

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

На правах рукописи

СУХОВ ДМИТРИЙ ИГОРЕВИЧ

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЕЗЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО
ВЫПУСКА РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ ТЕЛ СО СЛОЖНОЙ
МОРФОЛОГИЕЙ

Специальность 2.8.7 – «Теоретические основы
проектирования горнотехнических систем»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
профессор, доктор технических наук
Савич Игорь Николаевич

Москва – 2025 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	8
1.1 Морфология залежей рудных месторождений	8
1.2 Анализ месторождений со сложным геологическим строением рудных тел	10
1.3 Мировой опыт применения систем разработки с этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород	17
1.3.1 Анализ опыта применения систем разработки с этажным обрушением на отечественных рудниках.....	20
1.3.2 Зарубежный опыт использования систем разработки этажного обрушения.....	24
1.3.3 Принцип определения параметров безэтажного торцевого выпуска на примере шахты «Южная» Горноблагодатского рудоуправления.....	27
1.4 Модели и методы исследования процесса выпуска руды, применяемые за рубежом	32
1.5 Выводы. Задачи исследований	40
2 МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДЫ.....	43
2.1 Методика проведения научных исследований	43
2.2 Лабораторные исследования на физической модели	48
2.3 Компьютерное моделирование, основанное на стохастическом методе	59
2.4 Выводы по главе.....	66
3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТБИВАЕМОГО СЛОЯ.....	67
3.1 Общие показатели извлечения при физическом моделировании	67

3.2 Результаты компьютерного моделирования выпуска руды из слоев с переменными параметрами	69
3.3 Параметры изолированной фигуры выпуска при торцевом выпуске	73
3.4 Обоснование оптимальной толщины отбиваемого слоя при изменчивой мощности рудного тела	78
3.5 Выводы по главе.....	80
4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И КОНСТРУКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ СО СЛОЖНОЙ МОРФОЛОГИЕЙ	82
4.1 Влияние поверхности контакта руды с вмещающими породами на полноту извлечения.....	82
4.2 Конструкция системы разработки и порядок отработки	89
4.2.1 Вариант системы разработки с послойной отбойкой и торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность	89
4.2.2 Вариант системы разработки с обрушением и безэтажным торцевым выпуском руды с опережающей отбойкой	94
4.2.3 Количественные характеристики вариантов систем разработки и сравнение их технико-экономических показателей для выемочной единицы.....	97
4.3 Выводы по главе.....	105
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	106
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	108

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В условиях рыночной экономики недропользователи нацелены на снижение издержек производства путем сокращения себестоимости получения товарного продукта (энергоносителей, металлов, горно-химического, строительного и нерудного сырья). Как известно, существенной статьёй затрат при эксплуатации месторождений являются расходы, связанные непосредственно с добычей полезного ископаемого. В связи с этим, научные исследования автора направлены в сторону обоснования конструктивных и технологических решений, обеспечивающих повышение эффективности производства. Наиболее перспективными с этой точки зрения, являются системы разработки с принудительным обрушением и торцевым выпуском руды.

Применение этих систем связано со сложностями при управлении процессами отбойки и выпуска руды. Наиболее остро это проявляется при разработке наклонных рудных залежей со сложной морфологией. Наличие пережимов, раздувов, непостоянство угла падения на различных участках рудного тела обуславливает возникновение целого ряда вопросов, наиболее существенными из которых являются прогнозирование показателей извлечения инженерными расчетами и управление качеством добываемого сырья.

Оперируя только общепринятыми аналитическими зависимостями, не всегда удастся корректно определиться с параметрами систем подземной разработки, особенно при системах с обрушением руды и вмещающих пород. Для получения более представительных данных по кинематическим и динамическим процессам, происходящим во время выпуска руды, в большинстве случаев необходимо прибегать к экспериментальным исследованиям на физических и компьютерных моделях.

При обосновании параметров систем подземной разработки требуется детальное изучение горно-геологических условий месторождения, физико-

механических свойств массива, характера распределения полезного компонента в рудном теле. В процессе исследований необходимо установить влияние изменения морфологических характеристик рудных тел на показатели извлечения при торцевом выпуске руды, адаптировать нерегулярный, так называемый «безэтажный» выпуск, включающий всю вертикальную мощность рудного тела, к месторождениям со сложной морфологией.

В связи с этим, обоснование параметров торцевого выпуска, обеспечивающих повышение эффективности добычи полезных ископаемых при подземной разработке наклонных рудных тел с переменной мощностью, является актуальной научной задачей.

Цель работы состоит в обосновании параметров безэтажного торцевого выпуска руды, отбитой в зажатой среде, на месторождениях со сложной морфологией рудных залежей.

Основная идея работы заключается в том, что максимальная полнота извлечения балансовых запасов при разработке рудных тел со сложной морфологией, достигается путем безэтажного торцевого выпуска руды из выработок, расположенных по простиранию рудных тел, посредством оптимизации параметров отбиваемых слоев с учетом изменения вертикальной мощности рудного тела.

Объект исследований - подземные рудники, которыми ведется разработка месторождений или их участков со сложной морфологией мощных рудных тел системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Предметом исследований являются горнотехнические системы с принудительным обрушением и торцевым выпуском руды при изменяющейся конфигурации рудо-породного контакта по висячему боку.

Методы исследований. В работе применялся комплексный метод исследований, включающий в себя аналитические и опытно-экспериментальные исследования на физических и компьютерных моделях.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Для минимизации уровня потерь и разубоживания в процессе выпуска выпускаемого слоя рудной массы, его толщина (d_T) должна находиться в диапазоне $0,08 \div 0,12$ от его высоты (H), т. е. $d_T = 0,08 \div 0,12H$.

2. В процессе выпуска слоя руды толщиной $0,09 \div 0,12H$ на всю вертикальную мощность (при $M_v \geq 40$ м), уровень разубоживания в дозе гарантировано не превысит 40 % на протяжении выпуска не менее 60 ÷ 70 % от общего объема извлеченной рудной массы, а общее разубоживание составит не более 25 %.

3. При безэтажном торцевом выпуске (на всю вертикальную мощность рудного тела) с заданным уровнем разубоживания, с прибавлением мощности на каждые 10 м, интенсивность нарастания потерь снижается до 2 % на каждый метр увеличения толщины отбиваемого слоя.

Научная новизна работы заключается в следующем:

- установлена зависимость изменения уровня потерь руды от толщины отбиваемого слоя при изменяющейся мощности рудных тел со сложной морфологией;
- определена степень влияния конфигурации поверхности контакта руда – порода на показатели извлечения руды при изменяющихся углах падения рудных залежей;
- обоснован способ и порядок отработки рудных тел со сложной морфологией при изменяющейся вертикальной мощности.

Научное значение работы заключается в установлении зависимостей, определяющих влияние параметров торцевого выпуска рудной массы на количественные и качественные показатели извлечения полезного ископаемого при разработке рудных месторождений со сложной морфологией.

Практическая значимость исследований заключается в том, что полученные результаты и рекомендации позволят совершенствовать системы разработки с принудительным обрушением руды и вмещающих пород при

торцевом выпуске руды на всю вертикальную мощность рудного тела, обеспечив повышение эффективности отработки залежей со сложной морфологией рудных тел.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются: надежностью и представительностью исходных данных; достаточной степенью сходимости (линейный коэффициент корреляции составляет 0,997) результатов физического, компьютерного моделирования и аналитических расчетов по апробированным методикам.

Реализация выводов и рекомендаций. Разработанные технологические решения рекомендованы для использования на руднике «Северный» АО «Кольская ГМК» при составлении рабочих проектов на отработку отдельных участков Ждановского месторождения, а также в процессе подготовки специалистов по соответствующим направлениям.

Апробация работы. Основное содержание работы и ее отдельные положения докладывались и получили одобрение на Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, 2012-2017 гг.), на научных семинарах кафедры «ГеоТех» Горного института НИТУ «МИСиС» (2012-2016 гг.), на семинарах Международной научной школы молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» ИПКОН РАН (2012-2016 гг.).

Публикации. По результатам выполненной работы автором опубликовано 20 статей, в том числе 10 в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России.

Структура работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, содержит 27 рисунков, 16 таблиц, список литературы из 98 наименований.

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

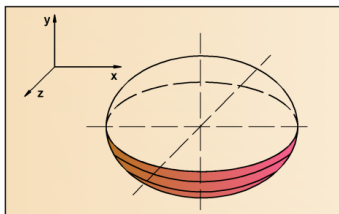
1.1 Морфология залежей рудных месторождений

Морфология месторождений твердых полезных ископаемых характеризуется множеством условий залегания рудных тел. К ним относятся:

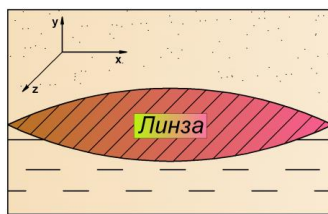
- форма залежей;
- характер контактов с вмещающими породами;
- характер выклинивания;
- мощность месторождения и ее изменчивость;
- равномерность распределения полезного компонента;
- соотношение с вмещающими породами по времени образования;
- соотношение с элементами структур и условиями залегания вмещающих пород;
- глубина залегания и распространения;
- степень и характер тектонических нарушений. [15]

Выделяют три основных морфологических типа месторождений полезных ископаемых по форме рудных залежей: изометрические, плитообразные (плоские) и трубообразные.

а)



б)



в)

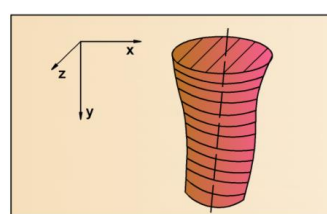


Рисунок 1.1 – Морфологические типы месторождений: а – изометрические тела;

б – плитообразные; в – трубообразные тела

Помимо характерных типов форм тел месторождений полезных ископаемых, распространены залежи со сложной морфологией. Они представляют собой комбинацию различных морфологических типов.

Наиболее распространенные формы тел полезных ископаемых показаны на рисунке 1.2 [5, 15].

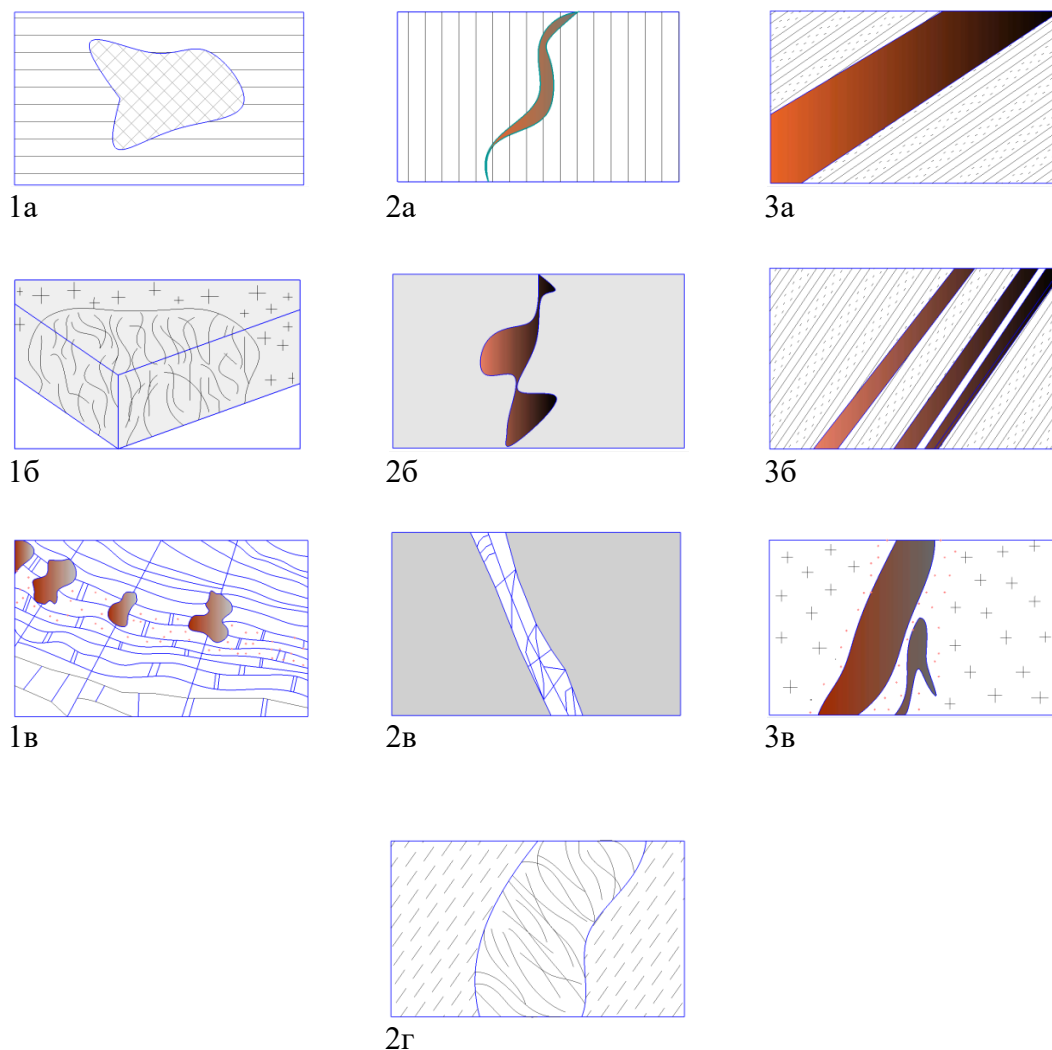


Рисунок 1.2 – Формы тел полезных ископаемых: 1) изометричные тела:

а – шток (план); б – штокверк; в – гнезда; 2) жильные тела: а –

четковидная; б – камерная; в – сетчатая; г – лестничная; 3)

плитообразные (плоские тела):

а – простой пласт; б – сложный пласт; в – простая жила

По характеру залегания рудные тела бывают горизонтальными, наклонными, складчатыми или складчато-разрывными.

По степени прерывистости или непрерывистости содержания промышленных концентраций полезного ископаемого в пределах его рабочего контура (или мощности) залежи делятся на следующие типы: выдержанные (практически отсутствуют участки, не содержащие промышленных концентраций полезного ископаемого); относительно выдержанные (имеются участки с непромышленным оруденением или безрудные, при общей площади данных участков не более 25 % относительно всей площади рудного тела); невыдержанные (внутри рабочего контура участки с непромышленной мощностью или пустыми породами занимают от 25 до 50 %; крайне невыдержанные (площадь некондиционных участков или пустой породы составляет более 50 % от площади залежи) [5, 15].

1.2 Анализ месторождений со сложным геологическим строением рудных тел

Согласно классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых по сложности геологического строения месторождения подразделяют на 4 группы [45].

Классификация месторождений по сложности геологического строения представлена в таблице 1.1

Таблица 1.1 – Классификация месторождений по сложности геологического строения

Группы месторождений (участков)			
1-я группа	2-я группа	3-я группа	4-я группа
Сложность геологического строения			
Простое	Сложное	Очень сложное	Весьма сложное
Размеры рудных тел			
Крупные и весьма крупные	Крупные и средние	Средние или мелкие	Мелкие, реже средние

Продолжение таблицы 1.1

Условия залегания рудных тел			
Ненарушенные или слабо нарушенные	Нарушенное	Интенсивно нарушенное	Чрезвычайно нарушенное
Изменчивость морфологии рудных тел			
Устойчивые	Неустойчивые (устойчивые)	Очень изменчивые (изменчивые)	Резко изменчивые
Изменчивость качественных характеристик полезных ископаемых			
Выдержанное	Выдержанное	Невыдержанное (очень невыдержанное)	Крайне неравномерное
Распределение полезных компонентов руд			
Равномерное	Равномерное (неравномерное)	Неравномерное (очень неравномерное)	Прерывистое (гнездовое)
Рекомендуемые категории запасов			
A + B + C1 + C2	B + C1 + C2	C1 + C2	C 2

Рудные тела относят к той или иной группе сложности с учетом каждого признака [40].

В таблице 1.2 представлены сингенетические и эпигенетические рудные тела со сложной геометрией.

Таблица 1.2 – Формы месторождений со сложной геометрией

Сингенетические тела		Эпигенетические тела			
в стратифицированных толщах	в основных и щелочных интрузивных породах	в складках, осложненных разрывными нарушениями	в интрузивных породах, пересекаемых разрывными нарушениями	на контактах интрузивных массивов, осложненных разрывными нарушениями	в вулканических аппаратах и трубках взрыва

Продолжение таблицы 1.2

Сложный пласт	-	Штокверк, сложная жила, минерализованная зона	Штокверк, сложная жила, минерализованная зона	Штокверк, минерализованная зона	Штокверк
---------------	---	---	---	---------------------------------	----------

На основании методики А.П. Прокофьева производят оценку формы рудных месторождений полезных ископаемых, которая включает в себя учет показателей сложности геологического строения месторождений твердых полезных ископаемых: коэффициент рудоносности (K_p), показатель сложности (q), коэффициенты вариации мощности (V_m) и содержания (V_c) в рудных пересечениях.

В таблице 1.3 приведены обобщенные ориентировочные предельные значения показателей сложности строения рудных тел по четырем группам сложности месторождений.

Таблица 1.3 – Количественные характеристики изменчивости основных свойств оруденения

Группа месторождений	Показатели изменчивости объектов разведки			
	формы			содержания
	K_p	q	$V_m, \%$	$V_c, \%$
1-я	0,9–1,0	0,8–0,9	< 40	< 40
2-я	0,7–0,9	0,6–0,8	40–100	40–100
3-я	0,4–0,7	0,4–0,6	100–150	100–150
4-я	< 0,4	< 0,4	> 150	> 150

На основании анализа всей геологической информации с учетом показателя, который характеризует наивысшую изменчивость формы или содержания, принимается решение по отнесению месторождения к конкретной группе сложности [58].

Характеристики основных месторождений наиболее распространенных руд со сложным морфологическим строением залежей представлены в таблице 1.4 [45].

Таблица 1.4 – Основные месторождения руд со сложным геологическим строением залежей

Руды	Сложность строения	Размер рудных тел	Форма рудных тел	Мощность	Качество, оруденение	Месторождения
Железные	Сложное	Крупные	Пласто-, линзообразные	Относительно изменчивая	Выдержанное	Скелеватско-Магнетитовое, Ингулецкое, Анновское, Коробковское, Михайловское, Стойленское, Лебединское, Горишне-Плавнинское, Оленегорское месторождения железистых кварцитов, крупные залежи богатых руд КМА и Кривого Рога
		Крупные и средние	Линзо-, штоко-, столбо- и трубообразные	Невыдержанная	Невыдержанное	Гусевогорское и Качканарское месторождения титаномагнетитовых руд, Ковдорское месторождение апатит-магнетитовых руд, Соколовское, Сарбайское, Гороблагодатское, Высокогорское, Естюнинское метасоматические месторождения, Коршуновское, Рудногорское, Бакальское гидротермальные месторождения; Западно-Каражальское вулканогенно-осадочное месторождение
	Очень сложное	Мелкие и средние	Линзовидные, жило-столбообразные тела сложной формы	Резко изменчивая	Резко изменчивое	Кодинская, Сухаринская, Орско-Халиловская и Тейская группы месторождений, Куржункульское, Иrbинское, Изыгское, Сорское и Казское месторождения различных генетических групп; мелкие залежи богатых руд Кривого Рога

Продолжение таблицы 1.4

Марганцевые	Сложное	Крупные	Осадочные пологопадающие пластообразные залежи с невыдержанной мощностью	Невыдержанная	Неравномерное распределение	Чиатурское месторождение (Грузия), Северо-Уральская группа месторождений (Россия), а также вулканогенно (гидротермально)-осадочные и метаморфогенные месторождения с крупными и средними пластообразными залежами сложного строения, невыдержанной мощности, с неравномерным распределением марганца и незакономерной сменой различных типов руд (Западный Кара-Джал, залежи ЖМК Финского залива)
	Очень сложное	Мелкие	Линзо-, пласто- и гнездообразные	Невыдержанная	Неравномерное распределение	Южно-Хинганское месторождение
Никелевые и кобальтовые	Сложное	Крупные сульфидные месторождения	Пласто- и плитообразными	Невыдержанная (до 100 м)	Неравномерное распределение	Месторождения Октябрьское, Талнахское, Ждановское, Заполярное, Котсельваара-Каммикиви, Семилетка
		Крупные, мелкие и средние силикатные месторождения	Пласто-, плаще-, линзообразной и клиновидной формы	Невыдержанная (до 30-50 м)	Неравномерное распределение никеля	Буруктадьское, Черемшанское, Серовское, Сахаринское, Кунгурское, Покровское, Синарское
	Очень сложное	Средние, мелкие	Линзовидные, жиллообразными	Невыдержанная (маломощны)	Неравномерное распределение никеля	Спутник, Шануч, Кунгурское, Покровское, Синарское месторождения
	Весьма сложное	Мелкие	жиллообразные	Невыдержанная (тонкие и маломощные)	Неравномерное распределение кобальта	Ховуаксы

Окончание таблицы 1.4

Медные	Сложное	Крупные и средние	Пласто-, штоко- и линзообразные залежи, штокверки и жилообразные тела неоднородного строения	Невыдержанная (от десятков и сотней метров)	Неравномерное распределение меди	Удоканское, Гайское, Ново-Учалинское, Узельгинское, Подольское, Кальмакырское, Дальнее
	Очень сложное	Средние и небольшие	Линзо-, столбо-, штоко-, пласто- и жилообразными залежами	Невыдержанная (до 50 м и более)	Неравномерное распределение меди	Красногвардейское, Октябрьское, Тарньерское, Чусовское, Александринское, Джусинское, Вадимо-Александровское, Озерное
Алюминиевые	Сложное	Крупные и средние	линзовидно-пласто-, штоко- и линзообразными залежами со сложными контурами	Изменчивая мощность (от 1 до 32 м, в среднем – 4–7 м), реже с выдержанными параметрами	Выдержанное, реже с невыдержанным распределением полезного компонента)	Висловское, Вежаю-Ворыквинское, Красная Шапочка, Кальинское, Ново-Кальинское, Черемуховское, Сосьвинское, Краснооктябрьское, Кия-Шалтырское и Горячегорское Амангельдинская группа
	Очень сложное	Средние и мелкие	Линзообразными, карманообразными гнездообразными залежами	С резко меняющейся мощностью (от 0,5 до 8–10 м)	Резко изменчивое	Барзасское, Мугайское, Чадобецкое, Белинское, Аятское, Татарская группа, Ибджибек

Проведенный анализ показал, что большинство рудных месторождений имеет сложное геологическое строение, характеризующееся изменчивостью морфологии рудных тел, неравномерностью распределения полезных компонентов. На ряде исследуемых месторождений в разработку постепенно вовлекаются участки с низкой ценностью руды, что в свою очередь исключает целесообразность использования высокочрезвычайных технологий их добычи. В этом свете применение технологий, которые предусматривают обрушение руды и вмещающих пород, является наиболее приоритетным.

1.3 Мировой опыт применения систем разработки с этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород

Этажное обрушение руды с принудительным обрушением получило широкое распространение во многих горнодобывающих странах. Данные системы разработки встречаются на отечественных рудниках – Урала, Сибири, Кольского полуострова, в зарубежных странах, таких как Австралия, Канада, США и Чили, в странах СНГ [2, 4, 12, 20, 31, 32, 39, 42, 47].

Применение систем с отбойкой руды и выпуском на всю высоту этажа целесообразно при разработке месторождений средней мощности и выше, с устойчивой или среднеустойчивой рудой не склонной к слеживаемости, окислению и самовозгоранию. Для достижения приемлемого уровня потерь и разубоживания руды при разработке пологих залежей необходимо учитывать их вертикальную мощность, так как при меньших значениях, чем допустимые 70 – 80 м, производить подготовку, в особенности полевую, будет неэффективно по экономическим соображениям [2, 3, 31]. В случае, когда рудные тела имеют крутой угол падения и вмещающие породы неустойчивы, существует риск повышенного бокового разубоживания.

При использовании систем этажного принудительного обрушения показатели извлечения относительно высоки. Потери руды составляют в среднем $10 \div 20 \%$, разубоживание руды варьируется от 10 до 20 %.

Отработку запасов ведут следующим образом: через специальные выработки, которые расположены в днище очистных блоков, отбитая руда попадает в доставочные выработки и далее за счет средств механизации осуществляется ее доставка. Ранее, на горнодобывающих предприятиях на доставке руды широко применялись скреперные лебедки, конвейеры, различные комплексы конвейеров и вибропитателей. На сегодняшний день это оборудование принято считать неэффективным и устаревшим, а на доставке использовать более современные и высокопроизводительные механизированные средства, такие как ПДМ.

К основным вариантам системы разработки с этажным принудительным обрушением можно отнести:

- с отбойкой в зажиме и донным выпуском;
- с отбойкой в зажиме и торцевым выпуском;
- с отбойкой на компенсационные камеры.

При разработке месторождений со сложной морфологией рудных тел важной задачей является снижение затрат на добычу руды, что реализуется за счет оптимизации параметров системы. При этом необходимым условием эффективности применения системы разработки является обеспечение высокого уровня показателей извлечения. В свете этого, целесообразным является применение технологии с безэтажной по мощности выемкой, которая предусматривает отработку рудной залежи на полную вертикальную мощность. Отличительной особенностью этого варианта является простота и наименьшие затраты на подготовку. В области использования данной системы накоплен сравнительно малый опыт. Наиболее близкой технологией отработки залежей, является вариант системы разработки этажного принудительного обрушения с отбойкой в зажиме и торцевым выпуском руды.

В таблице 1.5 представлены основные сведения по варианту системы с торцевым выпуском, применяемые на некоторых рудниках в 70-е годы. Отдельные участки месторождений отрабатывались безэтажной выемкой.

