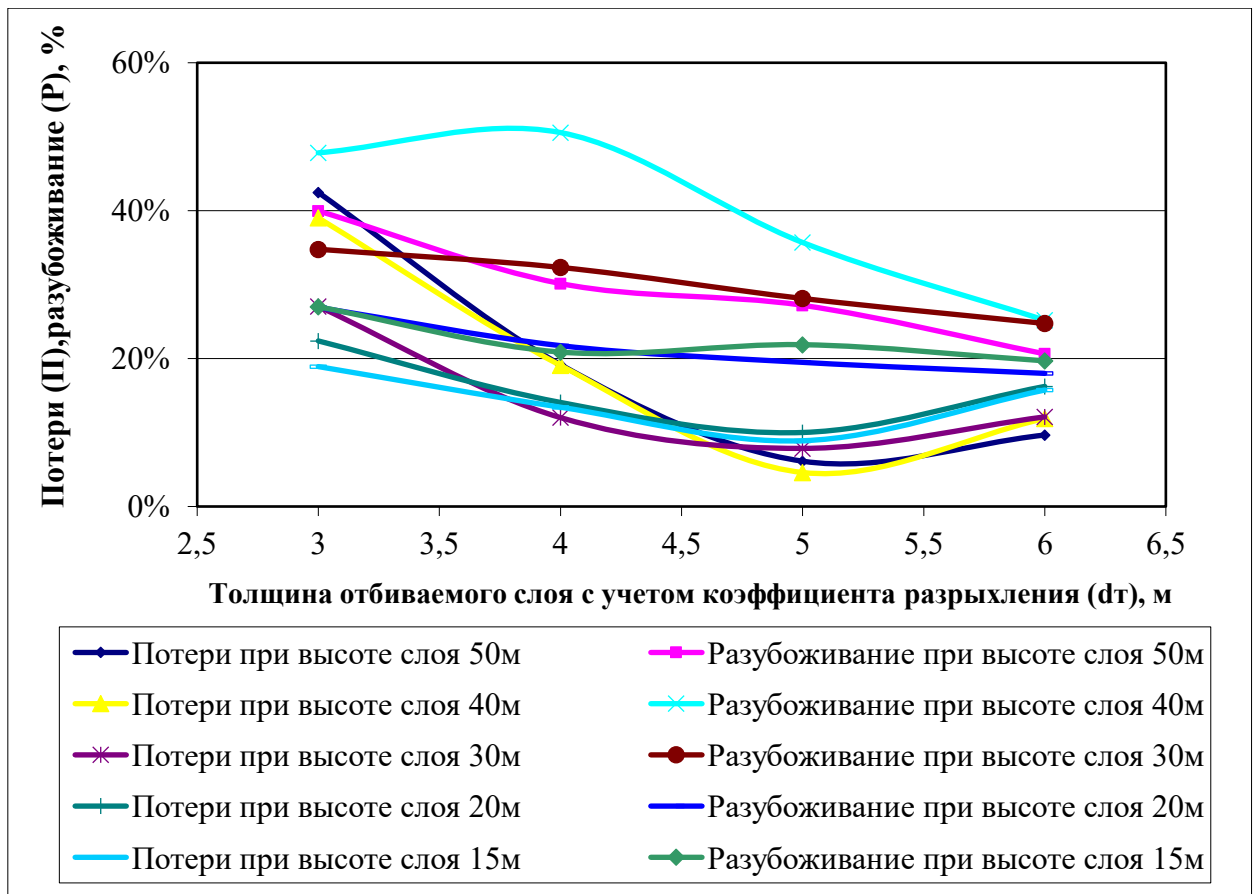


Рисунок 3.13 – График зависимости показателей извлечения от толщины отбиваемых слоев

### 3.5 Моделирование подэтажного обрушения с торцевым выпуском рудной массы

В процессе проведения лабораторных экспериментов показатели извлечения определяли по формулам:

$$P = \frac{V_{\text{общ.}} - \sum V_{p.i.}}{V_{\text{общ.}}}, \% \quad (3.1)$$

где:  $P$  – потери руды;

$V_{\text{общ.}}$  – объем блока;

$\sum V_{p.i.}$  – общий объем руды выпущенной из блока по  $i$ .

Расстояние между буро доставочными выработками – 12,5 м. Результаты эксперимента по данному варианту представлены на рис. 3.14–3.19 и в табл. 3.9, 3.10.

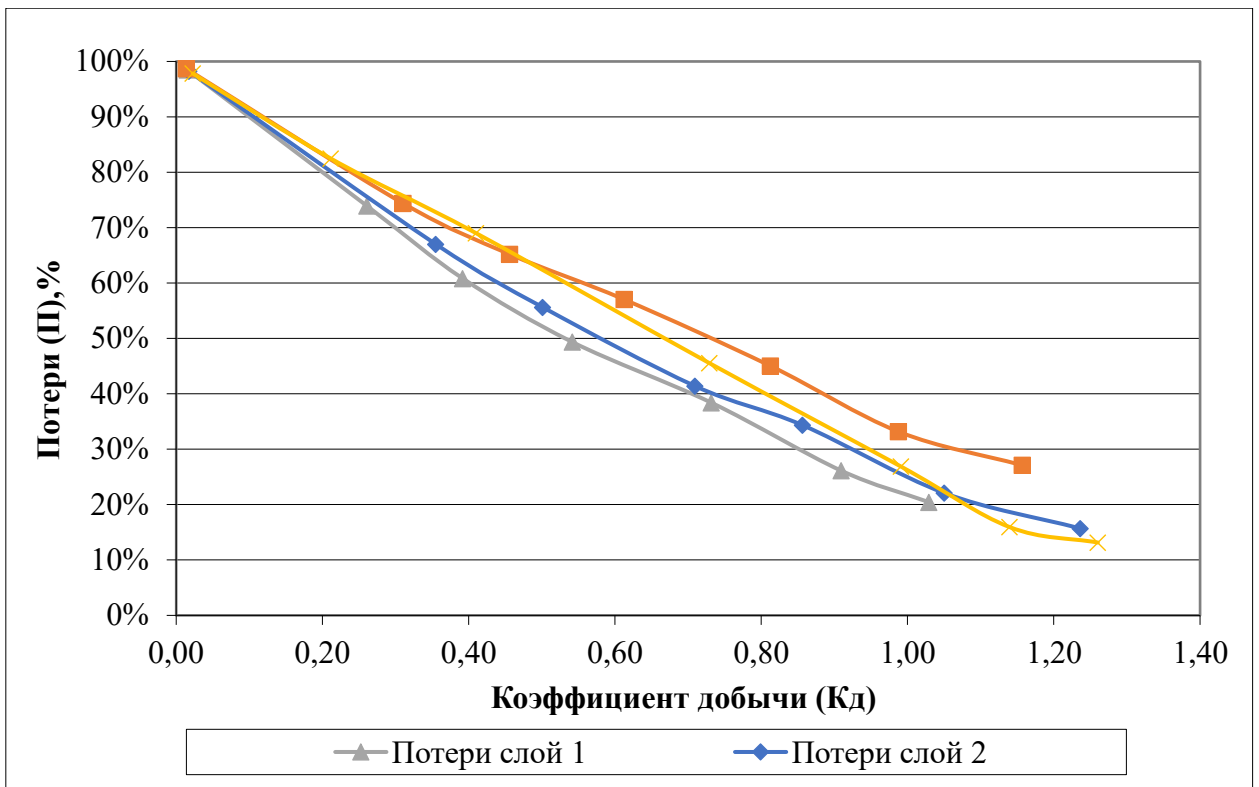


Рисунок 3.14 – Общие показатели потерь из одиночной выработки

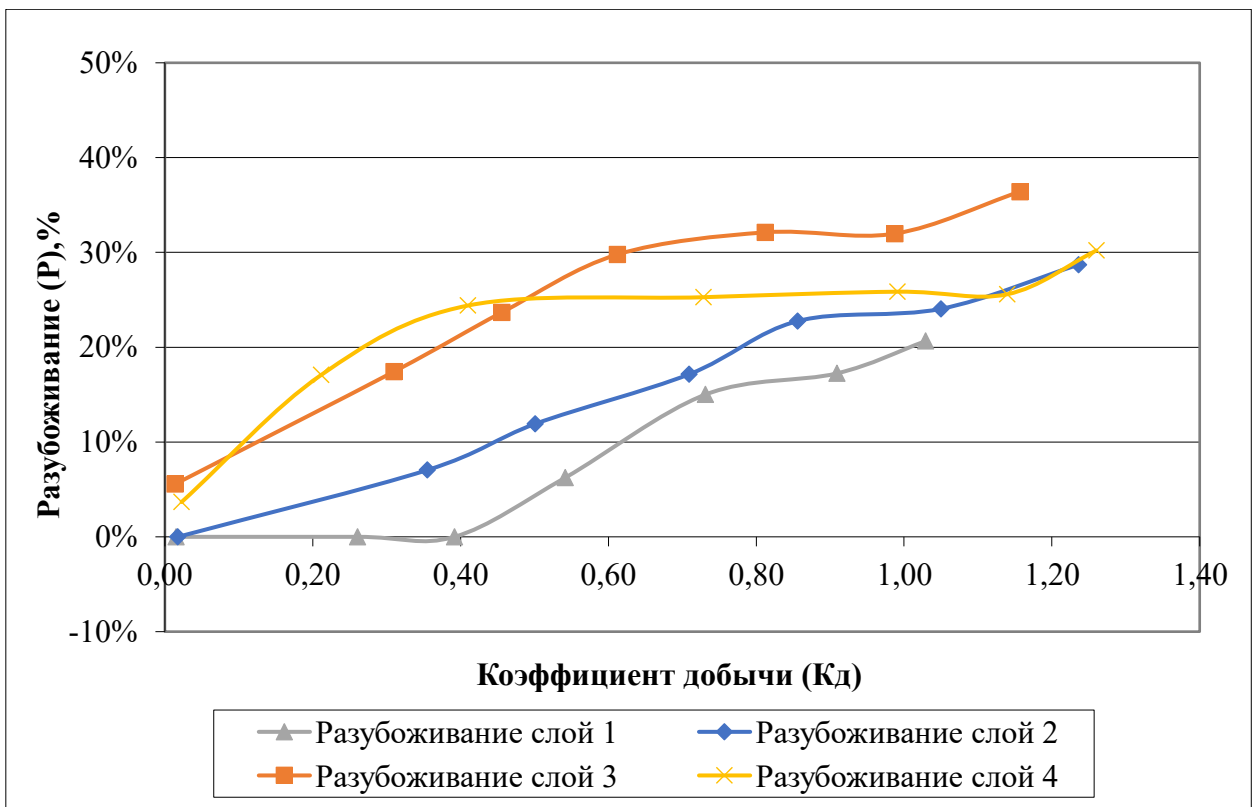


Рисунок 3.15 – Общие показатели разубоживания из одиночной выработки

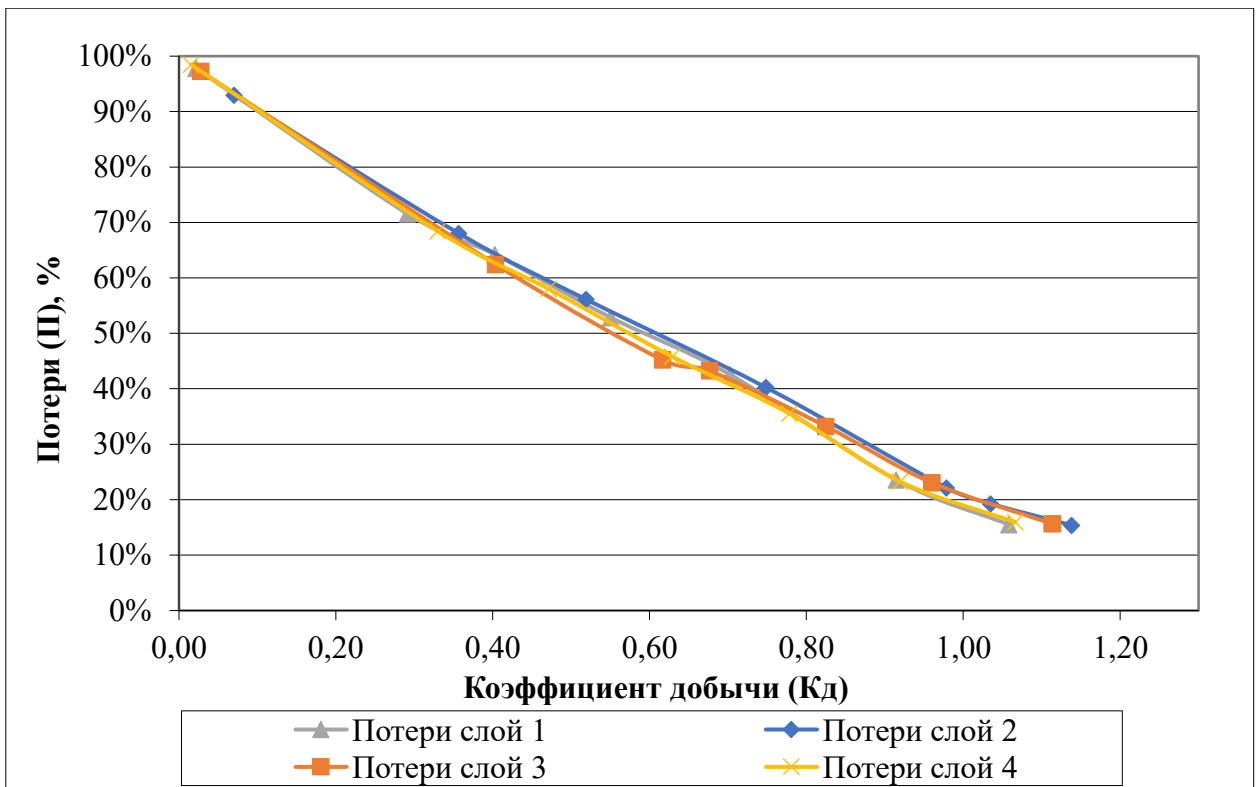


Рисунок 3.16 – Общие показатели потерь из трех смежных штреков

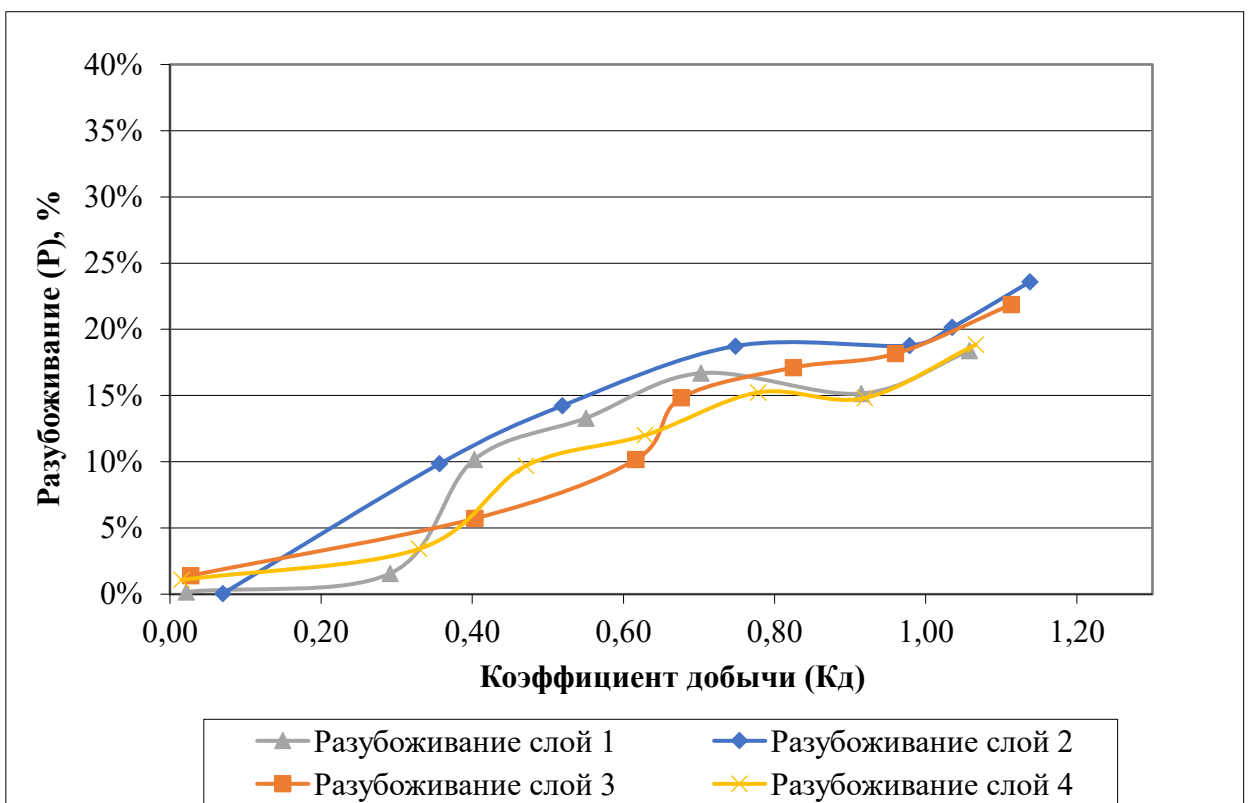


Рисунок 3.17 – Общие показатели разубоживания из трех смежных штреков

Таблица 3.9 – Выпуск руды из одиночной выработки по сортам

№ п/п дозы	m = 6/0.0	m = 2/0.4	m = 4/1.2	m = 16/0.6	m = 4/0.4	Объем породы, м <sup>3</sup>	Потери, (П), ед.	Разубоживание (Р), ед.	Коэф. доб. Кд
Руды в слое, м <sup>3</sup>		186,5	387,4	1175,03	145,2	Общий выпуск, м <sup>3</sup>			1894,7
Слой 1									
1	0	0,62	18,81	9,43	0	0	0,986	0,000	0,021
2	0	9,79	97,28	387,0	0	0	0,74	0,000	0,258
3	0	10,19	125,57	606,28	0	0	0,607	0,000	0,391
4	2,3	11,1	139,5	763,6	46,0	61,57	0,492	0,063	0,539
5	2,38	12,1	158,4	895,0	101,5	203,7	0,383	0,152	0,728
6	2,71	14,48	192,0	1060,4	132,6	288,8	0,262	0,171	0,92
7	2,78	16,22	208,34	1140,21	142,68	389,3	0,203	0,205	1,04
Слой 2									
1	0	0,81	19,77	12,67	0	0	0,983	0,000	0,018
2	0	8,22	163,69	453,2	0	47,4	0,670	0,071	0,36
3	1,41	8,32	167,64	664,71	0	112,33	0,555	0,12	0,52
4	10,39	11,15	175,2	903,1	20,68	219,2	0,412	0,17	0,7
5	11,27	24,4	208,6	941,1	69,3	355,3	0,345	0,227	0,85
6	11,7	31,2	238,3	1079,3	127,5	455,6	0,222	0,24	1,06
7	11,8	38,0	257,6	1157,0	144,8	631,1	0,156	0,288	1,23
Слой 3									
1	1,49	0,38	11,6	12,8	0	0	0,986	0,057	0,011
2	56,5	10,5	119,6	355,0	0	45,9	0,744	0,174	0,31
3	58,6	15,6	122,0	521,7	0	145,8	0,652	0,237	0,46
4	62,2	17,0	132,4	660,0	4,7	283,1	0,570	0,298	0,61
5	63,8	21,6	136,4	861,7	21,7	428,9	0,450	0,321	0,81
6	68,0	26,6	146,5	1054,9	38,5	527,5	0,332	0,320	0,99
7	69,3	28,2	168,1	1121,4	63,5	721,5	0,271	0,364	1,16
Слой 4									
1	1,6	0,4	28,3	12,6	0	0	0,978	0,037	0,02
2	17,5	11,2	114,6	206,4	0	50,9	0,825	0,171	0,21
3	32,1	16,1	146,2	424,9	0	157,3	0,690	0,244	0,41
4	41,4	20,8	260,7	747,4	2,7	307,5	0,456	0,253	0,73
5	42,3	21,3	301,6	1015,6	47,2	440,9	0,269	0,259	0,99
6	43,3	22,3	319,6	1155,9	94,9	504,2	0,159	0,256	1,14
7	43,8	23,2	334,1	1169,3	119,0	668,3	0,131	0,302	1,26

Таблица 3.10 – Показатели выпуска рудной массы по сортам из трех смежных штреков

№ п/п дозы	m = 6/0.0	m = 2/0.4	m = 4/1.2	m = 16/0.6	m = 4/0.4	Объем породы, м <sup>3</sup>	Потери, (П), ед.	Разубоживание (Р), ед.	Коэф. доб. Кд
Количество руды в слое, м <sup>3</sup>		601,9	1483,8	7441,9	1727,5	Общий объем, м <sup>3</sup>			11255,1
Слой 1									
1	0,4	0	45,8	196,9	0	0	0,978	0,002	0,02
2	1,6	0,2	332,0	2365,6	502,4	49,4	0,716	0,016	0,29
3	2,3	1,2	497,1	3007,3	519,6	453,7	0,642	0,102	0,40
4	3,5	2,7	506,2	4168,5	628,3	810,5	0,529	0,133	0,55

5	6,1	2,9	605,3	4931,8	925,5	1289,2	0,426	0,167	0,70
6	8,9	4,3	771,9	6716,1	1111,3	1527,5	0,236	0,152	0,91
7	9,1	8,4	804,1	7252,1	1445,2	2133,5	0,155	0,184	1,06
Слой 2									
1	0,4	1,8	93,5	694,4	0	0	0,930	0,001	0,07
2	4,7	10,8	251,0	3038,8	298,1	388,7	0,680	0,099	0,36
3	142,5	16,5	395,5	3880,8	646,0	677,0	0,561	0,142	0,52
4	145,3	22,3	591,5	5242,3	868,6	1405,5	0,403	0,187	0,75
5	147,5	28,7	720,8	6748,0	1267,5	1878,5	0,221	0,188	0,98
6	149,1	39,6	739,4	6924,1	1383,4	2145,5	0,193	0,202	1,04
7	150,2	44,7	751,2	7222,3	1504,2	2789,4	0,154	0,236	1,14
Слой 3									
1	4,4	1,0	42,9	263,0	0	0	0,973	0,014	0,03
2	33,0	36,9	400,3	3094,1	695,4	223,2	0,624	0,057	0,40
3	33,2	38,3	461,5	4914,9	753,2	665,4	0,452	0,102	0,62
4	33,8	39,6	483,1	5018,1	844,4	1078,5	0,433	0,148	0,68
5	34,3	43,9	515,0	5705,7	1250,9	1517,3	0,332	0,171	0,82
6	49,1	48,6	595,4	6737,2	1280,3	1873,5	0,230	0,182	0,96
7	51,4	63,0	635,0	7103,5	1691,4	2606,2	0,157	0,219	1,11
Слой 4									
1	1,9	0,4	31,1	139,2	0	0	0,985	0,011	0,02
2	31,3	12,8	378,5	2627,8	531,1	94,6	0,685	0,034	0,33
3	38,7	38,5	587,6	3409,8	687,7	468,7	0,580	0,097	0,47
4	49,6	43,1	602,9	4383,9	1069,0	782,3	0,458	0,120	0,63
5	69,0	52,8	802,7	5150,5	1249,8	1235,2	0,355	0,152	0,78
6	75,4	56,6	835,4	6369,8	1375,4	1426,6	0,233	0,148	0,92
7	77,8	72,2	890,0	6763,5	1734,5	2119,0	0,159	0,188	1,07

Выпуск производили из одной и из трех выработок. Высота выпускаемого слоя была эквивалентна 21,5 и 65 метрам. Было установлено, что при одиночном выпуске потери руды с высоким содержанием составили 37÷38%, а со средним 0,6÷2,4%, при разубоживании 20,6÷36,4% [50].

