

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

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

Автореферат диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
Доктор технических наук, профессор
Савич Игорь Николаевич

Москва - 2025

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

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.

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 разделяют на восемь сортов и выдают их на поверхность раздельно.

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 $K_f = (0,7 \div 0,9) A_{\max}/A_{\text{оу}}$, где $A_{\max}$ – максимальное содержание полезного компонента в кг (гр.) или процентах на тонну руды; $A_{\text{оу}}$ – 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 обработки 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 обработки 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 новые 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, отрабатывающих 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 2022–2025 г. 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, приложения – акта внедрения, содержит 27 таблиц, 55 рисунков, список использованных источников из 103 наименований.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

Вопросам разработки месторождений полезных ископаемых системами с принудительным обрушением руд и вмещающих пород, посвятили свои труды ведущие научные и учебные организации: ИПКОН РАН, Горные институты Уральского, Сибирского и Кольского отделений РАН, (МГИ, МГГУ), в настоящее время Горный институт НИТУ «МИСиС» и другие учреждения в области горного дела. В качестве основополагающих следует отметить работы 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, Г. М. Малахова, З. А. Терпогосова, Д. Х. Лобшира, З. Т. Бенявского. Существенный вклад в развитие этого направления подземной разработки рудных месторождений внесли А. О. Баранов, В. А. Дроздов, П. А. Кузнецов. В настоящее время в этой области опубликованы работы Е. В. Кузьмина, С. А. Неверова, И. Н. Савича, Р. Г. Пепелева и др.

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.

Принимаемые к реализации решения включают различные варианты подэтажного и этажного обрушения, включающие 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. 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, которая позволяет существенно снизить объем подготовительно-нарезных работ и себестоимость добычи.

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, поскольку просты в конструктивном исполнении, имеют минимальный объем подготовительно-нарезных работ, высокий уровень безопасности и эффективности производства очистной выемки руды.

Поставленная цель исследований предполагает рекомендацию к внедрению решений, учитывающих, что содержание полезного компонента (кристаллы алмазов) исчисляется десятками долями грамма, а это требует особого отношения как к дроблению руды при ее отделении от массива, так при выпуске и доставке рудной массы.

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 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 ставиться определение параметров фигуры выпуска с

характеризующими ее показателями извлечения, а затем на базе этого определение их конструктивных параметров для конкретного участка месторождения с учетом характера распределения полезного компонента.

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

Расчеты проводили исходя из того, 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 общего разубоживания руды в дозе выпуска **Рд** и его составляющих от верхних (**Рдв**) и торцевых (**Рдт**) пород при достижении общего предельного разубоживания руды в дозе выпуска (**Рд.пред**) могут определяться тремя методами. Одновременно определяется соответствующее значение **Вэ.пред**.

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

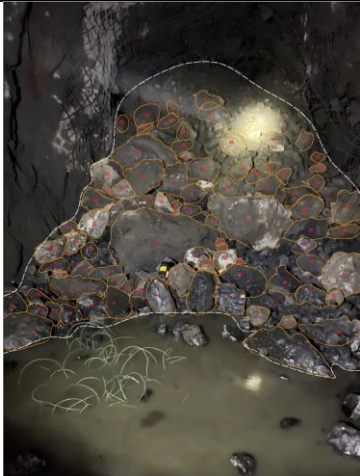
Маршрут включал пункты выпуска, расположенные в ВРТ и ЗРТ на различных горизонтах табл. 1.

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.

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.

Таблица 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.			ВРТ, гор. - 365 м, Панель 7, ТШ № 7, Веер 9

На основании полученных данных построена обобщающая гистограмма распределения фракций в отбитой руде по всем фотоматериалам (рис. 1.)