Таблица 1.5 – Основные сведения по системе этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды в зажиме

№ п/п	Название рудника	Год	Горнотехнические условия			Параметры блока			Оборудование		Технико-экономические показатели		
			Мощность, м	Угол падения, град.	Коэффициент крепости	Длина, м	Ширина, м	Высота, м	На бурении	На доставке	Производительность труда по блоку, м ³ /смена	Потери, %	Разубоживание, %
1	Алтын-Топкан (Таджикистан)	1976	30÷60	75÷90	12÷18	30÷60	16	72	БС	ВП+ВК	-	-	-
2	Им. XXII съезда КПСС (Казахстан)	1974	7÷20	70÷75	10÷12	50÷75	10÷20	43	БС	ВП+ВК	12÷15	6-9	10-15
3	КОК Су (Казахстан)	1972	5÷15	80	10÷12	36	5÷15	50	БС	ВП+ВК	15	5,2	12
4	Салаир (Россия)	1971	-	-	-	-	-	-	БС	ВП+ВК	-	12,1	11,1
5	Центральный - Хрустальненский ГОК (Россия)	1975	до 50	50÷90	8÷10	60	-	70÷80	БС	ВП+ВК	26	265	9

1.3.1 Анализ опыта применения систем разработки с этажным обрушением на отечественных рудниках

На отечественных рудниках системы разработки с этажным обрушением широко распространены. Накоплен огромный опыт в части обоснования этих технологий для различных горно-геологических и горнотехнических условий. Системы разработки, предусматривающие обрушение руды и вмещающих пород, применяются практически во всех горнодобывающих районах России. Они активно используются на рудниках Якутии, западной Сибири, Урала, Красноярского края, Читинской, Кемеровской, Мурманской областях и др.

Рудник «Заполярный». Разрабатывать месторождение «Норильск-1» начали в 1923 году. На данном месторождении запасы отрабатывают комбинированным способом. Верхнюю часть месторождения разрабатывают карьером «Медвежий ручей». Нижнюю часть запасов месторождения отрабатывают подземным рудником «Заполярный» с производительностью до 1,5 млн т/год [77].

На руднике в 1958 – 1961 гг. применяли систему этажного принудительного обрушения и донным выпуском руды. В настоящее время используют систему с этажным принудительным обрушением и торцевым выпуском руды. на рисунке 1.3. представлена данная система разработки.

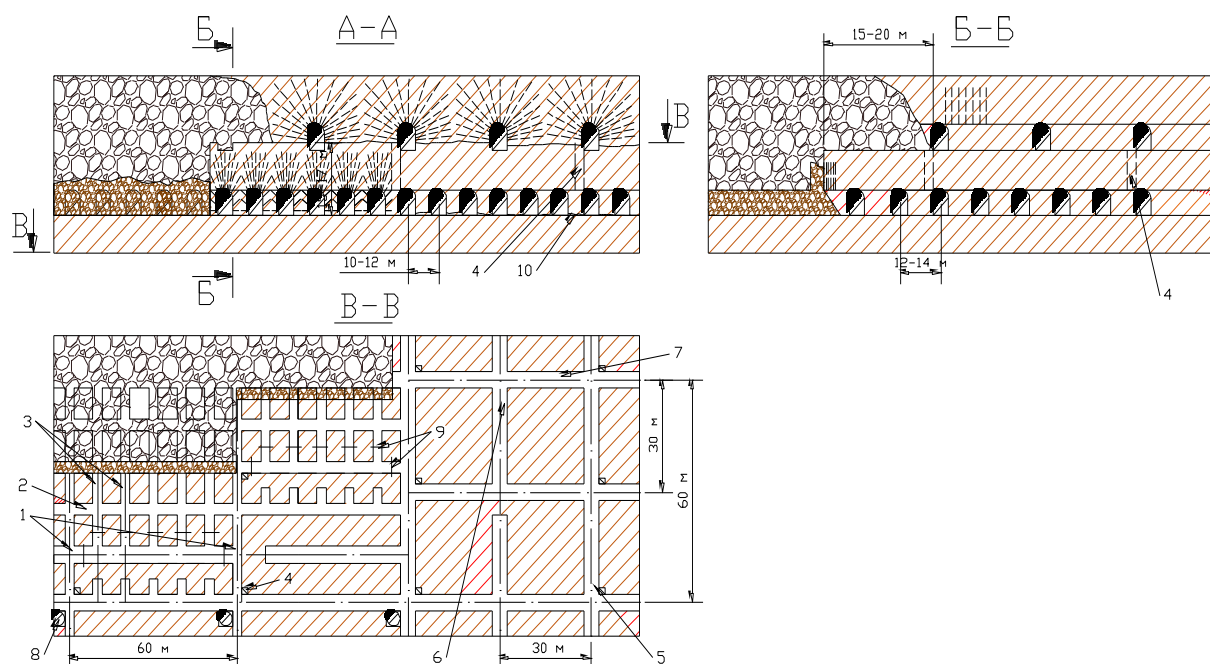


Рисунок 1.3 – Система этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и торцевым выпуском руды: 1 – панельный орт горизонта доставки; 2 – доставочный штрек; 3 – буро-доставочные заезды; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий исходящей струи; 5 – панельный орт вентиляционно-посадочного горизонта; 6 – посадочный орт; 7 – сборочный вентиляционный штрек; 8 – рудоспуск; 9 – вентиляционные перемычки; 10 – контур рудного тела; 11 – вентиляционно-ходовой восстающий свежей струи

Отработку блока ведут сплошным фронтом ($10 \div 15$ м) с одностадийной выемкой руды. Панельными и откаточными выработками месторождение делят на панели. Горизонт доставки и транспортирования руды располагается в почве залежи. Между буро-доставочными выработками принято расстояние $10 \div 12$ м. В верхнем контуре рудной залежи располагается вентиляционный горизонт, которым обеспечивают проветривание блока и производят обрушение вышележащего массива.

Наглядным примером применения системы разработки этажного принудительного обрушения с донным выпуском руды может послужить рудник «Кировский» (ПО «Апатит»). Рудник является одним из самых крупных в Европе. Годовая производительность составляет более 15 млн т.

Рудничное поле включает в себя Кукисвумчоррское и Юкспорское месторождения. Совокупные запасы месторождений составляют более 800 млн тонн апатито-нефелиновой руды. Месторождения по форме рудных тел относятся к пластообразным залежам с углами падения от 15 до 50 градусов. Угол выклинивания тел по падению находится в диапазоне $10 \div 15$ градусов. Рудная залежь имеет протяженность от 5,7 км. Мощность рудных тел Кукисвумчоррского месторождения в среднем составляет $140 \div 150$ метров и $70 \div 80$ метров на Юкспорском месторождении [8, 16, 21, 31, 37].

Месторождения разрабатывают подземным способом и применяют технологию, предусматривающую принудительное обрушение руды и вмещающих пород. Главным образом, выбор данной системы разработки обусловлен тем, что ее использование характеризуется относительно низкими затратами в части производства горных работ [16, 21, 31].

На руднике систему этажного принудительного обрушения начали применять с 1958 года (рисунок 1.4) [16]. Рост уровня механизации очистных работ позволил увеличить высоту этажа и объем отбиваемой рудной массы. Данные технические решения позволили увеличить производительность до 3,4 тыс. т руды в смену.

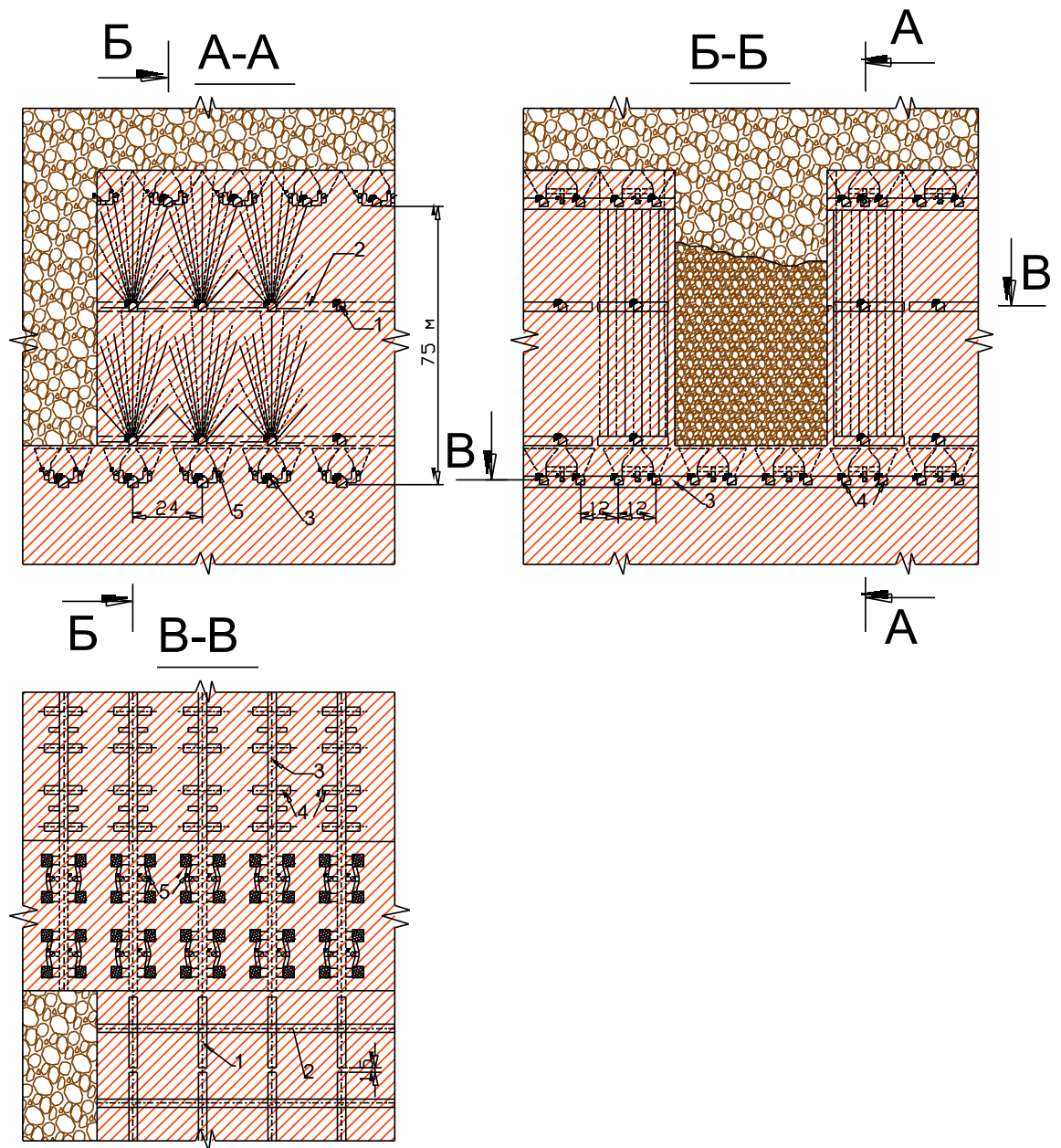


Рисунок 1.4 – Система этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой и донным выпуском: 1 – буровой орт; 2 – соединительный штрек; 3 – конвейерный орт; 4 – выработки для вибропитателей; 5 – контрольные ходки

В качестве схемы для подготовки блока под очистную выемку можно принять ортовую, штрековую и комбинированную, т. е. любую из возможных. В среднем высота этажа составляла $70 \div 80$ м. При этом

одновременно производят отбойку $150 \div 1000$ тыс. т руды. Выпуск руды ведется через воронки, расположенные в днище блока.

В варианте системы разработки с торцевым выпуском руды, для минимизации риска динамических проявлений горного давления, предполагается равномерное распределение буродоставочных выработок в плоскости горизонта выпуска. Важным является тот факт, что за счет применения торцевого варианта значительно снижается объем подготовительно-нарезных работ относительно системы торцевого поэтажного обрушения и этажного донного выпуска руды.

1.3.2 Зарубежный опыт использования систем разработки этажного обрушения

Применение систем разработок, предполагающих обрушение руды и вмещающих пород, распространено на большом количестве зарубежных рудников. В основном они применяются в Австралии, Швеции, Канаде, США, Финляндии, Чили, Замбии. В странах СНГ они применяются в Украине и Казахстане.

В отечественной и зарубежной практике разработки мощных месторождений с этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород мало распространен вариант с торцевым выпуском руды. Первоначально данный вариант системы был предложен В.Р. Именитовым в 1959 году [31]. Промышленные испытания проводили в Казахстане на Зыряновском комбинате.

Разработку свинцово-цинковых руд на Зыряновском месторождении ведут с 1791 г. Рудные тела преимущественно имеют линзообразную форму без четких границ широтного и северо-западного простирания с крутым углом падения ($70 \div 80^\circ$). На месторождении основными компонентами руд являются свинец, цинк и медь. Месторождение разрабатывается комбинированным способом с пространственным совмещением открытых и

подземных горных выработок. Глубина разработки составляет более 800 м. На Западном участке применяется в основном система этажного принудительного обрушения. На Центральном участке подземные горные работы ведутся под дном и в бортах карьера камерной системой с закладкой.

Система разработки с принудительным этажным обрушением применялась в варианте двухстадийного исполнения. Блоки делили на вертикальные компенсационные камеры, и междукamerные целики. Параметры блоков составляли: длина $60 \div 80$ м, ширина (по мощности рудного тела) $40 \div 60$ м, высота 45 м. Ширина компенсационных камер $8 \div 10$ м, междукamerных целиков $10 \div 12$ м, компенсационное пространство составляло $35 \div 40$ % от общего объема блока. Отбойка руды велась скважинами дробового, перфораторного, штангового и шарошечного бурения. Выпуск руды осуществлялся на горизонт скреперования.

Максимальный объем применения этого варианта системы был достигнут на комбинате в 1961 г., когда он составил 70 % на Зыряновском руднике и 88 % на руднике им. XXII съезда КПСС. В процессе освоения этой технологии сменная производительность труда рабочего по блоку возросла в 3 раза, а понижение горных работ увеличилось с 13 до 21,2 м/год.

В 1960 – 1961 гг. на руднике им. XXII съезда КПСС проводили опытно-промышленные испытания технологии этажного обрушения с торцевым выпуском руды. На тот момент отсутствовал опыт применения данной системы разработки по причине ее новизны. Схема данной системы разработки представлена на рисунке 1.5. [31, 33, 34].

Институтом ВНИИцветмет была разработана методика по нахождению рациональной толщины отбиваемого слоя. В основе методики лежит метод моделирования на эквивалентных материалах. Данная методика была апробирована на рудниках им. XXII съезда КПСС и Салаирском.

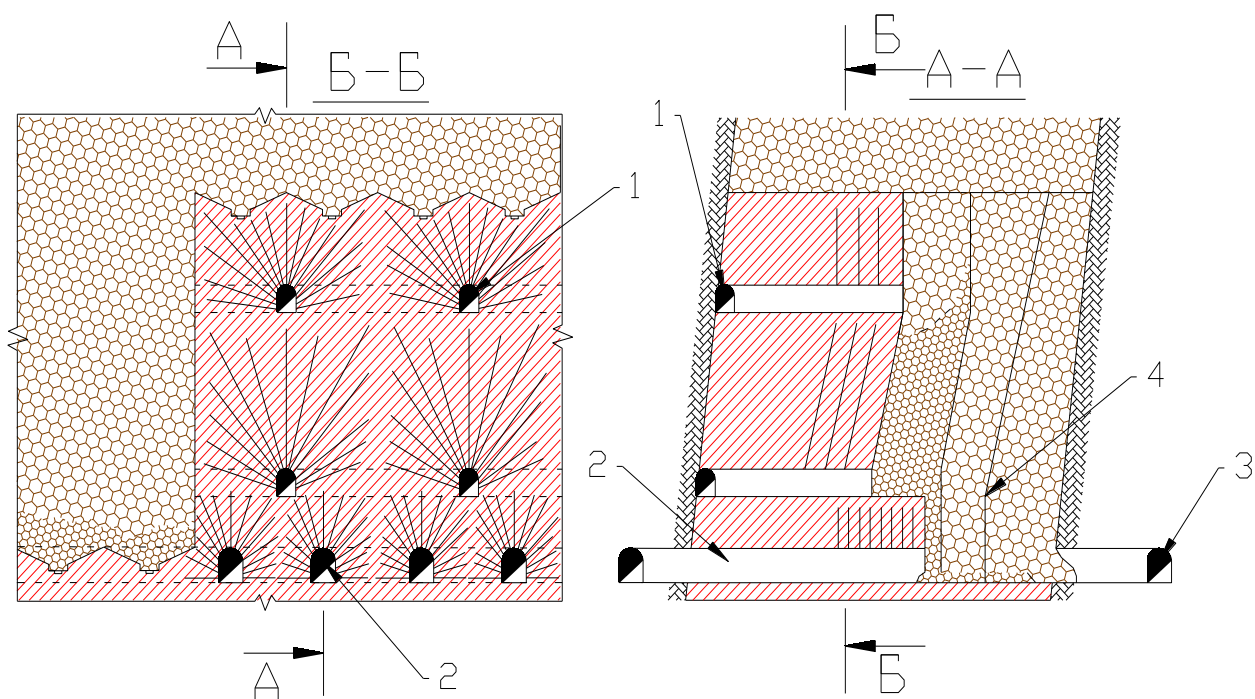


Рисунок 1.5 – Вариант системы этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой, вариант с торцевым выпуском руды:

1– буровые выработки; 2 – доставочные выработки; 3-вентиляционный штрек;
4 – контур отрезной щели

По условию получения максимальной прибыли от добычи и переработки 1 т балансовых запасов, была рассчитана оптимальная толщина отбиваемого слоя руды, значения которой для разных диаметров взрывных скважин и различных содержаний полезного компонента представлены в таблице 1.6.

Таблица 1.6 – Оптимальная толщина отбиваемого слоя

Содержание п.к., кг/т	0,8	1,1	1,4
Диаметр скважины, мм	Толщина отбиваемого слоя, м		
60	5	4	3
100	7,5	6	4,5
150	10	8	6,5

Специалистами ИГЖОН РАН совместно с ВОСТНИГРИ и инженерами ПО "Сибруда" проводились исследования, посвященные разработке технологии поточной добычи руды при торцевом выпуске. Это обусловлено тем, что вариант этажного торцевого выпуска имеет достаточно хорошие перспективы. В связи с увеличением глубины горных работ его использование позволяет значительно (в $2 \div 3$ раза) увеличить прочность днища благодаря его малой изрезанности, а также повышению надежности и качества отбойки руды пучками параллельных сближенных скважин.

Рудником «Нчаыга» в Замбии ведется отработка пластообразной залежи меди. Мощность пласта составляет $15 \div 40$ м с углом падения до 25° . Разработка ведется на глубине $700 \div 800$ м. Годовая производительность рудника составляет 3,5 млн т. Месторождение представлено неустойчивыми рудами с невысокой ценностью, в следствие чего основной системой разработки является этажное самообрушение. Подготовку блоков осуществляют полевыми выработками, расположенными в лежащем боку рудного тела. В 14 м от контакта залежи, параллельно ей в центре блока проводят вспомогательную выработку, из которой с подъемом от 0 до 18 м под углом 70° проводят доставочные штреки. Для концентрации добываемой руды на 8 м ниже вспомогательной выработки проходят аккумулирующий орт. Показатели извлечения при применении данной технологии следующие: потери руды находятся на уровне 16 %, разубоживание составляет порядка 24 % [12, 65].

1.3.3 Принцип определения параметров безэтажного торцевого выпуска на примере шахты «Южная» Горноблагодатского рудоуправления

Главной особенностью технологии с безэтажной по мощности выемкой, является отработка наклонной залежи блоками на полную вертикальную мощность с расположением основания блока в породах лежащего бока на некотором расстоянии от рудного тела.

В конце 70-х годов на шахте «Южная» Горноблагодатского рудоуправления по разработке железных руд внедрялась технология с безэтажной выемкой руды. Наклонные рудные тела ($20 \div 40^\circ$) с мощностью от $30 \div 40$ до $100 \div 120$ м разрабатывали на всю вертикальную мощность. Максимальный эффект от применения этой технологии достигается путем правильного выбора параметров системы разработки. Особое значение это имеет в связи с тем, что вертикальная мощность залежи, т. е. высота блока - для безэтажной выемки изменяется в широких пределах. Очевидно, что в этих условиях параметры технологии не могут быть однозначными. В связи с этим в течение 1973-78 гг. Московским горным институтом совместно с Гороблагодатским рудоуправлением выполнен комплекс исследований по обоснованию параметров системы разработки при использовании этой технологии. По результатам этих исследований разработаны методики выбора параметров системы разработки, к числу которых относятся: ширина выемочной панели; длина выемочного блока; расстояния между выпускными отверстиями в ряду и между рядами выпускных отверстий; расположение основания блока.

В методиках учитывалась главным образом степень изменчивости (выдержанности) горно-геологических факторов (мощности, контакта лежащего бока, содержания полезного компонента в руде), влияющих на величины проектируемых параметров системы разработки или выемочного блока.

Выбор параметров осуществляли по следующей последовательности:

1. Оценивалась степень изменчивости горно-геологических факторов (мощности, контакта лежащего бока, содержания железа в руде), исходя из чего принимались методики выбора параметров, учитывающие или не учитывающие эти факторы;
2. Определялась ширина выемочной панели;
3. Определялась длина выемочного блока;
4. Выбирались расстояния между рядами выпускных отверстий и

между выпускными отверстиями в ряду;

5. Определялось расположение выработок основания блока относительно контакта лежачего бока залежи.

Ниже приведена характеристика изложенных параметров:

- ширина выемочной панели B_n (или ширина фронта очистной выемки) представляет собой фундаментальный параметр рассматриваемой технологической схемы. От ее величины зависит: число размещенных в ней и находящихся в одновременной работе доставочных выработок (рядов выпускных отверстий); показатели извлечения руды, зависящие от площади выпускаемого слоя руды; размер массового взрыва, следовательно, и величина производственных затрат на подготовку, проведение и ликвидацию последствий массового взрыва, а также продолжительность остановки блока в связи с подготовкой и проведением массового взрыва; нагрузка на откаточную выработку при различном числе доставочных выработок в одновременной работе;

- расстояние между рядами выпускных отверстий B (или между доставочными выработками). От этой величины зависит запас руды, приходящейся на добычной пункт, следовательно, и удельные затраты на проведение и поддержание выработок основания блока и показатели извлечения руды;

- длина основания блока $L_{бл.}$. При безэтажной выемке с этим параметром связано расположение блоковых рудоспусков и выработок для сообщения и вентиляции, а также трассировка выработок откаточного горизонта;

- расположение основания блока Δh или "заглубление" равно расстоянию от почвы выпускной траншеи до контакта лежачего бока залежи. От величины заглубления Δh зависят величины потерь руды в целиках днища и гребнях между выпускными отверстиями. В случае увеличения (уменьшения) заглубления основания блока в породы лежачего бока

достигается соответствующее уменьшение (увеличение) указанных потерь руды. Одновременно происходит увеличение (уменьшение) разубоживания от подработки пород лежачего бока.

Для выбора указанных параметров был проведен комплекс исследований. На их основе разработаны методики выбора параметров системы разработки.

Исходя из технико-экономических расчетов при определении параметров рассматриваемой технологии были получены следующие пределы изменения горно-геологических факторов, по которым следует относить участки залежей в пределах проектируемого блока (по простиранию до 100 м и по падению до $60 \div 70$ м) к категории изменчивых:

- изменение вертикальной мощности залежей на $15 \div 20$ м;
- колебания отметок гипсометрии лежачего бока по линиям продольных геологических разрезов проектируемого блока на $1,5 \div 2,0$ м;
- изменение содержания железа в руде на $2 \div 3$ %.

В качестве исходных данных при выборе ширины выемочной панели служили: экономический ущерб от потерь и разубоживания за счет бокового контакта отбитой руды с обрушенными породами; экономический ущерб от и замораживания при остановках блока для подготовки и проведения массовых взрывов; производственные затраты на подготовку, проведение и ликвидацию последствий массового взрыва.

Ограничивающие условия:

1. По условию, управления обрушением пород висячего блока ширина выемочной панели должна быть (Н.П. Влох) не менее 50 м [13]. При этом обеспечивается самообрушение пород висячего бока вслед за очистной выемкой.

2. Число доставочных выработок, расположенных в выемочной панели ограничивается по условию пропускной способности откаточных выработок.

3. Ограничение по размеру массового взрыва.

На основе выполненных исследований было установлено, что оптимальная ширина выемочной панели изменяется в пределах $60 \div 65$ м.

При изменчивой морфологии залежей длина основания блока выбирается с учетом колебания мощности рудных тел.

В данном случае выбор длины производится с учётом изменения вертикальной мощности по падению залежи между откаточными горизонтами и определяется как средневзвешенная ее величина по выемочным панелям в пределах этажа.

Порядок выбора:

- а) продольные геологические разрезы в пределах этажа; (участка залежи) подразделяются на интервалы длиной 50 м;
- б) по каждому интервалу определяется среднее значение вертикальной мощности залежи;
- в) определяется оптимальная длина основания для каждого интервала;
- г) определяется средневзвешенное значение оптимальной длины.

Расстояние между рядами выпускных отверстий определяется исходя из [8] высоты блока и содержания металла в руде.

Установлено, что при высоте блоков 40, 50, 60, 70, 80 и 90 м для условий Гороблагодатского рудника рациональными расстояниями будут соответственно 18, 17, 16,5, 16, 15, 5, 15 м при содержании железа в руде 32 %. При рудах с содержаниями 28 % этот параметр возрастает до 20, 19, 18,5, 18, 17,5, 17 м соответственно. При этом минимально допустимое по условию прочности целиков расстояние между выпускными отверстиями в ряду для условий Гороблагодатского рудника составляет 10 м.

На ряде участков Гороблагодатского месторождения имеет место резкое колебание мощности залежей. Это может относиться и к отдельно взятому блоку.

В этих условиях оптимальное значение расстояния между рядами выпускных отверстий для одной части блока может оказаться неоптимальным для другой.

Расстояние в данном случае выбиралось отдельно по каждому ряду выпускных отверстий исходя из минимума отклонений его от оптимального значения на всем протяжении блока.

В этом случае продольный геологический разрез, построенный в предполагаемом месте расположения ряда выпускных отверстий, подразделяется на интервалы длиной 15 - 20 м. Найдя оптимальные значения расстояния по каждому отдельному интервалу, определи средневзвешенное расстояние по найденным оптимальным значениям всей совокупности интервалов.

Оптимальное расположение доставочной выработки определяется расстоянием в плане от оси подсечной траншеи до контакта руды и вмещающих пород по всей ее длине.

Определить оптимальное заглубление доставочной выработки (по всей ее длине) при изменчивой гипсометрии лежащего бока залежи от контакта руды с вмещающими породами лежащего бока не представляется возможным.

В этом случае расположение доставочных выработок выбирали исходя из минимума отклонения искомого заглубления от оптимального для случая выдержанной гипсометрии на отдельных интервалах.