При выпуске из трех выработок с определенной дозой и порядком выпуска дозе потери руды с высоким содержанием повысились до 48%. При этом потери в слое составили 15,5÷16,0%, а разубоживание 18,5÷23,5%.

Был сделан вывод о необходимости увеличения высоты подэтажа [44].

Таблица 3.11 – Выпуск руды из одиночного орта (штрека) по сортам

№ п/п дозы	m = 6/0,0	m = 2/0,4	m = 4/1,2	m = 16/0,6	m = 4/0,4	Объем породы, м <sup>3</sup>	Потери, (П), ед.	Разубоживание (Р), ед.	Коэф. доб. К <sub>д</sub>
Количество руды в слое, м <sup>3</sup>		204,3	382,9	956	185,7	Общий объем, м <sup>3</sup>			1728,9
Слой 1									
1	16,6	11,3	6,3	0	0	0	0,990	0,485	0,02
2	47,7	55,4	136,5	315,7	0	0	0,706	0,086	0,32
3	52,0	56,6	157,4	484,2	62,7	43,0	0,560	0,111	0,49
4	52,4	59,2	163,3	522,6	96,2	190,5	0,513	0,224	0,63
5	61,6	73,8	196,1	636,0	140,0	293,2	0,395	0,253	0,81
6	82,7	102,0	269,1	869,1	206,2	312,7	0,163	0,215	1,07
7	92,9	117,8	308,1	937,4	247,0	438,6	0,069	0,248	1,24
Слой 2									
1	19,7	9,4	15,1	0	0	0	0,986	0,445	0,03
2	65,1	66,2	184,5	251,8	17,6	25,9	0,699	0,149	0,35
3	69,7	71,3	198,5	419,9	75,4	137,4	0,557	0,213	0,56
4	70,8	77,5	212,8	555,4	21,6	277,8	0,498	0,287	0,70
5	76,3	87,6	237,5	670,2	46,7	387,1	0,397	0,308	0,87
6	88,1	103,2	278,9	805,1	68,5	426,9	0,274	0,291	1,02
7	92,9	110,5	297,5	867,3	87,8	542,3	0,212	0,318	1,16
Слой 3									
1	17,2	9,0	18,3	0,7	0	0	0,984	0,380	0,03
2	58,8	49,0	158,8	294,2	12,9	29,3	0,702	0,146	0,35
3	58,8	51,9	163,7	442,4	17,6	141,7	0,609	0,229	0,51
4	58,8	55,6	177,5	604,2	31,4	280,8	0,498	0,281	0,70
5	63,6	61,6	197,7	726,2	65,7	386,5	0,392	0,300	0,87
6	73,4	72,3	230,5	870,8	94,2	424,3	0,267	0,282	1,02
7	77,5	77,2	246,6	938,7	116,2	537,8	0,203	0,309	1,15
Слой 4									
1	22,0	26,7	25,9	0,4	0	0	0,969	0,293	0,04
2	71,2	86,9	254,6	313,2	15,3	21,1	0,612	0,121	0,44
3	87,5	98,9	287,0	572,3	28,2	119,1	0,429	0,173	0,69
4	88,9	107,0	305,8	797,4	37,8	263,3	0,278	0,220	0,93
5	90,8	112,6	319,1	837,6	90,8	366,8	0,213	0,252	1,05
6	93,0	117,4	330,1	876,4	116,0	407,1	0,167	0,258	1,12
7	93,0	121,1	332,4	901,6	121,5	551,9	0,146	0,304	1,23

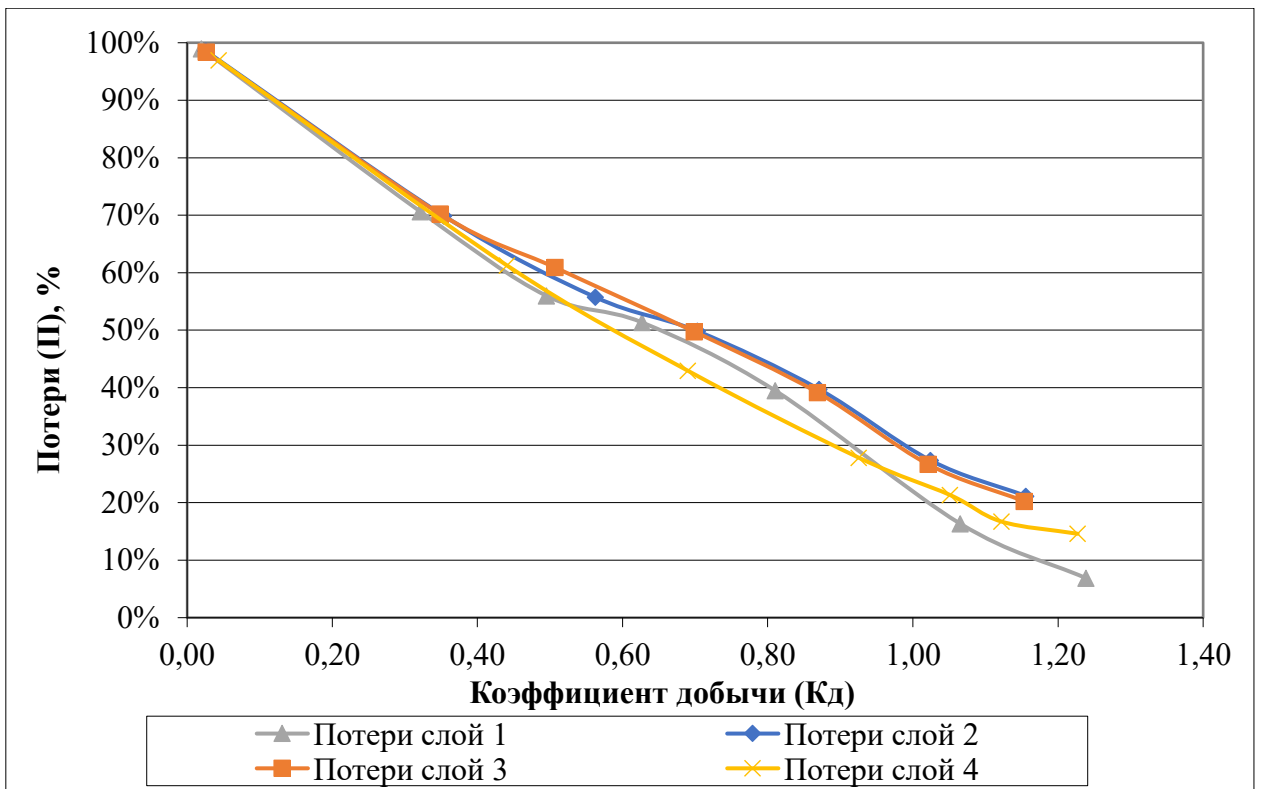


Рисунок 3.18 – Общие показатели потерь из одиночной выработки

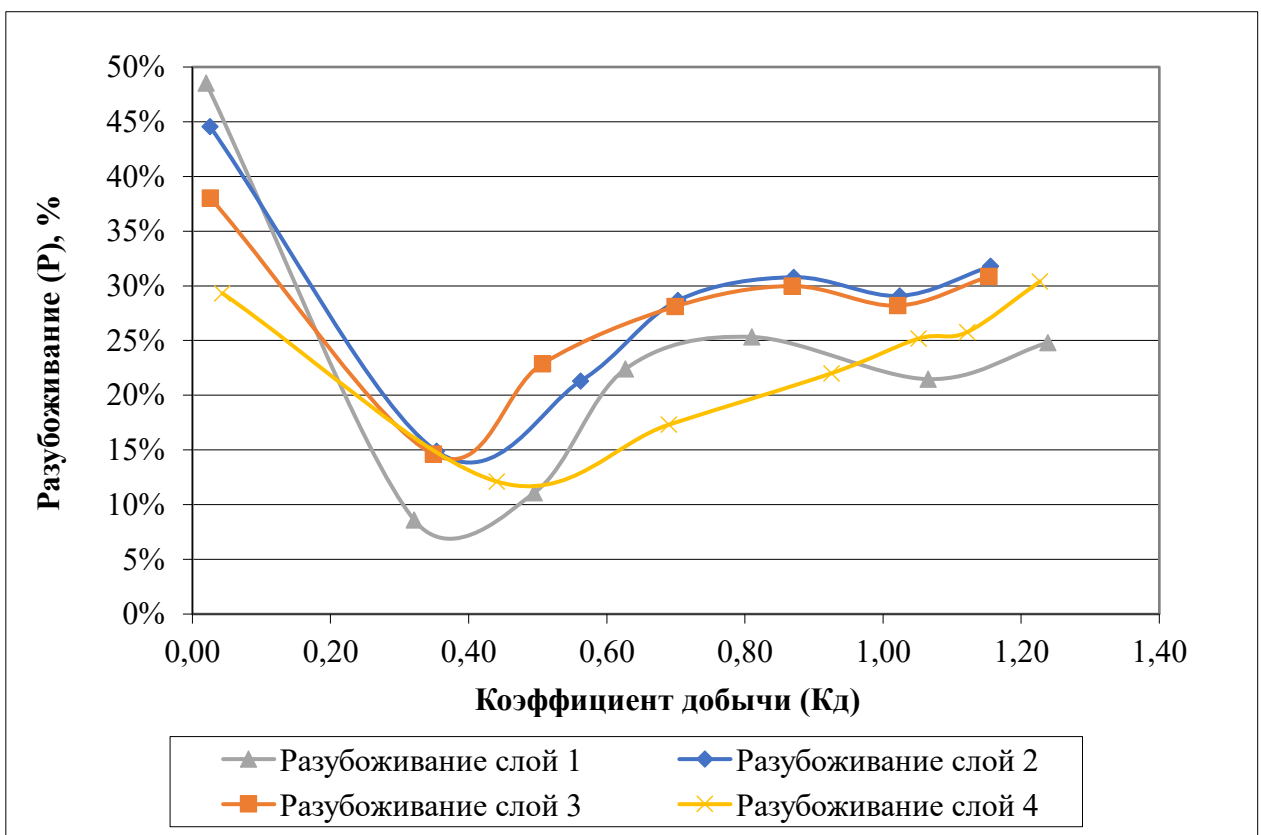


Рисунок 3.19 – Общие показатели разубоживания из одиночной выработки

Результаты моделирования равномерно-последовательного выпуска из четырех смежных штреков представлены в табл. 3.12.

Таблица 3.12 – Выпуск руды из четырех выработок по сортам

№ п/п дозы	m = 6/0,0	m = 2/0,4	m = 4/1,2	m = 16/0,6	m = 4/0,4	Порода, м <sup>3</sup>	Потери руды, (П), ед.	Разубоживание (Р), ед.	Кд
Руды в слое, м <sup>3</sup>		788,0	1775,9	6431,4	1540,9	Общий выпуск, м <sup>3</sup>			10536,2
Первый слой									
1	43,1	50,1	44,2	0	0	0	0,992	0,312	0,011
2	92,79	138,58	366,7	1455,87	342,1	122,8	0,78	0,087	0,242
3	185,8	286,3	795,4	2512,5	626,0	373,3	0,598	0,118	0,45
4	257,1	395,6	1153,6	3615,4	783,1	791,8	0,435	0,152	0,658
5	306,1	504,5	1377,4	4332,8	1112,7	1224,8	0,307	0,174	0,838
6	316,2	526,1	1436,3	5377,4	1365,2	1370,7	0,175	0,163	1,0
7	316,2	545,7	1687,5	6302,1	1505,2	1893,3	0,046	0,181	1,15
Второй слой									
1	34,7	64,2	33,8	1,68	0	0	0,992	0,257	0,012
2	157,5	221,9	507,4	2303,6	83,5	187,9	0,705	0,102	0,333
3	203,7	259,5	638,8	2982,4	492,8	788,2	0,586	0,187	0,512
4	316,3	327,4	857,2	3769,1	511,4	1540,6	0,483	0,255	0,70
5	424,1	458,5	1054,3	4329,1	731,2	2265,6	0,377	0,292	0,87
6	508,8	525,6	1188,8	5325,8	803,6	2706,3	0,257	0,292	1,49
7	524,1	555,4	1240,4	5698,8	1098,7	3474,8	0,185	0,317	1,21
Третий слой									
1	37,3	54,1	31,1	4,0	0	0,8	0,992	0,300	0,01
2	134,7	169,1	457,7	2877,2	153,7	204,5	0,653	0,085	0,38
3	154,4	175,6	521,8	3277,5	478,4	831,0	0,577	0,181	0,52
4	294,9	291,0	794,8	4090,8	551,5	1649,6	0,456	0,253	0,73
5	377,3	407,3	1047,6	4676,5	811,5	2464,6	0,341	0,290	0,93
6	491,0	461,0	1166,3	5673,1	848,3	2912,8	0,227	0,295	1,10
7	505,1	477,1	1185,7	6040,6	955,7	3880,8	0,178	0,336	1,24
Четвертый слой									
1	35,6	51,0	15,4	3,12	0	0	0,994	0,340	0,011
2	56,8	111,0	353,5	1702,0	145,3	217,6	0,779	0,104	0,251
3	125,0	180,5	549,1	2328,2	364,7	837,9	0,676	0,222	0,41
4	173,1	200,6	603,8	3136,5	495,6	1616,2	0,58	0,288	0,60
5	445,9	310,7	891,7	4212,5	730,3	2314,4	0,418	0,312	0,86
6	581,2	387,1	1082,6	5423,2	870,2	2788,2	0,264	0,304	1,07
7	616,0	563,4	1393,1	6180,3	1341,7	3698,9	0,101	0,314	1,30



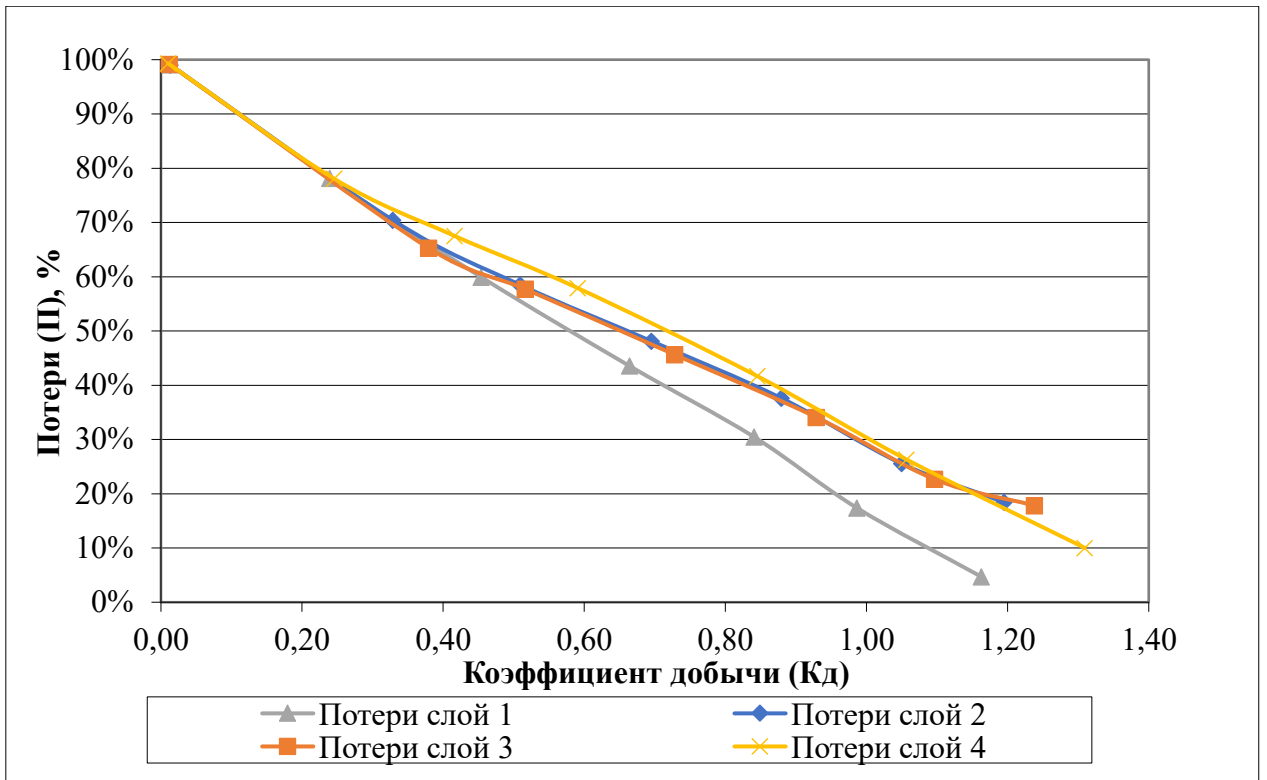


Рисунок 3.20 – Общие показатели потерь из четырех смежных выработок

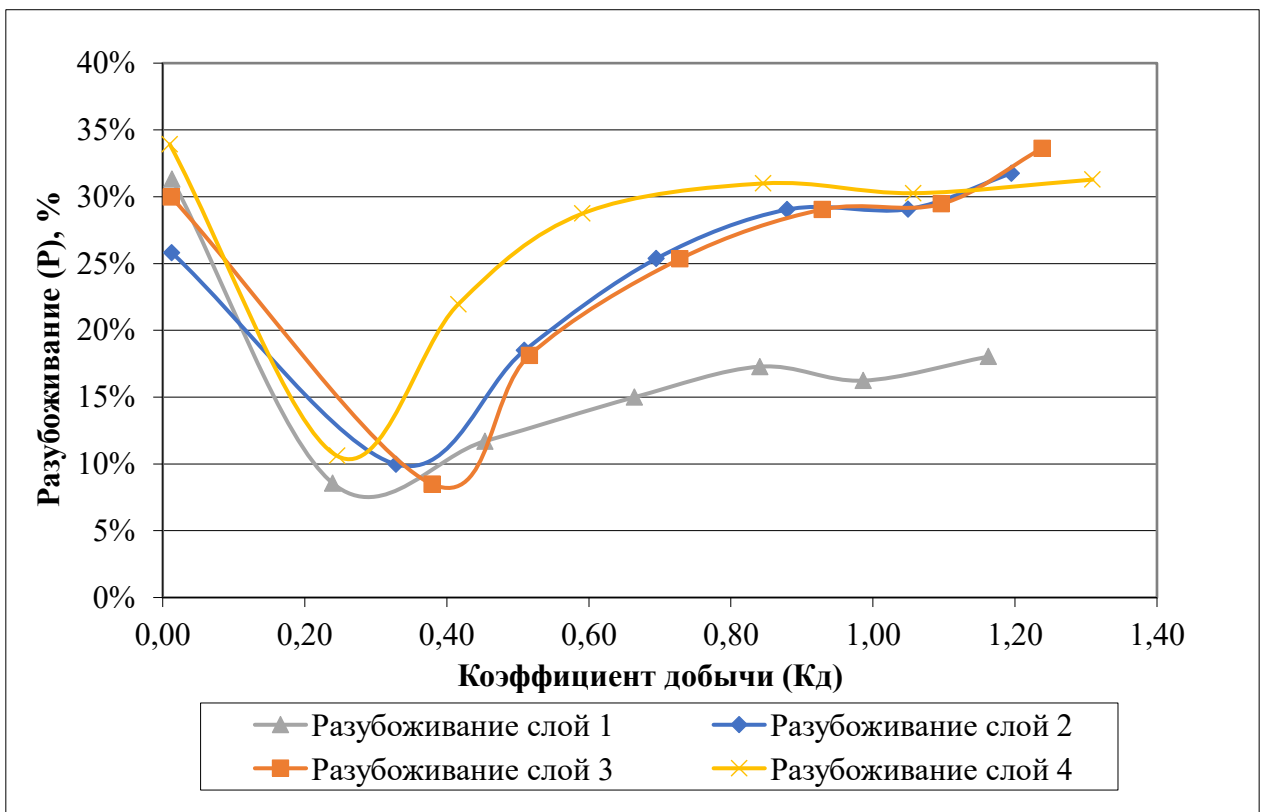


Рисунок 3.21 – Общие показатели разубоживания из четырех смежных выработок

Таким образом установлено, что при выпуске по сортам потери руды с высоким содержанием – 22,5 %, а с рядовым – 0,6 %–5,8 %;

### **3.6 Обоснование параметров подэтажного обрушения**

Методические подходы, на этой стадии работ не должны содержать большого количества данных, что позволит инженерно-техническому персоналу предприятия, самостоятельно корректировать рабочую документацию для оперативной адаптации систем разработки к любым изменениям производственных условий. Это дает возможность максимально точно определяться с конструктивными и технологическими параметрами процессов и систем на стадии производства горных работ.