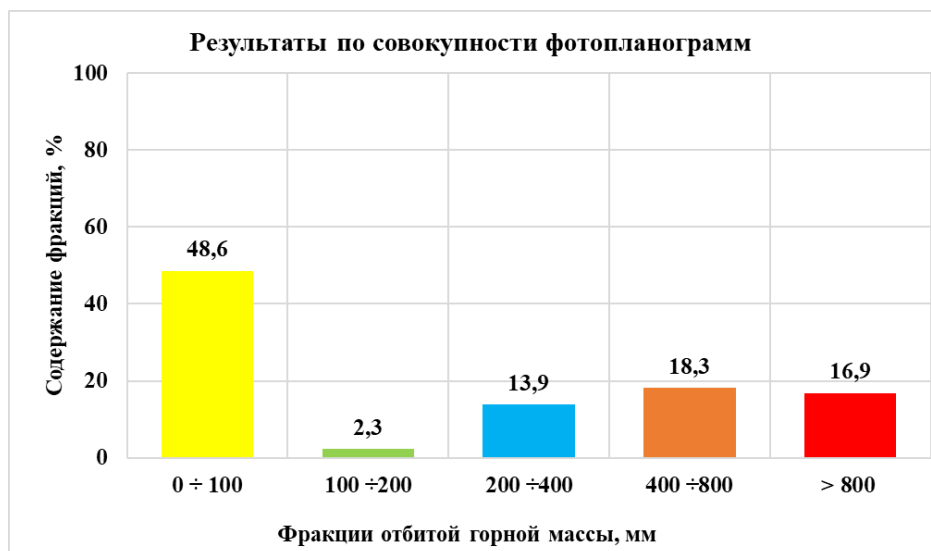


Рисунок 1 – Сводная гистограмма распределения фракций в гранулометрическом составе рудной массы

На рисунке 2 представлено обобщение расчетных значений средневзвешенного куска и сравнительная оценка с исследованиями, установленными ранее, институтами «Урал Гипроруда» и МГИ [7] на предыдущих этапах изысканий в 2017–18 гг.