1.4 Модели и методы исследования процесса выпуска руды, применяемые за рубежом

Важнейшим условием для обоснования параметров систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, является изучение характера истечения руды из выпускного отверстия. Немалый вклад в развитие теории выпуска сделали такие зарубежные ученые как Р. Труман, Р. Квапил, Д.

Лобшер и др. В их работах особая роль отведена изучению зон взаимовлияния выпускных отверстий.

Современные принципы проектирования систем разработок с обрушением руды основаны на необходимости оптимизации производства за счет совершенствования процесса выпуска. Это способствует увеличению производительности добычных работ. Для этого необходимо осуществлять равномерный выпуск руды, что возможно при взаимодействии зон движения руды. Р. Квапил [87] предложил располагать выпускные отверстия таким образом, чтобы изолированные зоны движения (ИЗД) над смежными выпускными отверстиями пересекались. Д. Лобшер [88, 89] и др. [90, 96, 97, 98] высказывали мнение о том, что выпускные отверстия могут быть расположены на расстоянии 1,5 ширины ИЗД, если выпуск производится сразу из нескольких выпускных воронок. Это наблюдение, известное как взаимодействие между активными выпускными отверстиями, было получено из экспериментальных наблюдений на объемных моделях с песком [90, 96, 97]. Высказывалось предположение, что взаимодействие ИЗД на больших расстояниях друг от друга происходит в результате перераспределения напряжений в неподвижной зоне, которое приводит к ее разрушению и, следовательно, боковому расширению и взаимодействию зон движения.

В Колорадской горной школе в 1980-х проводились исследования на больших физических моделях для исследования оптимальных расстояний между выпускными отверстиями с учетом ширины изолированной зоны выемки (ИЗВ) для различных материалов [92, 93]. ИЗВ является зоной, которая определяет выпуск обрушенного материала в дучки. Взаимодействие ИЗВ было также исследовано Д. Питерсом [93], который заметил, что ИЗВ могут взаимодействовать на расстояниях в 1,14 раза больше ширины ИЗВ.

Р. Макнирни и Д. Абелем [92] были проведены исследования, в ходе которых они пришли к выводу, что ИЗВ имеет форму перевернутого конуса. Форму ИЗВ объяснили как следствие эффекта кантилевера от смещения между выпуском крупного материала, показывающего, что налегающая

обрушенная масса может оказывать влияние на развитие зоны движения. Они установили, что расстояние между пунктами выпуска должно равняться ширине ИЗВ и следует избегать большего расстояния для предотвращения раннего разубоживания.

Интерактивная теория выпуска, предложенная Д. Лобшером, сегодня является наиболее популярным методом определения расстояния между выпускными отверстиями при системах с этажным обрушением.

Наглядным примером изучения процесса выпуска руды за рубежом является проведенный в рамках международного исследования обрушения, эксперимент на крупных физических моделях. В качестве материала использовали песок и гравий. Масштаб модели - 1:100. Модель была разработана с учетом следующих условий:

- горная порода рассматривалась как гранулированная масса, состоящая из несвязных и крупных кусков;
- горная масса характеризуется размером, формой и углом трения и может рассматриваться как гетерогенная (состоящая из крупных и мелких частиц) среда, обладающая изотропными свойствами;
- материалы должны иметь подобный угол трения и формы частиц с рудной массой.

Анализ распределения материала по размерам показал, что 86 % гравия находится в пределах $6,7 \div 9,5$ мм, т. е. средний размер составлял 8 мм, что соответствует 800 мм натурального материала и имитирует крупную фракцию. Стоит отметить, что масштаб моделирования оказывает незначительное влияние на геометрию ИЗВ. В модели использовали несвязный материал с углом трения 41° с соответствующей плотностью и давлением [86].

В ходе испытаний были измерены линии извлечения, движения и напряжения. Зоны извлечения были измерены путем анализа найденных меченых маркеров. Движение зон были получены за счет использования специально разработанных датчиков движения, на экстензометре, который показывал движение внутри модели [85]. Напряжения, появившиеся во время

загрузки и самотечной доставки гравия внутри бункера, были получены с помощью датчиков, расположенных в основании и стенах модели. В экспериментах были использованы до 10 тензодатчиков [86].

На рисунке 1.6 показана схема расположения выпускных отверстий и расположение датчиков в модели.

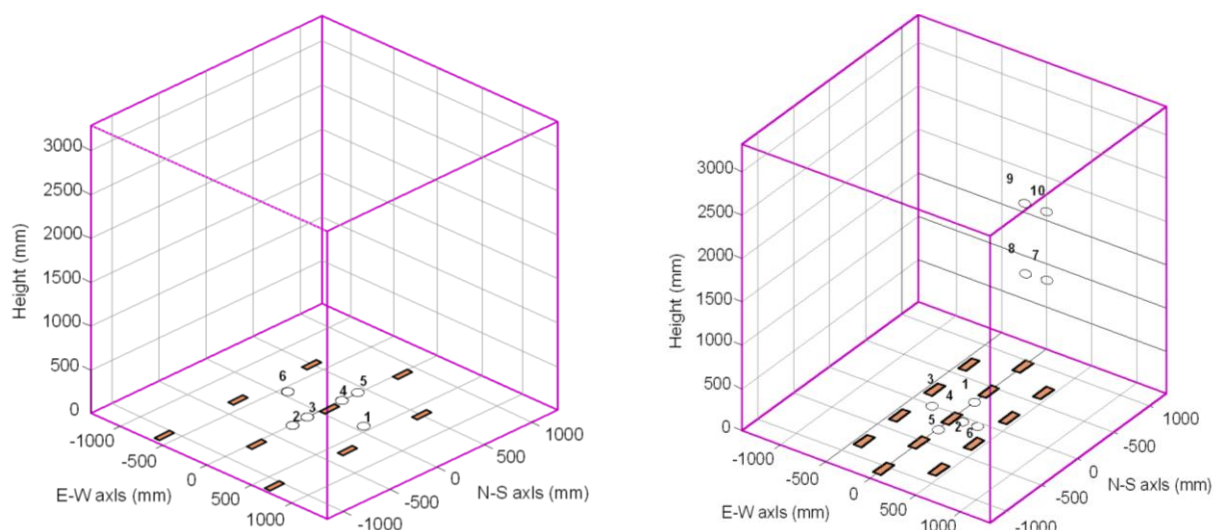


Рисунок 1.6 – Схема выпускных отверстий и расположение датчиков движения

Сначала определяли среднюю ширину ИЗД и ее экспериментальные погрешности для того, чтобы вычислить расстояние между выпускными дучками исходя из условий взаимодействия. Было отмечено, что ширина ИЗД увеличивается с высотой, пока не достигнет предела. Во время выпуска интенсивность увеличения ширины ИЗД уменьшается с высотой [85].

В результате экспериментов была получена экспериментальная погрешность при определении ширины ИЗД, которая составила 22,8 мм. Это означает, что если ширина ИЗД нормально распределена со средней величиной, при вероятности в 95 % можно сказать, что на заданной высоте будет получено значение изменяющееся в диапазоне $\pm 4,6$ мм от средней высоты. Этот эксперимент показал, что в качестве проверки предела

взаимодействия выпускных отверстий, можно принять расстояние между ними более 1,1 ширины ИЗД.

Вначале было задействовано девять экспериментальных выпускных отверстий. Из каждого выпускного отверстия последовательно извлекали около 3 кг материала, пока движение ИЗД над всеми пунктами выпуска достигнет поверхности.

На рисунке 1.7 показан вертикальный разрез зон движения по линии N-S, который был получен с помощью датчиков движения. Так измерили профиль поверхности и получили цифровое представление путем линейной интерполяции на разных глубинах. На поверхности было видно, что массового обрушения не произошло, так как наблюдались возвышенности между воронками зон выпуска.

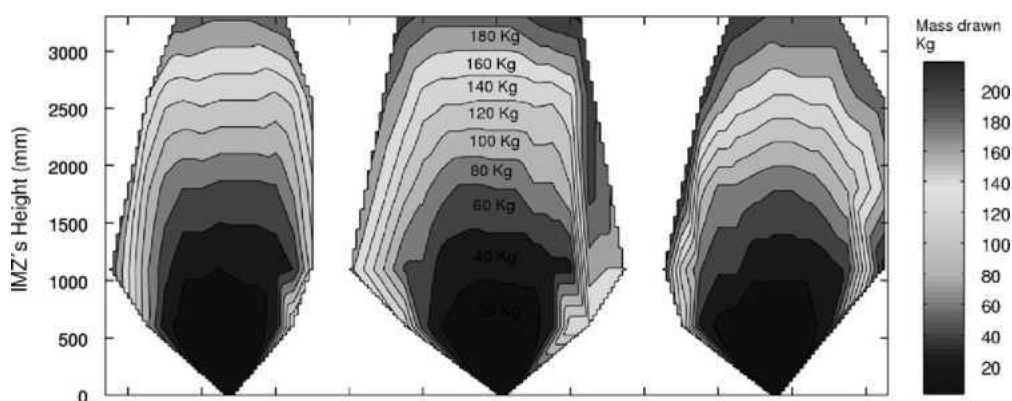


Рисунок 1.7 – Разрез зон движения по линии N-S на разных этапах выпуска

Учитывая, что в интерактивном эксперименте выпуск неподвижного материала между ИЗД не происходил, был запланирован второй эксперимент. Во втором случае выпуск производили одновременно из 13 выпускных отверстий. Этот эксперимент направлен на изучение взаимодействия, но уже при условии, что неподвижный материал был под толщей пустых пород на 1600 мм. Эта установка позволила изучить условия, при которых происходит равномерная посадка руды или породы. На этом

расстоянии зоны обрушения будут перекрываться, а ИЗД достигнут высоты около 2200 мм если не происходит расширение зоны движения. На рисунке 1.9 показано движение зон для пяти выпускных отверстий, в вертикальной плоскости проходящей по линии N-S.

ИЗД пересеклись после того, как через выпускное отверстие было выпущено около 90 кг. В этом случае расстояние между ними было равно средней ширине ИМЗ, т. е. 480 мм. Датчики движения, расположенные на уровне 2600 мм сработали одновременно. Это показывает, что начался равномерный массовый выпуск. Измерения оседания показали, что ИЗД достигла поверхности, что подтверждает вышесказанное. Это показывает, что в модели с гравием равномерное извлечение достигается только при расстоянии меньшем или равном ширине ИЗД между выпускными дучками на заданной высоте.

Вертикальные напряжения и ограниченное число горизонтальных напряжений измерялись во время заполнения гравием модели и во время выпуска [86]. После заполнения модели средняя вертикальная нагрузка на датчики, которые были расположены на дне модели, на 72 % была за счет пустых пород ($SD\ 0,33$), что указывает на вертикальное напряжение в стенах модели за счет выдавливания горных пород. На основании работы Р. Неддермана, был сделан вывод, что выдавливание горных пород, которое наблюдается в гранулированном материале, содержащемся в резервуаре, объясняется работой силы сдвига в границах контейнера.

В процессе выпуска, было отмечено, что при вертикальном напряжении между зонами движения увеличилась ширина ИЗД.

Измеренное вертикальное напряжение достигло своего максимального среднего значения в неподвижной зоне и примерно в 1,3 раза было больше, чем начальное напряжение ($SD = 0,11$), когда расстояние между центрами зон движений было примерно в 1,4 раза больше ширины ИЗД. Горизонтальное давление максимально внизу ИЗД, минимально – примерно на половине его высоты. Из горизонтальных и вертикальных напряжений, а

также сдвига прочностных свойств гранулированных сред, было предположено, что поток не вызывает разрушение при сдвиге материала в устойчивых зонах.

Исследователи, которые проводили подобные эксперименты на песочной модели в Чили, достигли аналогичных результатов [86]. Это позволило сравнить напряжения в моделях с песком и гравием. Измерения показали, что напряженное состояние обеих моделей было различно. После заполнения модели с песком выгибание не происходило, и начальные вертикальные напряжения были близки к массе пород. Это можно объяснить низким трением о стенки (оргстекло) в моделях с песком. Действие поперечных сил близко к нулю и, следовательно, большая часть веса приходилась на основание модели. Во время выпуска, индуцированное пиковое напряжение в устойчивом материале между выпускными отверстиями в модели с песком было в среднем примерно в 1,9 раза больше начальной загрузки, что выше средних пиковых значений в модели с гравием приблизительно в 1,3 раза. Относительно большие значения начальных и индуцированных вертикальных напряженных состояний (35° для песка по сравнению с 41° для гравия) предположительно индуцировали обрушение устойчивого материала между ИЗД. На рисунке 1.8 показана геометрия ИЗД.

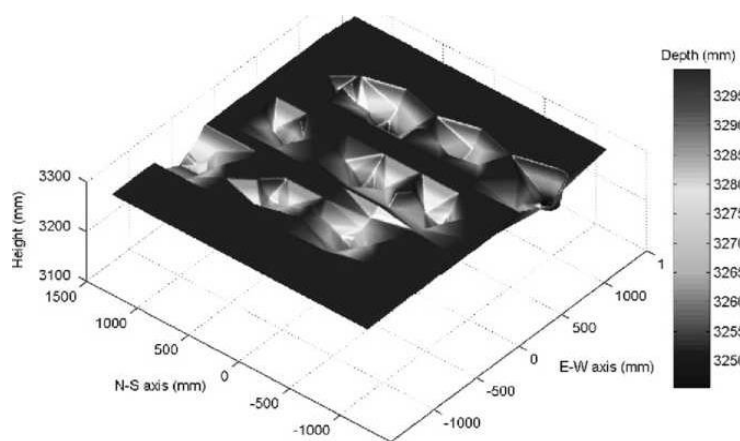


Рисунок 1.8 - Геометрия ИЗД над всеми выпускными отверстиями на поверхности модели

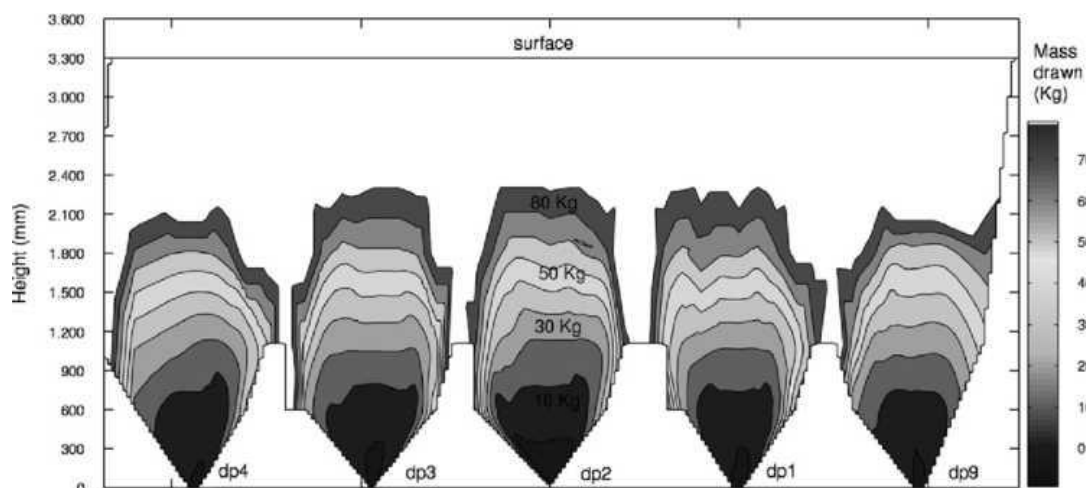


Рисунок 1.9 – Вертикальный разрез ИЗД массового выпуска

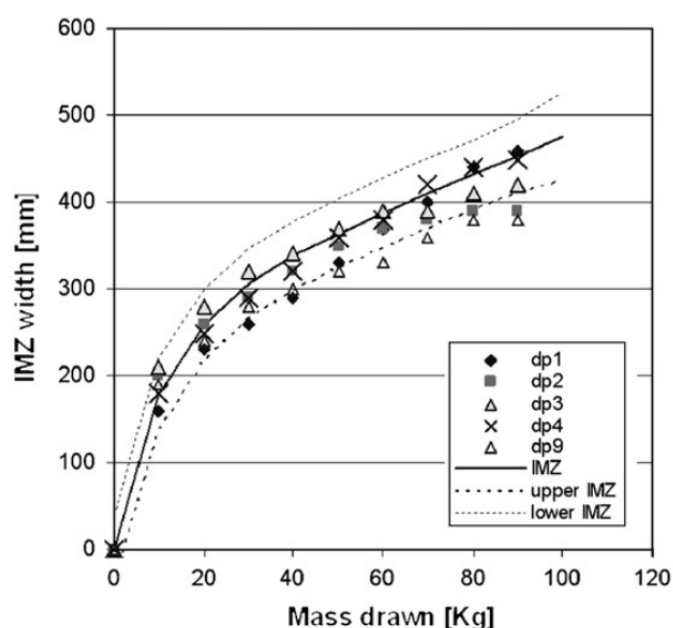


Рисунок 1.10 – Увеличение ширины ИЗД в зависимости от выпущенной массы материала

Как показывают эксперименты, обрушение устойчивых пород между зонами движений не происходит если расстояние между выпускными дучками было больше ширины ИЗД. Датчики фиксировали увеличение вертикальной нагрузки между ИЗД и уменьшение горизонтальных нагрузок, но этого было недостаточно, чтобы вызвать разрушение устойчивого материала.

Похожие эксперименты на моделях с песком, которые включали измерения тензодатчиками, были проведены в Чили, результаты которых подтверждали расширение зоны движения. В модели с песком выгибания не

происходило и начальные вертикальные напряжения измеренные на основании модели были близки к весу вскрышных пород. Во время выпуска, средний индуцированный пик напряжения в экспериментах с песком был значительно выше средних показателей моделей с гравием. На основе моделей с песком и численных моделей получены количественные доказательства того, что расширения зон движения происходят за счет выпуска материала из нескольких отверстий.

1.5 Выводы. Задачи исследований

1. При разработке месторождений с относительно невысоким содержанием полезного компонента, наиболее приемлемо использование менее затратных технологий, которые предусматривают выпуск руды под обрушенными породами.

2. В условиях разработки месторождений со сложным геологическим строением и неравномерным оруденением, целесообразно применять системы разработки с принудительным обрушением и торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность рудного тела.

3. Эффективное освоение месторождений руд относительно низкой ценности, возможно в случае применения высокопроизводительных систем разработки с низкими удельными затратами на их отработку.

4. Рассмотренный опыт применения систем разработки с этажным обрушением руды позволяет говорить о растущей производительности предприятий, использующих данные технологии, за счет модернизации горных машин и оборудования.

5. Накоплен большой мировой опыт в области изучения сыпучих сред и характера их истечения через выпускные отверстия, на основе которого возможно проводить дальнейшие исследования в этом направлении и обосновывать параметры систем с обрушением руды и вмещающих пород.

6. Выявлено, что в области применения технологий с безэтажным и этажным обрушением с торцевым выпуском руды накоплен относительно малый опыт, что главным образом сопряжено с практически полным отсутствием использования данной технологии на рудниках.

При использовании систем с обрушением руды и вмещающих пород, существует ряд факторов, влияющих на технико-экономические показатели добычи руды. В условиях разработки месторождений со сложной морфологией рудных тел для достижения наилучших показателей извлечения важно правильно выбрать параметры отрабатываемых слоев.

Для решения поставленной задачи, основываясь на результатах лабораторных исследований, необходимо:

- исследовать процесс формирования фигуры выпуска и определить ее параметры на разных стадиях;
- определить объем чистой руды, выпущенной до начала разубоживания из одиночного и смежных слоев;
- установить степень влияния гранулометрического состава рудной массы на форму фигуры выпуска;
- обосновать диапазон изменения толщины отбиваемого слоя, обеспечивающий наилучшие показатели извлечения с учетом изменчивой вертикальной мощности рудных тел.

В процессе исследования необходимо соблюдать положения теории моделирования выпуска разработанные в трудах В.В. Куликова [49], Г.М. Малахова [54], Е.В. Кузьмина [47], И.Н. Савича [68], В.Р. Именитова [31], Р.Г. Пепелева [64] и других авторов.

П.А. Кузнецов [46] вводит коэффициент разрыхления для определения масштаба моделирования. Геометрические размеры и объемы фигур выпуска в модели при этом будут подобны натурным [10, 11, 44].

В качестве критерия подобия В.В.Куликовым введен коэффициент сыпучести руды [48].

Изучение процесса торцевого выпуска руды в производственных условиях является сложной задачей за счет большой трудоемкости, отрыва от производства, неудобства наблюдения за основными процессами при выпуске руды и т. д. В результате чего для решения поставленных в работе задач выбран комплексный метод исследований, включающий в себя аналитические и опытно-экспериментальные исследования на физических и компьютерных моделях.

2 МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДЫ

2.1 Методика проведения научных исследований

Для получения корректных данных по результатам моделирования торцевого выпуска руды, необходимо учесть законы механического подобия. В этом случае учитывается кинематическое, динамическое и геометрическое подобие [3, 11, 19, 23, 36]. Правильный выбор констант подобия при этом достигается наличием уравнений связи, которые характеризуют исследуемый процесс [44].

На основании ранее проведенных исследований были сделаны следующие выводы:

- большая ось эллипсоида отклоняется от плоскости очистного забоя, если угол наклона последней составляет 80 и 90°;
- при угле наклона плоскости очистного забоя 100° и при выпуске с массовой отбойкой руды, большая ось фигуры выпуска принимает вертикальное положение;
- характер изменения зависимости ширины и толщины фигуры выпуска от ее высоты прямолинейный;
- при выпуске руды с послойно-опережающей отбойкой ось фигуры может принимать вертикальное или крутонаклонное положение в зависимости от длины целика (козырька) над выпускной выработкой;
- развитие толщины фигуры выпуска по мере роста ее высоты при торцевом выпуске с опережающей и массовой отбойкой руды проявляется более интенсивно, чем при выпуске с послойной отбойкой;
- равные по высоте эллипсоиды имеют одинаковую ширину фигуры выпуска в независимости от вариантов системы разработки подэтажного обрушения руды и вмещающих пород [3, 4, 6, 7, 19, 24, 29, 35, 51, 56].

При исследовании выпуска руды, главным образом ориентируются на

данные, полученные в ходе проведения опытов на пространственных моделях, которые позволяют изучить данный процесс более детально [76, 79, 80, 81].

Для этого необходимо соблюдать следующие условия:

- выбранный масштаб моделей обеспечивает достаточную надежность полученных данных при выпуске рудной массы;
- параметры моделей позволяют повторить исследуемые процессы не менее четырех раз;
- исключается влияние днища и стенок моделей на исследуемые процессы;
- учитывается глубина ведения горных работ в натурных условиях;
- измерения проводят с учетом размеров и точности применяемых приборов;
- обеспечивается возможность визуального и документального контроля за изменениями состояния массива в модели при проведении исследований.

Геометрическое подобие обеспечивается в случае равенства величин полученных в результате соотношения размерности между элементами физической модели и аналогичное соотношение элементов в натурных условиях.

$$\frac{l_n}{l_m} = C_l, \quad (2.1)$$

где l_n – натуральные размеры массива и выработок;

l_m – размеры физической модели и ее элементов;

C_l – коэффициент пропорциональности между геометрическими параметрами природы и размерами всех элементов физической модели константа подобия.

Кинематическое подобие выполняется в том случае, если траектории и скорости движения кусков руды в натурных условиях и в модели,

отличаются постоянным множителем.

$$\frac{\tau_n}{\tau_m} = C_\tau, \quad (2.2)$$

где τ_n – скорость движения руды в натуре;

τ_m – скорость движения имитационного материала в модели;

C_τ – коэффициент пропорциональности между скоростями перемещений отдельностей в натурных условиях и в физической модели.

Динамическое подобие выполняется при условии, когда массы любых двух аналогичных кусков отличаются друг от друга постоянными множителями.

Таким образом, в подобных системах имеют место следующие соотношения:

$$\frac{m_n}{m_m} = C_m, \quad (2.3)$$

где m_m – линейные размеры в модели;

m_n – линейные размеры в натуре;

C_m – переходные множители между соответствующими величинами подобных систем [25, 44, 46, 60].

Исследование процесса выпуска руды на физических моделях является одним из самых распространенных методов нахождения показателей извлечения.

В.Р. Именитов расширил возможности физического моделирования, предложив использовать в качестве критерия функциональное подобие, т. е. подобие процессов по основным технологическим функциям, пренебрегая нарушениями в подобии по второстепенным, несущественным характеристикам процесса [31, 34].

При моделировании, необходимо учесть важнейшие условия подобия, а именно: конструкцию модели, гранулометрический состав и равенство углов внутреннего трения и трения о стенки [19, 35, 46, 50, 52, 54, 57]. В целях

повышения качества данных, полученных в ходе эксперимента, опыты на моделях необходимо проводить по наиболее простой и одинаковой схеме. Минимальное число действующих факторов, позволяет увеличить качество моделирования.

Подбор материала модели с требуемым углом внутреннего трения производится за счет исключения частиц менее 1 мм. Делается это в целях сохранения геометрического подобия движения руды при выпуске. В натуральных условиях куски руды менее 100 мм не влияют на ее истечение [1, 49, 54, 55, 61].

При этом надо отметить, что при исключении заполнителя пустот между крупными частицами, нарушается геометрическое подобие грансостава, приводящее к увеличению коэффициента разрыхления выпускаемого материала в модели по сравнению с натурными условиями.

Масштаб моделирования коэффициента разрыхления при выпуске рудной массы соблюдается по умолчанию при условии равенства углов естественного откоса в экспериментальной модели и в натуральных условиях за счет того, что в насыпном виде для кусковатого материала углы естественного откоса в модели и реальных условиях примерно равны углам внутреннего трения. В процессе моделирования выпуска рудной массы это неоднократно подтверждалось [24, 51, 82, 91]. При моделировании выпуска уплотненных руд незначительное уменьшение коэффициента разрыхления приводит к резкому возрастанию угла внутреннего трения [24, 59].

Применение метода эквивалентных материалов получило практическое подтверждение его эффективности при исследовании сложных процессов технологии разработки месторождений полезных ископаемых, связанных с выпуском рудной массы.

Моделирование проводилось с максимальным приближением опытной модели к натурным условиям с учетом ряда показателей подобия.

Подобие процесса выпуска на модели – натуре подтверждается функциональными характеристиками, из которых можно выделить основные:

параметры фигуры выпуска, площадь зависаний, количество зависаний, их высота, прогиб поверхности отбитой руды и другие [11, 35, 54, 56].