Особенно остро проблема многообразия подходов к определению рациональных параметров, стоит при проектировании систем с обрушением при торцевом выпуске руды, несовершенство технологических и конструктивных решений в которых, влечет за собой высокий уровень потерь полезного ископаемого, снижение качества добываемой руды, что, впоследствии, негативно сказывается на всем производственном цикле.

Проектирование таких систем сопряжено с необходимостью решения широкого спектра задач поэтому, как правило, получение достоверных результатов не представляется возможным без проведения соответствующих натуральных и лабораторных экспериментов, позволяющих исследователям наблюдать и измерять интересующие их объекты, процессы и явления в режиме «реального» времени.

Требуют более точной формулировки и некоторые наиболее часто употребляемые понятия.

В частности, на практике высоту подэтажа определяют как расстояние между ближайшими горизонтами выпуска вне зависимости от местоположения буро-выпускных (доставочных) выработок хотя на самом деле это расстояние между двумя ближайшими выработками, находящимися практически на одной осевой по вертикали [67].

Наиболее существенное влияние на развитие фигуры выпуска в ширину оказывает гранулометрический состав отбитой руды. Чем больше средний размер куска, тем больше при прочих равных условиях ширина фигуры выпуска. Поэтому расчеты параметров выпуска и системы целесообразно вести опираясь на средний размер куска отбитой руды, тем более что его легко определить и в производственных условиях.

Как известно движение кусков руды ограничено зоной над пунктом выпуска, за контуром которой они остаются неподвижными при любых объемах выпуска.

Средний размер куска в натуральных условиях 0,25–0,3 м

В процессе исследований было проведено моделирование выпуска из одиночной выработки при высоте подэтажа 40м, граничном разубоживании 15% и переменной, в диапазоне 12÷20 метров, шириной секции. Результаты моделирования представлены в табл. 3.15.

Таблица 3.13 – Изменение потерь в зависимости от ширины секции и размера куска рудной массы

№ п. п.	Размер куска, м	Уровень потерь (%), при ширине секций, м					
		12 м	13 м	14 м	15 м	18 м	20 м
1	0,15	45,83	50,01	52,83	56,02	63,48	67,06
2	0,2	38,79	42,95	47,82	50,55	59,22	63,47
3	0,25	29,55	34,31	39,00	42,67	52,30	57,36
4	0,3	27,88	31,89	36,00	40,78	50,73	55,09
5	0,35	25,42	28,68	33,50	37,43	47,17	52,63
6	0,4	26,87	29,55	32,80	37,36	46,21	52,71

При анализе результатов экспериментов установлено, что оптимальный размер куска, как и было показано при аналитических расчетах находится в диапазоне 300÷350 мм.

Не вызывало сомнений, что и лучшие показатели извлечения могут быть достигнуты при минимально допустимом по горнотехническим условиям разработке расстоянии между смежными выпускными выработками. Коэффициент изменения показателей извлечения в зависимости от изменения

расстояния между смежными выработками на одном горизонте выпуска при среднем размере куска  $250 \div 350$  мм составляет  $1,13 \div 1,14$ .

С учетом полученных результатов моделирования и данных действующих предприятий на основании аналитических расчетов установлено, что оптимальная высота подэтажа и расстояние между пунктами выпуска в таком случае составят, соответственно, 47,2 и 12,7 м. для рудника удачный рекомендована высота подэтажа 47 метров при расстоянии между пунктами выпуска не более 13 метров.

### **3.6.1 Качественные характеристики породной подушки над зоной очистной выемки руды**

Поскольку западное рудное тело до начала подземной добычи руды было перекрыто породами вскрыши это существенно осложнило выпуск руды в части резко увеличив потери на каждом горизонте выпуска, не только связанных с конструкцией системы разработки, но и с разубоживанием.

Попытки избежать разубоживания усугубляли ситуацию с потерями и к настоящему времени породы обогащены рудой до такой степени, что некоторые зоны содержат полезного компонента больше, чем не отработанный рудный массив.

Часть работы посвящена определению качественных характеристик предохранительной, на настоящее время рудо-породной подушки. При определении состава подушки использовали физическое и компьютерное моделирование.

Результаты компьютерного моделирования представлены на рисунках 3.22, 3.23 и приведены в таблицах 3.13, 3.14.

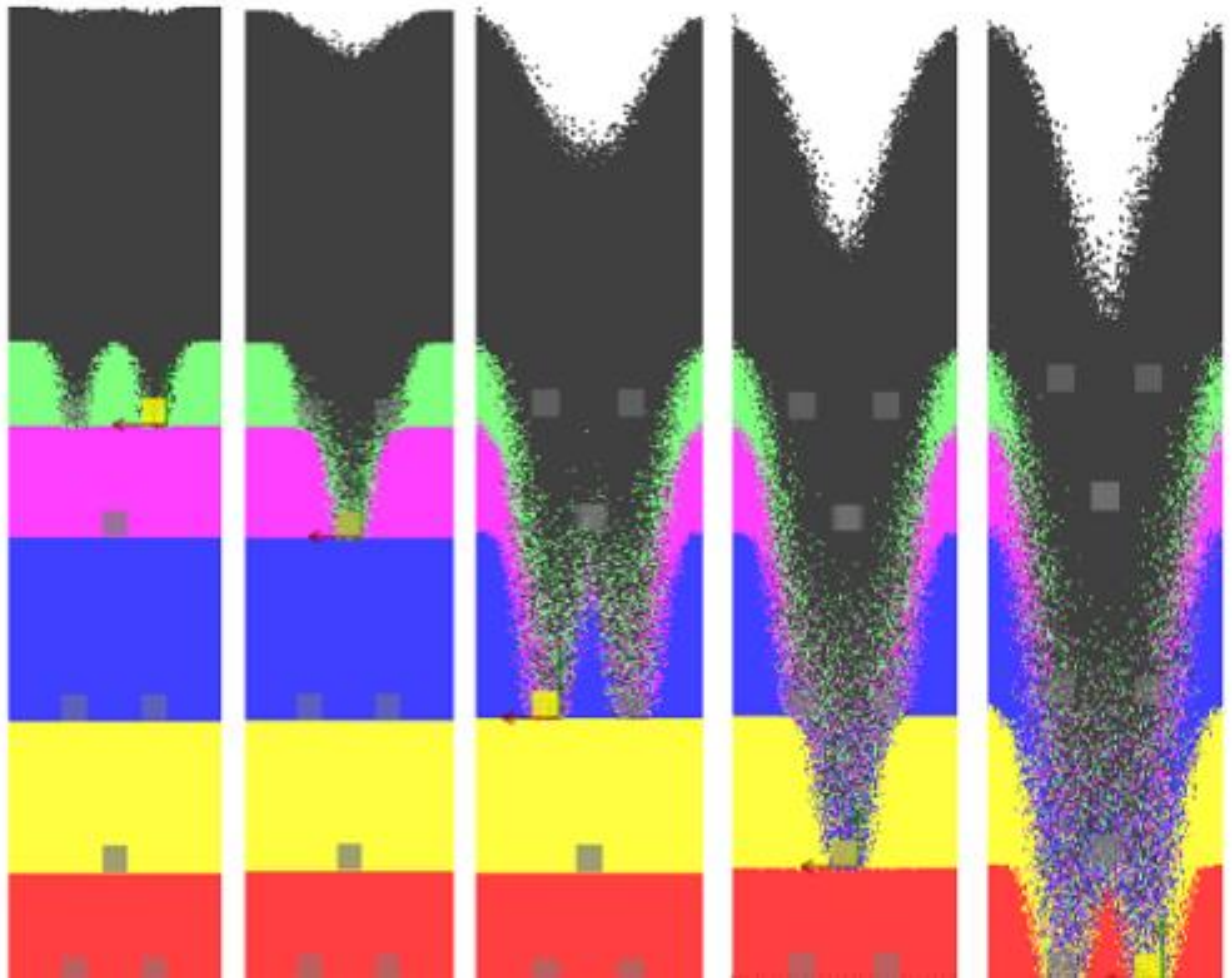


Рисунок 3.22 – Развитие очистной выемки на пяти горизонтах выпуска

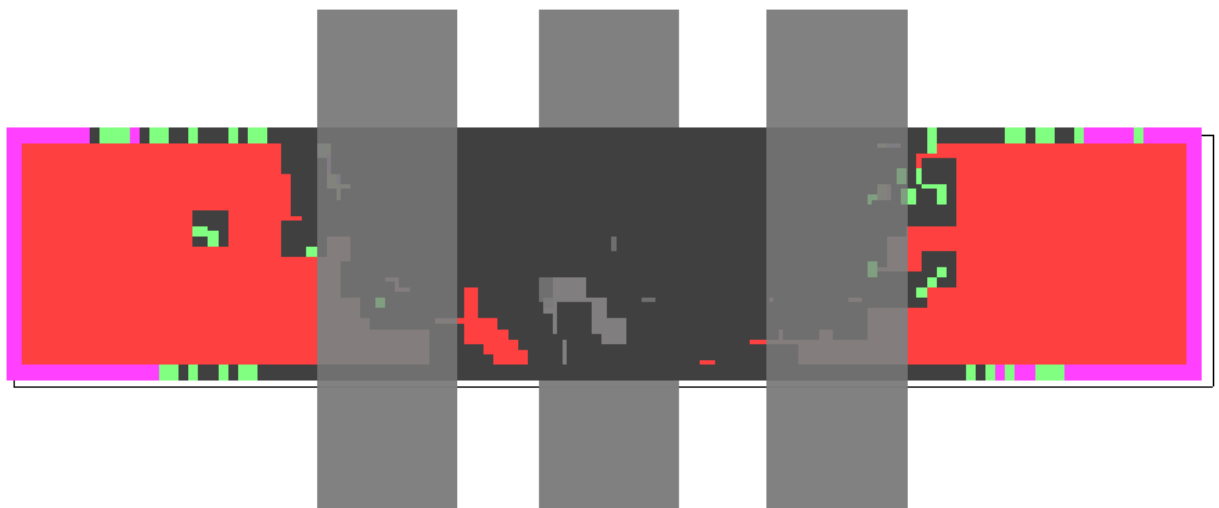


Рисунок 3.23 – Развитие очистной выемки (план)

Таблица 3.14 – Движение запасов в процессе очистной выемки

Кол-во ковшей	Подэтаж	Мощность, м	Объем запасов, м <sup>3</sup>	БДВ 1, м <sup>3</sup>	БДВ 2, м <sup>3</sup>	∑ объем выпуска, м <sup>3</sup> (в подэтаже)	Потери в слое, м <sup>3</sup> (в подэтаже)	%	∑ общий объем выпуска, м <sup>3</sup> (из всех подэтажей)	Общие потери в слое, м <sup>3</sup>	%	∑ объем до выпущен. руды из нижележащих подэтажей, м <sup>3</sup>	%
125	-345 м	15	4800	330,04	310,89	640,93	4159,07	87	1629,79	3170,21	34	988,86	21
			6400	4,3	4,05	8,35							
337	-365 м	20	4800	375,6	-	375,6	5565,49	87	2749,01	3650,99	43	1922,85	30
			6400	826,16	-	826,16							
			10560	4,07	-	4,07							
1423	-398 м	33	4800	176,93	182,75	359,68	6495,38	62	5058,77	5501,23	48	998,22	9
			6400	770,23	823,66	1593,89							
			10560	2031,93	2028,62	4060,55							
			8640	8,28	4,01	8,28							
1842	-425 м	27	4800	92,6	-	92,6	7159,85	83	3640,51	4999,49	42	3527,62	41
			6400	117,85	-	117,85							
			10560	626,65	-	626,65							
			8640	1471,87	-	1471,87							
			6400	4,04	-	4,04							
2752	-445 м	20	4800	77,33	83,65	160,98	4234,25	66	-	-	-	-	-
			6400	99,14	103,62	202,76							
			10560	180,95	186,55	367,5							
			8640	1056,92	1103,44	2160,36							
			6400	1083,92	1077,79	2161,71							

Таблица 3.15 – Результаты выпуска рудной массы при принятых параметрах системы разработки

Горизонт выпуска	Объем руды до начала выпуска, м <sup>3</sup>	Объем выпуска руды слоя на горизонте, м <sup>3</sup>	Общий объем выпуска с горизонта, м <sup>3</sup>	Потери на горизонте выпуска, м <sup>3</sup>	Потери после завершения выпуска на всех горизонтах, м <sup>3</sup>
-345	4800	640,93	1629,79	4159,07	3170,21
-365	6400	834,51	2749,01	5565,49	3650,99
-398	10560	4064,62	5058,77	6495,38	5501,23
-425	8640	1471,87	3640,51	7159,85	4999,49
-445	6400	2161,71	2161,71	4234,25	4234,25
Всего	36800	-	15239,79		21560,21

Таким образом при действующих параметрах потери отбитой превышают 50% от объема отбитой руды.

Надо признать, что фрагментарное моделирование не позволяет получить полностью достоверную картину, но не вызывает сомнений, что в налегающем слое пород над рудным массивом содержится достаточное количество полезного компонента для того, чтобы не прекращать выпуск не только при появлении разубоживания, но и в том случае, когда в дозе выпуска оно достигает 80%.

Как показывают расчеты величина породной подушки многократно завышена. В центральной части рудных тел ее высота может составлять 10÷12 метров, а по их периметру 17÷20. Снижение ее толщины благоприятно скажется и на минимизации возможности формирования селей. Для получения указанных размеров необходимо увеличить объем выпуска рудной массы с одной позиции не менее, чем в 1,4 раза по сравнению с объемом отбитого слоя.

### 3.7 Режим выпуска руды

При выпуске руды обрушенных руд и пород для контроля за процессом устанавливаются режим дозы, определяющие последовательность обхода пунктов погрузки и количество выпущенной из них рудной массы.

Как показывает практика применения систем с обрушением наилучшие показатели извлечения руды обеспечивает равномерно-последовательный режим выпуска. Суть такого выпуска заключается в том, чтобы контакт между рудой и породой опускался равномерно по всей площади контакта руда-порода.

Для равномерного опускания контакта отбитой руды с обрушенными налегающими породами рекомендуется небольшая доза выпуска. Это условие соблюдается и при ограниченной неравномерности выпуска руды. Главное, чтобы контакт между рудой и породой опускался без значительных прогибов, для чего необходимо установить допустимую разность между объемами руды, выпускаемой из смежных выработок, при которой обеспечивается минимальное изменение конфигурации контакта между рудой и обрушенными породами. При этом сохраняется основной признак равномерно-последовательного режима выпуска – близкое к горизонтальному положение контакта между рудой и обрушенной породой, что предопределяет высокие показатели извлечения полезного ископаемого по сравнению с другими режимами выпуска [43].

Конфигурации расположения забоев соседних панелей по отношению друг другу показаны на рисунке 3.22.

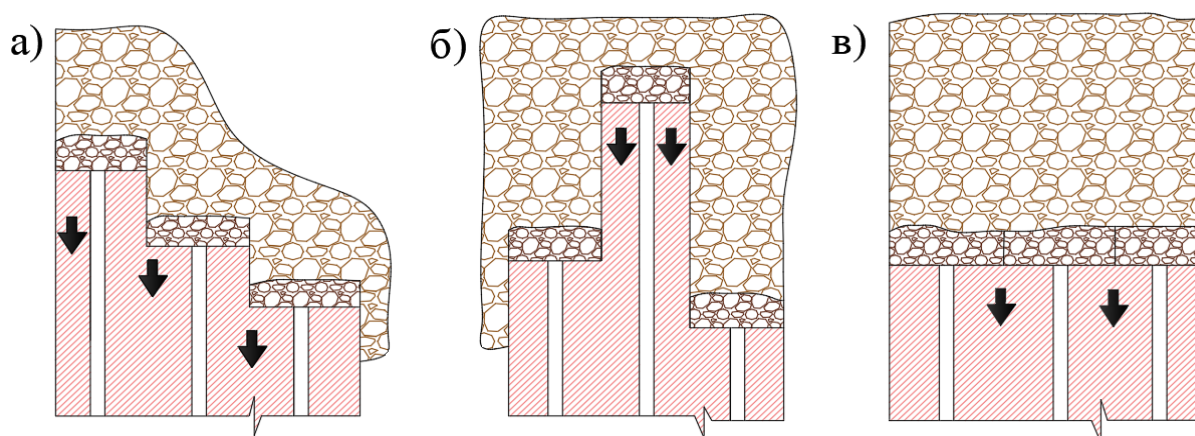


Рисунок 3.24 – Варианты развития очистной выемки с различной конфигурацией контакта отбитой руды с обрушенными породами: а) ступенчатый односторонний забой; б) ступенчатый двухсторонний забой; в) линейный забой



Как видно, могут быть две, три, четыре поверхности контакта отбитой руды с обрушенными породами. Чем больше контактов руды с породой, тем выше разубоживание при выпуске.

Поэтому, когда мы говорим о дозе выпуска, то ее определение имеет смысл только при линейном забое, позиция - в). При другом расположении забоя выпуск не ограничивают.

Для определения дозы выпуска была проведена серия экспериментов результаты, которых представлены в табл. 3.16.

Таблица 3.16 – Влияние объема выпуска с одной позиции на общие показатели извлечения

№ модели	доза, кг	Запасы руды, кг	Вес рудной массы, кг	Вес руды, кг	Вес породы, кг	Вес чистой руды, кг	Потери, %	Разубоживание, %
1	0,05	20	22,3	18,8	3,49	10,61	5,94	15,6
2	0,1	20	21,95	18,52	3,4	10,04	7,36	15,53
3	0,2	20	21,35	18,07	3,26	9,47	9,97	15,37
4	0,3	20	20,8	17,74	3,15	9,13	11,26	15,18
5	0,4	20	20,0	17,24	2,88	8,16	13,84	14,35

На рис. 3.25 показаны графики, демонстрирующие изменение показателей извлечения в зависимости разности между количества руды, выпущенной из смежных выработок.

Установлено, что при изменении разности веса дозы в диапазоне от 60 до 360 т, потери руды возрастают от 5,95 до 11,26 %.

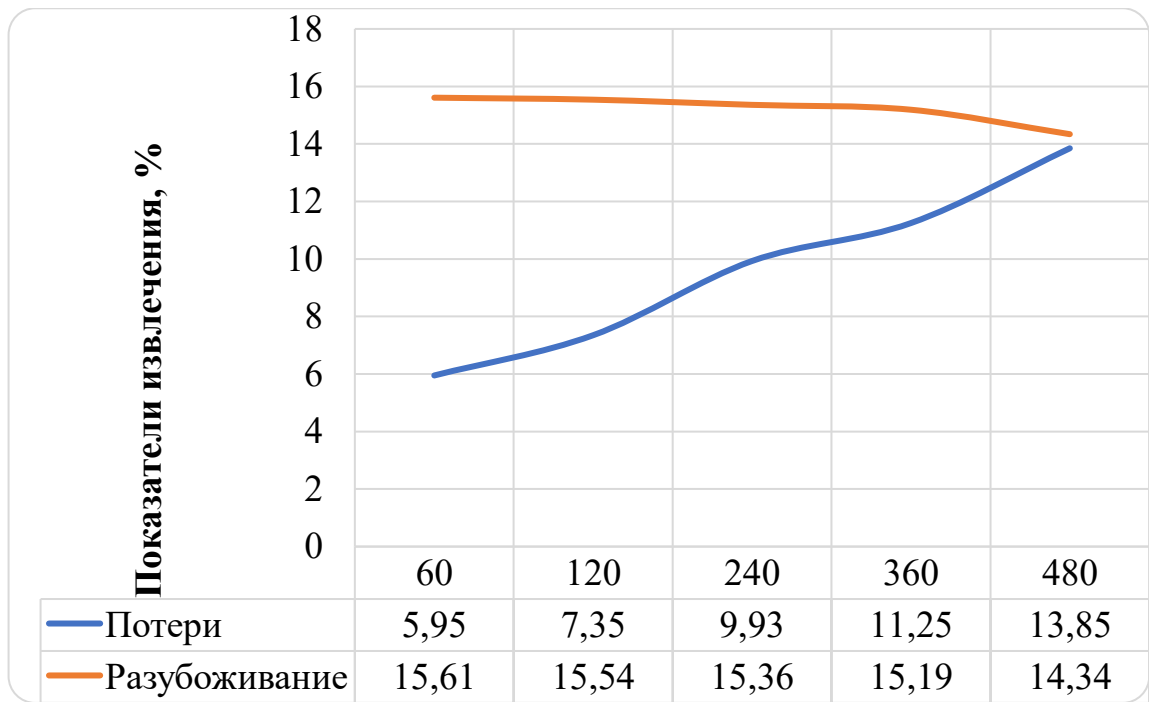


Рисунок 3.25 – Показатели извлечения при изменении разности между объемами выпуска из смежных воронок

При дальнейшем увеличении разности, например до 480 т потери достигают 13,85%, при этом разубоживание снижается до 14,34 % (рис. 3.26, 3.27).