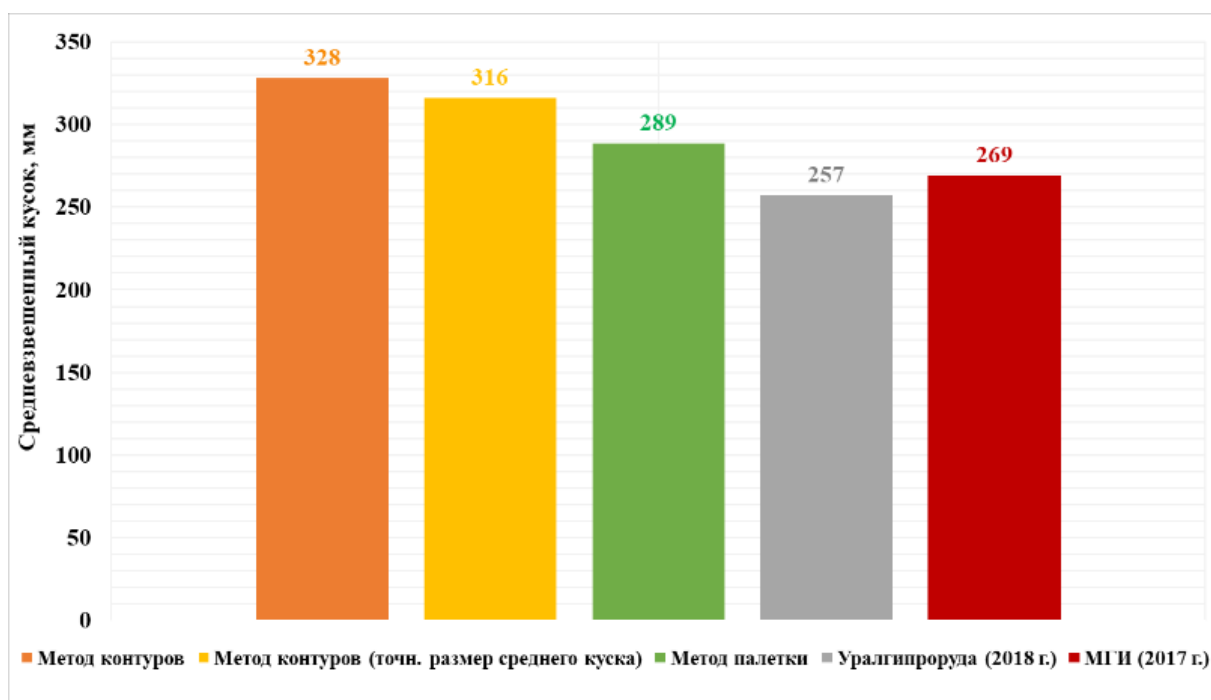


Рисунок 2 – Размер средневзвешенного куска рудной массы по данным исследований с 2017-2024г.

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 куска отбитой руды, который при существующих параметрах БВР составляет – 297 мм.

При дальнейшем анализе установлено, что грансостав рудной массы, получаемый в результате отбойки на руднике, является неоднородным, а поэтому необходимо корректировать параметры БВР.

Оценка эффективности перспективного к реализации варианта поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды использовали имитационное моделирование (масштабные физические (1/100) и компьютерные модели) в совокупности с установленными ранее аналитическими зависимостями при учете среднего размера куска рудной массы.

Высота подэтажа варьируется, повторяя тем самым положение горизонтов в натуре: отм. - 445/- 425–20 см; отм. - 425/- 398–33 см; отм. - 398/- 365–27 см; отм. -365/-345–20 см; 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 (рис. 3).

Результаты физического моделирования торцевого выпуска руды из БДВ № 1 и БДВ № 2 поэтажного горизонта -345 м представлены в таблицах 2, 3. В дальнейшем при продолжении были получены показатели извлечения на других подэтажах.

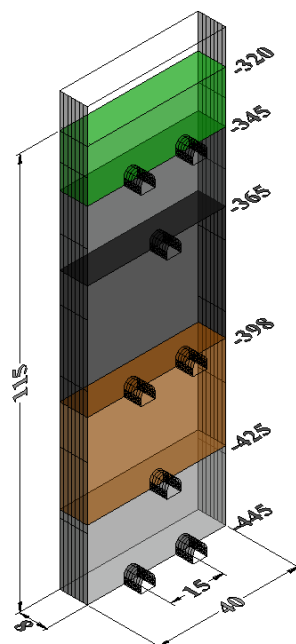


Рисунок 3 - Конструкция лабораторного стенда для физического моделирования подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды

Таблица 2 – 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
Итого:	712	1373,1	8	14	720	1387,5



Таблица 3 – Показатели выпуска руды из БДВ № 2, подэтажного горизонта -345 м

Подэтаж -345 м: БДВ № 2						
Доза №	Руда		Порода		Всего	
	м³	т	м³	т	м³	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
Итого:	692	1334,6	25	45	717	1379,6



Итоговые показатели по объемам выпущенной чистой руды и потерям в каждом отдельном слое сведены в таблицу 4.

Таблица 4 – Итоговые результаты моделирования подэтажного торцевого выпуска руды

Σ -345 м		Σ -365 м		Σ -398 м		Σ -425 м		Σ -445 м	
м³	т	м³	т	м³	т	м³	т	м³	т
Запасы слоя		Запасы слоя		Запасы слоя		Запасы слоя		Запасы слоя	
4800	9257	6400	12343	10560	20366	8640	16663	6400	12343
Выпущено		Выпущено		Выпущено		Выпущено		Выпущено	
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
1404,0	2707,7	715,0	1378,9	1419,0	2736,6	715,0	1378,9	1435,0	2767,5
Потери в слое		818,0	1577,6	1625,0	3133,9	817,0	1575,6	1646,0	3174,4
70,8%		918,0	1770,4	1826,0	3521,6	921,0	1776,2	1846,0	3560,1
Выход чистой руды		1021,0	1969,1	2027,0	3909,2	1021,0	1969,1	2054,0	3961,3
3,8%		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
		1730,0	3336,4	3451,0	6655,5	1735,0	3346,1	3496,0	6742,3
		Потери в слое		3662,0	7062,4	1839,0	3546,6	3698,0	7131,9
		73,0%		3874,0	7471,3	1941,0	3743,4	3898,9	7519,3
		Выход чистой руды		4079,0	7866,6	2046,0	3945,9	4105,7	7918,1
		4,7%		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	10561,4
				5703,0	10998,6	2856,0	5508,0	5520,2	10862,0
				5905,0	11388,2	2961,0	5710,5	Потери в слое	
				6110,0	11783,6	3064,0	5909,1	13,7%	
				6312,0	12173,1	3184,0	6140,6	Выход чистой руды	
				6527,0	12587,8	3284,0	6333,4	15,0%	
				6755,0	13027,5	3385,8	6529,8		
				6859,0	13748,6	3487,7	6726,3		
				Потери в слое		3587,7	6919,1		
				35,0%		3691,6	7119,5		
				Выход чистой руды		3795,4	7319,7		
				18,6%		Потери в слое			
						56,1%			
						Выход чистой руды			
						10,3%			