Извлеченный объем чистой руды из одной выработки, при постоянной высоте выпускаемого слоя, характеризуется степенью уплотнения руды и линейным масштабом моделирования [3].

При оценке результатов моделирования исходили из следующего условия: если два процесса протекают в геометрически подобных системах и при этом безразмерные дифференциальные уравнения начальных и граничных условий, описывающие оба явления, одинаковы, то рассматриваемые процессы подобны и результаты исследования одного из них могут быть распространены на второе [11]. Из этого следует, что для того, чтобы процесс в модели был подобен процессам в натуральных условиях, необходимо и достаточно выполнить следующие требования:

- модель геометрически подобна натурным условиям;
- процессы в модели и натуральных условиях принадлежат к одному классу и описывают одинаковые дифференциальные уравнения;
- начальные и граничные условия в опытной модели и массиве совпадают;
- одноименные безразмерные параметры, входящие в дифференциальные уравнения в модели и натуральных условиях соответственно равны.

Обработку и анализ экспериментальных данных, полученных в результате опытных испытаний на моделях, осуществляют в соответствии с задачами исследований. Основной задачей исследований является выявление закономерностей истечения рудной массы с определенным гранулометрическим составом в процессе выпуска слоев с разными параметрами. Эти закономерности могут быть установлены путем сопоставления между собой результатов исследований выпуска на значительном количестве отдельных выпускаемых слоев экспериментальной

модели [11, 42, 43, 44].

Таким образом, моделирование торцевого выпуска рудной массы осуществляли с учетом результатов опытов выпуска слоев разной толщины для каждой секции, на основании которых определяли режимы отдельных операций и их параметры.

2.2 Лабораторные исследования на физической модели

В процессе моделирования на физических моделях определить форму и развитие фигуры выпуска на различных стадиях при использовании систем с обрушением руды можно по заложенным в сыпучем материале маячкам с определенным расположением в модели [64]. Исследование фигур выпуска описаны в трудах известных ученых в области изучения теории выпуска [17, 25, 28, 35, 49, 54, 61, 64, 84].

Целью экспериментов являлось определение степени влияния параметров исследуемой системы разработки на величину потерь и разубоживания.

Физическая модель представляет собой конструкцию, состоящую из каркаса, стенок и перегородок. Для обеспечения возможности визуального наблюдения за процессами выпуска, в качестве основного материала в модели использовалось прозрачное органическое стекло. Вся модель была поделена на три секции с разными размерами. В основании каждой секции располагались по две металлические трубы, имитирующие выпускные выработки с диаметром 4,5 м. Расстояние между ними было выбрано по условию пересечения фигур выпуска, которое вычислялось математически. Масштаб моделирования был принят 1:100. Параметры слоев и объем материала, которым заполнена физическая модель и ее блоков представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Количество гранулированного материала используемого в физической модели

Высота заполнения секций	Цвет материала	Толщина слоя	Объем (мл)	
			По слою	По секции
80 м	Серый	10 м	24000	60000
		8 м	19200	
		7 м	16800	
60 м	Зеленый	9 м	14040	37440
		8 м	12480	
		7 м	10920	
50 м	Красный	7 м	10500	27000
		6 м	9000	
		5 м	7500	

Модель заполнялась полимерными гранулами различной формы и размерности, которые использовались в качестве материала, имитирующего отбитую руду и обрушенные породы. Имитационный материал соответствовал гранулометрическому составу руды и обрушенных пород в натурных условиях с учетом масштаба моделирования. Таким образом, в модели размер гранулы сыпучего материала для имитации руды составлял $3 \div 4$ мм и $4 \div 7$ мм для породы. [4, 44].

Схема физической модели, которую применяли для проведения экспериментов по исследованию выпуска и установления показателей извлечения руды из двух смежных выработок по каждому слою представлена на рисунке 2.1.

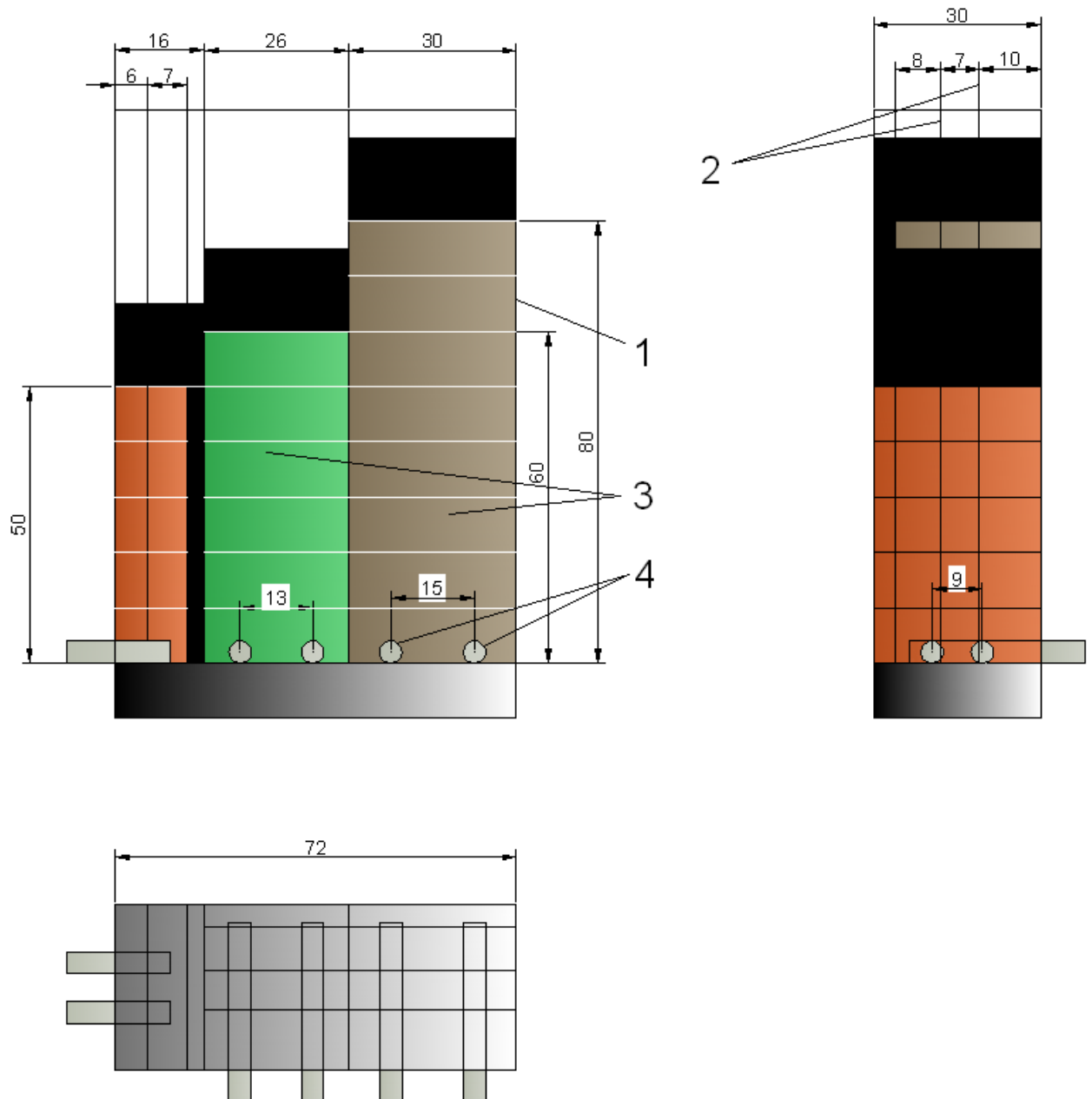


Рисунок. 2.1 – Схема физической модели торцевого выпуска руды:

- 1 – каркас; 2 – вертикальные разделительные стенки для слоев; 3 – секции;
4 – выработки

Заполнение модели производили следующим образом. На первом этапе устанавливались перегородки, разграничивающие слои в секции. В дальнейшем через каждые 5 м осуществлялось заполнение каждой секции до необходимой высоты сыпучим материалом. Первую секцию - на 80 м, вторую - на 60 м и третью - на 50 м. Данный диапазон высот был выбран для

возможности изучения процесса выпуска руды в условиях разработки месторождений со сложной морфологией. Через каждые $15 \div 20$ мм делали просыпку горизонтальными линиями с тем, чтобы лучше наблюдать за процессом развития фигуры разрыхления. Каждый слой руды имел торцевой и верхний контакт с породами. В основании физической модели были сделаны технологические отверстия, которые обеспечивали возможность свободного перемещения выработок, из которых осуществлялся выпуск руды.

Все три секции в модели были изолированы. В каждую секцию под прямым углом устанавливались перегородки, разделяющие ее на слои. Высота слоев в первой секции составляла 80 м с толщиной 10 м, 8 м и 7 м. Расстояние между выработками составило 15 м. Во второй секции высоту слоев приняли равной 60 м с толщиной 9 м; 8 м и 7 м и с расстоянием между выработками 13 м. Высота слоев в третьей секции составляла 50 м с толщиной 7 м и 6 м и с расстоянием между выработками 9 м.

Параметры секций:

- секция 1 (серый) – высота слоев 80 м, толщина 10 м, 8 м, 7 м;
- секция 2 (зеленый) - высота слоев 60 м, толщина 9 м, 8 м, 7 м;
- секция 3 (оранжевый) - высота слоев 50 м, толщина 7 м, 6 м.

В каждой секции со стороны от задней стенки был присыпан слой с пустой породой. Высота слоя пород лежащих над слоями 15 м.

Эксперимент проводился поэтапно. Вначале выпускали секцию, заполненную серыми полимерными гранулами с высотой этажа 80 м. Руду выпускали послойно с равномерно – последовательным режимом из двух выработок от задней фронтальной стенки к передней. По достижению предельного объема пустых пород в дозе, который составлял $75 \div 80$ %, выпуск в данном слое прекращали и, передвигая металлические трубки на расстояние, соответствующее следующей толщине слоя, продолжали исследование.

Для второй секции, заполненной полимерными гранулами зеленого цвета на высоту 60 м, а также для третьей, заполненной оранжевым материалом на высоту 50 м, выпуск осуществляли аналогичным способом. В качестве инструмента для доставки руды применялся ручной ковш. Для ведения подсчетов выпущенного объема полимерных гранул применяли мерную посуду. Данные, полученные в ходе ведения опыта, записывались в сводную таблицу. На основе полученных результатов были построены зависимости, найдены оптимальная толщина отбиваемого слоя для месторождений с большой степенью изменчивости.

Техника проведения экспериментов.

При проведении исследований на физической модели были учтены следующие факторы:

- между выработками, через которые осуществлялся выпуск, принималось расстояние на основании расчета с учетом высоты выпускаемого слоя;
- высота моделируемого слоя;
- толщина моделируемого слоя;
- гранулометрический состав отбитой руды и обрушенных пород;
- параметры и точность применяемых инструментов.

В процессе исследований исключались следующие факторы влияния:

- влияние днища и стенок модели на исследуемые процессы;
- влияние глубины внедрения ковша в навал рудной массы.

При подготовке эквивалентных материалов и определении их физико-механических свойств было задействовано специальное лабораторное оборудование:

- набор сит для формирования необходимого гранулометрического состава эквивалентного материала модели;
- мерная посуда;
- ручной ковш.

Процесс физического моделирования представлен на рисунке 2.2 в виде схемы.

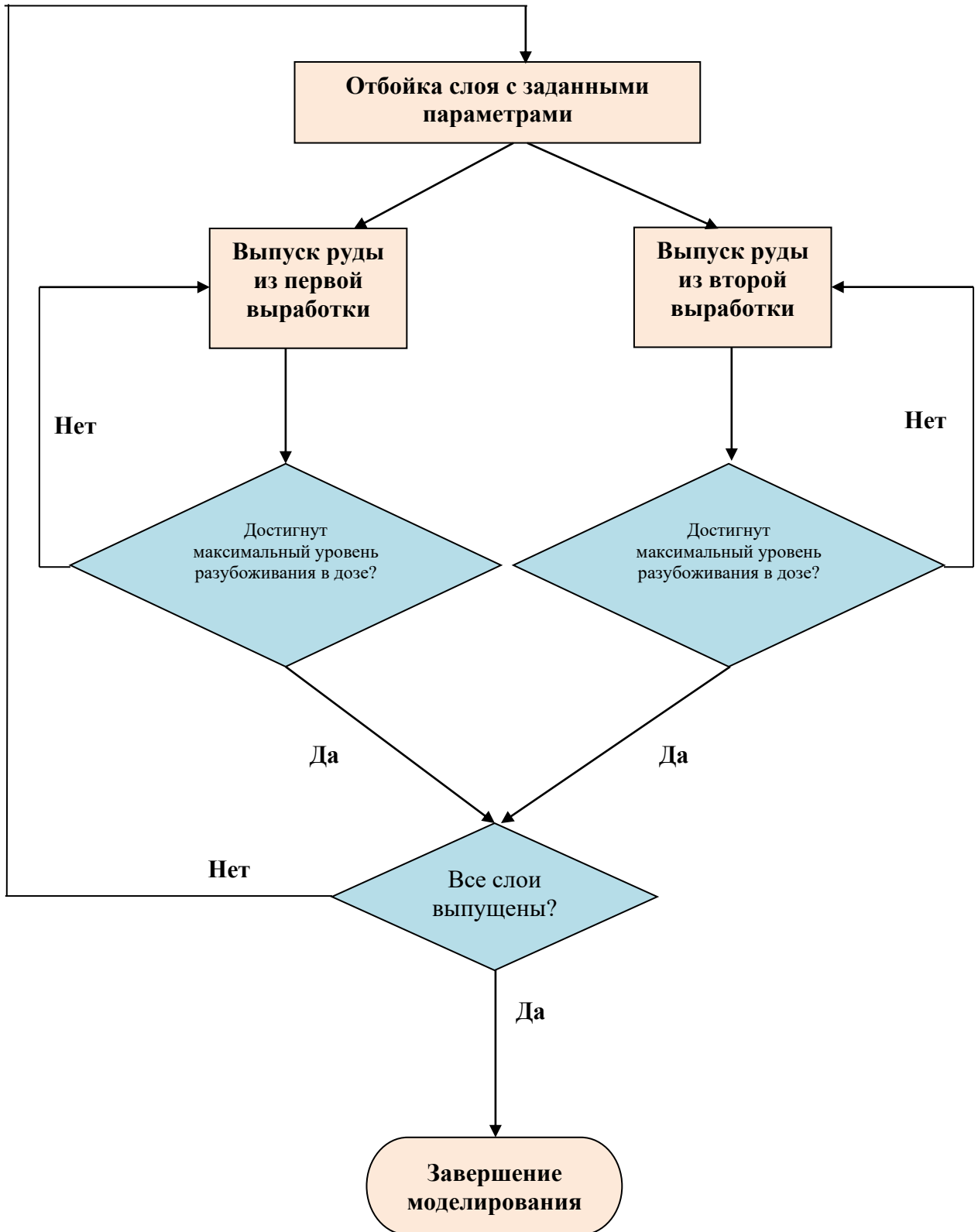


Рисунок 2.2 – Схема процесса физического моделирования

В эксперименте был принят объем дозы выпуска, соответствующий 100 м³ в натуральных условиях. Выемка материала велась при помощи ручного ковша, с наполнением 8 ÷ 10 м³. В дальнейшем, за счет разности в размерах полимерных гранул, представляющих руду и пустые породы, методом грохота и ручного разделения проводилась сепарация извлеченной дозы рудной массы. В процессе проведения эксперимента производилась постоянная подсыпка полимерных гранул, имитирующих вмещающую породу с тем, чтобы приблизить к натурным условиям нескончаемый процесс увеличения разубоживания за счет приходящих пород с некондиционным содержанием. После этого проводили измерения количества полученной руды и пород в дозе. Результаты записывались в таблицу для дальнейшего компьютерного и аналитического анализа.

Для определения показателей извлечения и коэффициента добычи по каждому слою в отдельности, и по всей отрабатываемой модели в целом использовали следующие формулы [17, 18, 35, 38]:

$$П = \frac{V_{общ.} - \sum V_{p.i.}}{V_{общ.}}, \% \quad (2.4)$$

где $П$ – потери;

$V_{общ.}$ – полный объем блока;

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

$$P = \frac{\sum V_{\partial.p.} - \sum V_{p.i.}}{\sum V_{\partial.p.}}, \% \quad (2.5)$$

где P – разубоживание;

$\sum V_{\partial.p.}$ – суммарный объем дозы выпущенной из блока по i включительно.

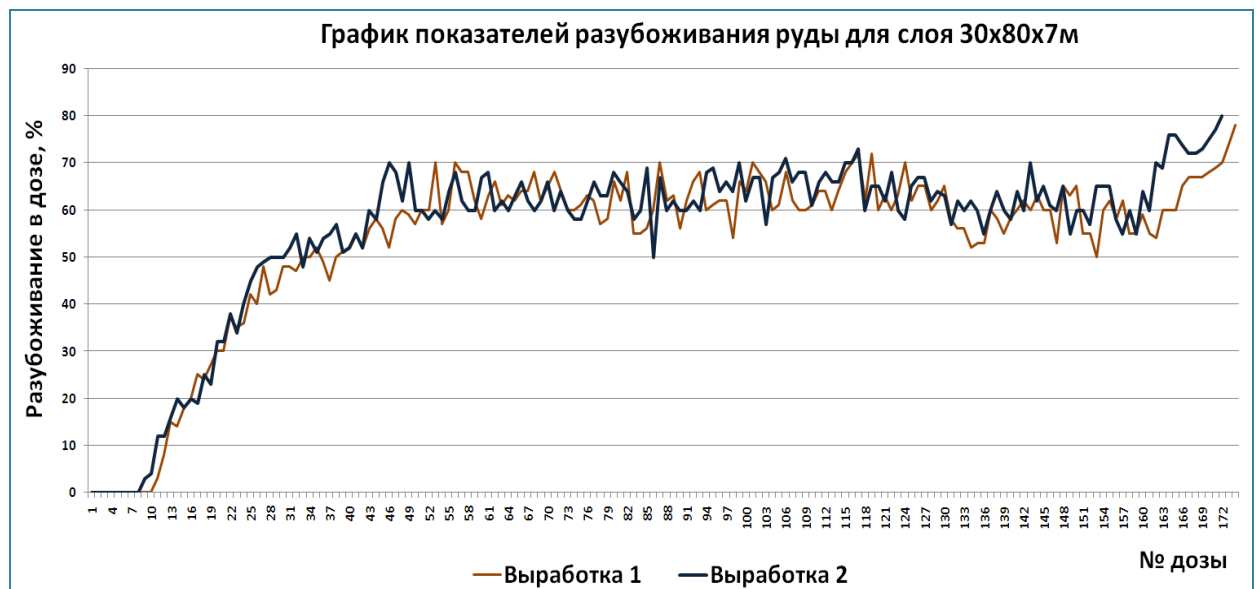
$$K_D = \frac{\sum V_{\partial.p.}}{V_{общ.}}, \quad (2.6)$$

где K_D – коэффициент добычи.

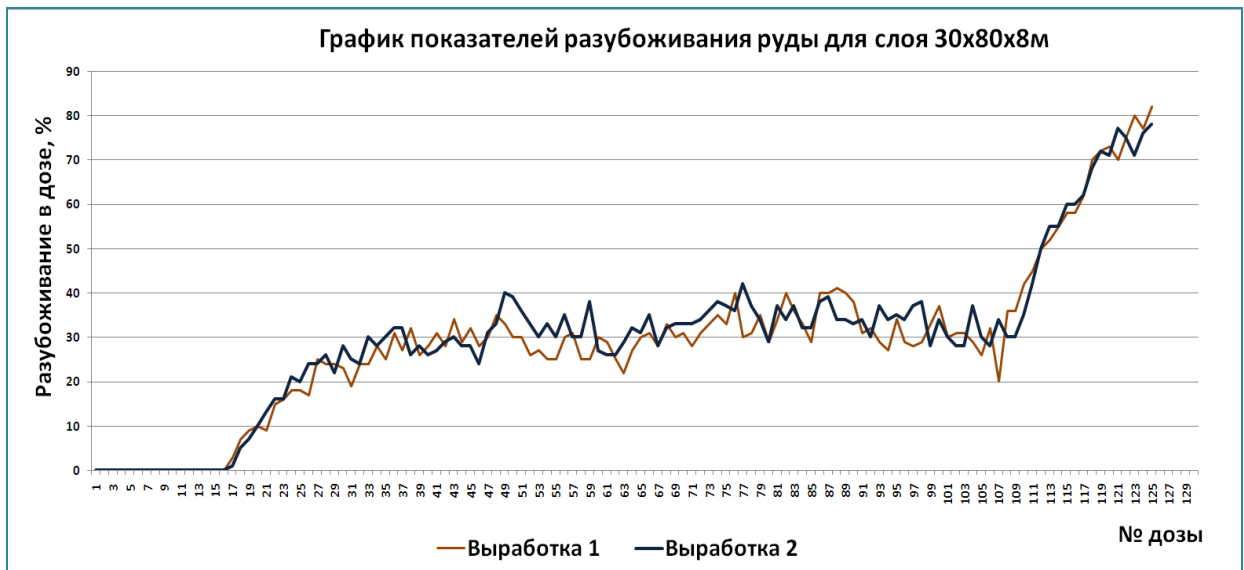
На показатели извлечения при торцевом выпуске большое влияние оказывает гранулометрический состав руды и породы, что подтверждается в ряде исследований. Существенное влияние на показатели извлечения оказывает и угол наклона торцевой стенки. Наклон забоя можно выбирать в зависимости от соотношения размеров кусков руды и обрушенных пород. Так если руда значительно крупнее пород, то наклон торцевой стенки необходим в сторону обрушения, это будет препятствовать мелкокусковым породам просачиваться в отбитую руду. Если же руда намного мельче пород, то наклон забоя в сторону массива не даст руде проникать в пустые породы. При более или менее равной крупности руды и пород стенку забоя располагают вертикально [31].

В результате физического моделирования были получены зависимости. На рисунке 2.3 представлены графики зависимостей разубоживания руды в дозе в процессе выпуска при разной толщине отбиваемого слоя.

а)



б)



в)

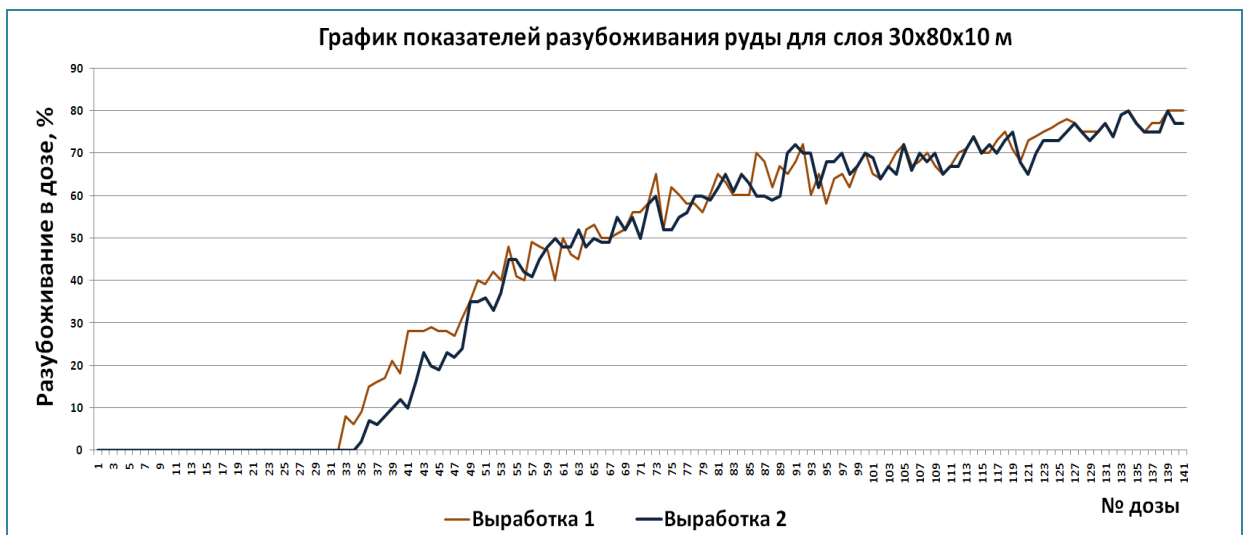


Рисунок 2.3 - Разубоживание руды в зависимости от дозы выпуска при разной толщине отбиваемого слоя: а – 7 м; б – 8 м; в – 10 м

Вышеприведенные зависимости демонстрируют изменение качества рудной массы в дозе с учетом слоев толщиной 7, 8 и 10 м при равномерно-последовательном выпуске из двух выработок. Высота слоя составляет 80 м. Расстояние между осями буродоставочных выработок, выбранное аналитическим способом исходя из условий взаимовлияния фигур выпуска формируемых над выпускными отверстиями, составляет 15 м.

Приведенные зависимости позволяют проследить изменение качества руды в дозе выпуска для каждой выработки выпускаемого слоя.

При выпуске слоя толщиной 7 м первичное разубоживание наступает при извлечении 1100 м³ (11 доза) из первой выработки и 900 м³ (9 доза) из второй, т. е. при выпуске 13,1 % объема чистой руды из слоя над первой выработкой и 10,7 % над второй. Далее наблюдалось резкое снижение качества руды в дозе каждой выработки. На основании результатов, полученных в ходе выпуска всего слоя (из двух смежных выработок), можно установить, что происходит относительно быстрый приход вмещающих пород с торца и дальнейшее стремительное разубоживание. Далее объем породы в дозе стабилизируется и практически до завершения опыта происходит выпуск рудной массы с содержанием вмещающих пород в диапазоне 55 ÷ 70 %. После внедрения пород над рудным массивом разубоживание в дозе быстро достигает предельного значения.

Показатели извлечения руды при выпуске слоя с толщиной 8 м значительно выше. Вмещающие породы примешиваются к руде при выпуске 1700 м³ (17 доз) из каждой выработки, что составляет 17,7 % объема балансовых запасов слоя. В дальнейшем, при выпуске 3000 м³ рудой массы, уровень разубоживания стабилизируется и колеблется в диапазоне 25 – 40 % на протяжении практически всего выпуска (8000 м³) вплоть до прихода налегающих пород. После их внедрения уровень разубоживания резко возрастает и после выпуска приблизительно 1500 м³ рудной массы, достигает предельно допустимого.