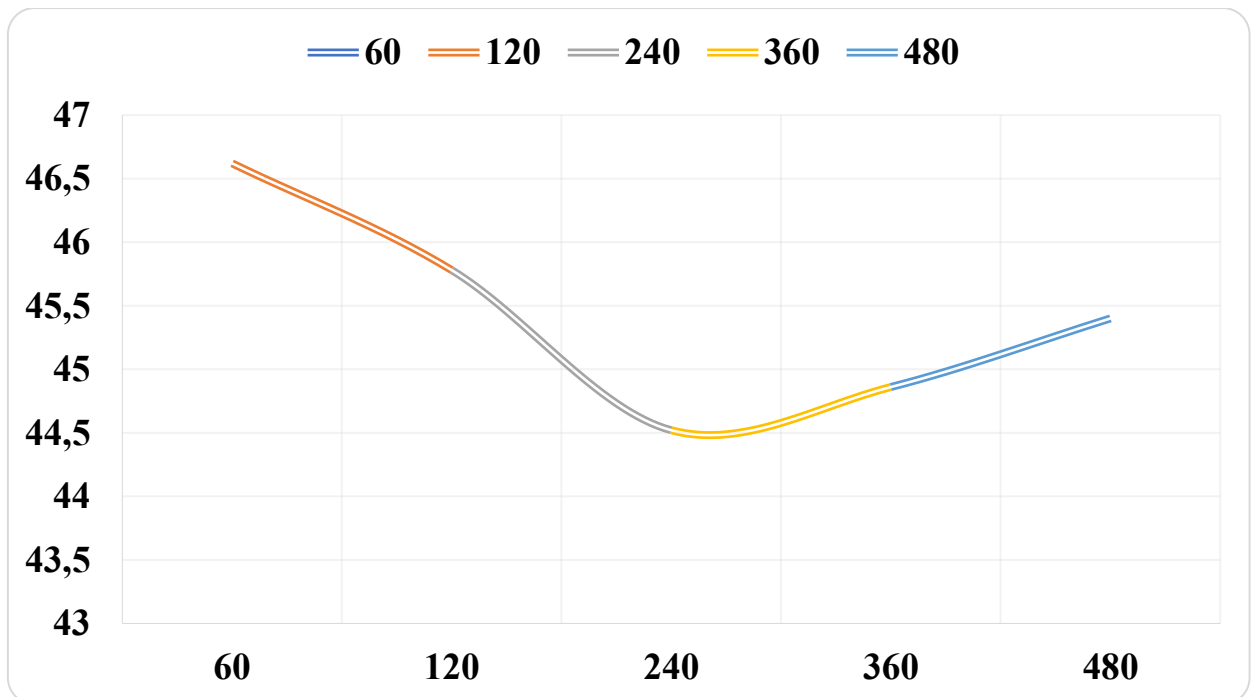


Рисунок 3.26 – Уровень дохода в зависимости от дозы выпуска

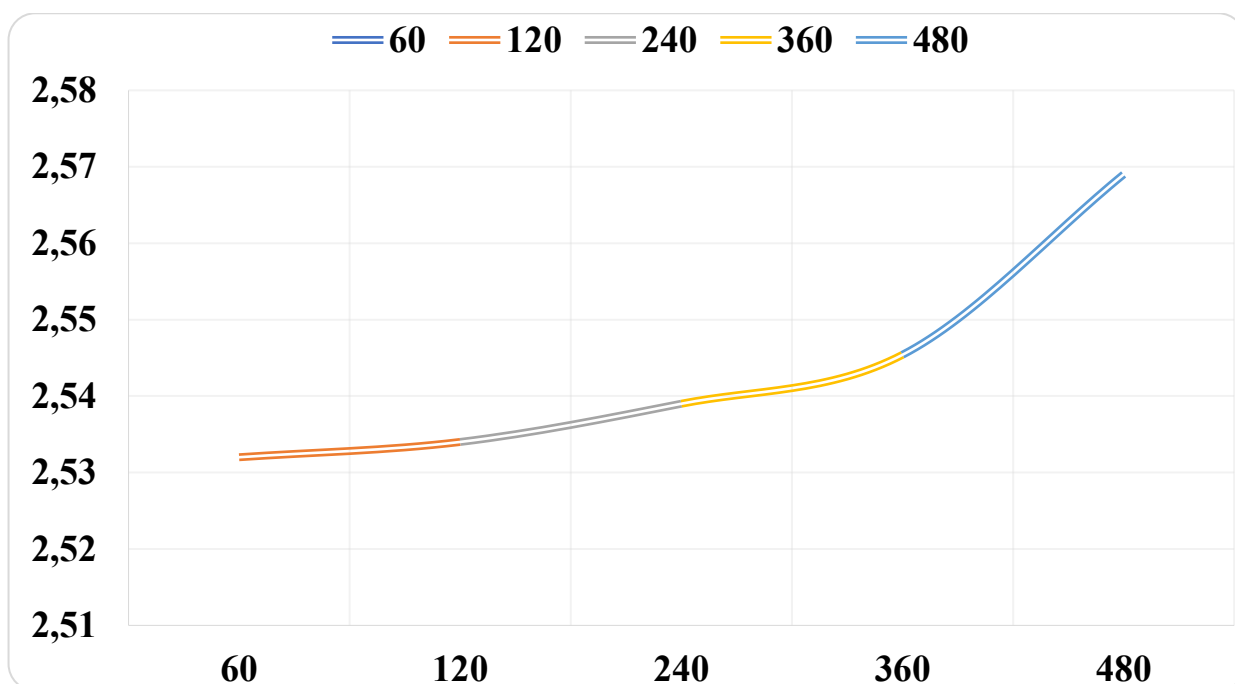


Рисунок 3.27 – Содержание полезного компонента в зависимости от дозы выпуска

Результаты исследований показывают, что наиболее близкой к оптимальному является разница между объемами выпуска из смежных выработок в натуральных условиях 120÷140 тонн рудной массы, поскольку уровень потерь и разубоживания в этом случае составляет, соответственно, 6÷7,5 и 15,5÷15,6 %. Таким образом, для обеспечения потерь и разубоживания на уровне 6÷7 и 15÷16% разница в объемах выпуска руды из смежных выработок может быть не более 140 т.

### 3.8 Варианты производства очистной выемки руды

Размеры блока и параметры системы, за исключением высоты подэтажа аналогичны предыдущим вариантам. Визуализация процесса выпуска отработки запасов системой подэтажного обрушения на четырех и трех горизонтах показана на рисунке 3.28.

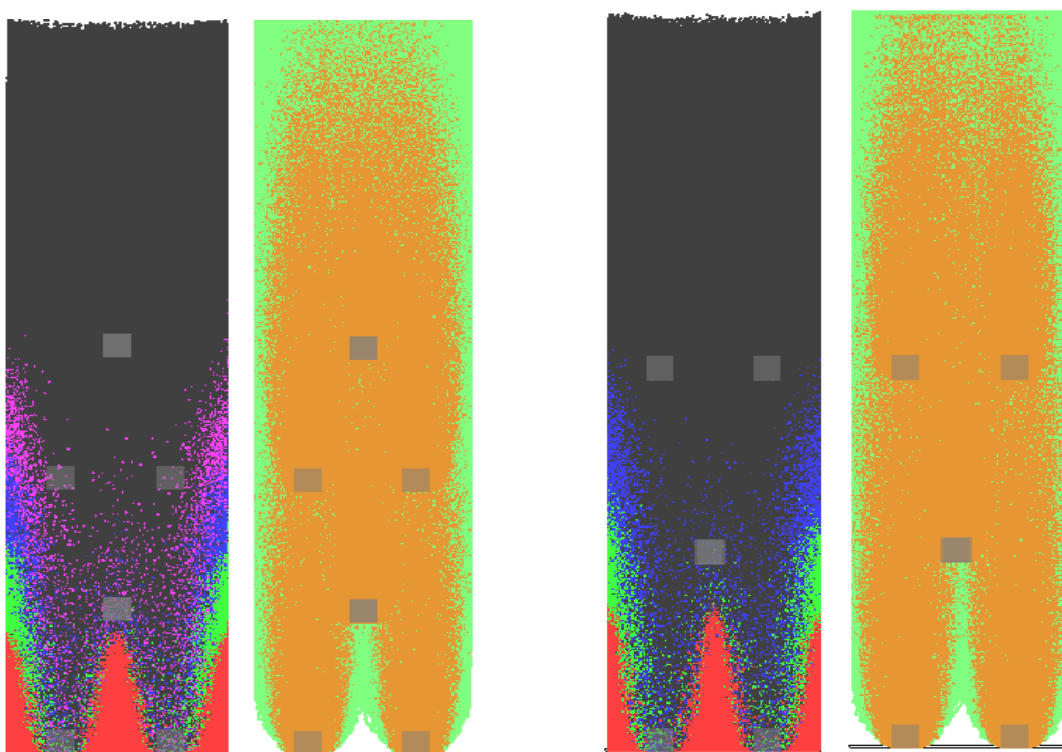


Рисунок 3.28 – Формирование фигур выпуска и разрыхления при отработке запасов подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды во вариантах: слева - при 4-х горизонтах выпуска (два подэтажа); справа - при 3-х горизонтах выпуска (полтора подэтажа)

Оценка основных показателей по рассматриваемым вариантам торцевого выпуска руды и вмещающих пород представлена в таблице 3.16.

Таблица 3.17 – Результаты укрупненной оценки показателей системы разработки по существующим и предлагаемым вариантам

Вариант	Показатели извлечения, %		Объемы ПНР, м <sup>3</sup> /1000т		
	Потери	Разубоживание	По руде	По породе	Всего
Торцевой выпуск с 4 горизонтов	33,88	20,16	16,2	16,6	32,8
Торцевой выпуск с 3-х горизонтов	31,26	20,86	11,8	12,2	24,0

Полученные результаты исследований позволяют сделать вывод, – показатели потерь при предельном разубоживании ~ 20% у рассматриваемых

вариантов находятся в диапазоне – 30÷36 %. Удельный объем ПНР составляет от 24 до 3,6 м<sup>3</sup>/1000 т.

В настоящее время на руднике «Удачный» параллельно с дистанционным управлением внедряются системы мульти сервисной сети передачи данных и автоматизированного управления подземными горными работами. Соединив ряд проектов возможно усилить прозрачность и контроль процессов, происходящих в подземных горных выработках. Это позволит собирать значительный массив данных, анализировать его и применять накопленную информацию, что позволит повысить качество оперативного планирования и снизит затраты на эксплуатацию оборудования [42].

Это следует учитывать при определении рациональных параметров системы при компьютерном моделировании.

На первом этапе моделирования устанавливалась оптимальная толщина обрушаемого слоя по критерию минимального уровня потерь руды, выпуск осуществлялся из одиночной выработки.

Исходные данные для моделирования: высота подэтажа - 45 м; ширину секции приняли 15 м, сечение буро-доставочной выработки ~ 20,3 м<sup>2</sup>; средневзвешенный размер куска руды – 0,27 м; предельный уровень разубоживания - 15 %. Моделирование проводили с наличием верхнего и торцевого разубоживания, толщину слоя изменяли в диапазоне 3 ÷ 9 м с шагом в 1 м (рис. 3.29).

На основании результатов моделирования, был построен график зависимости уровня потерь руды ( $P$ , %) от толщины обрушаемого слоя ( $d_T$ ). Показатель потерь руды в связи с принятой шириной секции и выпуском из одиночной выработки без учета взаимовлияния соседних, будут завышенными. Однако в графике представляет интерес только точка, в которой функция принимает минимальное значение (рис 3.30).

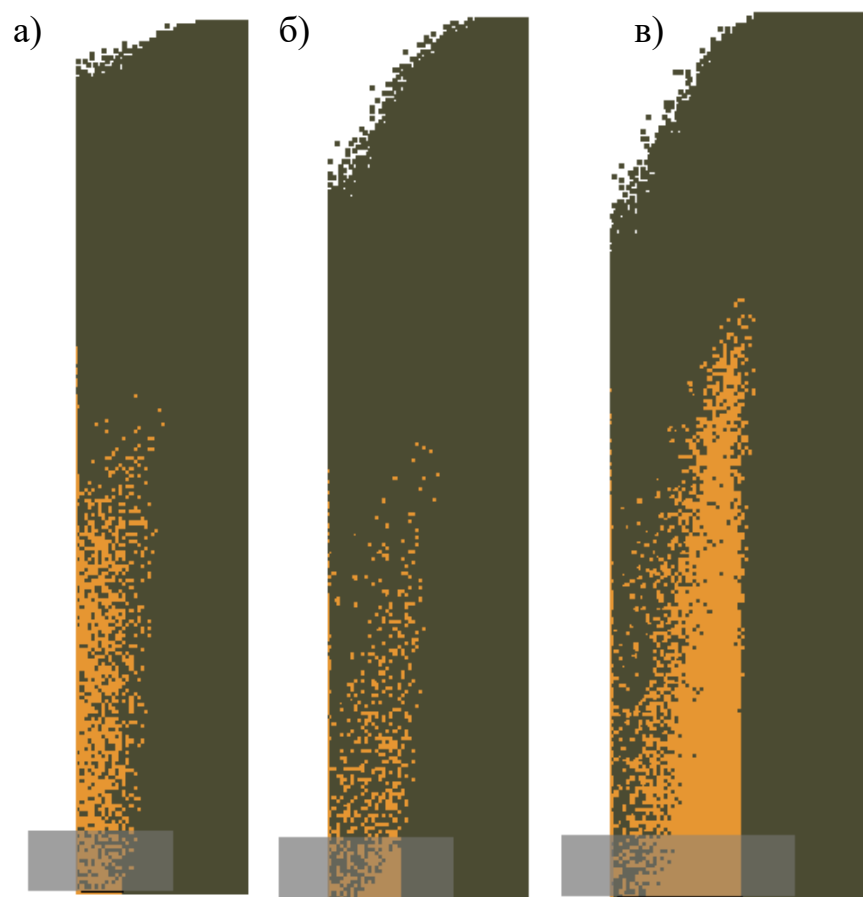


Рисунок 3.29 – Компьютерная модель определения оптимальной толщины обрушаемого слоя: а) - толщина слоя  $d_T = 3$  м; б) - толщина слоя  $d_T = 5$  м; в) - толщина слоя  $d_T = 9$  м

Из графика зависимости видно, что оптимальная толщина обрушаемого слоя при его высоте 45 м находится в диапазоне 4,5÷5,5 м, дальнейшее моделирование будет проводиться с учетом полученного результата.

Исходные данные для моделирования: высота подэтажа - 45 м; ширину секции изменяли в соответствии с моделируемым расстоянием между буро-доставочными выработками (например, при 15 м ширина секции 30 м); количество выработок 2 шт.; сечение  $\sim 20,3$  м<sup>2</sup>; средневзвешенный размер куска руды – 0,27 м; предельный уровень разубоживания для получения полной картины было увеличено до 40 %. Моделирование также проводили с наличием верхнего и торцевого контакта с обрушенными породами; толщина слоя - 5 м. Расстояние между буро-доставочными выработками регулировали в диапазоне 10÷20 м с шагом 2 м.

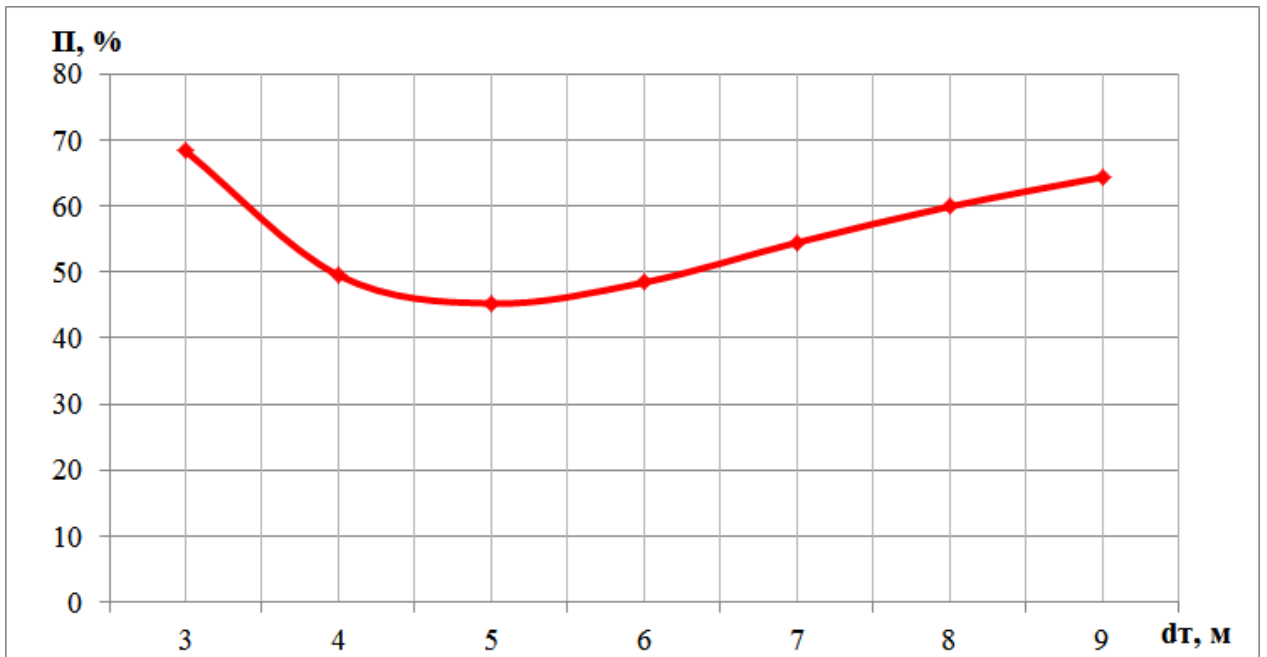


Рисунок 3.30 - График зависимости уровня потерь руды (П, %) от толщины обрушаемого слоя ( $d_t$ , м)

Результаты моделирование представлены на рисунках 3.31–3.36.

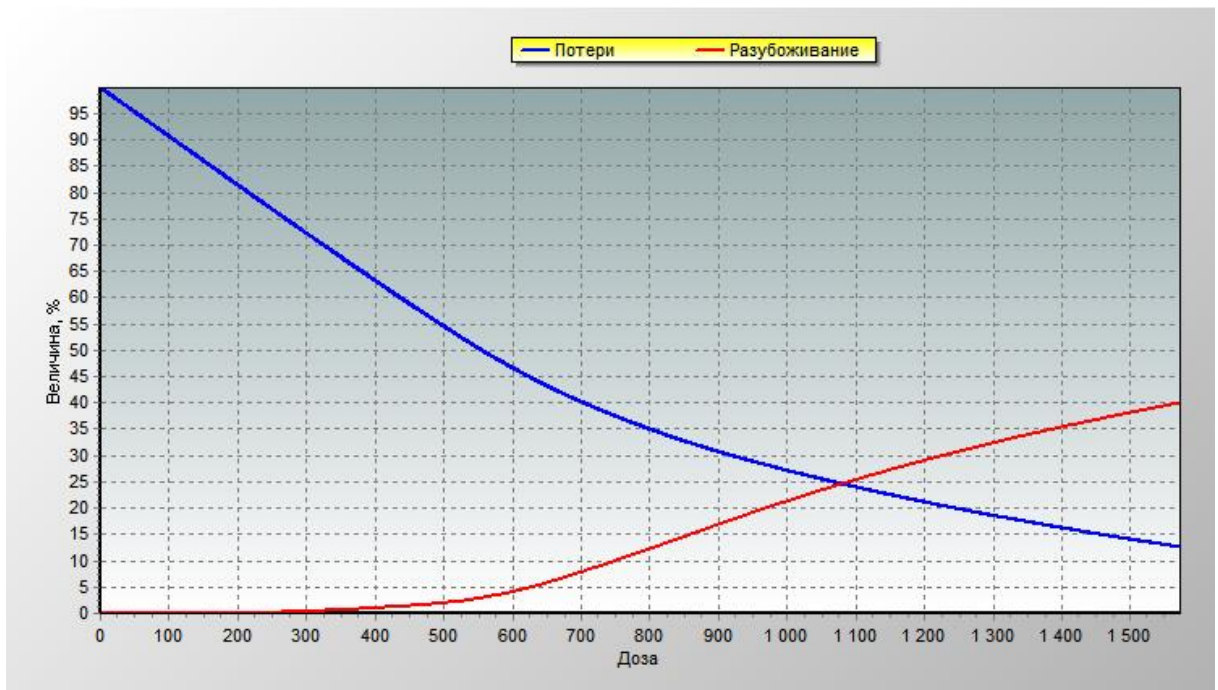


Рисунок 3.31 – Уровень потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) при расстоянии между выработками 12 м

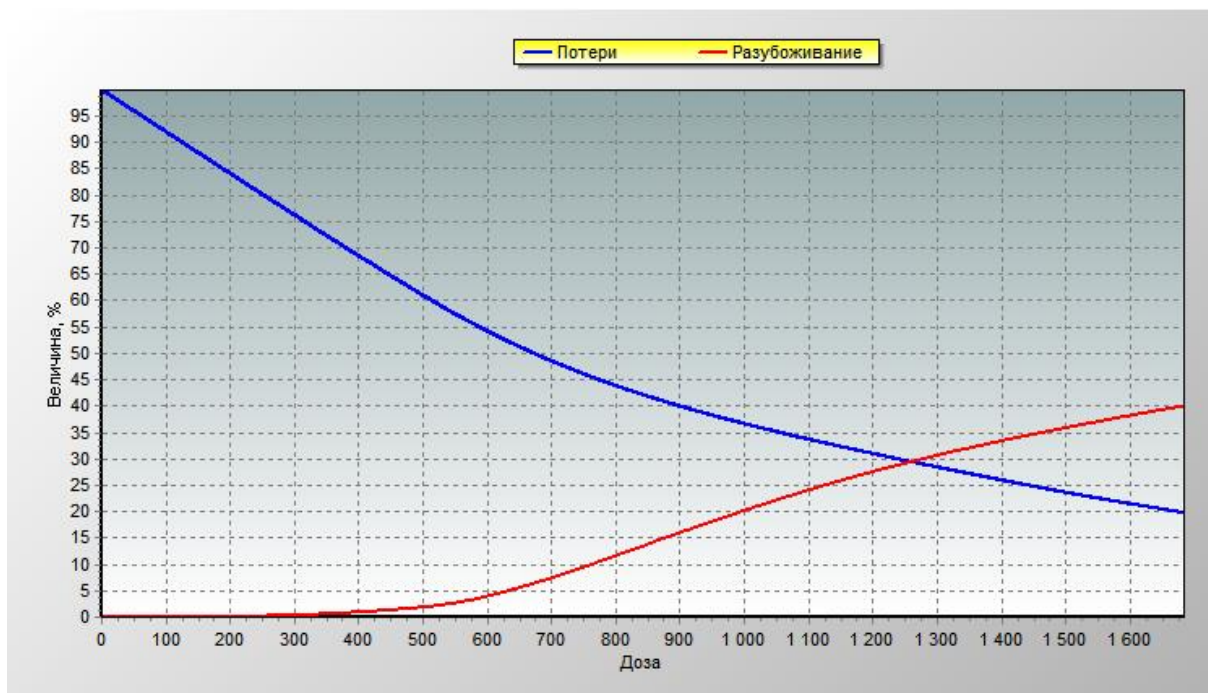


Рисунок 3.32 – Изменение уровня потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) при расстоянии между буро-доставочными выработками 14 м