Как известно 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.

Расчеты показывают, что, например, при высоте отбиваемого слоя 50м, 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 показаны на рис. 4. При этом уровень потерь составлял $4,6 \div 42,5\%$, а разубоживание $18 \div 50,6\%$.

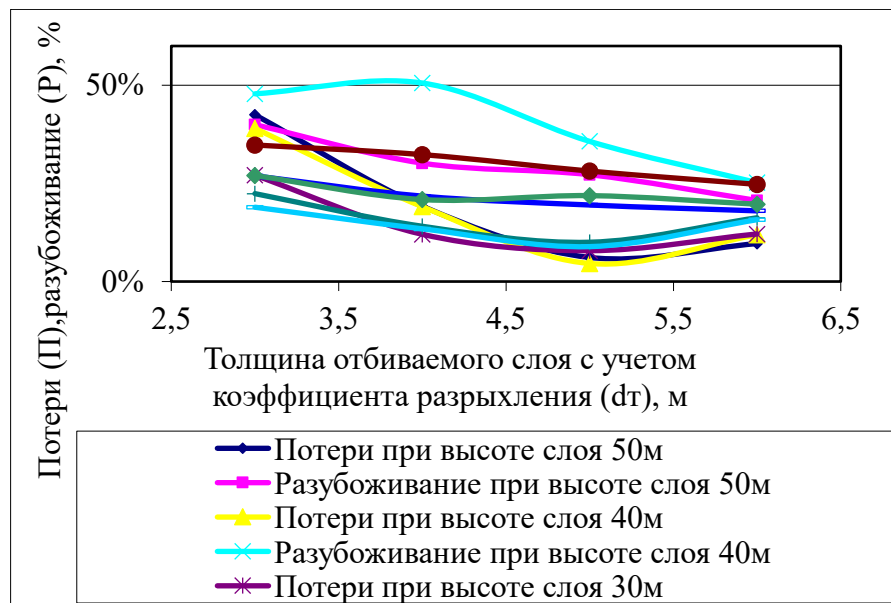


Рисунок 4 – График зависимости показателей извлечения от толщины отбиваемых слоев

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 $37 \div 38\%$, а со средним $0,6 \div 2,4\%$, при разубоживании $20,6 \div 36,4\%$.

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 $15,5 \div 16,0\%$, а разубоживание $18,5 \div 23,5\%$. Был сделан вывод о необходимости увеличения высоты подэтажа.

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

Как известно движение кусков руды ограничено зоной над пунктом выпуска, за контуром которой они остаются неподвижными при любых объемах выпуска. В данном случае средний размер куска в натурных условиях около 0,3м.

В процессе физического и компьютерного моделирования, с учетом данных действующего рудника установлено, что оптимальный размер куска, как и было показано при аналитических расчетах находится в диапазоне $300 \div 350$ мм (табл. 5).

Таблица 5 – 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

Не вызывало сомнений, что и лучшие показатели извлечения могут быть достигнуты при минимально допустимом по горнотехническим условиям разработки расстоянии между смежными выпускными выработками.