Наибольшее количество чистой руды до начального разубоживания удалось извлечь из слоя толщиной 10 м. Из первой выработки было выпущено 3300 м³ руды, что соответствует 27,5 % от запасов слоя, а из второй 3500 м³, что составляет 29,2 % чистой руды отработываемого слоя. В ходе исследования установлено, что до достижения предельного уровня разубоживания руды в дозе, качество рудной массы не стабилизировалось, но интенсивность примешивания вмещающих пород к руде замедлялась

практически до завершения опыта. Тем не менее, постоянное увеличение количества вмещающих пород в дозе сказалось на общих показателях извлечения.

Из приведенных зависимостей можно сделать вывод, что при выпуске секции высотой 80 м, наилучшие показатели извлечения с учетом равномерно-последовательного выпуска из двух смежных выработок достигаются при толщине слоя, который составляет 8 м. При этом максимальное количество чистой руды до начала разубоживания было извлечено из слоя 10 м и составляло $27 \div 29 \%$ от объема данного слоя. Рассматривая изменение качества извлеченной рудной массы на слое 8 м, можно видеть, что первоначальное разубоживание руды наступает при выпуске $17 \div 19 \%$ данного слоя.

Данные зависимости позволяют прогнозировать показатели извлечения руды.

В результате исследований на моделях был накоплен большой объем начальной информации.

Обработку результатов проводили следующим образом:

- предварительная обработка данных, заключающаяся в подробной оценке показателей извлечения;
- построение таблиц, графиков различных зависимостей на основе полученных результатов после предварительной обработки данных.

Результаты измерений обрабатывались следующим образом. Исключались систематические погрешности (ошибки), определялись средние значения, оценивался разброс и надежность полученных результатов.

Значение искомой величины вычислялось как среднее арифметическое $\overline{X}$ из части ее значений x_i , определяемых по формуле [11]:

$$\overline{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i. \quad (2.7)$$

Величина разброса полученных данных характеризуется значением дисперсии:

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2. \quad (2.8)$$

Средняя квадратичная ошибка отдельного измерения:

$$\sigma = \sqrt{S^2} = S. \quad (2.9)$$

Разброс значений характеризуется коэффициентом вариации:

$$V = \frac{S}{\bar{x}}. \quad (2.10)$$

Обработка исходных данных включала также установление взаимодействия между рассматриваемыми параметрами выпуска в размерных величинах. Важно отметить, что в процессе моделирования выпуска рудной массы для обеспечения высокой степени надежности и корректности полученных результатов, необходимо проводить определенное количество независимых экспериментов в одинаковых условиях.

2.3 Компьютерное моделирование, основанное на стохастическом методе

Для повышения полноты и качества исследования процесса торцевого выпуска руды и вмещающих пород при применении этажной системы разработки, эксперименты проводили на компьютерных моделях. За основу принималась разработанная на кафедре компьютерная программа ORECAD. В программе применялись методы и алгоритмы, основанные на принципах стохастического моделирования. Надежность и полнота данных, получаемых в результате исследований на вероятностных моделях, обоснованы в работах ряда ученых.

Метод стохастического моделирования выпуска заключается в следующем: блок разделяют на одинаковые элементарные ячейки заданного объема, каждая из которых имитирует кусок выпускаемой рудной массы. Размер ячеек, как правило, соответствует среднему размеру отбитого куска руды выпускаемого слоя. В процессе компьютерного моделирования ячейки по специальному алгоритму извлекаются и на их место с определенной долей вероятности перемещаются ячейки из верхнего уровня.

В основе компьютерной модели по выпуску рудной массы лежит вероятностный метод статистических испытаний (метод «Монте-Карло»), который заключается в псевдослучайном выборе ячеек по определенной таблице вероятностей. Коэффициенты в таблице меняются в зависимости от свойств выпускаемого материала. В связи с этим, при подготовке данной таблицы, используют результаты экспериментов по выпуску рудной массы, полученных в ходе аналитического или физического моделирования, описывающего натуральные условия. Это необходимое условие для получения достоверных результатов стохастического моделирования [13, 14, 22, 48, 83].

В обоснование применения стохастического моделирования для исследования процессов подземных горных работ большой вклад внесли В.А. Горбунов [13, 14], Е.В. Кузьмин [22, 48]. В дальнейшем методика моделирования была усовершенствована С.М. Чурсиным [83], в которой общий объем руды описан матрицей, при этом каждому единичному объему (расчетной единице – ячейке) задается значение координат в трехмерном пространстве. Размер ячейки принят равным величине кондиционного куска руды. Однако каждая ячейка представляет собой объем сыпучего материала с различной крупностью слагающих его частиц, который только в определенном случае может быть аналогом монолита с ребром, равным размеру кондиционного куска.

В блоке, сыпучесть и перемещение рудной массы, определяется по закону распределения вероятностей P :

$$P_9 = 1 - 0,276 S, \quad (2.11)$$

$$P_{18} = \frac{0,276}{8S}, \quad (2.12)$$

где P_9 - вероятность выхода центральной ячейки;

P_{18} - вероятность выхода боковых ячеек;

S - сыпучесть рудной массы.

В модели при формировании матрицы выпуска используется подход, предложенный Е.В. Кузьминым, заключающийся в придании ячейке признака принадлежности «массив, пустота или руда».

Компьютерное стохастическое моделирование дает возможность исследовать процесс выпуска рудной массы наиболее глубоко и детально. Понимание внутреннего содержания этого процесса позволяет управлять и варьировать параметры выпуска, что обеспечивает высокую степень его эффективности. При этом становится возможным детально описать траекторию движения кусков, движущихся во время выпуска внутри блока руды, а также выявлять ее зависимость от горнотехнических и геологических условий при различных вариантах конструкции системы разработки. Реализована возможность управления этой траекторией в реальном времени путем изменения режима выпуска из влияющих выработок. В практическом использовании эта информация позволяет осуществлять выпуск руды по сортам с обеспечением минимального уровня потерь наиболее богатой руды и снижением ее уровня разубоживания.

Исследования на компьютерной модели проводили следующим образом: воссоздав точные параметры слоев, используемые при физическом моделировании, запускали процесс моделирования.

Воссоздав параметры слоев физической модели на компьютерной программе, производили исследования с тем, чтобы провести корреляцию между физическим и компьютерным моделированием.

При расчете коэффициента корреляции в качестве переменной был принят объем чистой руды, выпущенный до появления вмещающих пород, т. е. до момента возникновения разубоживания.

В качестве факторного признака (x) были приняты данные физического моделирования, в качестве результативного признака (y) – данные компьютерного. Данные приведены в таблице 2.2

Таблица 2.2 - Корреляционные данные по объему выпущенной чистой руды

№ опыта	x	y	x ²	y ²	x · y
1 (выр.1, H=80 м, d _г =7 м)	1100	1136	1210000	1290496	1249600
2 (выр.2, H=80 м, d _г =7 м)	900	1080	810000	1166400	972000
3 (выр.1, H=80 м, d _г =8 м)	1700	1688	2890000	2849344	2869600
4 (выр.2, H=80 м, d _г =8 м)	1700	1888	2890000	3564544	3209600
5 (выр.1, H=80 м, d _г =10 м)	3300	3600	10890000	12960000	11880000
6 (выр.2, H=80 м, d _г =10 м)	3500	3904	12250000	15241216	13664000

Определение степени корреляции между физическим и компьютерным моделированием проводили по общепринятой методике.

Расчет среднего значения факторного признака (x):

$$\bar{x} = \frac{\sum x_i}{n} . \quad (2.13)$$

Расчет среднего значения результативного признака (y):

$$\bar{y} = \frac{\sum y_i}{n} . \quad (2.14)$$

Среднее значение произведения факторного и результативного признака:

$$\overline{xy} = \frac{\sum x_i y_i}{n} . \quad (2.15)$$

Дисперсия по факторному признаку:

$$D(x) = \frac{\sum x_i^2}{n} - \bar{x}^2 . \quad (2.16)$$

Дисперсия по результативному признаку:

$$D(y) = \frac{\sum y_i^2}{n} - \bar{y}^2 . \quad (2.17)$$

Среднеквадратичное отклонение:

$$\sigma(x) = \sqrt{D(x)} , \quad (2.18)$$

$$\sigma(y) = \sqrt{D(y)} . \quad (2.19)$$

Расчет коэффициента корреляции:

$$r_{xy} = \frac{\overline{x \cdot y} - \bar{x} \cdot \bar{y}}{\sigma(x)\sigma(y)} . \quad (2.20)$$

Расчет коэффициента детерминации:

$$R^2 = r_{xy}^2 . \quad (2.21)$$

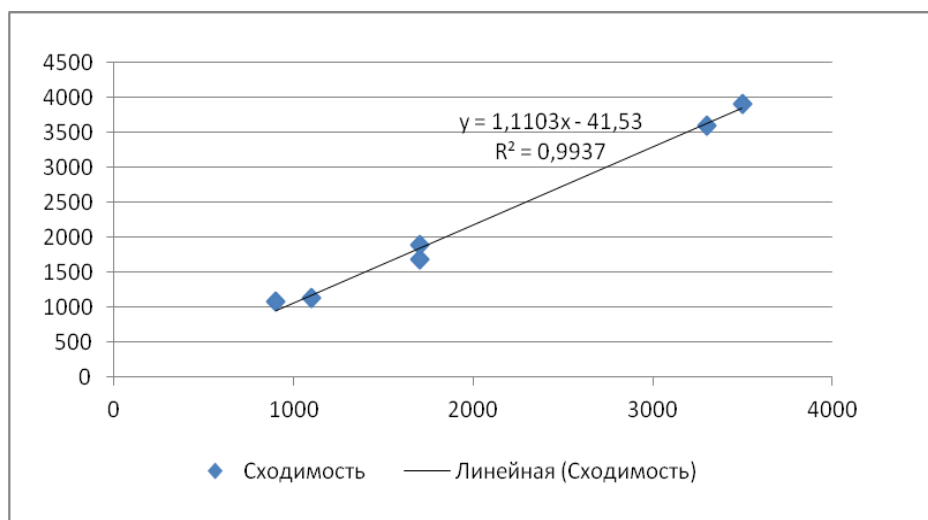
Результаты расчетов представлены в таблице 2.3

Таблица 2.3 - Результаты корреляционного анализа

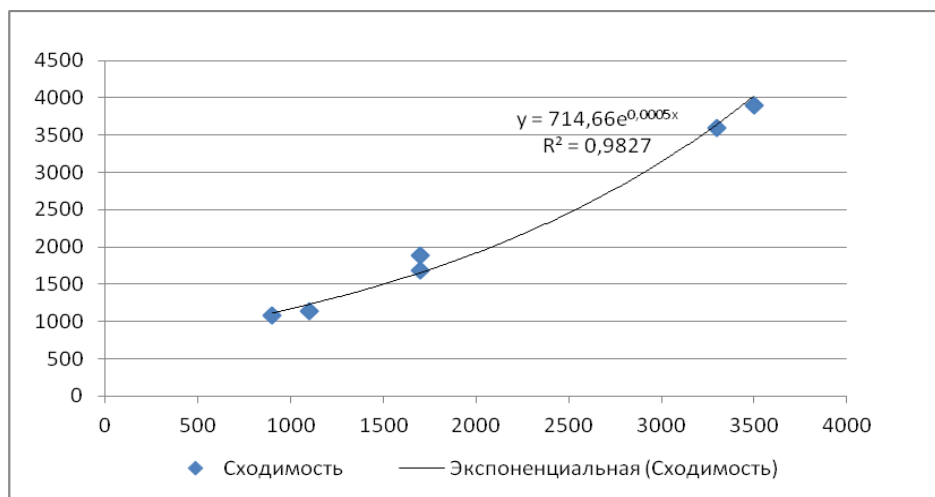
Среднее значение факторного признака	$\bar{x}$	2033,33
Среднее значение результативного признака	$\bar{y}$	2216,00
Среднее значение произведения факторного и результативного признака	$\overline{xy}$	56408800
Дисперсия по факторному признаку	$D(x)$	1022222,22
Дисперсия по результативному признаку	$D(y)$	1268010,67
Среднеквадратичное отклонение по факторному признаку	$\sigma(x)$	1011,05
Среднеквадратичное отклонение по результативному признаку	$\sigma(y)$	1126,06
Линейный коэффициент корреляции	r_{xy}	0,997
Коэффициент детерминации	R^2	0,994

На рисунке 2.4 приведены графики линейной, экспоненциальной и полиномиальной сходимости между выбранными факторными признаками для установления степени сходимости экспериментальных данных, выявленных в результате физического и компьютерного моделирования.

а)



б)



в)

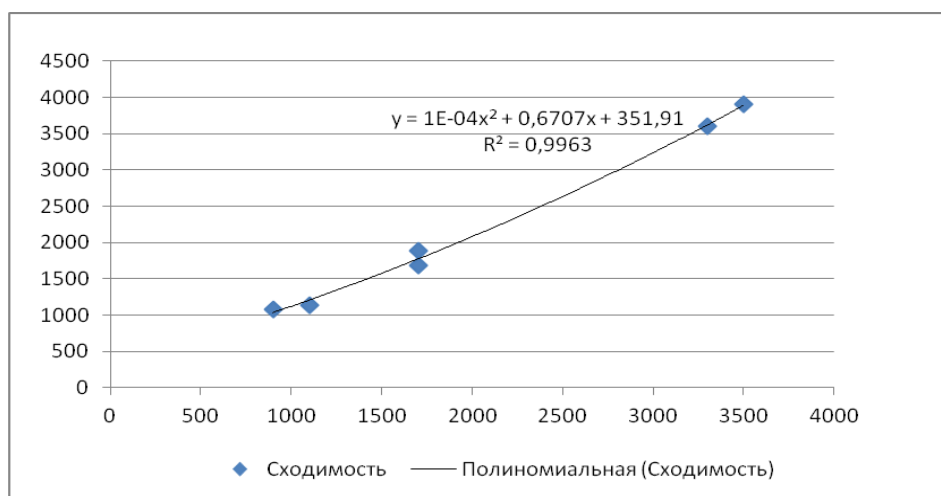


Рисунок 2.4 – Сходимость: а – линейная; б – экспоненциальная;
в – полиномиальная

Как показала корреляционная связь между величинами, данные, полученные в результате компьютерного и физического моделирования, обладают высокой степенью аппроксимации. Это позволяет говорить о достоверности полученных результатов и минимизации погрешностей в ходе исследования.

2.4 Выводы по главе

1. Как следует из работ многих ученых, достоверность результатов на физической модели обеспечивается функциональным подобием и высокой степенью корреляции с натурными условиями, а комплексное использование методов исследования значительно повышает качество получаемых данных в ходе экспериментов.

2. Анализ показал, что между выбранными в качестве методов исследования физического и компьютерного моделирования существует тесная связь (уровень аппроксимации более 95 %), из чего следует, что результаты, полученные в ходе исследования, обладают высокой степенью сходимости.

3. Установлено, что при выпуске слоя с высотой 80 м, наилучшие показатели извлечения с учетом равномерно-последовательного выпуска из двух смежных выработок достигаются при толщине слоя 8 м.

4. Максимальное количество чистой руды до начала разубоживания было извлечено из слоя 10 м и составило $27 \div 29$ %.

5. Выявлено, что уровень разубоживания стабилизируется и колеблется в диапазоне $25 \div 40$ % на протяжении практически всего выпуска.

3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТБИВАЕМОГО СЛОЯ

3.1 Общие показатели извлечения при физическом моделировании

На рисунках 3.1, 3.2, 3.3 показаны зависимости, полученные в ходе проведения физического моделирования по результатам равномерно-последовательного выпуска слоев из двух смежных выработок, размещенных в секции высотой 80 м. На основании этих данных можно сделать вывод, что наилучшие показатели извлечения руды были достигнуты при выпуске слоя толщиной 8 м. Количество чистой руды, выпущенной до начала разубоживания, составляет $17 \div 18 \%$ от объема рудного массива. Качественные показатели рудной массы стабилизируются после выпуска $6500 \div 7000 \text{ м}^3$ объема блока и колеблются в диапазоне $25 \div 40 \%$ содержания вмещающих торцевых пород в дозе до прихода налегающих пород, после внедрения которых происходит резкое снижение качества извлеченной руды.

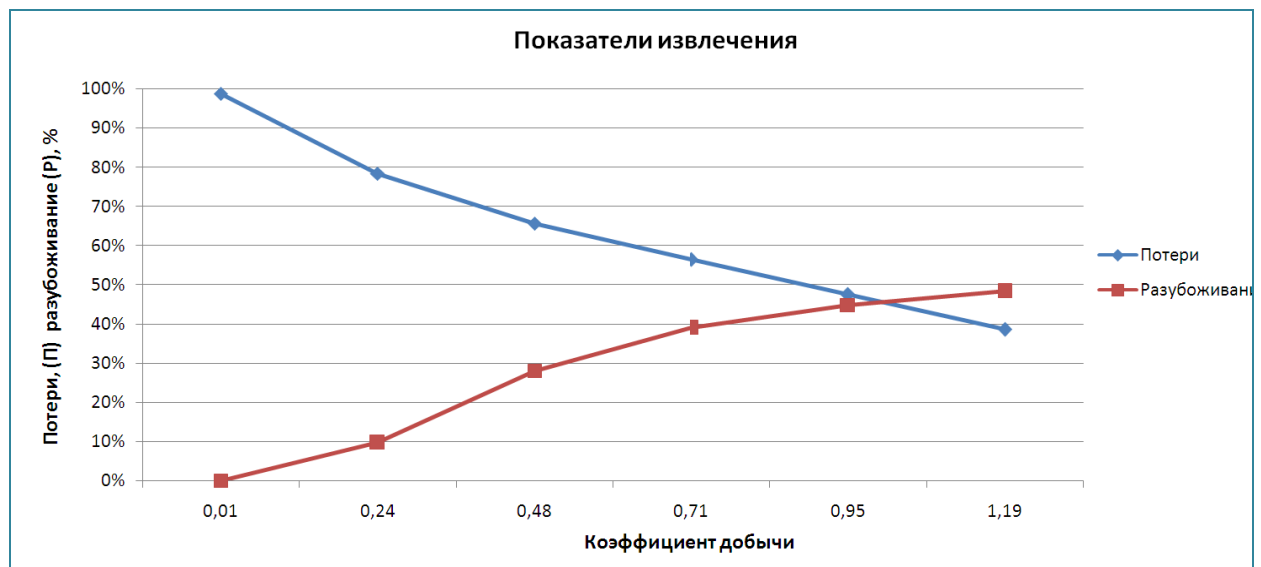


Рисунок 3.1 – Общие показатели извлечения руды для слоя 7 м

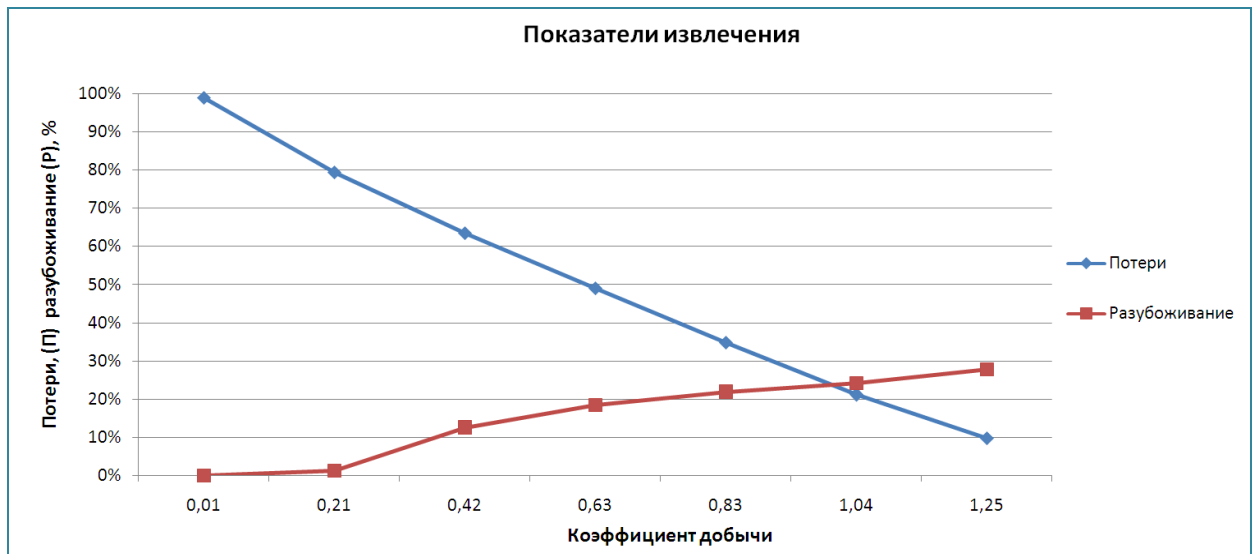


Рисунок 3.2 – Общие показатели извлечения руды для слоя 8 м

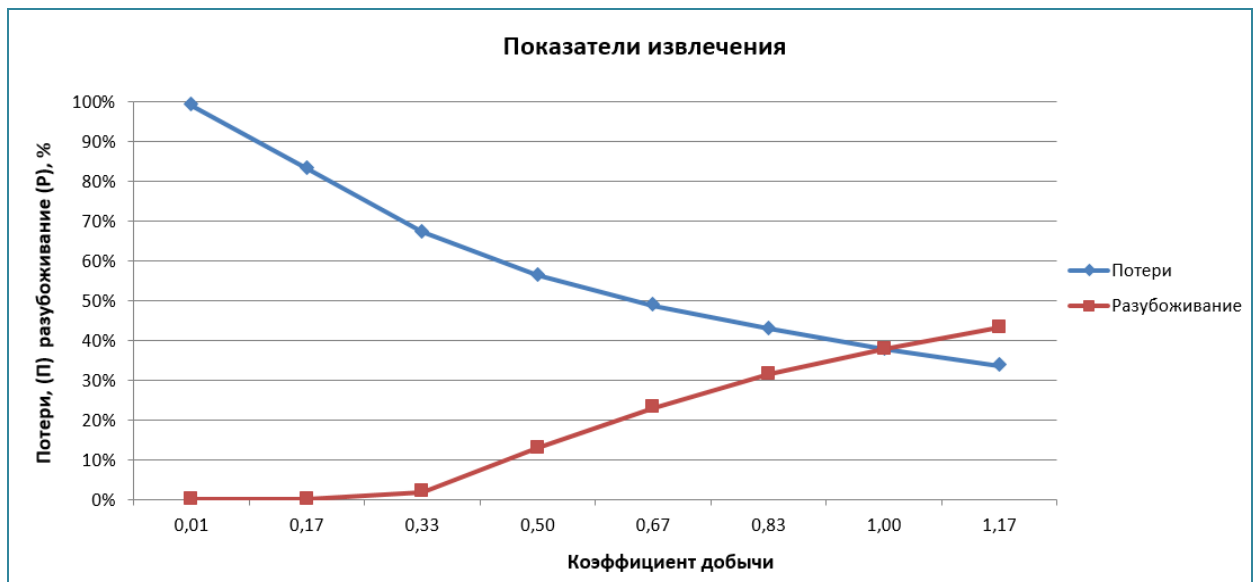


Рисунок 3.3 – Общие показатели извлечения руды для слоя 10 м

В точке пересечения графика потерь и разубоживания показатели извлечения составили 24 %, что вполне приемлемо при отработке залежей с большой вертикальной мощностью. При выпуске слоя 10 м достигнуто наибольшее (в процентном соотношении) количество чистой руды до прихода первых вмещающих пород. Однако в точке пересечения графиков, уровень потерь и разубоживания составил 38 %, что значительно хуже, чем при выпуске слоя с толщиной 8 м. Самые низкие показатели извлечения

были выявлены при отработке слоя 7 м. В точке пересечения полученных зависимостей показатель был на уровне 45 %.

Учитывая вышесказанное, можно сделать вывод о том, что при отработке мощных рудных залежей или участков, отклонение толщины отбиваемого слоя в меньшую сторону от оптимума, ведет к резкому снижению качества рудной массы. При этом для того, чтобы избежать повышенных потерь руды, она не должна превышать 0,13 высоты обрабатываемого слоя.

3.2 Результаты компьютерного моделирования выпуска руды из слоев с переменными параметрами

Проведенные исследования на компьютерной модели представлены на рисунке 3.4. Из графиков видна динамика изменения показателей извлечения в зависимости от дозы выпуска, величина которой составляет 8 м^3 . По оси абсцисс отложен выпущенный объем рудной массы, по оси ординат – величина уровня потерь и разубоживания.

Исследование на компьютерной модели проводилось последовательно для каждого слоя с высотой 80, 60 и 50 м. Для каждого варианта толщина отбиваемого слоя составляла 10, 9, 8, 7, 6 и 5 м. Выпуск осуществляли через буро-доставочные выработки с площадью поперечного сечения $\sim 20 \text{ м}^2$.

Учитывая высокий уровень сходимости между результатами моделирования, можно полагаться на зависимости, полученные в ходе компьютерного моделирования.