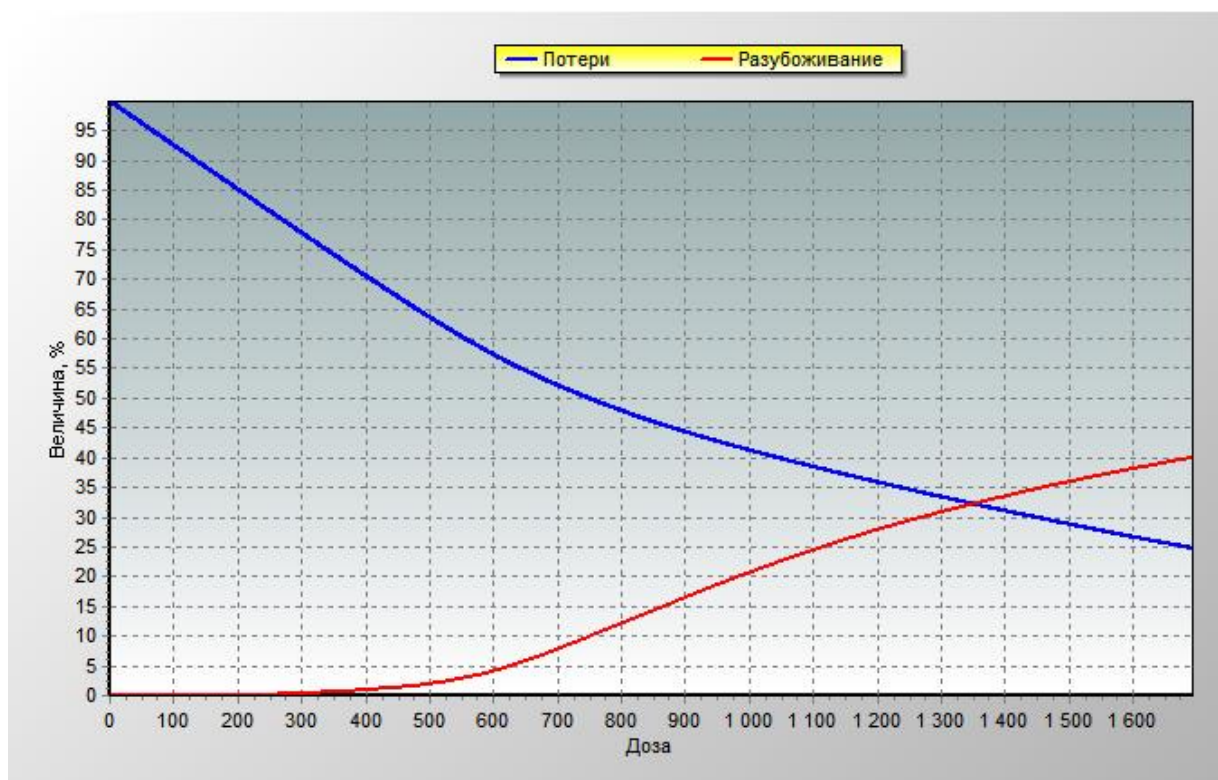


Рисунок 3.33 – Изменение уровня потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) в процессе выпуска руды при расстоянии между буро-доставочными выработками 15 м



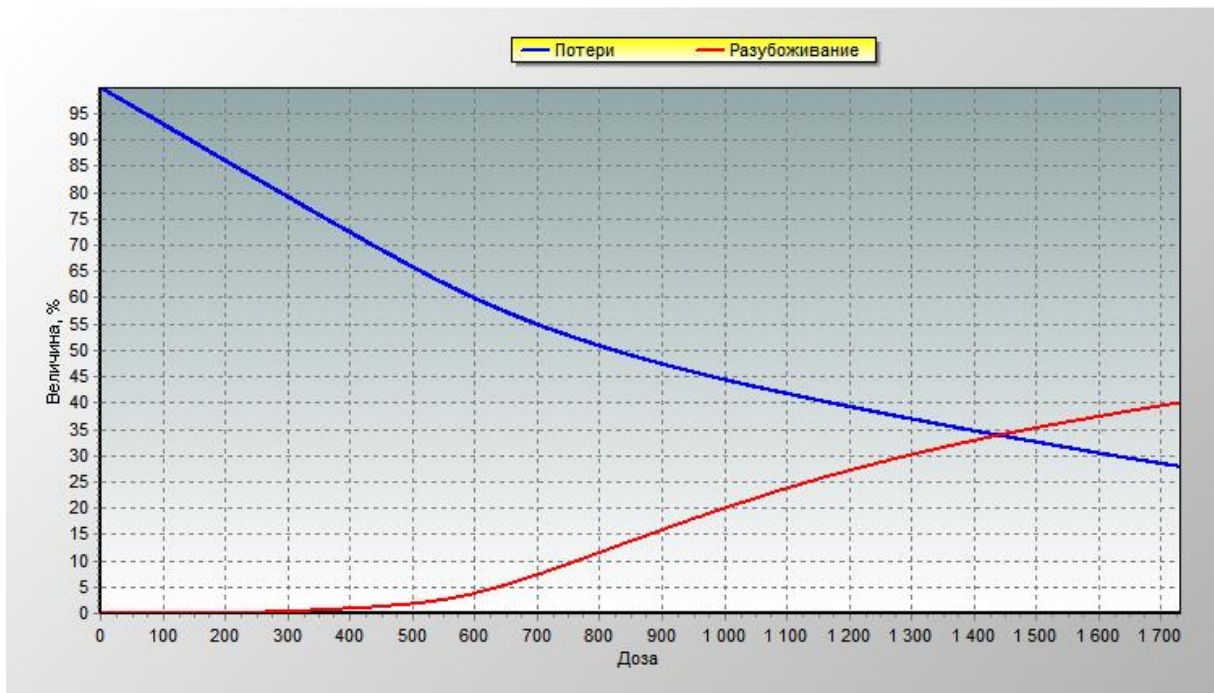


Рисунок 3.34 – Изменение уровня потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) при расстоянии между буро-доставочными выработками 16 м

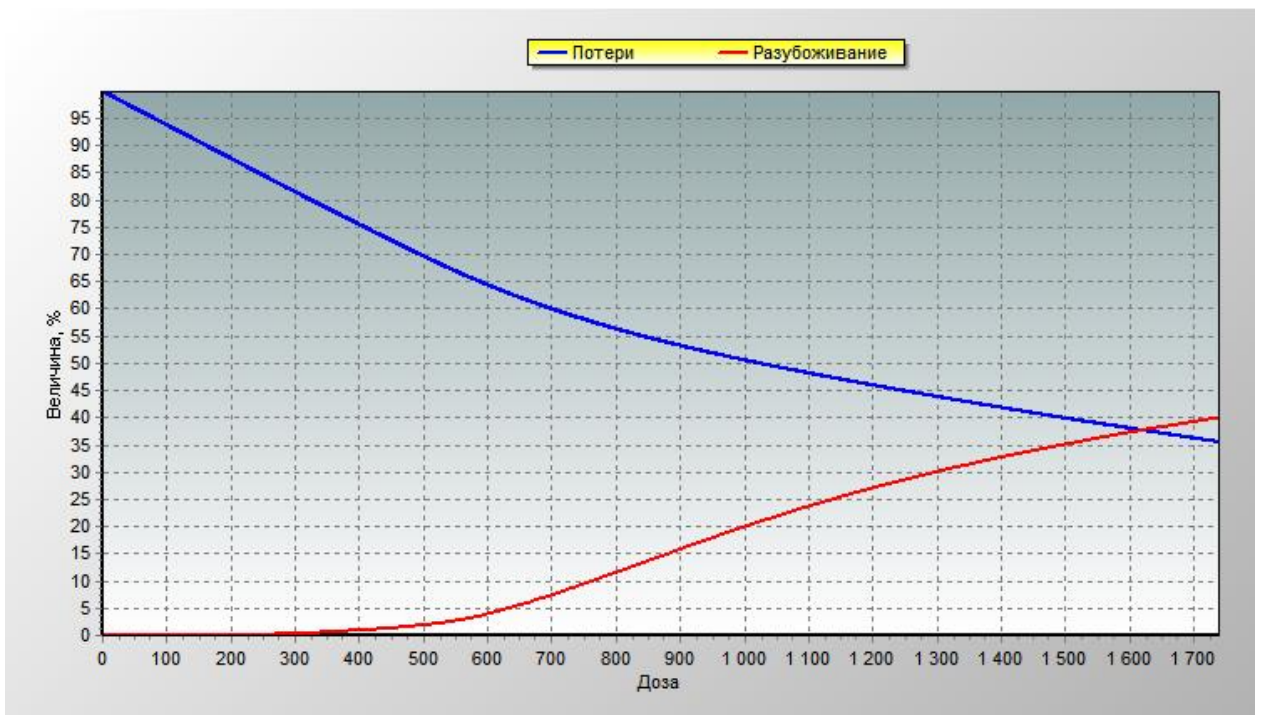


Рисунок 3.35 – Изменение уровня потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) при расстоянии между буро-доставочными выработками 18 м

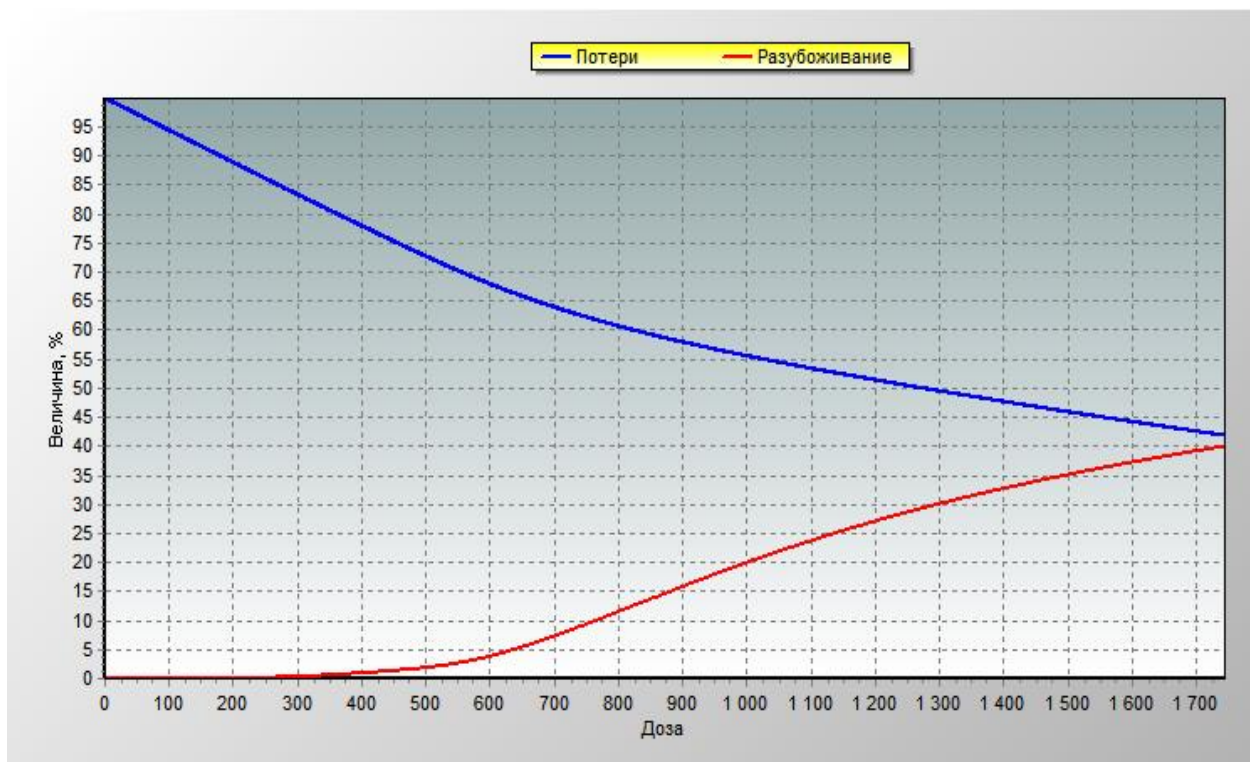


Рисунок 3.36 – Изменение уровня потерь (П, %) и разубоживания (Р, %) при расстоянии между буро-доставочными выработками 20 м

Показатель дозы на графиках (ось абсцисс) соответствует количеству выпущенной рудной массы.

### 3.9 Управление процессом выпуска рудной массы

В системах с массовым обрушением наибольшая эффективность очистной выемки достигается при условии, что в процессе выпуска, плоскость контакта руда-порода опускается параллельно плоскости основания блока или с небольшим (до  $30^\circ$ ) углом к этой плоскости, без значительных прогибов поверхности контакта до определенной (критической) высоты [1].

Управление процессом выпуска под обрушенными породами осуществляется посредством вовлечения в эксплуатацию пунктов выпуска по определенной очередности (планограмме выпуска), установленными объемами (дозой) по каждому из них.

Следует отметить, что управление этим процессом целесообразно только при наличии взаимовлияния формируемых фигур выпуска из каждого пункта погрузки.

Равномерное опускание поверхности контакта руды с вмещающими породами без значительных нарушений в виде прогибов осуществляется посредством регулирования дозы выпуска. Чем больше доза и интенсивность выпуска руды из пункта, тем быстрее прогиб контакта переходит в стадию формирования воронки внедрения, которая в последующем, с появлением первых пустых пород в пункте, становится воронкой выпуска (рис. 3.37).

Наличие пустых пород в одном из соседних выпускных отверстий, сказывается на качественных показателях извлечения в другом, это обусловлено перетеканием пустой породы в зону формирования «эллипсоида» выпуска смежной выработки, при условии их взаимовлияния. Похожий эффект (перетекания) наблюдается при выпуске руды из смежных выработок, смещенных относительно друг друга по высоте, при этом отбитая руда из верхней выработки попадает в зону влияния нижележащей, увеличивая приходящийся на нее объем запасов, особенно если отработку вести с опережением из нижележащей выработки [2].

В связи с этим, при появлении первого разубоживания в пункте, рекомендуется временно остановить выпуск из него, продолжить процесс следует после начала разубоживания в соседних с ним пунктах.

В результате действия горного давления или взрывов возникает переуплотнение отбитой руды (особенно при отбойке в зажиме). Поэтому, на начальном этапе выпуска, величина дозы не должна превышать 40÷50 % от принятого значения, это позволяет быстрее перейти отбитому массиву в состояние максимального разрыхления, что в свою очередь существенно увеличивает производительность выпуска. Коэффициент разрыхления отбитой руды обычно находится в диапазоне 1,2÷1,6 и его значение может изменяться в процессе истечения.

Регулирование процесса выпуска в нескольких пунктах, включает в себя последовательность отработки отдельных блоков в панели или участке. Непланомерный (хаотичный) подход к организации выпуска влечет за собой значительное увеличение уровня потерь и разубоживания руды [1,2,4].

Исследования процесса формирования фигур выпуска на различных стадиях, в зависимости от расстояния между соседними выпускными пунктами и гранулометрического состава рудной массы проводились с помощью компьютерной модели, при следующих заданных параметрах:

- высота выпускаемого слоя руды 80 м;
- расстояние между соседними пунктами выпуска изменялось в диапазоне 10÷20 м;
- количество задействованных пунктов выпуска – 2 шт.;
- угол наклона контакта руды с вмещающими породами отсутствовал;
- диапазон изменения средневзвешенного размера куска отбитой руды 0,1÷0,5 м (гранулометрический состав по степени фракционности - однородный);
- режим выпуска руды равномерно-последовательный.

В первой серии опытов устанавливали зависимости изменения высоты фигур выпуска на стадиях образования прогиба и касания соседних «эллипсоидов» при регулировании расстояния между пунктами выпуска (рис. 3.36). При этом средневзвешенный размер кусков, слагающих отбитую руду, не изменялся и составлял 0,25 м.

Вторая серия экспериментов заключалась в определении критической высоты фигур выпуска ( $H_{кр}$ ) и высоты касания ( $H_{кас}$ ) при различных сыпучих свойствах отбитой руды, изменяемых посредством управления гранулометрическим составом в процессе компьютерного моделирования (рис. 3.38). Расстояние между пунктами выпуска в ряду составляло 15 м, их количество не изменялось.

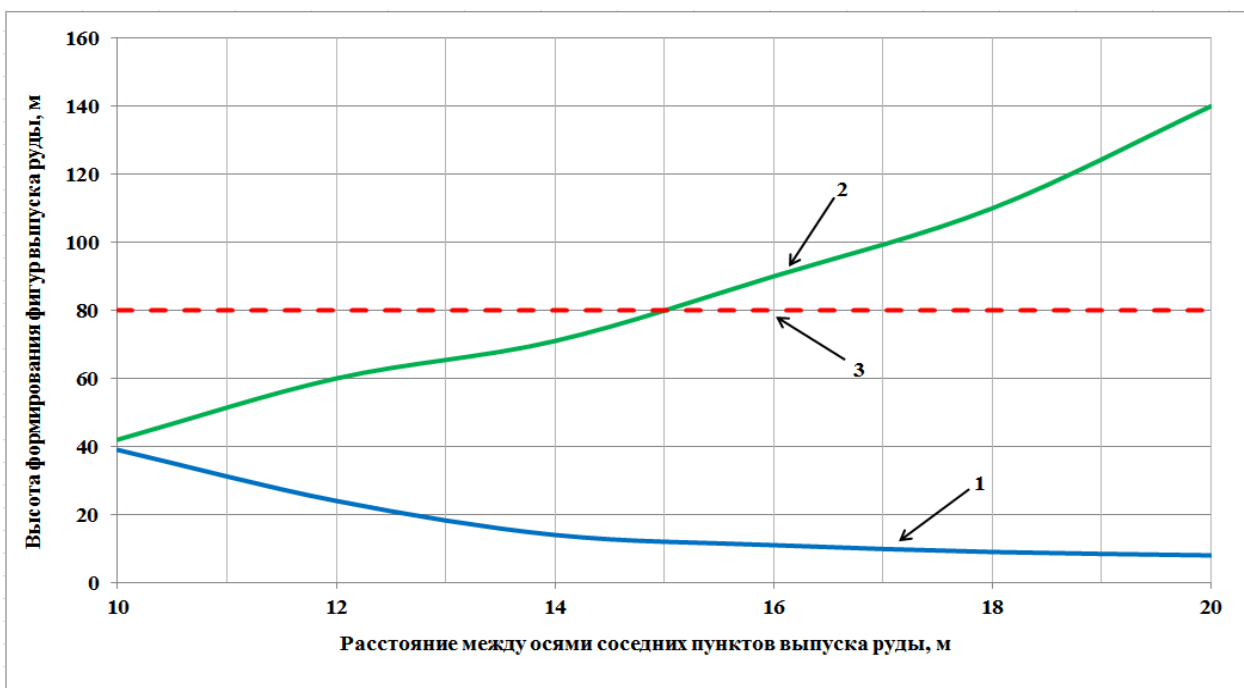


Рисунок 3.37 – Графики зависимости критической высоты и высоты касания фигур выпуска от расстояния между соседними пунктами выпуска руды: 1 – критическая высота фигуры выпуска, образование прогиба контакта руда-порода ( $H_{кр}$ , м); 2 - высота касания соседних фигур выпуска руды ( $H_{кас}$ , м); 3 – фактическая высота фигуры выпуска руды, начало разубоживания ( $H_{ф.в.}$ , м)

Анализируя полученные зависимости, можно сделать вывод, что сохранение параллельного, по отношению к горизонту выпуска, опускания контакта руда–порода, для обеспечения приемлемого уровня потерь и разубоживания руды, достигается при больших значениях критической высоты и при, соответственно, меньших высотах касания фигур выпуска. При равномерно-последовательном режиме в точке пересечения графиков высоты касания соседних фигур выпуска ( $H_{кас}$ ) с ее фактической высотой ( $H_{ф.в.}$ ), в которой их параметры одинаковы, процесс выпуска руды можно условно разделить на эффективный и неэффективный. Эффективный выпуск, в случае с регулированием расстояния между пунктами характеризуется левой, от точки пересечения, частью кривых, в случае изменения granulометрического состава – правой частью от нее [41].