Расчеты показывают, что коэффициент изменения показателей извлечения в зависимости от изменения расстояния между смежными выработками на одном горизонте выпуска при среднем размере куска 250–350 мм составляет $1,13 \div 1,14$.

Как известно, 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, когда присутствуют два контакта – верхний и торцевой.

Для определения дозы выпуска была проведена серия экспериментов результаты, которых представлены в табл. 6.

Таблица 6 – Влияние объема выпуска с одной позиции на общие показатели извлечения

№ моде ли	доза, кг	Запасы руды, кг	Вес рудной массы, кг	Вес руды, кг	Вес породы, кг	Вес чистой руды, кг	Потери, %	Разубо- живание, %
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

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

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 $15,5 \div 15,6$ %.

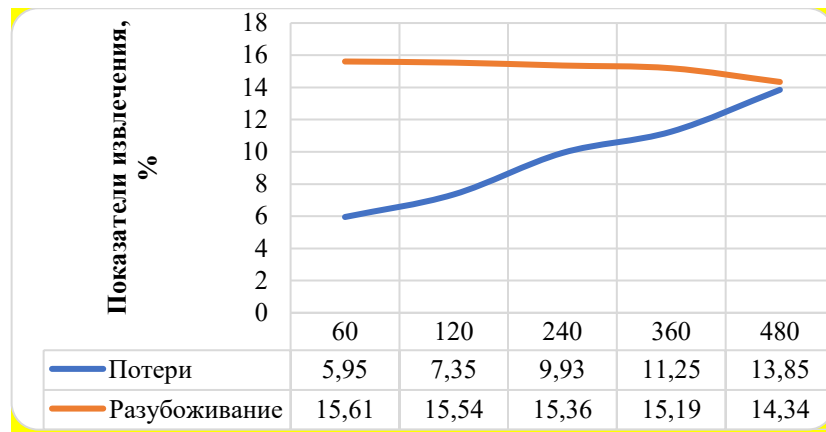


Рисунок 5 – Показатели извлечения при изменении разности между объемами выпуска из смежных воронок

Таким образом, для обеспечения потерь и разубоживания на уровне, соответственно, $6 \div 7$ и $15 \div 16\%$ разница в объемах выпуска руды из смежных выработок может быть не более 140 т.

В дальнейшем при моделировании конструктивные параметры составляли: высота подэтажа - 45 м; ширину секции приняли 15 м, сечение буро-доставочной выработки $\sim 20,3 \text{ м}^2$; средневзвешенный размер куска руды – 0,27 м; предельный уровень разубоживания - 15 %. Моделирование проводили с наличием верхнего и торцевого разубоживания, толщину слоя изменяли в диапазоне $3 \div 9$ м с шагом в 1 м. На основании результатов моделирования, был построен график зависимости уровня потерь руды (Π , %) 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. 6,7).