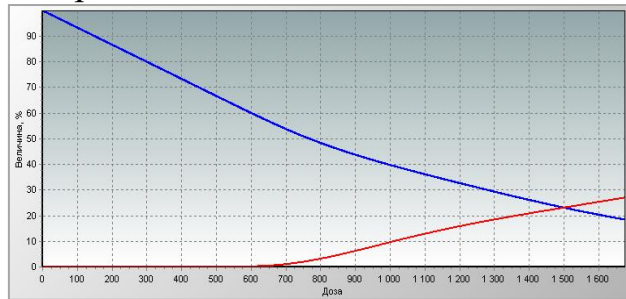
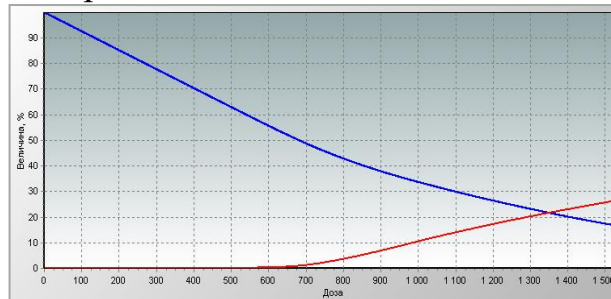
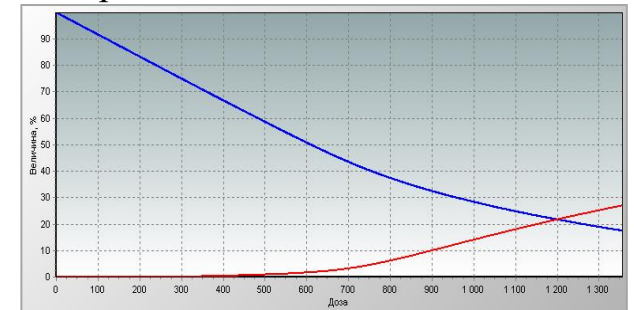
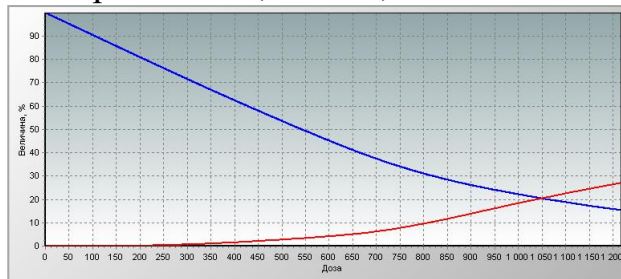
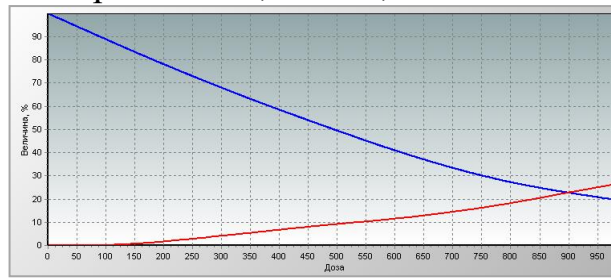
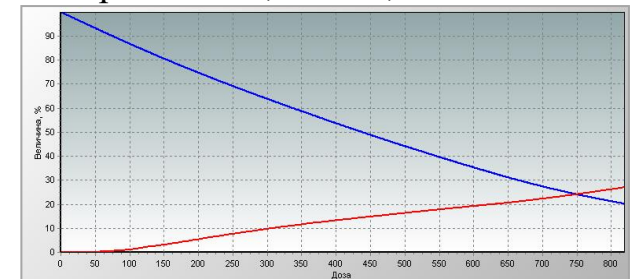
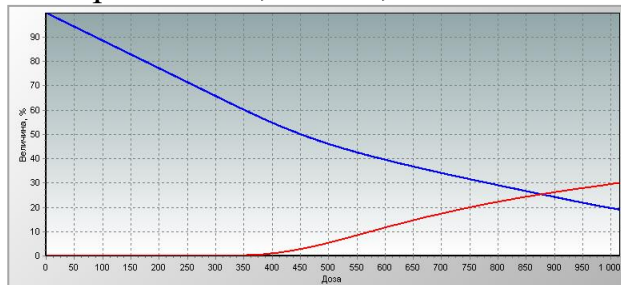
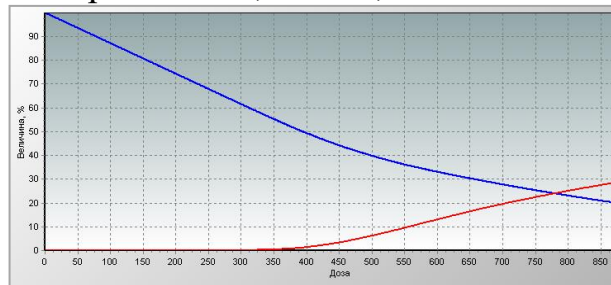
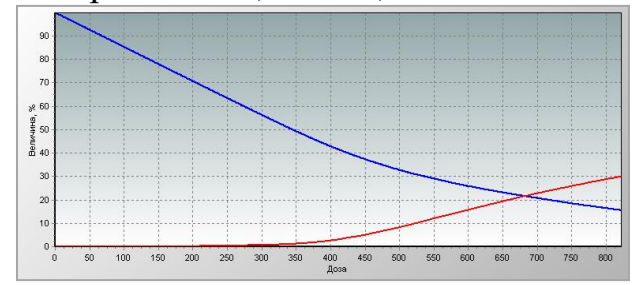
При выпуске слоя с высотой 80 м, наилучшие показатели извлечения (в точке пересечения графиков) были достигнуты при толщине, которая составляла $7 \div 8 \text{ м}$. Потери и разубоживание при выпуске данного слоя были на уровне 20 %. При этом максимальное количество чистой руды до начального разубоживания было выпущено из слоев с толщиной 9 и 10 м и составило $40 \div 43 \%$ от объема.

Наилучшие показатели выпуска при отработке слоя с высотой 60 м были достигнуты при толщине отбиваемого слоя 5 м. Показатели извлечения были на уровне 20 %. При этом больше всего чистой руды до начала разубоживания было выпущено при слое 8 м.

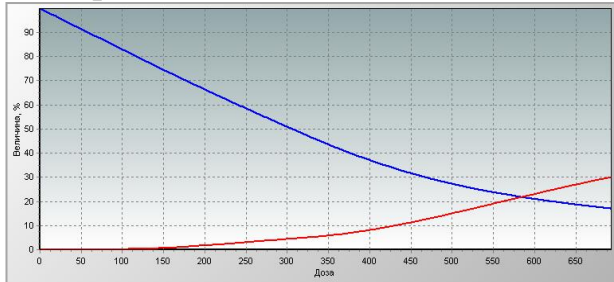
При выпуске руды из слоя толщиной $5 \div 6$ м и высотой 50 м уровень потерь и разубоживания при $k_d = 1$ составил 20 %.

При разработке ценных руд с минерализованными вмещающими породами минимальными должны быть потери, а разубоживание находится на таком уровне, при котором потери будут минимальными.

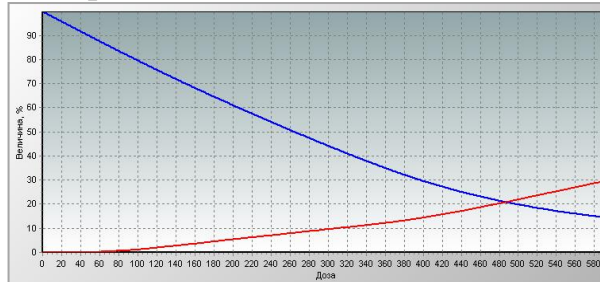
В случае, когда разрабатываются месторождения с бедной рудой и пустыми вмещающими породами, минимальным должно быть разубоживание, а потери – такими, которые возможны при небольшом разубоживании [31, 32, 34].

При $H=80$ м, $d_T=10$ м, $V=12000$ м³При $H=80$ м, $d_T=9$ м, $V=10800$ м³При $H=80$ м, $d_T=8$ м, $V=9600$ м³При $H=80$ м, $d_T=7$ м, $V=8400$ м³При $H=80$ м, $d_T=6$ м, $V=7200$ м³При $H=80$ м, $d_T=5$ м, $V=6000$ м³При $H=60$ м, $d_T=9$ м, $V=7020$ м³При $H=60$ м, $d_T=8$ м, $V=6240$ м³При $H=60$ м, $d_T=7$ м, $V=5460$ м³

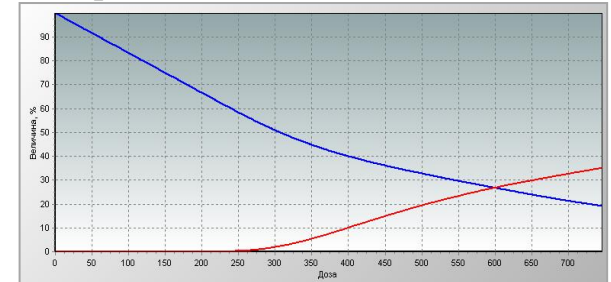
При $H=60$ м, $d_T=6$ м, $V=4680$ м³



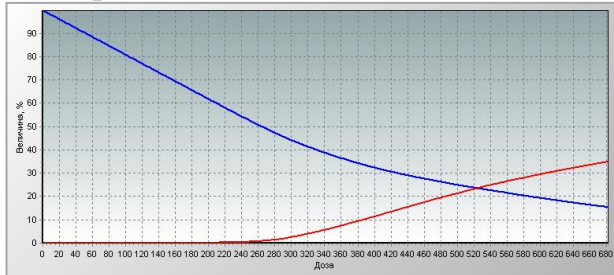
При $H=60$ м, $d_T=5$ м, $V=3900$ м³



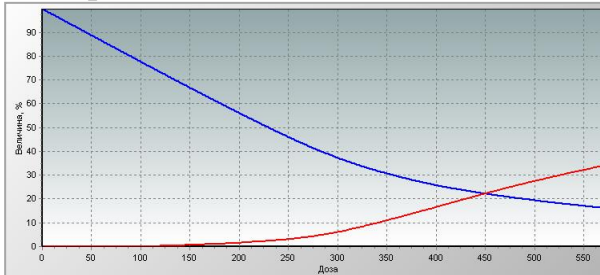
При $H=50$ м, $d_T=8$ м, $V=4800$ м³



При $H=50$ м, $d_T=7$ м, $V=4200$ м³



При $H=50$ м, $d_T=6$ м, $V=3600$ м³



При $H=50$ м, $d_T=5$ м, $V=3000$ м³

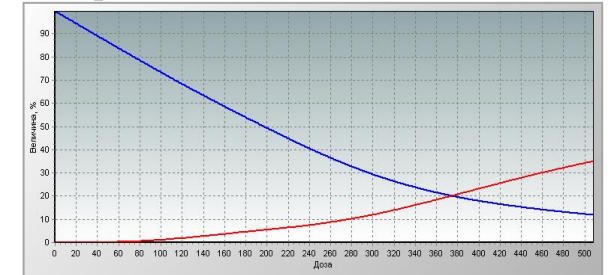


Рисунок 3.4 – Показатели извлечения руды при различной толщине (d_T) и для рассмотренных высот (H) слоя

3.3 Параметры изолированной фигуры выпуска при торцевом выпуске

Компьютерное моделирование осуществлялось следующим образом. Изначально производилось изучение развития изолированной фигуры выпуска с учетом призабойной стенки в диапазоне $40 \div 100$ м шагом в 10 м с тем, чтобы определить ее параметры на разной стадии формирования. Как говорилось ранее, немаловажным параметром, влияющим на форму фигуры выпуска в части изменения сыпучих свойств является гранулометрический состав кусков отбитой руды и обрушенной породы [19, 25, 35, 42, 46, 50, 53, 54, 78]. Исходя из этого, исследование геометрии выпуска производили с учетом средневзвешанных размеров кусков рудной массы, которые составляли 0,2, 0,3 и 0,4 м. Последовательно задавали разную высоту рудного массива, в диапазоне от 10 до 100 м, через интервал в 10 м. После прихода первого разубоживания при выпуске руды из каждого блока в отдельности с заданной высотой, моделирование останавливали. После этого производили измерения сформированной на данной высоте фигуры. Таким образом, это позволило установить параметры фигуры выпуска на разной стадии ее формирования, т. е. при разной высоте. Данные моделирования представлены в таблице 3.1. Из нее можно оценить геометрию формируемой фигуры на разных этапах ее развития в результате компьютерного моделирования.

На графике (рисунок 3.5) показаны параметры сформированной фигуры выпуска при изменяющейся высоте от 10 до 100 м, с учетом разного гранулометрического состава.

Таблица 3.1 – Стадии развития фигуры выпуска при разном гранулометрическом составе

Средний диаметр куска d_{cp} , м	Параметры фигуры выпуска		
	Высота Н, м	Ширина D, м	Толщина d, м
$d_{cp}=0,2$	10	6,7	2,9
	20	8,1	4,1
	30	9,7	4,9
	40	10,5	5,2
	50	11,9	5,7
	60	12,4	6,2
	70	13,8	7,1
	80	14,8	7,6
	90	15,1	7,6
	100	15,7	8,1
$d_{cp}=0,3$	10	7,1	3,5
	20	9,5	4,7
	30	11,6	5,8
	40	12,5	6,3
	50	13,9	7,1
	60	15,1	7,5
	70	15,8	7,9
	80	17,45	8,5
	90	18,4	9,2
	100	19	9,5
$d_{cp}=0,4$	10	10	5
	20	10	5
	30	12,6	6,3
	40	14,5	7,2
	50	16,8	8,4
	60	18,4	9,2
	70	19,2	9,6
	80	20,4	10,2
	90	21,3	10,6
	100	23,3	11,6

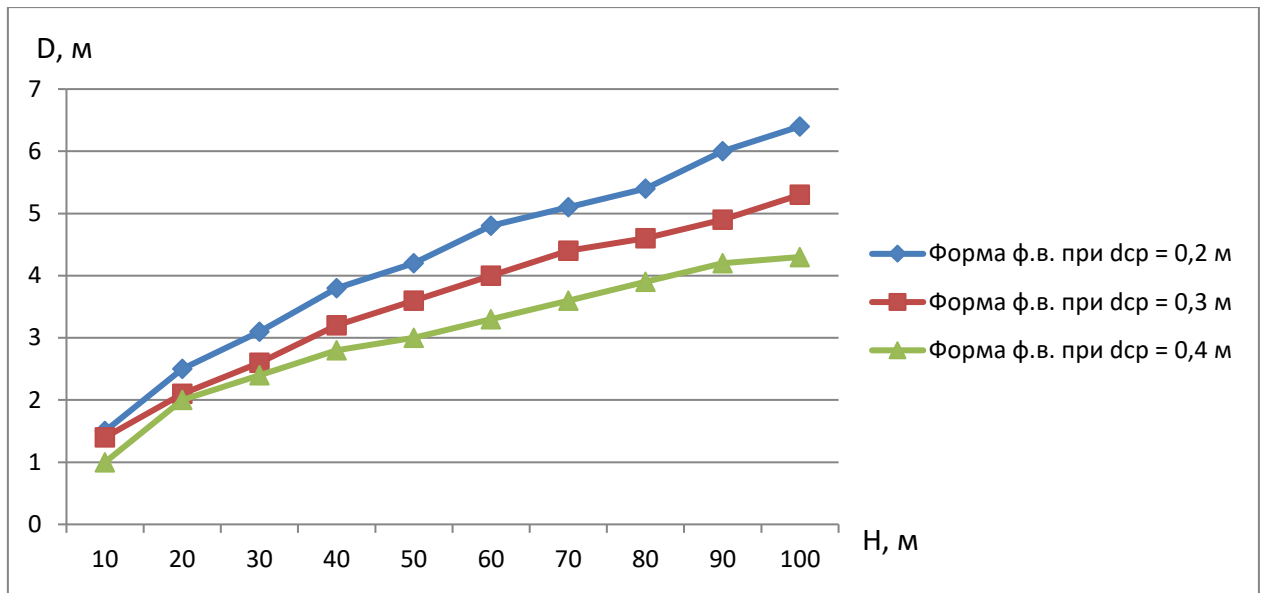


Рисунок 3.5 – График характеризующий коэффициент формы фигуры выпуска (H/D)

Данные зависимости демонстрируют характер и динамику развития выпуска и позволяют говорить о параметрах формируемой фигуры при разном размере средневзвешанных кусков, полученных в результате первичного дробления рудного массива. Видно, что параметры фигуры выпуска в зависимости от гранулометрического состава значительно разнятся. На самых ранних этапах извлечения руды, фигура развивается практически равномерно во все стороны. При увеличении извлекаемого объема эллипсоид выпуска в большей мере увеличивается в высоту, при этом развитие ее в диаметре замедляется. Очевидно, что с уменьшением размера куска руды значение отношения высоты к диаметру будет увеличиваться и эллипсоид будет иметь более вытянутую форму.

Параметры изолированных фигур выпуска с учетом призабойной стенки, сформированных на разной стадии, представлены на рисунке 3.6.

Параметры фигур выпуска

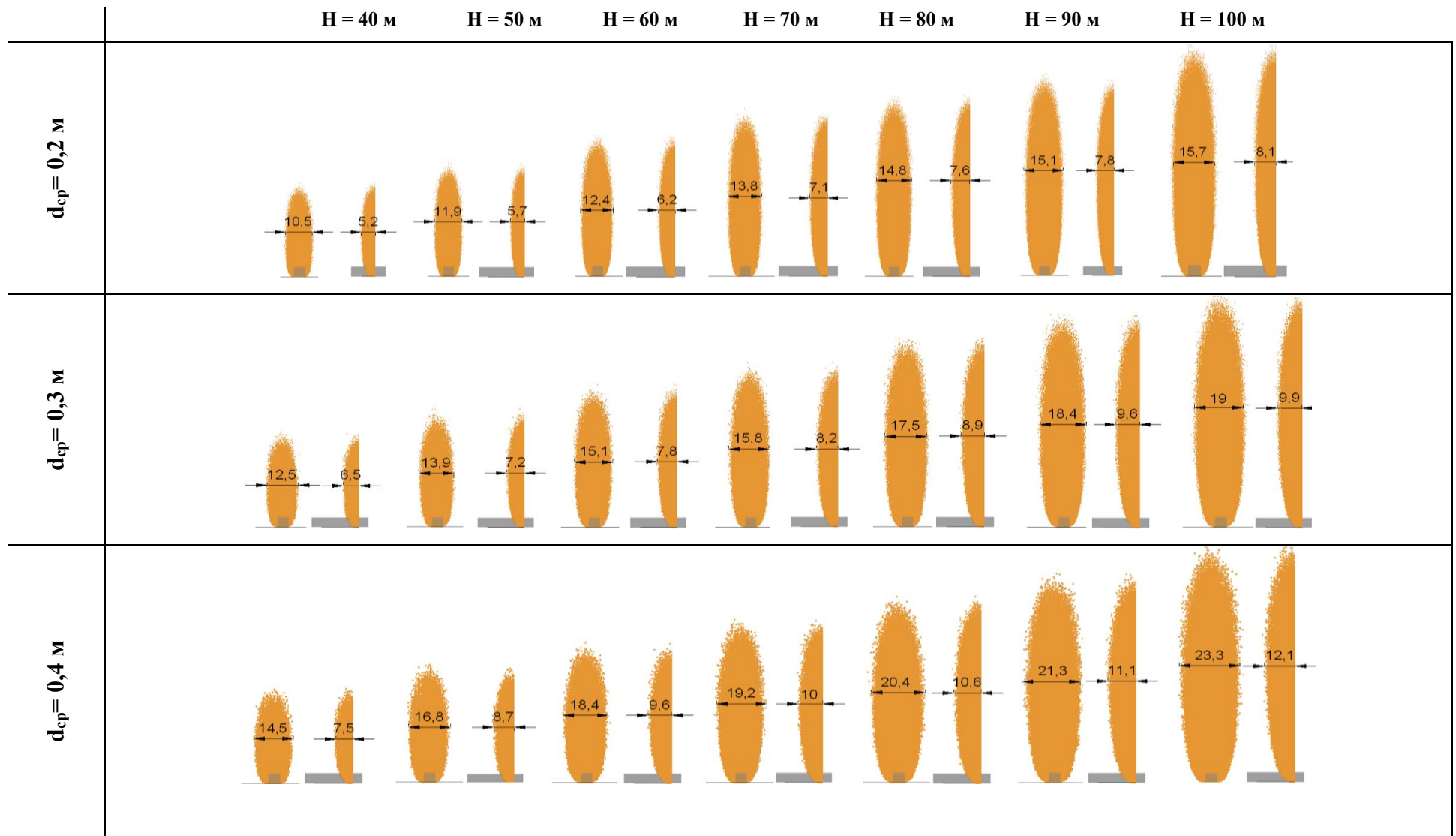


Рисунок 3.6 – Формирование изолированной фигуры выпуска с учетом призобойной стенки на разной стадии

Зная параметры фигур, формируемых при выпуске слоев с различной высотой с учетом гранулометрического состава отбитой руды и обрушенной породы, можно определить, откуда придет первоначальное разубоживание при разной толщине отбиваемого слоя. Анализ результатов исследований позволяет сделать вывод о характере развития фигуры выпуска на разных стадиях ее формирования. Это особо важно в тех случаях, когда речь идет о неравномерном распределении полезного компонента в рудном теле. Например, при наличии прослоек руды над отбитым слоем, можно предугадать, с какого объема выпущенной рудной массы начнется разубоживание от вышележащих пород и соответственно говорить о нелинейном росте разубоживания в дозе. Это позволит регулировать толщину отбиваемого слоя в зависимости от изменчивой мощности рудного тела и характера распределения качества полезного компонента в залежи, что позволит повысить эффективность послыйного выпуска руды на месторождениях со сложной морфологией. Так как основным недостатком данной системы разработки является относительно высокие потери и разубоживание, нахождение таких параметров слоев, при которых показатели извлечения будут наилучшими, является важным условием целесообразности ее применения [26, 28, 63, 69, 70, 72, 73, 95]. Более того, становится возможным установить характер взаимодействия руды с вмещающими породами при различных режимах выпуска, что позволит установить с какой части отбитого массива пришло разубоживание при определенных параметрах слоя. Ясно, что при условии подвыпуска руды из поэтажных выработок, форма фигуры выпуска руды будет изменяться, но общий характер истечения меняется не в значительной степени.

При незначительной разнице в гранулометрическом составе руды и вмещающих пород, образованном в результате отбойки на зажатую среду, наибольшая полнота извлечения руды достигается при толщине отбиваемого слоя, которая составляет $0,65 \div 0,75$ от половины диаметра изолированного эллипсоида выпуска, формируемой при торцевом выпуске (с учетом

призобойной стенки). Объем примешавшихся вмещающих пород к руде с торца при этом можно вычислить по формуле или определить по сумме пустых пород в дозах, выпущенных до прихода обрушенных пород сверху. На рисунке 3.7 показана диаграмма развития фигуры выпуска.

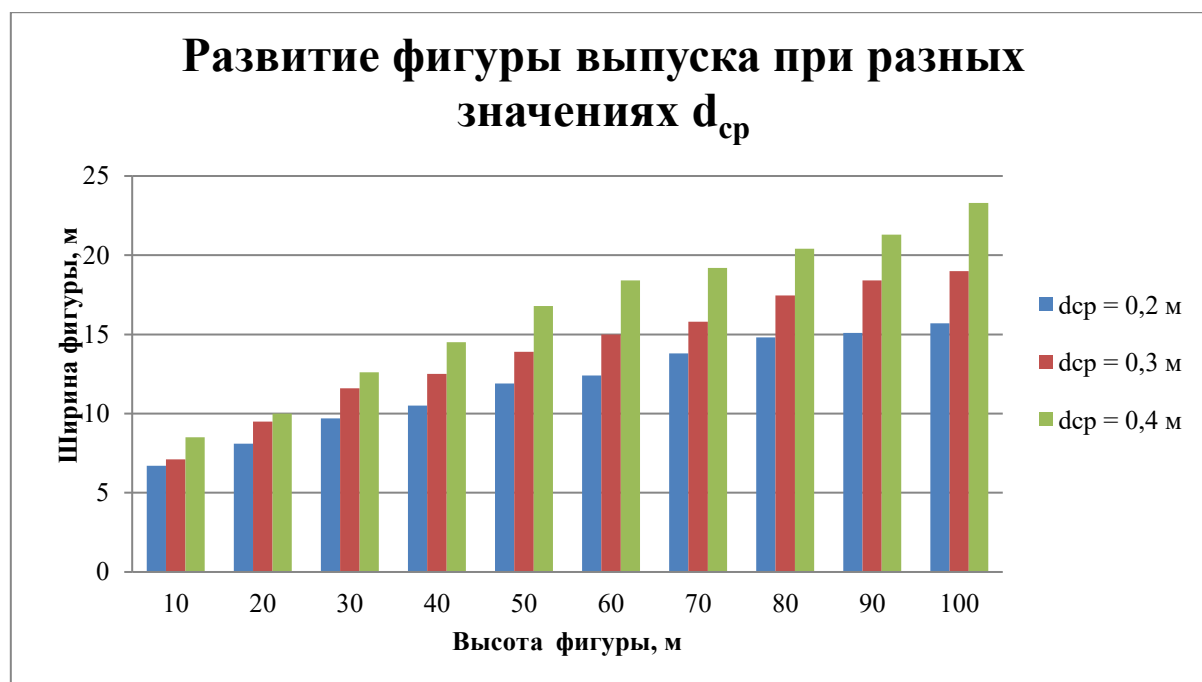


Рисунок 3.7 – Развитие фигуры выпуска с учетом размера среднего куска

3.4 Обоснование оптимальной толщины отбиваемого слоя при изменчивой мощности рудного тела

Для обоснования толщины отбиваемого слоя, при которой будут достигнуты наилучшие показатели извлечения, была использована компьютерная модель. Высота слоев составляла 50, 60, 70 и 80 м с изменяющимися толщинами. Результаты исследований показаны в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Показатели извлечения руды при $d_{cp} = 0,4$ м

Толщина слоя, м	Объем руды в слое, м ³	Объем выпущенной руды, м ³	Объем выпущенной породы, м ³	Потери, %	Разубоживание, %
При высоте этажа 80 м					
10	12000	9854,97	3640,98	17,88	26,98
9	10800	9114,86	3369,32	15,6	26,99
8	9600	7921,45	2930,4	17,48	27
7	8400	6977,58	2327,34	16,93	25,01
6	7200	5681,85	1895,19	21,09	25,01
5	6000	4852,73	1796,17	19,12	27,01
При высоте этажа 70 м					
10	9800	7992,58	3426	28,64	30
9	8820	7408,06	3175,7	26,51	30,01
8	7840	6475,39	2776,05	27,73	30,01
7	6860	5846,04	2505,93	25,43	30
6	5880	4823,05	2067,96	28,23	30,01
5	4900	4107,29	1761,82	26,66	30,02
При высоте этажа 60 м					
10	7800	7094	4571	31,87	39,14
9	7020	6146,17	3309,84	34,34	35
8	6240	5453,04	3203,08	34,46	37
7	5460	4928,66	2894,96	32,3	37
6	4680	4021,89	2166,72	35,55	35,01
5	3900	3460,35	1864,87	33,45	35,02
При высоте этажа 50 м					
9	5400	4762,03	3175	44,88	40
8	4800	4125,26	2750,46	46,29	40
7	4200	3749,79	2500,3	40,01	45,44
6	3600	3135,09	2090,6	45,57	40,01
5	3000	2710,55	1808,77	43,53	40,02
4	2400	2152,91	2153,1	43,93	50
3	1800	1656,79	1469,82	42,47	47,01

При подсчете приближенных прогнозных значений удобно пользоваться зависимостью суммы потерь металла и разубоживания руды $n + p$ от коэффициента извлечения чистой руды $k_{ч.р.}$, который легче других поддается прогнозному определению. Если известна сумма потерь и разубоживания, можно найти потери, задавшись разубоживанием, и наоборот [31].