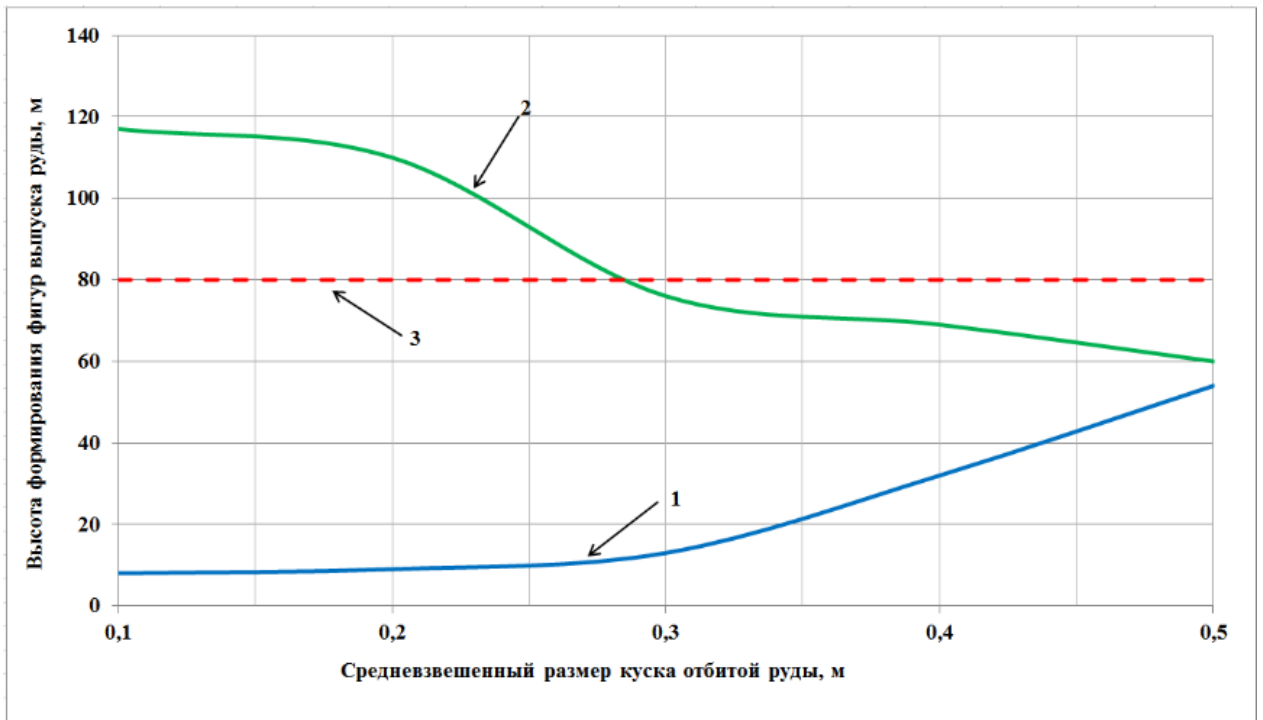


Рисунок 3.38 – Графики зависимости критической высоты и высоты касания фигур выпуска от гранулометрического состава отбитой руды: 1 – критическая высота фигуры выпуска, образование прогиба контакта руда-порода ( $H_{кр}$ , м); 2 - высота касания соседних фигур выпуска руды ( $H_{кас}$ , м); 3 – фактическая высота фигуры выпуска руды, начало разубоживания ( $H_{ф.в.}$ , м).

В результате анализа лабораторных и производственных экспериментов, представленных в главе обосновано первое научное положение – Рациональные стратегические направления отработки запасов кимберлитовых трубок с реализацией тенденции наращивания объемов извлечения должны предусматривать кластеризацию и дифференциацию вариативности трендов содержания и распределения алмазов по площади рудного тела с выбором блока-кластера первоочередной выемки (максимальное содержание алмазов плюс максимальный маржинальный доход) с оптимизацией режима и рационализации порядка отработки выемочных панелей. Это позволит апробировать и адаптировать используемые технологические структуры отработки запасов и

системы разработки и перенести их на более бедные по содержанию полезного компонента сложные участки горного отвода.

### **Выводы по третьей главе:**

1. В результате проведенного физического, математического и имитационного моделирования установлено, что показатели извлечения рудной массы для рассматриваемого месторождения и рациональные параметры системы разработки укладываются в следующие вариативные ряды:

- подэтаж –  $40,2 \div 42,4$  м;
- ширина секции –  $11,6 \div 11,9$  м;
- отбиваемый слой –  $3,65 \div 3,81$  м;
- потери –  $16,2 \div 17,0\%$ ;
- разубоживание руды –  $19,8 \div 21,2\%$ ;
- окончание погрузки при разубоживании в дозе –  $76 \div 79\%$ ;
- коэффициент добычи руды –  $0,95 \div 0,97$ .

Расчеты показывают, что при высоте отбиваемого слоя 50 м, его толщина должна составлять 4,2 м. Тогда при коэффициенте разрыхления  $1,35 \div 1,4$  толщина слоя при выпуске должна составлять  $\sim 5,7 \div 5,9$  м.

2. Результаты исследований показывают, что наиболее близкой к оптимальному является разница между объемами выпуска из смежных выработок в натуральных условиях  $120 \div 140$  тонн рудной массы, поскольку уровень потерь и разубоживания в этом случае составляет, соответственно,  $6 \div 7,5$  и  $15,5 \div 15,6\%$ . Таким образом, для обеспечения потерь и разубоживания на уровне  $6 \div 7$  и  $15 \div 16\%$  разница в объемах выпуска руды из смежных выработок может быть не более 140 т.

3. Сохранение параллельного, по отношению к горизонту выпуска, опускания контакта руда–порода, для обеспечения приемлемого уровня потерь и разубоживания руды, достигается при больших значениях критической высоты и при, соответственно, меньших высотах касания фигур

выпуска. При равномерно-последовательном режиме в точке пересечения графиков высоты касания соседних фигур выпуска с ее фактической высотой, в которой их параметры одинаковы, процесс выпуска руды можно условно разделить на эффективный и неэффективный. Эффективный выпуск, в случае с регулированием расстояния между пунктами характеризуется левой, от точки пересечения, частью кривых, в случае изменения гранулометрического состава – правой частью от нее.

4. В результате анализа лабораторных и производственных экспериментов, представленных в третьей главе диссертации обосновано первое стратегическое положение – при разработке рудных месторождений системами с обрушением при торцевом выпуске оптимальные параметры подэтажа следует устанавливать для участка рудничного поля с максимальным содержанием полезного компонента от которого целесообразно начинать развитие очистной выемки руды.



## **ГЛАВА 4 СТРУКТУРИРОВАНИЕ И АПРОБАЦИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УЧЕТОМ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ПО ГОРИЗОНТАЛИ И ВЕРТИКАЛИ**

Отметим, что что в связи со спецификой морфологии кимберлитовых трубок понятия по простиранию и в крест простирания теряют привычный смысл. Однако на некоторых из них, в частности на трубке «Удачная» можно установить, что с востока на запад – это простирание и соответственно, в крест простирания направление с севера на юг.

### **4.1 Краткая характеристика применяемых систем разработки**

Анализ технологических показателей добычи руды при этажном обрушении выполненный с учетом принятой проектной документации [17] показал, что параметры и конструктивное исполнение системы разработки не отвечают предъявляемым требованиям. Это выразилось в том, что не учтен ряд существенных факторов, оказывающих влияние на процессы отбойки и выпуска руды (схемы разбуривания и отбойки, коэффициент разрыхления и параметры эллипсоидов выпуска рудной массы и др.).

Расстояние между буровыми штреками на подэтажных горизонтах, принятое под систему с самообрушением и соответствующее ширине панели (35 метров) не обеспечивает ожидаемые показатели при выпуске рудной массы, приводит к проблемам при отбойке руды веерами скважин. Поэтому переход к технологиям с подэтажным принудительным обрушением сопряжен с необходимостью решения ряда задач, связанных с оптимизацией параметров системы разработки.

### **4.2 Концептуальный подход к разработке кимберлитовых трубок**

Многообразие горнотехнических условий рудных месторождений требует индивидуального подхода к конструктивным решениям, что

предполагает не только появление их вариантов, но и новых систем разработки.

При выборе первоначально отбирают системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях, например для кимберлитовых месторождений, с учетом их особенностей. Затем по логическим соображениям выделяют конкурентоспособные, целесообразность применения которых определяют при экономической оценке конкурентоспособных систем.

В качестве критерия сравнения различных систем разработки используется максимальный удельный доход с учетом суммы приведенных затрат и показателей извлечения полезных ископаемых из недр, ориентируясь на следующие из них: материально-трудовые затраты на выемку 1 т рудной массы; потери полезного компонента; разубоживание руды; удельные капиталовложения [44].

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском - мобильная технология, позволяющая корректировать параметры системы в широком диапазоне без кардинальных изменений в действующих проектах. Так, регулируя высоту подэтажа, расстояние между буро-выпускными выработками, толщину отбиваемого слоя, режим торцевого выпуска руды с учетом местоположения буро-выпускной выработки и ее направления можно стабилизировать затраты на извлечения полезного компонента с учетом его содержания в рудном теле.

Как было установлено, при расчете параметров системы с подэтажным обрушением основное внимание следует уделить определению формы фигуры выпуска и показателям, соответствующих ей показателей извлечения руды.

При проектировании на рудниках ориентируются в основном на «шведский» вариант подэтажного обрушения. Такая схема часто не предусматривает взаимодействия фигур выпуска, типа породы и главное распределения содержания полезного компонента в рудном теле.

### 4.3 Порядок очистной выемки

Как известно порядок очистной выемки оказывает существенное влияние на уровень потерь и разубоживания руды. Морфология рудных тел весьма сложна, кроме этого, на выбор системы разработки и ее параметры оказывают техногенные изменения вызванные комбинированной разработкой месторождения, содержание полезных компонентов, устойчивость руд и вмещающих пород, особенно в зоне их контакта по контуру залежи.

Параметры систем с обрушением определяют на основе данных, полученных при моделировании. В настоящее время наиболее эффективно компьютерное моделирование, позволяющее в короткое время получить информацию по влиянию множества переменных на окончательный результат исследований и предложить конструктивные решения в наиболее полной мере, отвечающие конкретным горнотехническим условиям разработки.

Технология очистной выемки включает проведение подготовительно-нарезных работ, отбойку руды, выпуск и доставку рудной массы, которая формируется на всех стадиях горных работ, за счет внедрения вмещающих пород в руду. Обычно выпуск продолжают до тех пор, пока разубоживание в определенной дозе выпуска не достигает 60÷80%.

При проектировании упор делают на конструкции в форме ромбовидных панелей. Однако не всегда их параметры учитывают горнотехнические условия конкретных участков, в частности устойчивость массива, а соответственно и размеров целиков между буро-доставочными выработками, что приводит к существенным потерям руды, поскольку такая схема часто не предусматривает взаимодействие фигур выпуска, типа породы и главное распределения содержания полезного компонента в рудном теле.

В процессе выпуска руды следует стремиться к сокращению числа контактов слоя с обрушенными породами. При этом желательно начинать очистную выемку от зон с высоким содержанием полезного компонента. Наибольшего эффекта при таком подходе к добыче руды можно достигнуть, разрабатывая месторождения ценных руд, например содержащие алмазы

кимберлитовые трубки.

Известно, что кимберлитовые включают как рудные, так и безрудные зоны. В связи с этим при определении порядка очистной выемки следует учитывать и перспективы ее развития на каждом горизонте выпуска. С одной стороны основное внимание надо уделять распределению полезного компонента в рудном теле, а с другой стремиться не только к концентрации горных работ, но и к линейному расположению задействованных в добыче смежных панелей с таким расчетом, чтобы в процессе выпуска было не более двух непосредственных контактов с обрушенными вмещающими породами. Т. е. верхний контакт с обрушенными породами не должен быть ступенчатым, чтобы в смежных панелях не появлялась возможность их внедрения в зону выпуска соседней буро-доставочной выработки. На качественные характеристики рудной массы весьма существенное влияние оказывают также режим и доза выпуска руды.

Избежать основных недостатков систем с обрушения, заключающихся в относительно высоком, по сравнению с другими технологиями, уровне потерь и разубоживания руды возможно организовав ее выемку по сортам. Но и в этом случае следует избегать хаотического подхода к решению проблемы, Организационные и технологические решения должны быть строго взаимосвязаны. Следует избегать существенного опережающего развития в одной из зон этажа по вертикали, особенно если содержание полезного компонента в ней ниже, чем в соседних.

Надо стремиться к тому, чтобы в начале отрабатывались панели с высоким содержанием алмазов, а затем, контактирующие с ними участки. С учетом этого следует походить и к рабочему проектированию, меняя направление подготовительно-нарезных работ в подэтажах или этажах.

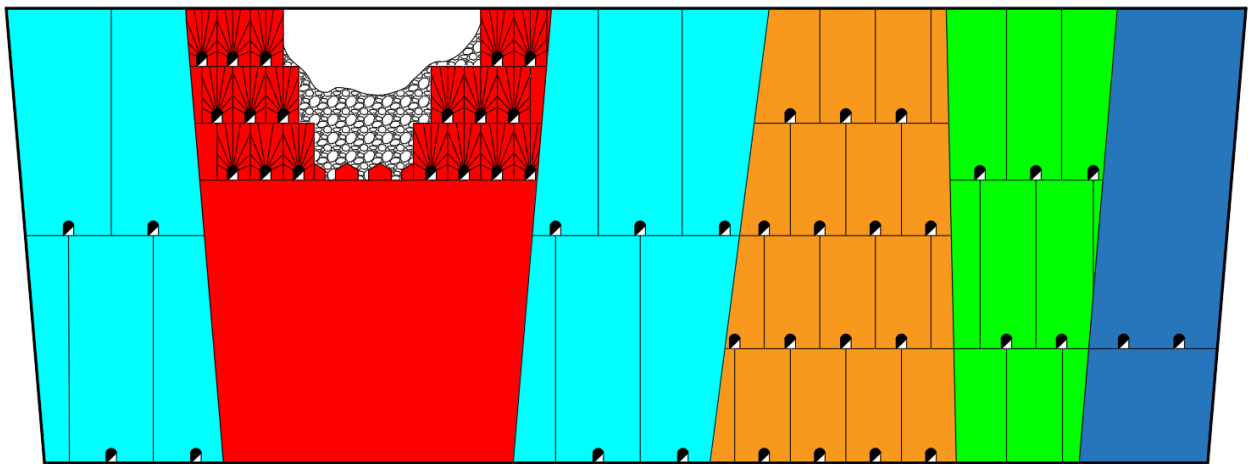
Наиболее реальный путь для достижения относительно равных затрат на добычу одного карата алмазов из зон с различным их содержанием это – соответствующее снижение объемов горных работ на подготовку тонны запасов к очистной выемке, а точнее количество погонных или кубических

метров проходки на 1000 тонн подготовленных запасов. Для решения поставленной задачи необходимо изменить конструктивные решения, в частности увеличивать высоту подэтажа пропорционально снижению содержания полезного компонента, не меняя при этом принципиально технологию очистной выемки [40].

Экономическая эффективность от конструктивных изменений, принятых с учетом распределения алмазов в рудном теле, достигается за счет выравнивания затрат на добычу, не тонны или метра кубического руды как принято в настоящее время, а карата, грамма или килограмма добываемого полезного компонента. Это позволит более объективно и правильно оценивать эффективность той или иной технологии, конструктивных параметров систем разработки и сопоставлять затраты на добычу на разных горнодобывающих предприятиях не только в одной отрасли, но и в целом при анализе результатов применения той или иной технологии на рудниках России и за рубежом.

Рассмотрим такой подход к определению эффективности производства на примере подземной разработки одного из месторождений алмазов, где содержание полезного компонента оценивается в каратах на тонну руды. Известно, что распределение содержания алмазов как по площади, так и по падению рудного тела неравномерно. Оно может различаться в несколько раз.

На одном из кимберлитовых месторождений ЮАР (рис. 4.1) выделены пять участков с различным качеством руды. При этом максимальное содержание алмазов от минимального отличается более, чем в шесть раз. Для простоты восприятия, не называя реальное содержание, предположим, что максимально оно составляет 1,0, а минимальное 0,3 карата на тонну руды. В остальных зонах содержание алмазов изменяется в сторону снижения и составляет, соответственно, - 0,8; 0,6 и 0,4 карата на тонну руды.



Зоны с содержанием:

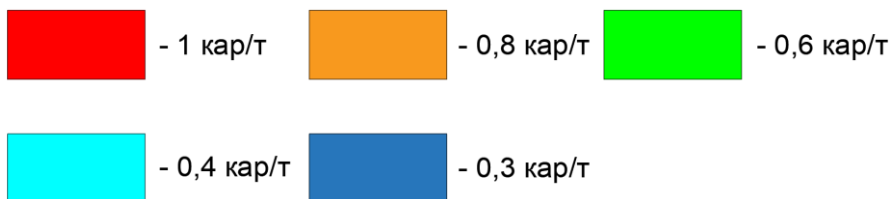


Рисунок 4.1 - Изменение параметров системы с обрушением с учетом ценности руды

Следует отметить, что в нашем случае нельзя считать ценность руды только по содержанию, поскольку существует множество качественных характеристик, не говоря уже о том, что отсутствует прямо пропорциональная зависимость между стоимостью алмаза и его весом.

Предположим, однако, что ценность 1 тонны руды пропорциональна содержанию алмазов в каратах. Тогда приведенные затраты на добычу одной тонны руды с содержанием 0,8 карата должны составлять не более 80% от затрат на добычу руды с содержанием 1 карат и, соответственно, при содержании: 0,6–60%; 0,4–40%; 0,3–30%.

Наиболее реальный путь для достижения относительно равных затрат на добычу одного карата алмазов из зон с различным их содержанием это – соответствующее снижение объемов горных работ на подготовку тонны запасов к очистной выемке, а точнее количество погонных или кубических метров проходки на 1000 тонн подготовленных запасов.

Для решения поставленной задачи необходимо изменить конструктивные параметры системы разработки, в частности увеличивать высоту подэтажа пропорционально снижению содержания полезного компонента, не меняя при этом принципиально технологию очистной выемки.

Таким образом, если, например, для участков с содержанием 1 карат высота подэтажа составляла 30 метров с расстоянием между горизонтами выпуска 15 метров, то при содержании 0,8 карата она должна составлять 38 и 19 метров. Соответственно, при дальнейшем снижении, для участков с содержанием 0,6–50 и 25 метров, с 0,4–76 и 38, с 0,3–10 и 50 метров. В итоге речь идет о расходе подготовительно-нарезных работ на 1000 тонн подготовленных к очистной выемке запасов.

Ясно, что при таком порядке расчетов может быть необходим переход от подэтажного обрушения к этажному, что не всегда целесообразно с учетом других факторов, но в целом это позволяет установить, насколько существенно снижение содержания полезного компонента оказывает на эффективность подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

Отметим и возможность принятия других конструктивных решений, позволяющих в той или иной мере снизить увеличение высоты подэтажа. Известно, что при прочих равных условиях, например одинаковом гранулометрическом составе рудной массы, с увеличением высоты выпускаемого слоя увеличивается диаметр фигуры выпуска, в данном случае его ширина. Следовательно, решая поставленную задачу, - снижение затрат на добычу в связи со снижением содержания полезного компонента, можно одновременно увеличивая высоту подэтажа и расстояние между смежными выработками на горизонтах выпуска, снижая таким образом объем подготовительно-нарезных работ.

Обратим внимание еще на ряд факторов, учет которых, кроме добычи руды по сортам, в той или иной мере способствуют снижению затрат на добычу, отнесенных на единицу содержания полезного компонента:

- обеспечение контакта между смежными фигурами выпуска;

- увеличение среднего гранулометрического состава рудной массы;
- контроль за разрыхлением руды при отбойке;
- режим и доза выпуска;
- форма контакта руды и вмещающих пород и т. д.

На наш взгляд именно применение технологий подземной разработки с обрушением руд и вмещающих пород отвечает требованиям, предъявляемым к освоению запасов кимберлитовых месторождений эксплуатацию которых ведет АК «АЛРОСА». Это мобильные системы разработки, дающие возможность в короткие сроки, не меняя общего подхода к добыче руды регулировать параметры системы с учетом многочисленных переменных факторов, присутствующих в зоне ведения очистной выемки.

#### **4.4 Обоснование порядка разработки трубки «Удачная»**

Как было установлено наиболее существенное влияние на показатели извлечения полезного компонента из недр оказывает порядок очистной выемки руды.

Рассмотрим целесообразность применения такого подхода для подземной разработки трубки «Удачная».

В рудных телах выделены участки с различным содержанием алмазов (рис. 4.2).



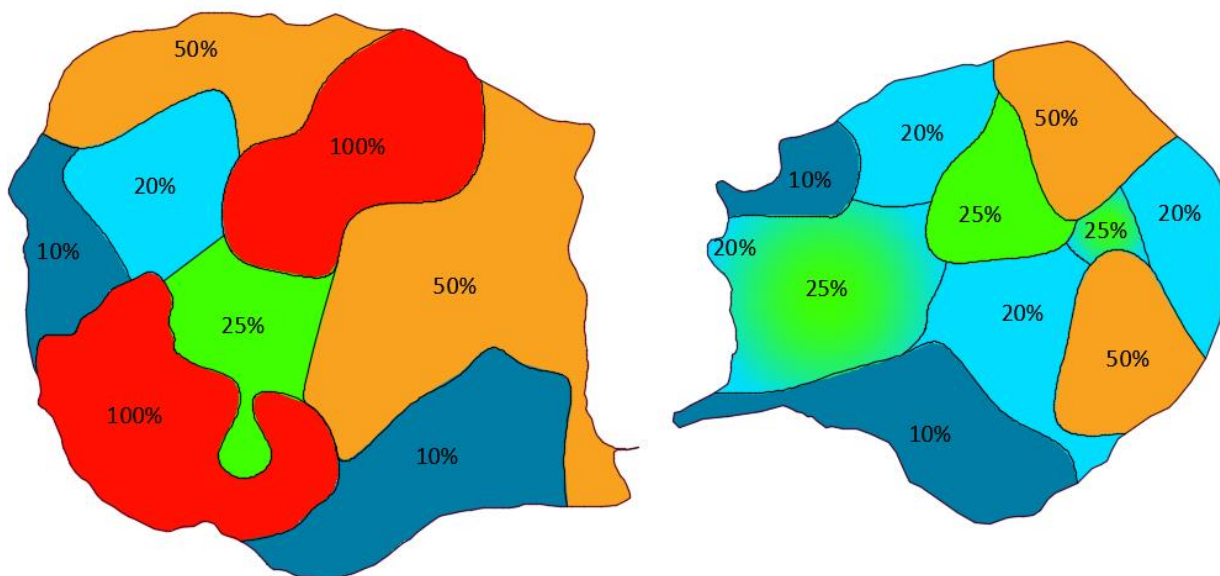


Рисунок 4.2 – Распределение алмазов в рудных телах трубки «Удачная» – здесь и далее по цветам: красный – 100%; коричневый – 50%; зеленый – 25%; голубой – 20%; синий – 10%.

Поясним обозначения. Максимальное содержание полезного компонента 100%.