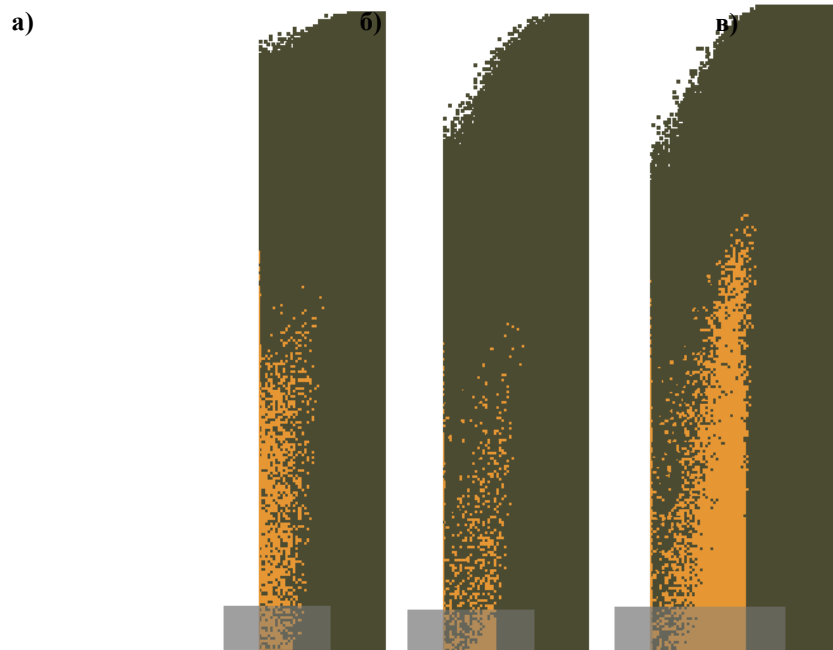


Рисунок 6 – Компьютерная модель по определению оптимальной толщины обрушаемого слоя: а) - толщина слоя $d_T = 3$ м; б) - толщина слоя $d_T = 5$ м; в) - толщина слоя $d_T = 9$ м

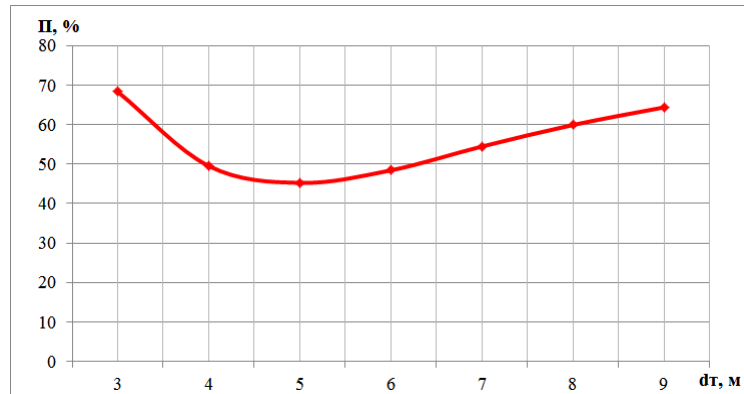


Рисунок 7 - График зависимости уровня потерь руды (П, %) от толщины обрушаемого слоя (d_t , м)

Следует отметить, что управление 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. 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

В дальнейшем устанавливали зависимости изменения высоты фигур выпуска на стадиях образования прогиба и касания соседних «эллипсоидов» при регулировании расстояния между пунктами выпуска и определяли критическую высоту фигур выпуска и высоту их касания при различных сыпучих свойствах отбитой руды, изменяемых посредством управления гранулометрическим составом в процессе компьютерного моделирования (рис.). Расстояние между пунктами выпуска в ряду составляло 15 м, их количество не изменялось.

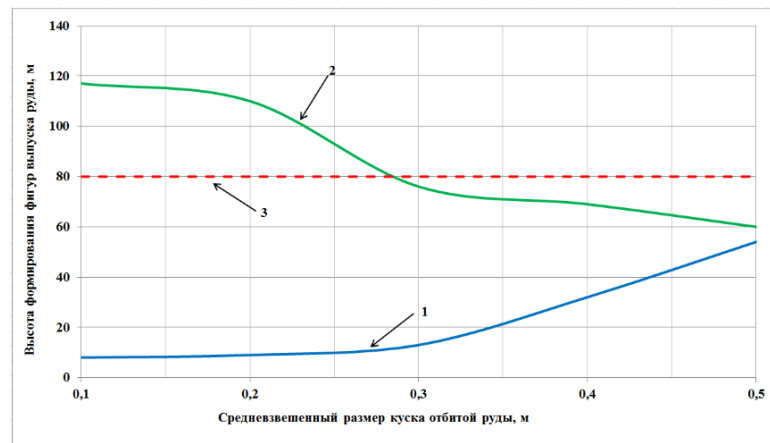


Рисунок 8 – Графики зависимости критической высоты и высоты касания фигур выпуска от гранулометрического состава отбитой руды: 1 – критическая высота фигуры

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, производственных экспериментов и технико-экономических расчетов 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.

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.