Приближенно можно считать, что:

при

$$n = n_{min} \quad n + p = 1,0 + 1,2(1 - k_{ч.р.}), \quad (3.1)$$

$$p = p_{min} \quad n + p = 0,6 + 0,8(1 - k_{ч.р.}), \quad (3.2)$$

где $(1 - k_{ч.р.})$ – часть руды, остающаяся в блоке к началу разубоживания.

В результате наименьшая сумма потерь и разубоживания была достигнута при толщине слоев: для 50 м – 5 м; для 60 м – 6 ÷ 7 м; для 70 м – 7 м; для 80 м – 7 ÷ 9.

Таким образом можно говорить о сходимости результатов, которые были получены на основе сформированных эллипсоидов. Если не принимать во внимание ценность добываемой руды, толщину отбиваемого слоя можно принимать исходя из эмпирически полученных значений или исходя из параметров эллипсоидов выпуска.

3.5 Выводы по главе

1. Для минимизации уровня потерь и разубоживания толщина выпускаемого слоя рудной массы должна находиться в диапазоне $0,08 \div 0,12$ от его высоты (Н), т. е. $d_T = 0,08 \div 0,12H$.

2. Исходя из анализа показателей извлечения, можно сделать вывод, что наибольшее количество руды при предельном уровне разубоживания 25 % будет выпущено в том случае, если толщина отбиваемого слоя составит

0,65 ÷ 0,75 от толщины изолированной фигуры выпуска, сформированной с учетом призабойной стенки.

3. Полученные результаты позволяют говорить о том, что с увеличением высоты слоя на каждые 10 м, смещение его толщины в большую сторону от оптимального значения интенсивность нарастания потерь руды снижается на 5 – 10 %.

4. Оптимальная толщина для отбиваемых слоев ниже 40 м будет резко отличаться от слоев с большей высотой. Для последних она находится в диапазоне 0,09 ÷ 0,12 от высоты отбиваемого слоя.

4 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И КОНСТРУКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ СО СЛОЖНОЙ МОРФОЛОГИЕЙ

4.1 Влияние поверхности контакта руды с вмещающими породами на полноту извлечения

При изучении этажного выпуска руды под налегающими обрушенными породами, важным моментом является установление характера контакта руды с вмещающими породами. На количество контактов главным образом влияет режим выпуска и стадия отработки, а также расположение выемочных блоков.

В таблице 4.1. представлены показатели извлечения с учетом различного вида контакта руды (отбитого слоя) с вмещающими породами с заданным уровнем разубоживания, принятым 25 %. Высота отбиваемого слоя составляла 30, 40, 50, 60, 70 и 80 мс толщиной 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 и 10 м.

Контакт руды с породами бывает [64]:

- В – с верхними породами – отбитый слой руды граничит с обрушенными породами только сверху;
- В+Т – с верхними и торцевыми породами – отбитый слой руды граничит с обрушенными породами сверху и с торца (отсутствует боковое разубоживание, т. к. смежные по горизонтали забои располагаются в одну линию, включая вариант бокового контакта выпускаемого слоя руды с массивом) – вариант, характерный наилучшими показателями извлечения (рисунок 4.1 а);
- В+Т+Б1 – с верхними, торцевыми и с породами с одного бока – отбитый слой руды граничит с обрушенными породами сверху, с торца и по одной из боковых сторон, а по второй боковой стороне – контакт с массивом или с замагазинированной рудой (фронт работ по горизонтали –

ступенчатый) – вариант, наиболее применяемый в практике и характерный приемлемыми показателями для рядовых руд (рисунок 4.1 б);

- В+Т+Б1+Б2 – контакт отбитого слоя руды с породами по всей площади поверхности - отбитый слой руды граничит с обрушенными породами сверху, с торца и по двум боковым сторонам (для отстающих в отработке забоев, при непланомерном (хаотичном) порядке отработки запасов блока или панели) – вариант изолированного выпуска - вариант, наихудший по показателям извлечения и не рекомендуемый для использования (рисунок 4.1 в).

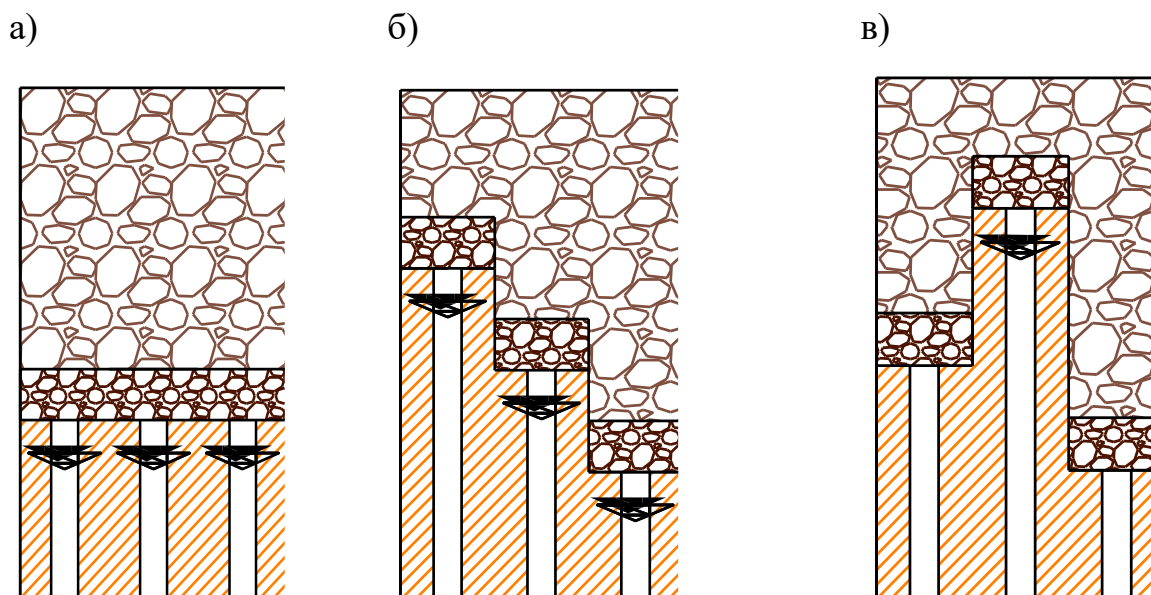


Рисунок 4.1 – Контакты отбитой руды с обрушенными вмещающими породами: а – верхний и торцевой; б - верхний, торцевой и с одного бока; в – по всей площади отбитого массива

Контакт отбитого слоя руды только с верхними вмещающими породами в случае с торцевым выпуском руды возможен в редких случаях, например на первых этапах выпуска при ведении очистных работ от центра к флангам. В остальном, при прочих равных условиях наиболее благоприятный выпуск будет в случае, когда отбитый слой руды граничит с обрушенными породами только сверху и с торца, т. е. при фронтальном развитии горнодобычных работ.

Таблица 4.1 – Показатели извлечения при различном контакте руды с породой ($d_{cp}=0,4$)

Слой	Контакт	Извлечение	3 м	4 м	5 м	6 м	7 м	8 м	9 м	10 м
30 x 10 м	В	П, %	17,7	22,15	21,22	29,37	36,45	43,9	50,18	54,95
		Р, %	25,05	25,12	25,07	25,01	25,01	25,06	25,01	25
	В+Т	П, %	24,2	21,67	20,22	28,68	35,87	43,7	50,61	55,19
		Р, %	25	25	25,05	25,02	25,03	25,03	25,07	25,05
	В+Т+Б1	П, %	26,8	21,89	20,48	28,44	35,94	43,88	49,89	55,46
		Р, %	25,02	25,04	25,03	25,02	25,01	25,03	25,04	25,03
	В+Т+Б1+Б2	П, %	27,76	23,98	22,28	29,99	38,2	45,62	51,51	56,37
		Р, %	25,04	25,02	25,01	25,04	25,05	25	25,01	25,03
40 x 11 м	В	П, %	15,28	19,09	16,83	22,94	27,65	35,45	41,87	47,68
		Р, %	25,08	25,09	25,05	25,06	25,03	25,02	25,03	25,03
	В+Т	П, %	39,44	22,15	16,23	21,92	26,9	35,07	41,6	47,38
		Р, %	25,02	25,03	25,01	25,02	25,04	25,06	25,05	25,05
	В+Т+Б1	П, %	39,14	22,64	16,45	25,04	27,55	35,02	42,37	47,68
		Р, %	25,07	25,01	25,01	25,04	25,03	25,01	25,03	25,05
	В+Т+Б1+Б2	П, %	43,65	26,73	19,61	24,72	29,95	37,51	44,05	49,43
		Р, %	25,01	25,04	25,03	25,03	25,04	25,01	25,03	25,01
50 x 12 м	В	П, %	15,98	19,74	16,58	21,21	23,93	30,97	36,48	42,7
		Р, %	25,07	25,04	25,04	25,05	25,04	25,03	25,03	25,01
	В+Т	П, %	55,96	28,69	16,9	20,82	23,49	30,13	36,13	42,38
		Р, %	25	25,01	25,05	25,03	25,04	25,01	25,03	25,01
	В+Т+Б1	П, %	54,81	31,27	17,78	21,06	23,98	30,7	36,91	43,08
		Р, %	25	25	25,02	25,02	25,04	25,02	25,03	25,02
	В+Т+Б1+Б2	П, %	56,48	34,83	20,86	24,14	26,74	33,46	39,33	45,39
		Р, %	25	25,01	25,03	25,03	25,02	25,03	25,04	25,02

Продолжение таблицы 4.1

60 x 13 м	В	П, %	17,08	20,44	16,21	20,56	21,7	27,6	31,55	37,68
		Р, %	25,02	25,06	25,02	25,02	25,03	25,02	25,03	25,01
	В+Т	П, %	65,29	40,29	18,69	21,22	21,7	26,68	30,99	37,29
		Р, %	25,11	25,03	25,03	25,02	25,03	25,04	25,01	25,01
	В+Т+Б1	П, %	65,79	41,61	18,58	20,96	21,13	26,55	31,56	37,73
		Р, %	25	25,01	25,01	25,01	25,02	25,01	25,02	25,01
	В+Т+Б1+Б2	П, %	66,79	43,91	21,63	23,42	23,95	28,63	33,88	40,28
		Р, %	25,02	25,02	25,03	25,03	25,02	25,02	25,02	25,02
70 x 14 м	В	П, %	17,03	20,26	15,89	19,56	19,65	24,4	28,61	34,28
		Р, %	25,01	25,04	25,01	25,02	25,02	25,01	25,01	25,01
	В+Т	П, %	72,93	50,7	20,27	21,27	19,82	24,45	28,14	33,87
		Р, %	25,03	25,01	25,02	25,01	25,02	25,02	25,01	25,01
	В+Т+Б1	П, %	72,84	51,09	22,4	22,3	20,65	25,35	29,19	34,8
		Р, %	25	25	25,01	25,01	25,02	25,02	25,02	25,02
	В+Т+Б1+Б2	П, %	73,07	52,92	25,89	25,12	23,34	27,6	31,27	36,87
		Р, %	25,03	25,01	25,01	25,02	25,01	25,01	25,01	25,02
80 x 15 м	В	П, %	15,82	18,97	14,48	18,05	17,33	21,83	24,76	30,23
		Р, %	25,03	25,03	25,02	25,01	25,02	25,02	25,01	25
	В+Т	П, %	77,72	58,35	22,67	21	18,43	22,14	24,56	29,37
		Р, %	24,99	25,01	25,01	25,01	25,02	25,01	25	25
	В+Т+Б1	П, %	77,79	58,97	24,7	22,36	19,1	22,99	25,32	30,69
		Р, %	25,02	25,01	25,02	25,02	25,01	25,01	25,01	25,01
	В+Т+Б1+Б2	П, %	77,17	58,92	28,87	25	21,71	25,36	27,96	33,07
		Р, %	25,05	25,01	25,01	25,02	25,02	25,01	25	25,01

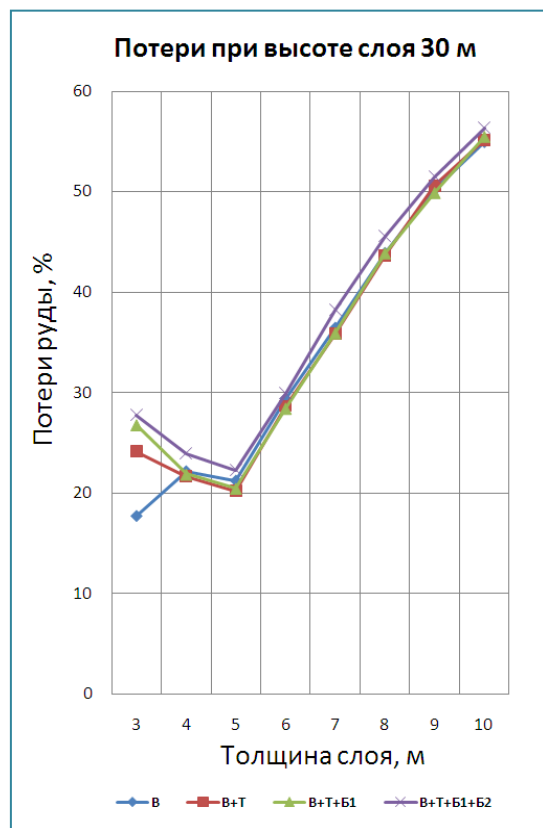
На основе данных таблицы 4.1 построены зависимости, демонстрирующие динамику изменения потерь в зависимости от высоты отбиваемого слоя при среднем размере куска $d_{cp} = 0,4$ м (рисунок 4.2 – а, б, в, г) и коэффициенте, характеризующем сыпучие свойства руды $m = 0,49$.

При выпуске слоя с высотой $30 \div 40$ м, с увеличением толщины слоя, происходит интенсивное нарастание потерь. Увеличение толщины на метр, приводит к росту уровня потерь на $5 \div 10$ %. Поэтому, если при разработке месторождения главным приоритетом является снижение уровня потерь, то при отработке участков с малой вертикальной мощностью не следует смещать толщину отбиваемого слоя в большую сторону от оптимума.

В процессе исследований выпуска слоев с переменными параметрами установлено, что при наличии двух и более контактов отбитого массива руды с вмещающими породами, потери в большинстве случаев изменяются незначительно. При большей площади соприкосновения рудного массива с вмещающими породами уровень потерь увеличивается не более чем на $1 \div 5$ % с учетом наличия двух или более контактов.

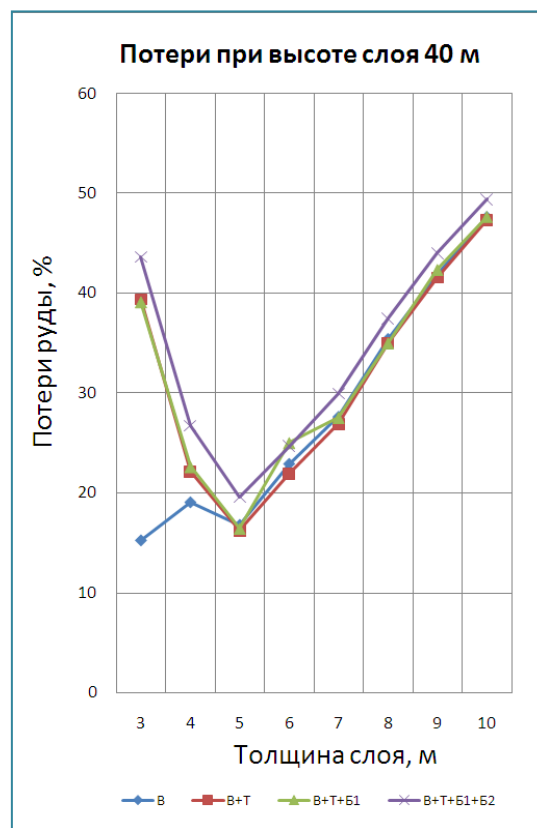
При выпуске слоев свыше 40 м, со смещением толщины отбиваемого слоя в большую сторону от оптимальной, интенсивность нарастания уровня потерь снижается с увеличением его высоты. Это обеспечивает возможность более широкого диапазона выбора параметров отбиваемых слоев под горно-геологические и горнотехнические условия разработки месторождений со сложным строением залежей.

а)



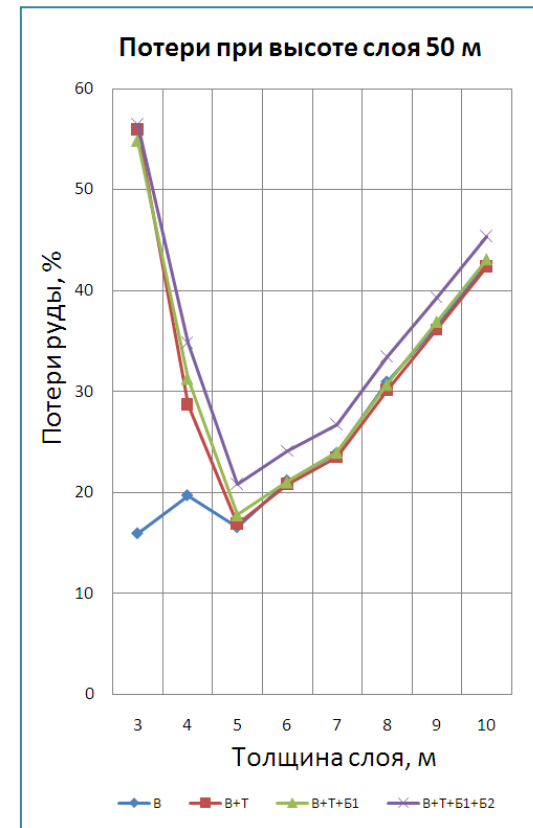
Показатель потерь руды для слоя 30 м

б)



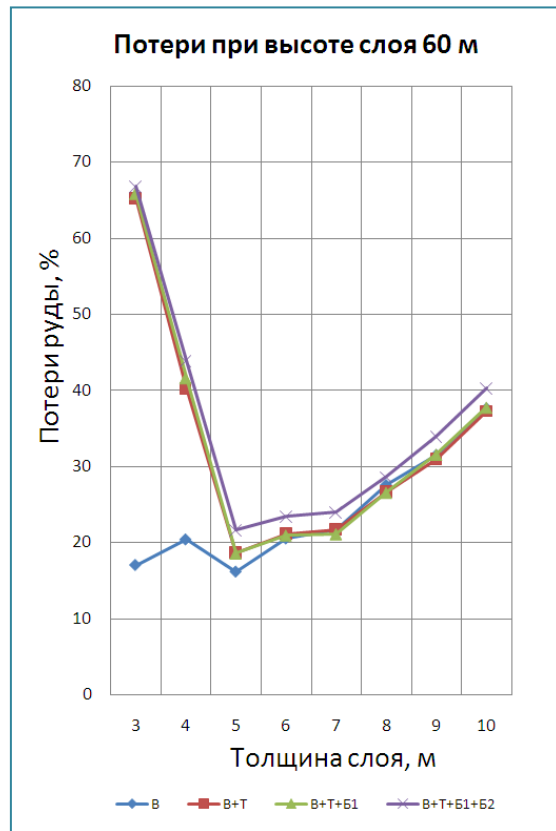
Показатель потерь руды для слоя 40 м

в)



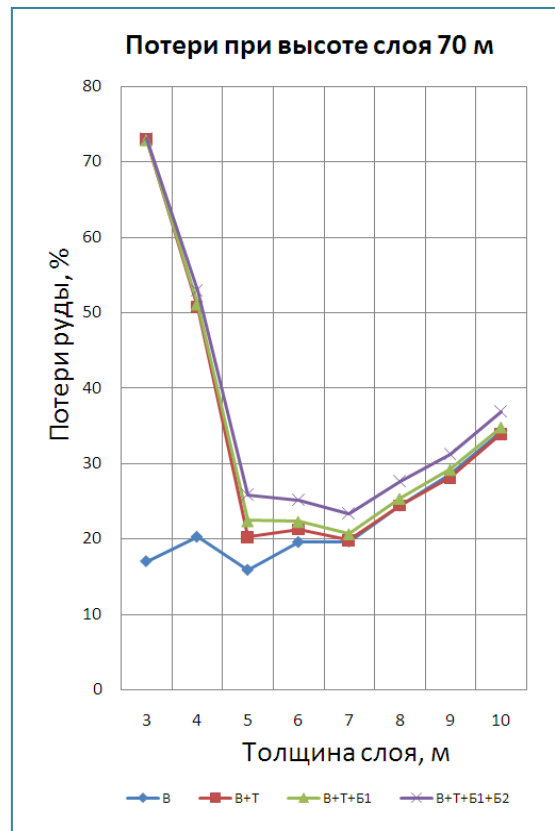
Показатель потерь руды для слоя 50 м

г)



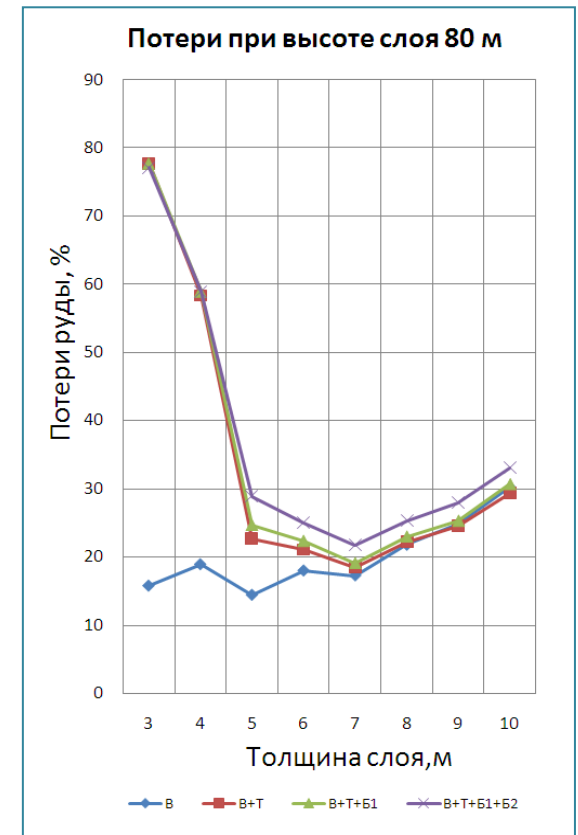
Показатель потерь руды для слоя 60 м

д)



Показатель потерь руды для слоя 70 м

е)



Показатель потерь руды для слоя 80 м

Рисунок 4.2 – Графики показателей потерь из слоев высотами: а – 30 м; б – 40 м; в – 50 м; г – 60 м; д – 70 м; е – 80 м

4.2 Конструкция системы разработки и порядок отработки

4.2.1 Вариант системы разработки с послойной отбойкой и торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность

Конструктивные и технологические решения при разработке месторождений со сложной морфологией рудных тел должны быть выбраны исходя из условия обеспечения полноты извлечения при минимальных затратах на подготовительно-нарезные работы [27, 62, 63, 67, 66, 70, 71, 72, 74, 75]. В связи с этим необходимо увеличивать высоту слоев. Соответственно при проектировании горнотехнических систем в данных условиях, должна быть предусмотрена технология отработки на всю вертикальную мощность рудных тел, т. е. переход на так называемый безэтажный торцевой выпуск. Это обуславливается упрощением технологии разработки залежей сложного строения и возможностью снижения уровня потерь и разубоживания в совокупности с меньшей себестоимостью добычи руды. Таким образом, решения, принятые при проектировании системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород с безэтажным выпуском, должны с одной стороны обеспечить высокие показатели извлечения руды, а с другой иметь минимальный расход подготовительно-нарезных работ.

Полнота извлечения увеличивается по мере возрастания степени взаимодействия выпускных отверстий. Учитывая это, расстояние между выработками должно выбираться исходя из условия пересечения эллипсоидов выпуска, формируемых над ними из чего следует, что расстояние между смежными буродоставочными выработками не должно превышать диаметр фигуры выпуска и быть не менее допустимого с учетом геомеханической обстановки.

Исходя из вышесказанного, с целью увеличения показателей извлечения руды, а также интенсификации процессов очистной выемки и возможности оперативного изменения параметров отбиваемых слоев в условиях разработки месторождений со сложным морфологическим строением рудных тел, предложен вариант безэтажного обрушения с торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность. Более того, реализация данного варианта системы разработки позволяет сократить подготовительно-нарезные работы.

При применении данного варианта системы разработки отработку запасов месторождения производят в нисходящем порядке с выпуском руды через буродоставочные выработки, расположенные в нижнем контуре рудного тела. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических возможен вариант с ортовой схемой.

Схемы подготовки рудного поля выбираются с учетом геомеханических особенностей и условий залегания рудного тела.

В ситуации, когда условия позволяют использовать разные способы подготовки, выбор осуществляется методом вариантов на основе технико-экономического анализа. По опыту разработки мощных рудных месторождений можно сказать, что на них успешно реализуется сочетание ортовой и штрековой подготовки. Горнотехнические условия на разных участках месторождений со сложной морфологией рудных тел изменяются в большом диапазоне, что вызывает потребность возможности оперативной корректировки параметров системы разработки.

Принципиальную конструкцию и технологию системы разработки в варианте безэтажного обрушения с торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность, можно рассмотреть на примере разработки участка Ждановского медно – никелевого месторождения.

В части производства подготовительно-нарезных работ предложены следующие технические решения. Штреки, обеспечивающие доступ к полевым ортам с помощью заездов, сбивают со спиральным съездом. Далее

из них проходят буродоставочные выработки, в данном случае ими служат штреки. В дальнейшем следует проходка ортов, предназначенных для отрезки флангов рудного тела от остального массива горных пород и подачи свежего воздуха в очистное пространство. В условиях, когда рудное тело или его участки обладают большой длиной по простиранию, штреки сбиваются с дополнительными рудными ортами для исключения чрезмерного увеличения времени на доставку. Это увеличивает затраты на проходку выработок, но вместе с этим расширяет транспортную сеть на горизонте, что придает большую оперативность и гибкость производственным процессам.