Таблица 4.1 - Распределение полезного компонента в рудных телах

Условное содержание, %	Площадь, м <sup>2</sup> (р. т. №1)	Среднее содержание, % (р. т. №1)	Площадь, м <sup>2</sup> (р. т. №2)	Среднее содержание, % (р. т. №2)
10	~9390	12,47	~10480	19,24
20	~6100	7,93	~25350	45,88
25	5150	6,59	~8200	16,45
50	~30300	39,65	~10980	18,03
100	~24700	33,16		
всего	75640	~37,55	~55010	~24,4

Коэффициент извлечения алмазов при обогащении ~ 0,98.

Если вести очистную выемку без учета качества добываемой руды, т. е. на практике хаотично, или усредняя рудную массы, то на выходе получим, в среднем по руднику без учета потерь и разубоживания, содержание – 0,457 карата на тонну.

Таким образом, если принять что в зоне с максимальным содержанием – 1 карат на тонну, то при стоимости, допустим 10000 рублей за карат, ценность

руды в недрах по выделенному участку составит ~ 4570 рублей за тонну. В то же время ценность руды западного рудного тела составляет ~5640 рублей за тонну, а восточного – ~ 2390 рублей за тонну. Детализируя в таком порядке ценность руды в зависимости от ее качественных характеристик установим, что по выделенным зонам: ценность красной 9800 рублей, соответственно, коричневой – 4900, зеленой – 2450; голубой – 196, а синей – 98 рублей.

Из этого расклада ясно, что иметь одинаковые затраты на добычу 1 тонны руды в зонах с разным содержанием полезного компонента нерационально. Поэтому порядок очистной выемки с учетом имеющегося опыта применения систем с обрушением должен предусматривать опережающую выемку руд с относительно высоким содержанием и последующим равномерным переходом в последовательности к участкам, имеющим следующее по качеству содержание

В целом результаты исследований и расчетов позволили сформулировать положение, на основании которого можно устанавливать изменения в конструкции системы параметры которой приняты для зон с максимальным содержанием полезного компонента – При оптимизационной процедуре обоснования проектных решений рациональных систем отработки запасов кимберлитовых трубок и обеспечения долговременной приемлемой операционной рентабельности горнодобывающего предприятия следует использовать численное программирование и целевую функцию критерия оптимальности, структура которого предусматривает учет распределения полезного компонента в объемах рудного тела, количественное значение которого определяет временные тренды трансформации динамических параметров систем разработки и перевод их в оптимальный режим и порядок отработки выемочных панелей, при этом целевую функцию критерия оптимальности предлагается формировать с использованием математического выражения  $K_{\phi} = (0,7 \div 0,9) \frac{A_{\max}}{A_{0y}}$ , где  $A_{\max}$  – максимальное содержание полезного компонента в кг (гр.) или процентах на тонну руды;  $A_{0y}$  – текущее содержание полезного компонента на обрабатываемом участке в кг (гр.) или процентах на

тонну руды,  $(0,7 \div 0,9)$  – вариативный коэффициент доверительного интервала критерия оптимальности.

Таким образом могут быть снижены объемы подготовительно-нарезных работ тонн запасов, что позволяет сформулировать следующее положение – Наиболее рациональным и объективным механизмом оценки экономической эффективности технологических платформ, связанных с динамикой конструктивных изменений систем извлечения запасов с учетом дифференциации содержания полезного компонента, является подход, основанный не на объемном учете горной массы (тонна, метр кубический и пр.), а на объемном учете добываемого полезного компонента (карата, грамма или килограмма), что позволяет правомерно сопоставлять отдельные статьи эксплуатационных расходов на добычу не только на разных профильных предприятиях, но и в условиях горнодобывающих регионов и отрасли с учетом замыкающих затрат.

#### **4.5 Возможные к применению варианты систем с принудительным обрушением**

При углах падения более  $75^{\circ}$ , чему удовлетворяют горнотехнические условия кимберлитовых трубок, целесообразными могут оказаться варианты:

- комбинированный, с развитием очистной выемки при расположении в законтурной зоне рудного тела и ортами с центральной разрезкой с развитием очистной выемки от нее к флангам;
- комбинированный, с подготовкой штреками и ортами при расположении части выработок в породах лежащего бока;
- комбинированный, при опережающей выемке зон с повышенным содержанием полезного компонента.

Подготовка каждого из перечисленных вариантов индивидуальна.

В первом начинают с проходки полевого штрека, опоясывающего рудное тело развивая работы и развивают ее от спиральных съездов, затем

перпендикулярно центральному разрезному штреку формируют буро-доставочные орты.

Во втором по контакту рудного тела проходят отрезные щели. Затем погашают подготовительно-нарезные орты и штреки (на рис. 4.3).

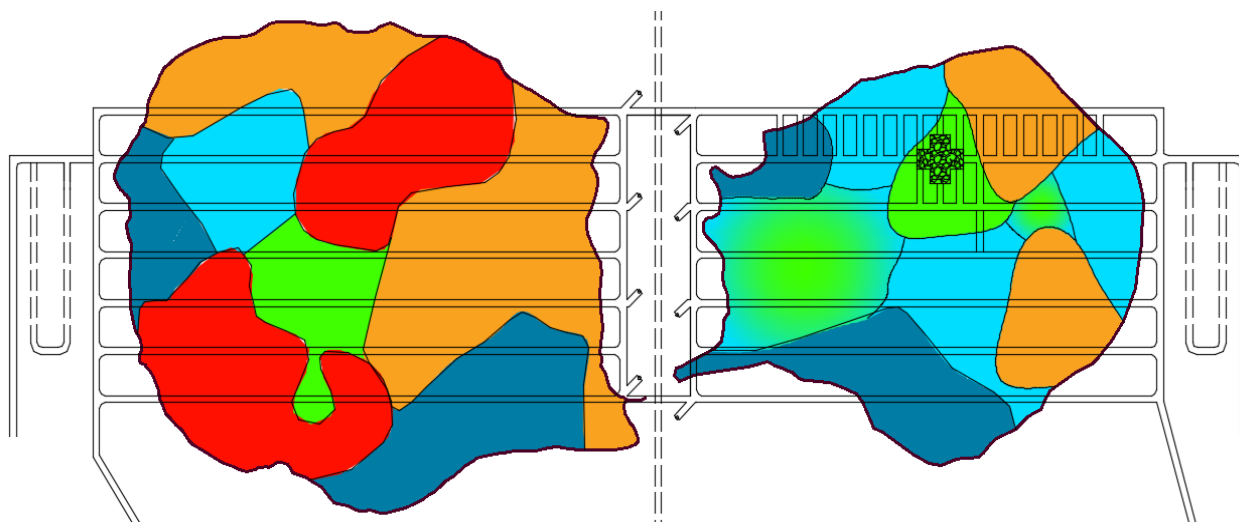


Рисунок 4.3 – Подготовка к очистной выемке: 1 - конвейерный квершлаг; 2 - вентиляционные квершлаг; 3 - спиральные съезды; 4 - полевые орты; 5 – вентиляционные восстающие; 6 - доставочные штреки; 7 - разрезные штреки; 8 - буро-доставочные орты; 9 - рудоспуски; 10 – вентиляционные восстающие в карьере

В третьем порядке развития работ и параметры системы разработки зависят от распределения алмазов в рудном теле и может изменяться на разных горизонтах выпуска. Так расстояние между горизонтами выпуска может изменяться в диапазоне 15–25 метров, т. е. высота подэтажа составит 30÷50 метров. Ширина отбиваемого слоя – 15–20 м, а его толщина - 2,5–3,5 м.

#### 4.5.1 Вариант подэтажным обрушением короткими ортами

Как следует из представленного выше материала высота подэтажа на первом этапе разработки, а именно при эксплуатации прибортовых запасов восточного участка, принимается переменной с изменением в диапазоне 15÷30

м. Такая высота в данных условиях позволяет оптимизировать параметры извлечения при торцевом выпуске рудной массы.

Со стороны клетового и вентиляционно-вспомогательного стволов, от воздухоподающих этажных квершлагов (которые в зависимости от необходимого количества воздуха могут быть парными или увеличенного сечения см. раздел вентиляция) проходят спиральные съезды на всю высоту этажа с таким расчетом, чтобы организовать заезды на горизонты выпуска через каждые 15 м.

Объемы подготовительно-нарезных работ приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 - Объемы подготовки при подэтажном обрушении с торцевым выпуском

№ пп	Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м <sup>2</sup>	Объем, м <sup>3</sup>	Подготовленные запасы, тыс. т	Удельный объем	
						м <sup>3</sup> /1000	п. м/1000
1	Спиральный съезд	150	20,0	3000	2500	1,20	0,060
2	Орт (полевой)	400	20,0	8000	2500	3,20	0,160
3	Орт (буро- выпускной)	30	20,0	600	14	9,60	0,120
4	Штрек (доставочный)	300	20,0	6000	625	42,90	2,100
5	Штрек (разрезной)	250	20,0	5000	1250	4,00	0,200
6	Вент. Восстающий	120	7,0	840	2500	0,34	0,050
7	Рудоспуск	60	7,0	420	2500	0,17	0,025
8	Разрезной восстающий	60	7,0	420	2500	0,17	0,025
<b>Итого:</b>						<b>61,58</b>	<b>2,74</b>
В том числе:							
по руде						57,67	2,445
по породе						4,91	0,305

Спиральный съезд – полевой. От него в каждом подэтаже проходят полевой орт, из которого, в свою очередь, проходят по 4 штрека, пересекающих рудное тело.

Все доставочные штреки пересекают рудное тело и в безрудной зоне сбиваются полевым доставочным ортом с выходом на рудоспуски.

При производительности 4,0 млн т/год необходимо 8 рудоспусков, по 4 на каждый участок.

Нарезка очистных буро-доставочных штреков начинается из краевых частей рудных тел. Отрезной восстающий механическим способом проходят снизу-вверх на всю высоту этажа.

Рациональная высота подэтажа в значительной мере определяется возможной точностью бурения скважин. Бурение скважин с отклонением от проекта приводит к увеличению потерь и разубоживания руды вмещающими породами. Кроме того, ухудшается дробление руды в верхней части скважин, что также снижает качественные показатели извлечения руды.

Фактическая высота подэтажа на рудниках колеблется в значительных пределах - от 8 до 20 м. Как было показано ранее, максимальная высота эллипсоида выпуска зависит от высоты подэтажа. Увеличение высоты эллипсоида более двойной высоты подэтажа приводит к возрастанию уровня разубоживания руды пустой породой из верхних отработанных подэтажей. Минимальная высота эллипсоида выпуска, в свою очередь, зависит от высоты подэтажной выпускной выработки и высоты подэтажа. Кроме того, она зависит от эксцентриситета эллипсоида, выпуска, ширины и взаимного расположения выемочных выработок. Для наиболее полного извлечения руды высота эллипсоида выпуска не должна превышать разность двойной высоты подэтажа и высоты выпускной выработки.

Рациональное взаимное расположение выпускных подэтажных выработок - функция комплекса факторов. Максимальное удаление выработок друг от друга по горизонтали зависит от ширины эллипсоида выпуска, которая в свою очередь определяется шириной буро-доставочной выработки и эксцентриситетом эллипсоида выпуска. Максимальное расстояние между ними должно быть не менее двойной ширины выработки.

Крупные куски раздробленного горного массива в фигуре выпуска имеют меньшую подвижность по сравнению с мелкими фракциями. Поэтому, если обрушенная порода раздроблена в большей степени, то рекомендуется плоскость всеров скважин наклонять вперед, в сторону обрушения, на  $20^\circ$  с целью уменьшения давления между более крупной рудой и забоем. И

наоборот, если обрушаемая порода равна по крупности отбитой руде или даже крупнее, необходим только небольшой наклон вееров вперед (до 5°).

Таблица 4.3 – Извлечение рудной массы при отбойке в зажиме

№	Толщина слоя	Толщина выпускаемого слоя	Потери, %		Разубоживание, %	
			в подэтаже	в этаже	в подэтаже	в этаже
1	1,5	1,8-1,95	17	12	27	25
2	2,0	2,4-2,6	15	11	24	23
3	2,3	2,76-2,99	12	9	23	21
4	2,5	3,0-3,25	10	8,5	22	19
5	3,0	3,6-3,9	9	8	20	18
6	4,0	4,8-5,2	7,5	7	20	21
7	5,0	6,0-6,5	8	5	20	21

Потери и разубоживание при выпуске под обрушенными породами в подэтаже составят, соответственно, 9÷10 и 20÷22%, а в этаже: 8÷8,5 и 18÷19%. При выпуске под защитой рудной подушки и работе с открытым выработанным пространством потери и разубоживание руды не превысят 5%.

Строение трубок практически исключает потери руды за их контуром.

#### 4.5.2 Вариант с длинными ортами

При применении этого варианта для подготовки горизонта выпуска от спиральных съездов проходят рудные штреки по контуру трубки с северной и южной стороны. Затем из них до центра, где до начала очистных работ будет сформирована разрезная щель, рудных тел с обеих сторон проходят буродоставочные орты.

Штреки, пройденные по периметру рудных тел, в том числе частично и по породе сбивают с капитальными рудоспусками, по которым осуществляется перепуск руды на концентрационный горизонт, оборудованный конвейером.

При такой подготовке горизонта выпуска несколько снижается объем нарезных работ, однако возрастает объем проходки во вмещающих породах.

Средняя длина доставки составляет 300 м, что позволяет вести работы с достаточно высокой производительностью.

Следует отметить, что вариант с короткими ортами расширяет возможности при необходимости выемки руды по сортам, поэтому его целесообразно использовать на западном участке, а вариант с длинными ортами на восточном.

Предлагаемый вариант системы с подэтажным обрушением предполагает в процессе очистной выемки учитывать пространственное положение алмазов в рудном теле и началом развития работ от зон с их повышенной концентрацией.

В процессе ведения добычных работ возможна комбинация сочетаний подэтажей по высоте с увеличением расстояния между смежными буродоставочными выработками. Не исключена стадийная отработка запасов с консервацией части рудной массы верхних подэтажей и последующим их выпуском на следующих горизонтах.

Таким образом, доказывается правомерность использования заявленного механизма оценки экономической эффективности технологических платформ, имеющих в базисной основе составляющую динамики конструктивных изменений систем извлечения запасов с учетом дифференциации содержания полезного компонента и подхода, основанного не на объемном учете горной массы (тонна, метр кубический и пр.), а на объемном учете добываемого полезного компонента (карата, грамма или килограмма) в условиях горнодобывающих регионов и отрасли с учетом замыкающих затрат. Таким образом, можно сформировать своевременные адаптационные способности проектных решений систем отработки запасов кимберлитовых трубок к негативным изменениям внутренней среды их функционирования.

Исходя из проведенных исследований доказано, что конечным элементом методологии оптимизации и управления динамическим параметрами систем с высоким извлечением полезного компонента при массовом выпуске руды является переход ее составляющих из области обоснования производственных процедур и правил в область управления ими за



счет формирования процедуры синтеза оптимальных проектных решений с учетом вариативности трендов содержания и распределения алмазов в объеме рудного тела. Это позволило обосновать следующее научное положение – Снижение содержания полезного компонента, а, следовательно, и ценности руды, компенсируется уменьшением объема подготовительно-нарезных работ за счет увеличения высоты подэтажа и расстояния между буро-доставочными выработками. В итоге, представленная процедура формализации позволяет сформировать своевременные адаптационные способности проектных решений систем отработки запасов кимберлитовых трубок к негативным изменениям внутренней среды их функционирования.

#### **Выводы по главе 4**

1. Анализ технологических показателей добычи руды при этажном обрушении выполненный с учетом принятой проектной документации отработки запасов кимберлитовой трубки «Удачная» показал, что параметры и конструктивное исполнение системы разработки не отвечают предъявляемым требованиям. Это выразилось в том, что не учтен ряд существенных факторов, оказывающих влияние на процессы отбойки и выпуска руды (схемы разбуривания и отбойки, коэффициент разрыхления и параметры эллипсоидов выпуска рудной массы и др.). Расстояние между буровыми штреками на подэтажных горизонтах, принятое под систему с самообрушением и соответствующее ширине панели (35 метров) не обеспечивает ожидаемые показатели при выпуске рудной массы, приводит к проблемам при отбойке руды веерами скважин. Поэтому переход к технологиям с подэтажным принудительным обрушением сопряжен с необходимостью решения ряда задач, связанных с оптимизацией параметров системы разработки.

2. В результате проведения оптимизационных расчетов установлено, что:

- при отработке с подэтажным обрушением рекомендуемая высота подэтажа может изменяться в пределах 30÷60 м, при расстоянии между горизонтами выпуска соответственно 15–30 м с учетом изменения содержания полезного компонента в соответствующих зонах;
- на обоих участках месторождения при возможности порядок развития очистной выемки должен предусматривать первоочередную отработку зон с высоким содержанием полезного компонента, особенно это касается западного участка.
- дробление рудной массы должно обеспечивать высокопроизводительную работу оборудования, при сведении к минимуму вторичного дробления негабарита. В данных условиях необходимо учитывать воздействие взрывных работ на сохранность кристаллов. В связи с этим, а также для собственно процесса выпуска целесообразно – крупнокусковое дробление (со средним куском 270–320 мм).

3. Максимальная высота эллипсоида выпуска зависит от высоты подэтажа. Увеличение высоты эллипсоида более двойной высоты подэтажа приводит к возрастанию уровня разубоживания руды пустой породой из верхних отработанных подэтажей. Минимальная высота эллипсоида выпуска, в свою очередь, зависит от высоты подэтажной выпускной выработки и высоты подэтажа. Кроме того, влияние на выпуск оказывает эксцентриситет эллипсоида выпуска. Для наиболее полного извлечения руды высота эллипсоида выпуска не должна превышать разность двойной высоты подэтажа и высоты выпускной выработки.

4. Максимальное удаление выработок друг от друга по горизонтали зависит от ширины эллипсоида выпуска, которая в свою очередь определяется шириной выпускной выработки и эксцентриситетом эллипсоида выпуска. Максимальное расстояние между ними должно быть не менее двойной ширины выработки и учитывать геомеханические условия разработки.

5. При подэтажном обрушении рационально выпускать не менее 500÷600 т в смену с каждого пункта выпуска, что при обоснованном выборе

параметров с учетом горнотехнических и геологических условий разработки системы с обрушением в разных вариантах их реализации позволит обеспечить высокий уровень извлечения полезного компонента из недр при минимальных затратах.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой автором на основе выполненных теоретических и экспериментальных исследований изложены новые научные решения в части проектирования горнотехнических систем при подземной разработке рудных месторождений, заключающиеся в обосновании параметров систем разработки с неравномерным распределением полезного компонента в объеме рудных тел, внедрение результатов которых вносит существенный вклад в развитие горнодобывающего комплекса страны (акт-внедрения в приложении).

1. При планировании очистной выемки необходимо ориентироваться и на распределение полезного компонента в рудном массиве, поскольку наибольший ущерб от разубоживания может быть получен именно на участках с высоким содержанием полезного компонента. Организация добычи по сортам целесообразна, следовательно, что при разработке рудных месторождений системами с обрушением и торцевым выпуском оптимальные параметры подэтажа следует устанавливать для участка рудничного поля с максимальным содержанием полезного компонента от которого целесообразно начинать развитие очистной выемки руды.

2. Переход к подэтажному обрушению с торцевым выпуском на трубке «Удачная» может быть осуществлен без существенных изменений в действующей проектной и иной уже разработанной документации при этом на обоих участках месторождения, порядок развития очистной выемки при подэтажном обрушении с торцевым выпуском может предусматривать первоочередную отработку зон с высоким содержанием полезного компонента, при этом снижение содержания полезного компонента, а следовательно, и ценности руды, компенсируется уменьшением объема подготовительно-нарезных работ за счет увеличения высоты подэтажа и расстояния между буро-доставочными выработками.

3. На основании результаты исследований и расчетов установлено, что изменение конструкции системы подэтажного обрушения параметры которой приняты для зон с максимальным содержанием полезного компонента должно осуществляться с учетом распределения полезного компонента при этом их увеличение определяется по коэффициенту, величина которого устанавливается по соотношению максимального содержания при котором определялись параметры системы и текущего, на отрабатываемом участке по формуле:  $K_{\phi} = (0,7 \div 0,9) \frac{A_{\max}}{A_{0y}}$ , где  $A_{\max}$  – максимальное содержание полезного компонента в кг (гр.) или процентах на тонну руды;  $A_{0y}$  – текущее содержание полезного компонента на отрабатываемом участке в кг (гр.) или процентах на тонну руды.

4. Основным элементом системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском является фигура выпуска, которая своей формой приближается к эллипсоиду. Его параметры высота  $h_t$ , ширина  $W_t$  и толщина  $d_t$ , которая, по прогнозам составит менее половины значения  $W_t$ . С этим в целом трудно не согласиться, однако не ясно, какие же параметры системы были установлены в результате приведенных в тексте расчетных формул. Надо стремиться к тому, чтобы ширина фигуры выпуска соответствовало расстоянию между буро-доставочными выработками. Поскольку расстояние между ними уменьшить нельзя по геомеханическим условиям, равнозначного положительного эффекта по потерям и разубоживанию можно достигнуть за счет увеличения высоты подэтажа при среднем размере куска до  $275 \div 325$  мм.

5. Снижение содержания полезного компонента, а следовательно, и ценности руды, компенсируется уменьшением объема подготовительно-нарезных работ за счет увеличения высоты подэтажа и расстояния между буро-доставочными выработками. При рабочем проектировании необходимо обратить внимание на следующие вопросы:

- оптимизация параметров систем разработки, полагая, что как при подэтажном, так и при этажном обрушении, учитывая горнотехнические и природные условия региона, следует применять торцевой выпуск руды;

- оптимизация параметров БВР с таким расчетом, чтобы обеспечить равномерное дробление руды по всей высоте отбиваемого слоя с акцентом на увеличение в нем среднего размера куска;
- определение параметров фигуры выпуска с учетом гранулометрического состава рудной массы и высоты подэтажа с последующей корректировкой расстояния между смежными выработками на одном горизонте выпуска;
- оптимизация параметров породной подушки с учетом пространственного расположения зоны очистной выемки, что позволит существенно снизить объемы замагазинированной в ней руды и увеличить производительность забоя и избежать по большей мере смешиваемости рудной массы;
- оптимизация трассировки горных выработок и порядок развития работ с учетом распределения полезного компонента в рудном теле и расположения безрудных зон; в местах длительного стояния и в частях без разломов;
- определение режима и дозы выпуска в зависимости от конструктивных параметров системы разработки и технологии очистных работ.