При расчете параметров системы с подэтажным обрушением основные влияющие факторы – форма фигуры выпуска и соответствующие ей показатели извлечения руды, а также морфология рудных тел, техногенные изменения вызванные комбинированной разработкой месторождения, содержание полезных компонентов, устойчивость руд и вмещающих пород, особенно в зоне их контакта по контуру залежи.

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%. На качественные характеристики рудной массы весьма существенное влияние оказывают также режим и доза выпуска.

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.

Кимберлиты 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.

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, а также существенного опережающего развития в одной из зон этажа по вертикали, особенно если содержание полезного компонента в ней ниже, чем в соседних. Организационные и технологические решения должны быть строго взаимоувязаны.

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.

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.

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.

Например, если 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.

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).

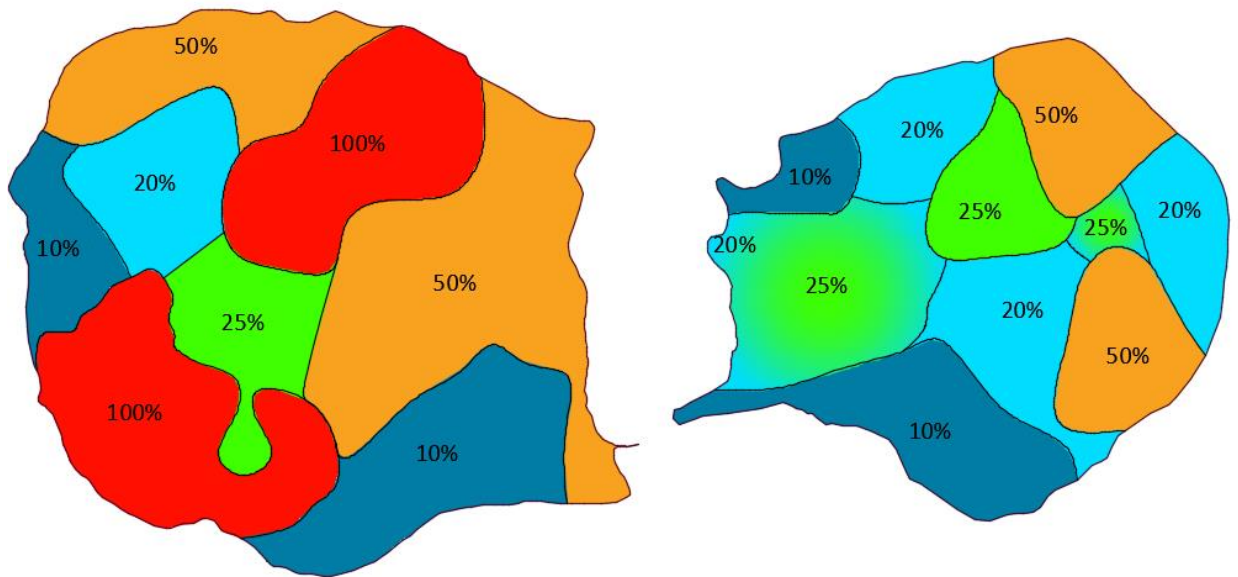


Рисунок 9 – Распределение алмазов в рудных телах трубки – здесь и далее по цветам: красный – 100%; коричневый – 50%; зеленый – 25%; голубой – 20%; синий – 10%.

Поясним обозначения. Максимальное содержание полезного компонента 100%.

Поскольку ценность руды величина переменная и один сорт от другого может отличаться на два порядка иметь одинаковые затраты на добычу 1 тонны руды нерационально. Графики, представленные на рис.103 показывают на сколько эффективнее выемка по сортам, по сравнению с одинаковой подготовкой всего рудного поля. В этом случае возможно регулировать объемы нарезки с учетом от содержания руды.

Таким образом могут быть снижены объемы подготовительно-нарезных работ тонн запасов, что позволяет сформулировать второе научное положение – 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 $K_f = (0,7 \div 0,9) A_{\max} / A_{\text{оу}}$, где $A_{\max}$ – максимальное содержание полезного компонента в кг (гр.) или процентах на тонну руды; $A_{\text{оу}}$ – 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.