6. Наиболее существенное влияние на развитие фигуры выпуска в ширину оказывает гранулометрический состав отбитой руды. Чем больше средний размер куска, тем больше при прочих равных условиях ширина фигуры выпуска. Поэтому расчеты параметров выпуска и системы целесообразно вести опираясь на средний размер куска отбитой руды, тем более что его легко определить и в производственных условиях.

7. В результате экономического анализа, предлагаемый вариант системы разработки с подэтажным обрушением имеет предпочтение, поскольку позволяет получить доход от 1 т освоения запасов месторождения более чем на 10% выше по сравнению с применяемым в настоящее время вариантом системы с подэтажным обрушением при торцевом выпуске рудной массы.

8. Как показала практика в данных горнотехнических условиях и специфики освоения природных ресурсов районах Крайнего Севера технологии с обрушением не имеют альтернативы. Однако среди систем этого класса присутствуют варианты с самообрушением, с принудительным подэтажным и этажным обрушением руд и вмещающих пород.

9. Подэтажное обрушение также имеет недостатки, присущие технологиям с принудительным обрушением руды, но их существенно легче устранять, изменяя параметры системы и технологию ведения очистной выемки с учетом конкретных горнотехнических условий, что дает ей предпочтение по сравнению с системами других классов.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Каплунов Р.П. Подземная разработка рудных месторождений в зарубежных странах. – М.: Недра, 1964.
2. М. И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский. Разработка рудных и нерудных месторождений – М.: Недра, 1983. – 233 с.
3. Именитов В. Р. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. М., «Недра», 1973, 464 с.
4. Агошков М. И., Будько А. В., Кривенков Н. А. Торцевой выпуск руды «Горный журнал», №2, 1964.
5. Жигалов М. Л., Галкин В. А., Кузмин Е. В. Стохастическое моделирование выпуска руды. /Сб: Научные труды МГИ/. - М.: МГИ, 1973.
6. Ерофеев И. Е., Никифоров И. М., Черкасов И. П., Фабричных С.М. Подземная разработка месторождений полиметаллических руд. - М.: Недра, 1989, С. 286.
7. Савич И. Н., Зенько Д. К. Влияние гранулометрического состава и его изменений на параметры выпуска руды. «Роль науки и образования для устойчивого развития на пороге третьего тысячелетия». - М.: Издательство МГГУ, 2000, Том1, С. 137–139.
8. Фрейдин, А. М. Подземная разработка рудных месторождений [текст] / А. М. Фрейдин, А. А. Неверов, С. А. Неверов // Учебное пособие, Часть I. ИГД СОРАН, НГУ, Новосибирск, 2012. – 208 с.
9. Голик, В.И. Совершенствование параметров выпуска руд при подэтажном обрушении с торцовым выпуском [Текст] / В.И. Голик, А. А. Белодедов, А.В. Логачев, Д. Н. Шурыгин // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2018. – № 1. – С. 150–159.



10. Агошков М.И., Будько А. В., Бурцев Л. И. Обобщение опыта и оценка перспектив широкого применения вариантов систем разработки с торцевым выпуском руды – Горный журнал. – 1978.-№3. С. 25–27.

11. Фрейдин, А. М. Подземная разработка рудных месторождений [текст] / А. М. Фрейдин, А. А. Неверов, С. А. Неверов // Учебное пособие, Часть II. ИГД СО РАН, НГУ, Новосибирск, 2012. – 268 с.

12. Именитов В. Р., Пепелев Р. Г. Определение прогнозных показателей извлечения руды при системах с массовым обрушением. МГИ, сб. Научные труды, 1973 г.

13. Пепелев Р. Г. Метод определения разубоживания руды по его составляющим от верхних и боковых обрушенных пород. МГИ, сб. Научные труды, 1982 г

14. Савич И. Н. Влияние распределения полезного компонента в кимберлитовой трубке на выбор параметров системы разработки//Горный информ.-аналит. бюл. - М.: МГГУ, 2004.- №4. – С. 221–224.

15. Савич И. Н. Порядок разработки кимберлитовых месторождений. // Выбор технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений // Приложение к Горному информ.-аналит. бюл Сб. статей. - М.: МГГУ, 2004. - №3. - С. 10–14.

16. Савич И. Н., Пепелев Р. Г., Гагиев Т. А., Павлов А. А. Обоснование нормативов потерь и разубоживания при выпуске руды под обрушенными породами. МГГУ, 2008 г.

17. Айнбиндер И. И. Основные направления развития геотехнологий подземной разработки рудных месторождений на больших глубинах [текст]/ И. И. Айнбиндер, Ю. П. Галченко, О. В. Овчаренко, П. Г. Пацкевич // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 65–70.

18. Куликов В. В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.

19. Jakubec J., Woodward R., Boggis B., Clark L., Lewis P. Underground Diamond Mining at Ekati and Diavik Diamond Mines // Proceedings of the 11th International Kimberlite Conference. – Gaborone, 2017. DOI: 10.29173/ikc4009

20. Robles-Stefoni L., Dimitrakopoulos R. Stochastic simulation of the Fox kimberlitic diamond pipe, Ekati mine, Northwest Territories, Canada // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2016. Vol. 116. No. 2. P. 189–200.

21. Xia-Ting Feng. Rock Mechanics and Engineering. – Leiden: CRC Press/Balkema, 2017. Vol. 5: Surface and Underground Projects. – 760 p.

22. Munro D. D. Incline caving as a massive mining method // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2013. Vol. 133. No. 7. P. 555–563.

23. Savich I.N., Gagiev T.A., Mustafin V.I., Romanov V.A., Sukhov D.I. Caving systems parameters in the development of ore deposits//В сборнике: Miner's week - 2015 reports of the XXIII International scientific symposium. - 2015. pp. 410-412.

24. Savich, I., Mustafin, V., Romanov, V., Sukhov, D. Development of Design and Technological Parameters of Ore Extraction for Underground Mining // (2018) E3S Web of Conferences, 41, статья № 01032, DOI: 10.1051/e3sconf/20184101032.

25. Jakubec J., Woodward R., Boggis B., Clark L., Lewis P. Underground Diamond Mining at Ekati and Diavik Diamond Mines // Proceedings of the 11th International Kimberlite Conference. – Gaborone, 2017. DOI: 10.29173/ikc4009

26. Robles-Stefoni L., Dimitrakopoulos R. Stochastic simulation of the Fox kimberlitic diamond pipe, Ekati mine, Northwest Territories, Canada // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2016. Vol. 116. No. 2. P. 189–200.

27. Xia-Ting Feng. Rock Mechanics and Engineering. – Leiden: CRC Press/Balkema, 2017. Vol. 5: Surface and Underground Projects. – 760 p.

28. Munro D. D. Incline caving as a massive mining method // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2013. Vol. 133. No. 7. P. 555–563.

29. Савич И. Н. Проблемы применения систем с обрушением при подземной разработке рудных месторождений // ГИАБ. 2014. Отдельный выпуск 1. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2014».
30. Каплунов Д.Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. - М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. -560 с.
31. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений: Учебник для ВУЗов. –М.: Изд-во Московского государственного горного университета, Издательство «Горная книга», 2008. -360 с.
32. Баранов А. О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. Недра, М., 1985.
33. Воронюк А.С. Рациональные схемы и параметры вскрытия рудных месторождений. «Наука» М. 1993.
34. Баранов А. О. Технология и комплексная механизация подземной добычи руд. Учебное пособие. Москва, МГИ, 1982. – 78 с
35. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. М.: Руда и металлы, 2003. 558 с.
36. Казикаев Д. М. Комбинированная разработка рудных месторождений. М.: Изд-во Горная книга, 2008. 361 с.
37. Каплунов Д. Р., Рубан А. Д., Рыльникова М. В. Комплексное освоение недр комбинированными геотехнологиями / Под ред. акад. РАН К. Н. Трубецкого. М.: ООО НИИИЦ «Недра-XXI», 2010. 304 с.
38. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. – Екатеринбург: ИПЦ УрФУ, 2021. 338с.
39. Савич И. Н. Обоснование параметров систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2021.- №9. С. 18–21.

40. С. В. Павленко, И. Н. Савич. Порядок и параметры очистной выемки с учетом качественных характеристик месторождений полезных ископаемых. ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2021; 12/20:3-11.

41. С. В. Павленко, В. И. Мустафин., Д. И. Сухов, А. О Савич. Организация выпуска руды при разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом. ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2021; 12/20:12-19.

42. С. В. Павленко, А. А. Котов. Система дистанционного управления погрузочно-доставочной машиной при подэтажном торцевом выпуске руды на подземном руднике «Удачный». ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2022; 7/6:3-10.

43. С. В. Павленко, И. Н. Савич, А. А. Котов. Управление выпуском руд под обрушенными породами. ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2022; 7/6:11-20.

44. Савич И. Н., Павленко С. В. Выбор системы подземной разработки и обоснование ее параметров при проектировании подземных рудников: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2025. — № 9 (специальный выпуск 12). — ## с. — М.: Издательство «Горная книга». ISSN 0236–1493.

45. King B., Marcos G., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition / European journal of operational research. 2017. Т. 257, № 1. P. 297–309.

46. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both / E. Ben-Awuah, O. Richter, T. Elkington, Y. Pour-rahimian // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26, № 6. P. 1065–1071.

47. Priyanka W. K. Combined Mining Approach to Generate Informative Patterns // International Journal of Emerging Trends & Technology in Computer Science. 2015. Vol. 4. P. 103-109.

48. Gelvez j.i.r., Aldana f.a.c., 2014, Mining method selection methodology

by multiple criteria decision analysis-case study in Colombian coal mining, *International Journal of the Analytic Hierarchy Process*, Vol. 3, No. 1, 1–11.

49. Воронюк А. С. Классификация способов и схем вскрытия рудных месторождений // Труды Дальневосточного государственного технического университета. 2005. № 139. С. 58–73.

50. Hartley, W K, 1981. Changes in Mining Methods in the Kimberly Mines of DeBeers Consolidated Mines, Ltd, RSA – Block Caving to Caving, in *Design and Operation of Caving and Sublevel Stoping Mines* (Ed: D R Stewart) pp 3-16 (SME, AIME: New York).

51. De Beers 1998 Annual Report / De Beers Consolidated Mines Ltd., De Beers Centenary AG. Cape Town - Lucerne, 1999.

52. Bird, D, 1987. Finsch Mine, *Mining Magazine*, 156(Feb):120-125.

53. *South African Mining, Coal, Gold and Base Minerals*. 1999. № 1.

54. Каплунов Р.П. Подземная разработка рудных месторождений в

55. *Astro Mining N.L.: Annual Report 1999*. Melbourne, 2000.

56. Rapaport Trade Wire. Weekly Market Comments. <http://www.diamonds.net>. 10.03.2000.

57. Матвиенко Н. Г. Проблемы газобезопасности алмазных рудников Якутии // Актуальные проблемы разработки кимберлитовых месторождений: Сб. докл. Международной научно-практической конференции «Мирный-2001» М.: «Руда и металлы». – 2001 г, - С. 169–174

58. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Обоснование параметров комбинированной геотехнологии // Проблемы безопасности и совершенствования горных работ. Пермь: ГИ УРОРАН, 1999. – С. 88–90

59. Каплунов Д. Р. Стратегия перехода от открытых горных работ на подземный способ освоения месторождений // Актуальные проблемы разработки кимберлитовых месторождений: Сб. докл. Международной научно-практической конференции «Мирный-2001» М.: «Руда и металлы». - 2001г, - С.139-146

60. Пучков Л. А., Казикаев Д.М., Кузьмин Е. В., Савич И. Н., Дюкарев В.П., Калитин В. Т., Зуев В. М. Принципы перехода на подземную разработку кимберлитового месторождения «Мир» // «Горная промышленность». - М. 2000. - №2. - С. 10–13.

61. Именитов В. Р. Системы разработки мощных рудных месторождений. Металлургиздат, 1955 г.

62. Рыльникова М. В., Калмыков В. Н. Технологические и геомеханические особенности комбинированной технологии // Актуальные проблемы разработки кимберлитовых месторождений: Сб. докл. Международной научно-практической конференции «Мирный-2001» М.: «Руда и металлы». - 2001г, - С.156-163

63. Малевич Н. А. Механизмы и комплексы оборудования для проходки вертикальных стволов. М., Недра, 1975

64. Казикаев Д.М. Особенности геомеханических процессов и управления ими при совместной разработке месторождений // Горный журнал. – 1986. - №8. – С.55-57

65. Савич И. Н. К вопросу о переходе на подземную разработку кимберлитовых месторождений. // Выбор технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений // Приложение к Горному информ.-аналит. бюл Сб. статей. - М.: МГГУ, 2004. - №3. - С. 7–10.

66. Каплунов Д.Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Концептуальная модель и принципы проектирования освоения рудных месторождений комбинированным способом // Горный информ.-аналит. Бюл. –М.: МГГУ - №3. С.56-61

67. Каплунов Р.П. Подземная разработка рудных месторождений в зарубежных странах. – М.: Недра, 1964.

68. Кузьмин Е. В. Особенности движения случайной частицы в граничных условиях. М.: В сб: Научные труды МГИ, 1973.

69. Филипенков А. И. Особенности выпуска руды в зажатой среде. Одностадийная выемка в мощных рудных месторождениях. - М., 1967.

70. Файбишенко Д. И. Лабораторные исследования торцевого выпуска руды. /Труды. ГИГХС/. - М.: Недра, вып 11.1968. С. 24–32.

71. Савич И. Н., Зенько Д. К. Влияние гранулометрического состава и его изменений на параметры выпуска руды. «Роль науки и образования для устойчивого развития на пороге третьего тысячелетия». - М.: Издательство МГГУ, 2000, Том1, С. 137–139.

72. Жигалов М. Л., Левин В. И., Галкин В. А. К вопросу о составлении планограммы торцевого выпуска руды. /Сб. научных трудов МГИ/. – М.: МГИ, 1970.

73. Иофин С.Л., Егорчкин А.А., Шкарпетин В.В. и др. Система поэтажного обрушения с применением самоходного оборудования на Салаирском руднике. – М., 1973.

74. Именитов В. Р., Жигалов М. Л., Пустовалов А. И., Плакса Н.В. Одностадийная выемка со скважинной отбойкой в зажиме. – М.: Наука, 1967.

75. Агошков М. И., Будько А. В., Кривенков Н. А. Испытание системы разработки с торцевым выпуском руды на руднике «Молибден» Тарныаузского комбината. - М., 1965.

76. Айрапетян Л. Г. и др. Современные тенденции совершенствования подземной добычи руд за рубежом. - М.: Цветметинформация, 1989.

77. Жигалов М. Л., Галкин В. А., Кузмин Е. В. Стохастическое моделирование выпуска руды. /Сб: Научные труды МГИ/. - М.: МГИ, 1973.

78. Иофин С. Л., Лисовский Г. Д. Разработка свинцово – цинковых месторождений в капиталистических и развивающихся странах. - М.: Недра, 1972. С. 180.

79. Исаков В. А. Изыскание, исследование и внедрение эффективных систем разработок Бакырчикского месторождения. - Алма-Ата, ИГД АН КазССР, 1984. С.107.

80. Крамсков Н. П. Опыт разработки кимберлитовых месторождений в ЮАР. -М: «Горный журнал», №12, 1994. С. 57–58

81. Верниковский К.Б. и др. Система поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и применением самоходных машин. «Горный журнал», №4, 1974, С. 30–32.

82. Савич И. Н. Порядок и варианты технологии подземной разработки руд с закладкой выработанного пространства // «Горная промышленность». - М. 1998. - №2. - С. 5–9.

83. Пучков Л. А., Ломоносов Г. Г., Абрамов В. Ф., Седлов М. Г., Савич И. Н., Крамсков Н. П. К анализу основных проектных решений перехода на подземный способ разработки кимберлитовых месторождений Якутии. Горный журнал, 1998, № 11–12, с. 44–48.

84. Тумаков В.А. Исследование торцевого выпуска руды при системе поэтажного обрушения в условиях залежи средней мощности Алтын-Топканского месторождения. Дисс. ... канд. техн. наук. - Фрунзе, 1970.

85. Фузган М. Д., Яковлев О. А. О выборе рационального режима выпуска при одностадийной разработке мощных рудных залежей. – М.: «Горный журнал», №10, 1972. С. 45–49.

86. Славиковский О.А. Разработка железорудных месторождений Урала системами с одностадийной выемкой. -М: «Черная металлургия» №7;14, 1983.

87. Терехов И. П. Исследование и выбор эффективных вариантов поэтажного обрушения при разработке мощных месторождений. Автореферат дисс. ... канд. техн. наук. - Кривой Рог, 1967.

88. Мозжегоров А. С. Исследование выпуска руды при системе этажного обрушения с отбойкой в зажатой среде. Автореферат дисс. ... канд. техн. наук. - М., 1969.

89. Дроздов В. С. Определение показателей извлечения руды и целесообразность увеличения высоты блоков для систем с массовым обрушением при мелкокусковатых налегающих породах. Дисс. ... канд. техн. наук. - М.: МГИ, 1972.

90. Вольфсон П. М. Поэтажное обрушение. – М.: Недра, 1968. -183 с.



91. Именитов В.р. Высокопроизводительные системы разработки крепких руд. – М.: Госгортехиздат, 1961. - 418 с.
92. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1972. – 324 с.
93. Дубынин И.Г. Выпуск руды при подземной разработке. – М.: Недра, 1965. -257 с
94. Именитов В. Р., Ковалев И. А., Уралов В.С. Обрушение и выпуск руды. – М.: МГИ, 1961. – 151 с
95. Куликов В. В. Изыскание оптимальных условий выпуска руды при системах с массовым обрушением. – Автореф.дис. ...канд. техн. наук. – Москва, 1951. -31 с.
96. Куликов В. В. Прогнозирование показателей извлечения руды с изменением глубины и параметров системы разработки. – М.: ИФЗ АН СССР, 1970. – 52 с.
97. Агошков М.И. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных.
98. Савич И. Н., Зенько Д. К. Обоснование параметров системы разработки с поэтажным обрушением при торцевом выпуске руды. М.: ГИАБ №4, 2004. – С.219-221
99. Савич И. Н. Вскрытие и подготовка кимберлитовых месторождений. // Выбор технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений: Приложение к ГИАБ. Сб. статей Горного информ.-аналит. бюллетеня. - №3, 2004. — М.: МГГУ - С. 14–18
100. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. – М.: Руда и металлы, 2003 г.
101. Савич И. Н. Комбинированная разработка кимберлитовых месторождений // «Горная промышленность». - М. 2004. - №1.- С. 42–43.
102. Луцишин С. В., Рассудов А. В., Дерешеватый О. Е., Файнблит М. А. Технологические схемы ведения горных работ на кимберлитовых карьерах. М.: Горный журнал, 1994, № 12. – С. 14–18.

103. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Самообрушение руды при подземной добыче: - М.: МГГУ, 2006. – 283с.

## ПРИЛОЖЕНИЕ - АКТ ВНЕДРЕНИЯ.

УТВЕРЖДАЮ:  
Директор института  
«Якутнiproalmaz»  
АК «АЛРОСА» (ПАО)  
Е. Н. Герасимов

### АКТ

внедрения результатов исследований диссертационной работы  
Павленко Сергея Витальевича «Оптимизация режима, параметров и порядка выпуска руды  
с использованием динамического численного программирования при применении систем с  
обрушением»

Наименование структурного подразделения АК АЛРОСА, на котором внедрены результаты:  
институт «Якутнiproalmaz»

#### Краткое описание и преимущество от внедрения результатов при производстве продукции:

По результатам диссертационных исследований и проведённого численного программирования в программном комплексе PCSLC (Geovia Gems) в феврале 2025 года выданы рекомендации по изменению параметров извлечения и очередности выпуска отбитой горной массы и предохранительной подушки на эксплуатируемом подземном руднике «Удачный».

В ходе выполнения исследований установлено, что для обеспечения требуемой мощности предохранительной подушки и приведения её мощности в проектные показатели 50 метров на отм. -490м. Западном и Восточном рудных телах суммарно потребуется:

- в интервале отметок -365/-465м. произвести дополнительный выпуск рудной массы, оставленной в предохранительной подушке в объёме 12 878,7 тыс.т., кроме того, к выпуску подлежат пустые породы в объёме 2 942,5 тыс.т.;

- в интервале отметок -465/-490м. произвести дополнительный выпуск рудной массы, оставленной в предохранительной подушке в объёме 1 206,8 тыс.т., кроме того, к выпуску подлежат пустые породы в объёме 674,2 тыс.т.;

Полученные результаты программирования позволили спрогнозировать качественные показатели процесса выпуска горной массы с сохранением требуемой мощности предохранительной подушки, в частности до отметки -490м. количество добываемой руды увеличится на 13 904,4 тыс. т., или 14 352,5 тыс. карат.

Таким образом, использованное программное обеспечение позволяет промоделировать движение горной массы в процессе выпуска руды под обрушенными породами при отработке месторождения трубки Удачная подземным способом системой поэтажного обрушения с торцевым выпуском.

Преимущества внедрённых результатов – возможность проведения заблаговременной оценки возможных потерь и временно не активных запасов на стадии предпроектных работ и проектирования.

Результаты численного программирования, полученные в ходе исследований при выполнении диссертационной работы Павленко Сергея Витальевича «Оптимизация режима, параметров и порядка выпуска руды с использованием динамического численного программирования при применении систем с обрушением» представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 2.8.7 – «Теоретические основы проектирования горнотехнических систем» внедрены в технико-экономическую модель и проектную документацию по отработке запасов подземного рудника «Удачный».

Заместитель директора по научной работе

Заведующий лабораторией подземных  
горных работ

Н. Е. Кулинич  
М. В. Тишков