В целом результаты исследований и расчетов позволили сформулировать третье и четвертое научные положения.

На основании третьего можно устанавливать изменения в конструкции системы параметры которой приняты для зон с максимальным содержанием полезного компонента – 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.

На основании четвертого регулировать объемы подготовительно-нарезных работ с учетом содержания полезного компонента – 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.

Как следует из представленного выше материала высота подэтажа на первом этапе разработки, а именно при эксплуатации припортовых запасов восточного участка, принимается переменной с изменением в диапазоне 30–60 м. Такая высота в данных условиях позволяет оптимизировать параметры извлечения при торцевом выпуске рудной массы.

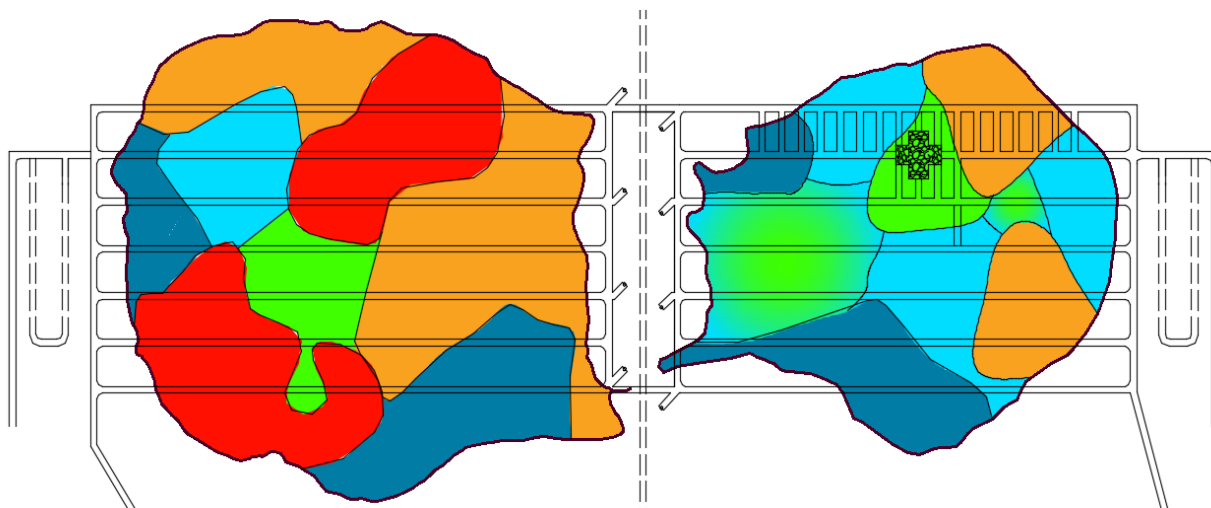


Рисунок 4.4 – Подготовка к очистной выемке: 1 - конвейерный квершлаг; 2 - вентиляционные квершлаг; 3 - спиральные съезды; 4 - полевые орты; 5 – вентиляционные восстающие; 6 - доставочные штреки; 7 - разрезные штреки; 8 - буро-доставочные орты; 9 – рудоспуски; 10 – вентиляционные восстающие в карьер

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.

Предлагаемый вариант системы с поэтажным 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 поэтажей по высоте с увеличением расстояния между смежными буро-доставочными выработками. Не исключена стадийная отработка запасов с консервацией части рудной массы верхних поэтажей и последующим их выпуском на следующих горизонтах.

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.

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 поэтажа следует устанавливать для участка рудничного поля с максимальным содержанием полезного компонента от которого целесообразно начинать развитие очистной выемки руды.

2. Переход к поэтажному 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 поэтажном 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 поэтажа и расстояния между буро-доставочными выработками.

3. На основании результаты исследований и расчетов установлено, что изменение конструкции системы поэтажного 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 обрабатываемом участке по формуле: $K_f = (0,7 \div 0,9) \frac{A_{\max}}{A_{oy}}$, 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.

4. Основным элементом системы поэтажного обрушения с торцевым 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.