Буродоставочные выработки, расположены на расстоянии, определенном исходя из условия взаимовлияния фигур выпуска формируемой над ними и геомеханической ситуации с сечением, которое составляет 4,5 x 4,5 м. Выпуск производится на всю полную мощность рудного тела. Выработки, на которые осуществляется выпуск расположены по контуру лежащего бока рудного тела. При отработке мощных участков месторождения проводятся дополнительные буровые выработки, которые служат в основном только для отбойки рудного массива. Во многих случаях, при наличии особенностей геологического строения залежей, на одном горизонте могут располагаться и буровые и буродоставочные выработки. Для минимизации разубоживания от боковых пород отработку следует вести в нисходящем порядке с равномерным выпуском руды сразу из ряда выработок. Разделяя рудное тело на условные части с вертикальной мощностью, которая колеблется в незначительном диапазоне и, выпуская отбитую руду одновременно через несколько выработок широким фронтом, качество процесса извлечения руды будет увеличиваться, тем самым удастся достигнуть минимального уровня потерь и разубоживания. Откаточный горизонт расположен в нижней части конструкции системы и состоит из откаточных штреков и ортов. Рудная масса по рудоспускам перемещается на горизонт откатки сразу, либо в несколько этапов. Далее руда по выработкам нижнего горизонта транспортируется до скипового ствола.

Как показала практика, разработка рудных месторождений технологиями, которые предусматривают обрушение руды и вмещающих пород, наиболее безопасна и эффективна при выемке сплошным фронтом.

Принципиальный вариант системы показан на рисунке 4.3

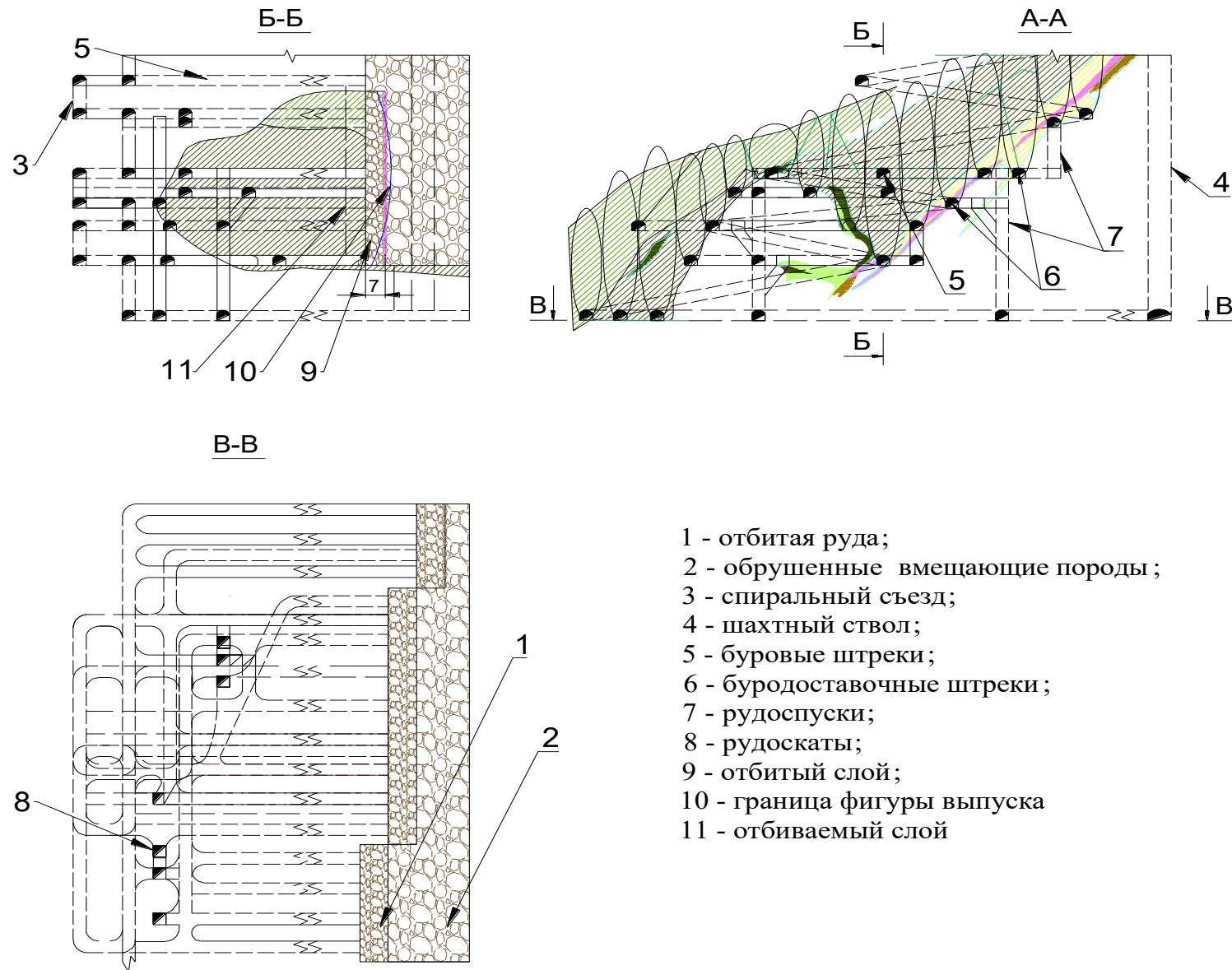


Рисунок 4.3 – Принципиальная схема системы разработки с обрушением и безэтаным торцевым выпуском руды

Рудный массив отбивают взрывными скважинами по всеерной схеме, которая в данных условиях имеет ряд преимуществ перед иными вариантами расположения скважин. В данном случае массив обуривается из буровых и буродоставочных выработок на высоту, равную мощности рудного тела. Глубину бурения скважин выбирают исходя из различных условий разработки, но для увеличения качества обуривания и обеспечения более равномерного дробления отбиваемого массива, она не должна превышать 30 м. В качестве оборудования для обуривания массива предусматривается применение буровых установок с возможностью бурения глубоких скважин. Отбойку массива осуществляют послойно в зажиме зарядами ВВ, которые расположены в скважинах. Толщину отбиваемого слоя определяют с таким расчетом, чтобы после отбойки она с учетом коэффициента разрыхления составляла $0,65 \div 0,75$ от полудиаметра (малой полуоси) фигуры выпуска исходя из ее развития на полную высоту отрабатываемого слоя. Это позволяет увеличить показатели извлечения руды за счет соответствия параметров отбойки параметрам выпуска.

Доставку рудной массы осуществляется самоходным оборудованием типа ПДМ, грузоподъемностью $20 \div 25$ т.

4.2.2 Вариант системы разработки с обрушением и безэтажным торцевым выпуском руды с опережающей отбойкой

Зачастую применение только послойного торцевого выпуска руды в варианте безэтажного выпуска на всю высоту отбиваемого слоя не обеспечивает необходимого уровня извлечения. Для увеличения гибкости системы и возможности контролировать качество руды в процессе выпуска. Данный вариант системы представлен на рисунке 4.4. Конструктивные параметры системы выбирают, исходя из возможности сокращения материальных и трудовых затрат и упрощения технологии отработки в

соответствии с горно-геологическими и горнотехническими условиями разработки месторождений со сложной морфологией мощных рудных тел [63, 66, 71, 72].

На рассматриваемом участке вертикальная мощность изменяется в диапазоне $20 \div 90$ м. разработка ведется на всю мощность, большая часть слоев имеет высоту слоев $50 \div 80$ м. В обычном случае слои расположены под прямым углом. Выпуск осуществляется из поднадштрекового целика. Толщина отбиваемого слоя выбирается исходя из вышеизложенных в работе рекомендаций. Опережение отбойки из буровых выработок выбирается исходя из высоты выпускаемого слоя. В зависимости от высоты слоя он может повторять толщину отбиваемого массива (при малой высоте), который отбили из буровой выработки или быть уменьшенным до необходимой толщины для более полного выпуска. Для данного случая он составляет 4 м. В остальном вариант системы разработки с обрушением и безэтажным торцевым выпуском руды с опережающей отбойкой не отличается от вышеизложенного в работе.

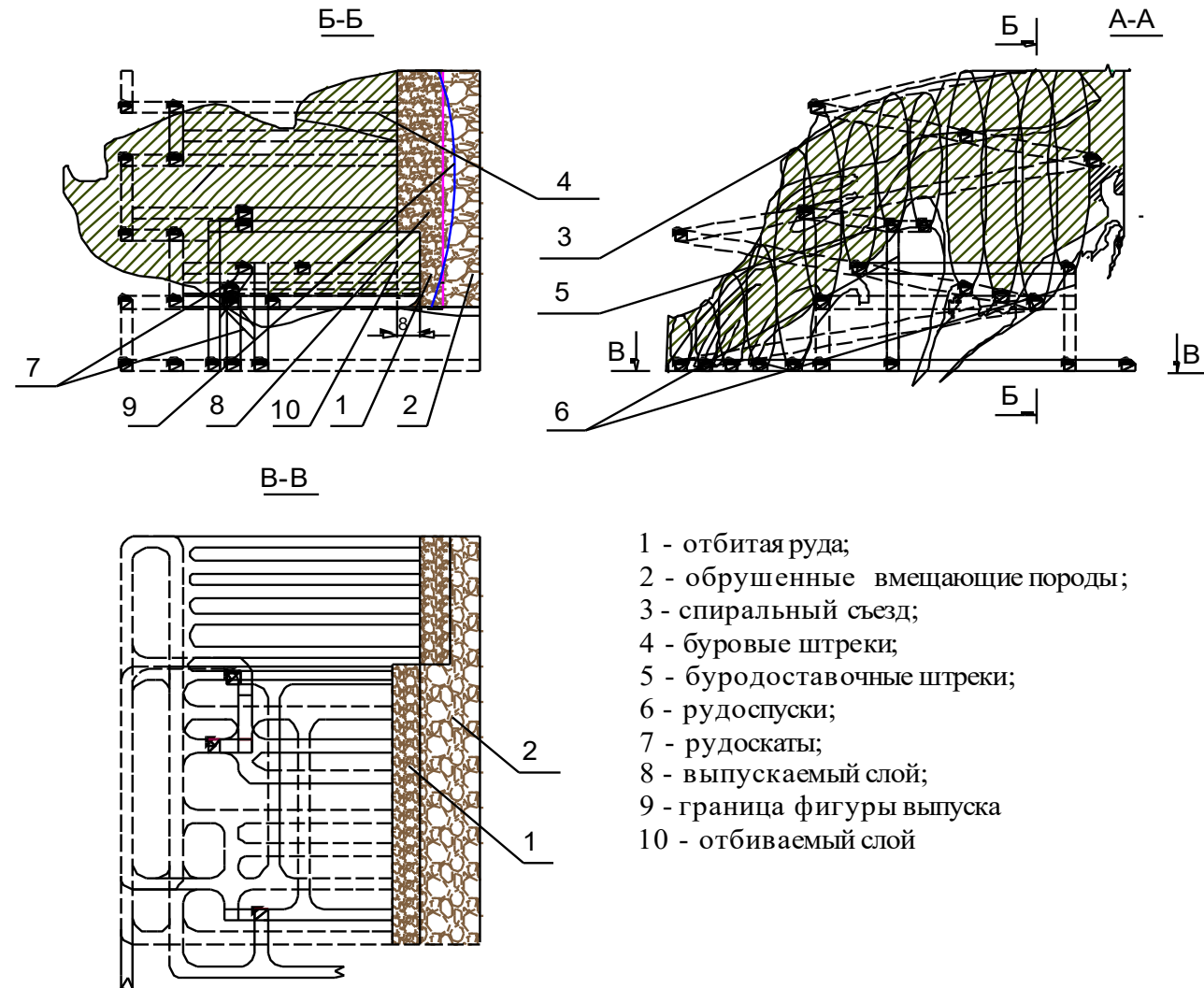


Рисунок 4.4 – Принципиальная схема системы разработки с обрушением и безэтажным торцевым выпуском руды с опережающей отбойкой

4.2.3 Количественные характеристики вариантов систем разработки и сравнение их технико-экономических показателей для выемочной единицы

При разработке новых горнотехнических систем и при совершенствовании существующих, необходимо провести технико-экономическое сравнение предлагаемого к реализации варианта с показателями применяемых технологий на действующих предприятиях [2].

Для сравнения технико-экономических показателей возьмем систему разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды применяемую при отработке мощных (более 30 м) участков Ждановского месторождения. В таблице 4.2 представлены основные показатели по системе для отработки опытного блока с углом падения 47° . Этаж высотой 60 м разбивают на 3 подэтажа высотой по 20 м. Направление горных работ ведется от центра к флангам. Заезды к рудному телу (полевые орты) проходятся через 50 м. Процесс очистной выемки производят из погрузо-доставочных штреков, которые пройдены по простиранию рудного тела на расстоянии 11 м между осями выработок. Вмещающие породы обладают хорошей устойчивостью, поэтому для инициации процесса их самообрушения необходима принудительная посадка висячего бока по простиранию на $150 \div 200$ м и не менее 60 м по падению.

Таблица 4.2 – Показатели по системе разработки для опытного блока ($30 \text{ м} \times 60 \text{ м} / \sin 47^\circ \times 50 \text{ м} = 123388 \text{ м}^3$)

№ п/п	Показатель	Ед. изм.	Значение
1	Средняя мощность рудного тела	м	30,0
2	Промышленные запасы руды в блоке	м ³	123 388
3	Потери по системе	%	18,7
4	Разубоживание по системе	%	12,4
5	Объем руды, извлекаемый из блока	м ³	109 532
		т	328 596
6	Объем проходческих работ	м ³	17 013
		п.м	1 146,5
7	Объем проходческих работ на 1000 т руды	м ³	51,7
		п.м	3,4

В таблице 4.3 представлен объем подготовительно-нарезных работ в условном блоке для системы разработки с обрушением и безэтажным выпуском руды и вмещающих пород, который вкрест простирания равен ширине 4-х слоев с высотами 50, 50, 70 и 50 м и длиной принятой 100 м. Угол падения данного участка составляет $40 \div 45^\circ$. С учетом этого примерные размеры выемочной единицы составляют 65 х 50 х 100 м. (325000 м³). С учетом плотности руды 2,95 т/м³ и вмещающей породы 2,8 т/м³ общий тоннаж блока составит $\sim 940 \div 950$ тыс. т.

Таблица 4.3 – Объем ПНР на одну условную выемочную единицу для системы разработки с безэтажным торцевым выпуском руды

№ п/п	Наименование выработки	Сечение выработок, м ²	Кол- во, шт.	Длина, п.м.			Объем, м ³			Удельный объем ПНР, п.м. /1000т
				по породе	по руде	Всего	по породе	по руде	Всего	
Подготовительные работы										
1	Спиральный съезд	5 x 5	1	130	0	130	3250	0	3250	0,140
2	Орт заезд на БДШ	4,5 x 4,5	1	30	0	30	607	0	607	0,030
3	Блоковый рудоспуск	3 x 3	1	20	0	20	180	0	180	0,021
4	Генеральный рудоспуск	3 x 3	1	60	0	60	540	0	540	0,064
		Итого	4	240	0	240	4577	0	4577	0,25
Нарезные работы										
5	Буродоста- вочные штреки (БДШ)	4,5 x 4,5	4	0	100	400	0	2025	8100	0,420
6	Отрезной восстающий верхнего горизонта	3 x 3	1	0	50	50	0	450	450	0,053
	Отрезной восстающий нижнего горизонта	3 x 3	1	0	70	70	0	630	630	0,074
		Итого	6	0	220	520	0	9180	9180	0,55
		Всего ПНР	10	240	220	760	4577	9900	13750	0,80

Предлагаемая система разработки для месторождений со сложной морфологией рудных тел и относительно низким содержанием полезного компонента с неравномерным распределением характеризуется гораздо меньшими затратами на подготовительные и нарезные работы, чем вариант с поэтажным обрушением руды и вмещающих пород и является более эффективной в данных условиях. Однако если речь идет о разработке месторождений с высокой ценностью руд, то выбор должен быть сделан в сторону систем, которые обеспечивают наибольшую полноту извлечения.

При выборе оптимальных параметров, в частности толщины отбиваемого слоя, показатели извлечения руды для сравниваемых систем будут подобными.

Расчет ведем по добытой руде из рассматриваемого блока в результате очистных работ, исключая извлеченную попутную руду от проходческих работ.

В качестве критерия для сравнения систем, принимаем величину удельного дохода от отработки 1 т запасов руды [34]. Доход определяется как ценность полученной товарной продукции, за вычетом затрат на ее получение:

$$d = k_{\partial} [C\beta - E_n k_k - (C_{\partial\partial\partial} + C_m + C_n)], \text{ руб} / \text{т}, \quad (4.1)$$

где k_{∂} – выход рудной массы:

$$k_{\partial} = \frac{1 - n}{1 - p}, \quad (4.2)$$

n – потери руды, доли ед.;

p – разубоживание руды, доли ед.;

C – ценность конечного продукта, руб/т;

β – выход товарного продукта из рудной массы, доли ед.:

$$\beta = \frac{A_{\text{руд}}(1-p)}{A_{\text{к}}} \eta, \quad (4.3)$$

где $A_{\text{руд}}$ – содержание товарного продукта в руде, доли ед.;

$A_{\text{к}}$ – содержание товарного продукта в конечном продукте, доли ед.;

η – извлечение при переработке, доли ед.:

$$\eta = U_o \cdot U_m, \quad (4.4)$$

где U_o – выход полезного компонента при обогащении;

U_m – выход полезного компонента при металлургическом переделе;

E_n – процентная ставка за кредит, доли ед.;

$k_{\text{к}}$ – удельные капитальные вложения, руб/т;

$C_{\text{доб}}, C_{\text{т}}, C_{\text{п}}$ – себестоимость добычи, транспорта и переработки, руб/т.

В расчетах исходим из того, что подземный рудник введен в эксплуатацию, поэтому исключим удельные капитальные вложения и процентную ставку за кредит.

Предлагаемый вариант системы разработки с безэтажным торцевым выпуском от применяемого отличается конструктивными параметрами и процессами очистной выемки. Поэтому при сравнении рассматриваемых систем учитываются различия показателей извлечения, трудозатрат, транспортирования рудной массы и объемов подготовительно-нарезных выработок с учетом цены за конечный продукт. Остальные значения остаются неизменными.

Опыт подземной разработки Ждановского месторождений с торцевым выпуском руды из ромбовидных панелей показывает, что потери полезного компонентами и разубоживание руды составляют, соответственно, 15 % и 28 %. Для предлагаемого варианта поэтажного обрушения с расположением буродоставочных штреков в лежащем боку значения потерь и разубоживания, полученные при моделировании составляют 17 % и 25 %.

Себестоимость добычи при принятой на руднике системе разработки

составляет 715 руб/т с учетом ПНР, которые составляют 3,4 п.м. на 1000 тонн. Если упростить систему подэтажного обрушения для рассматриваемого участка, то возможно снизить подготовительно-нарезные работы приблизительно в два раза.

Таблица 4.4 – Объем ПНР на одну условную выемочную единицу для варианта с подэтажным выпуском при упрощенной схеме

№ п/п	Наименова- ние выработки	Сечение выработок, м ²	Кол- во, шт.	Длина, п.м.			Объем, м ³			Удельный объем ПНР, п.м. /1000т
				по породе	по руде	Всего	по породе	по руде	Всего	
Подготовительные работы										
1	Спиральный съезд	5 х 5	1	150	0	150	3750	0	3750	0,16
2	Орт заезд на БДШ	4,5 х 4,5	3	50	0	150	1012	0	3037	0,16
3	Рудоспуск	3 х 3	1	40	0	40	360	0	360	0,04
		Итого	5	240	0	340	5122	0	7147	0,36
Нарезные работы										
4	Буродоста- вочные штреки (БДШ)	4,5 х 4,5	11	0	100	1100	0	2025	22275	1,17
5	Отрезной восстающий	3 х 3	5	0	20	100	0	80	900	0,11
		Итого	16	0	120	1200	0	2205	23175	1,28
		Всего ПНР	21	240	120	1540	5122	2205	30322	1,64

На рисунке 4.5 представлен вариант системы разработки участка Ждановского месторождения с подэтажным принудительным обрушением и торцевым выпуском руды.

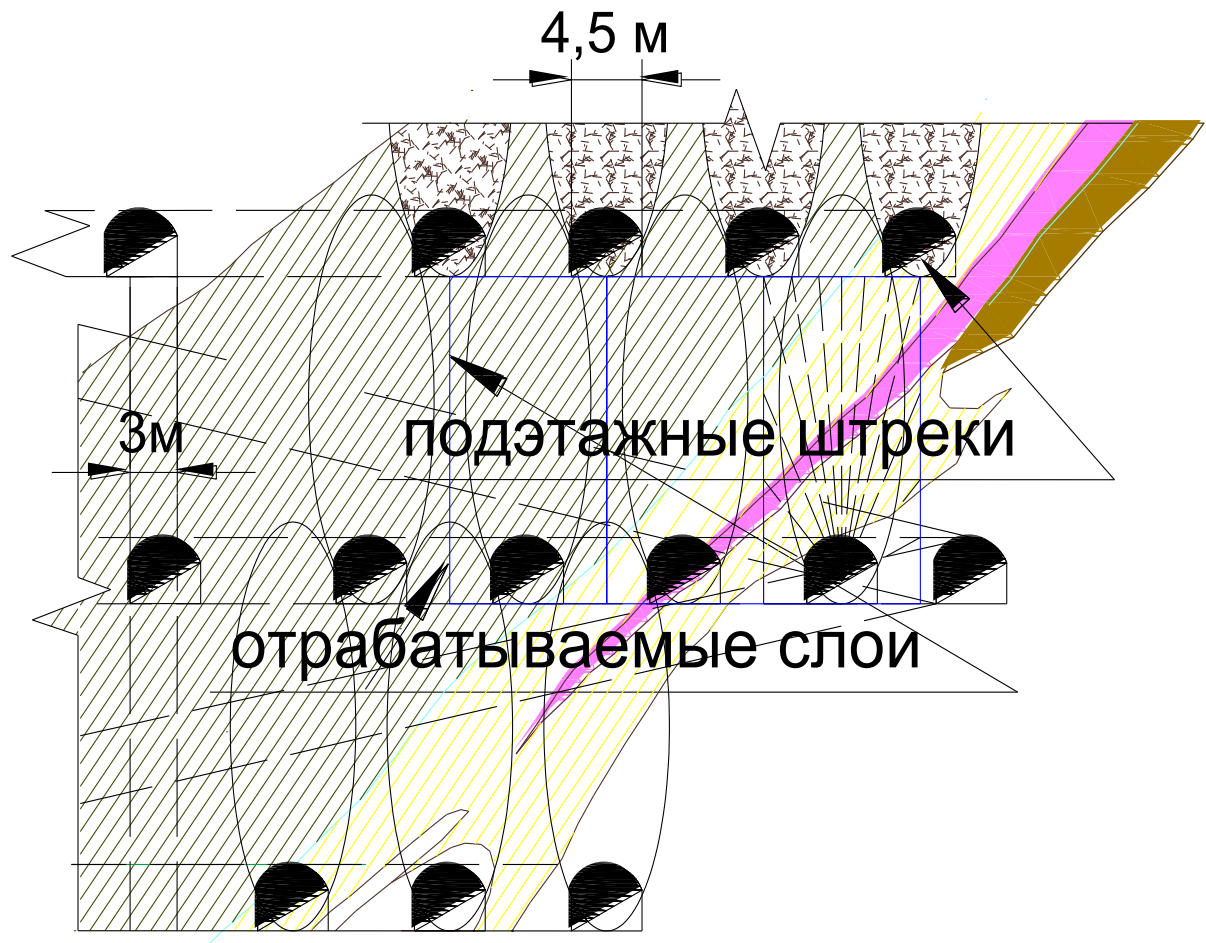


Рисунок 4.5 – Фрагмент системы разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском для выемочной единицы

При сравнении будем пользоваться конструктивными параметрами, которые применяются в реальных условиях.

В предлагаемом варианте удельный объем ПНР равен 0,8 п.м. на 1000 тонн. Таким образом расчетная себестоимость добычи составит 485 руб/т. Цена конечного продукта Ni по состоянию 2017 года на рынке металлов составляет ~ 650 тыс. руб/т, Cu ~ 300 тыс. руб/т. Состав себестоимости добычи для двух вариантов представлен в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Сравнение примерной себестоимости добычи для рассматриваемого блока в пересчете на 950 тыс. т.

№ п/п	Статьи затрат	Вариант с безэтажным выпуском		Вариант с подэтажным выпуском	
		на единицу руб.	на весь объем блока тыс. руб.	на единицу руб.	на весь объем блока тыс. руб.
1	Материалы на технологические цели	35	33250	35	33250
2	Энергия на технологические цели	40	38000	40	38000
3	Оплата труда производственных рабочих	55	52250	55	52250
4	Отчисления на соц. нужды	10	9500	10	9500
5	Амортизация	100	95000	100	95000
6	Горно-подготовительные и нарезные работы	85	80750	310	180 500
7	Транспортирование руды (до шахтного ствола)	5	4 750	10	9500
8	Общепроизводственные расходы	150	142 500	150	142 500
9	Эксплуатационно-разведочные работы	5	4 750	5	4 750
	Итого себестоимость	485	460 750	715	565 5250

Себестоимость транспортировки руды примем для подэтажной системы 20 руб/т для предлагаемого варианта 15 руб/т. Себестоимость переработки принимаем исходя из примерных справочных данных для системы разработки с обрушением руды 200 руб/т. В руде содержание товарного продукта в среднем составляет около 1 %.

Для системы с принудительным обрушением руды и безэтажным торцевым выпуском удельный доход составит по никелю $d_{Ni} = 3342,5$ руб/т по меди $d_{Cu} = 1155,1$ руб/т. Суммарный удельный доход по Ni и Cu составит 4497,5 руб/т.

Для подэтажного принудительного обрушения удельный доход составит по никелю $d_{Ni} = 3112,5$ руб/т по меди $d_{Cu} = 872,4$ руб/т. Суммарный удельный доход по Ni и Cu составит 3985 руб/т.

Таким образом, технико-экономический анализ показывает, что эффективность от предлагаемой системы с безэтажным торцевым выпуском руды на всю вертикальную мощность с расположением буродоставочных штреков в лежащем боку в условиях подземной разработки Ждановского месторождения приблизительно на 11 ÷ 12 % выше применяемого на руднике варианта.

На рисунке 4.6 представлен график изменения экономического эффекта от применения предлагаемой технологии по сравнению с базовой при разной ценности тонны рудной массы с учетом одинакового качества.

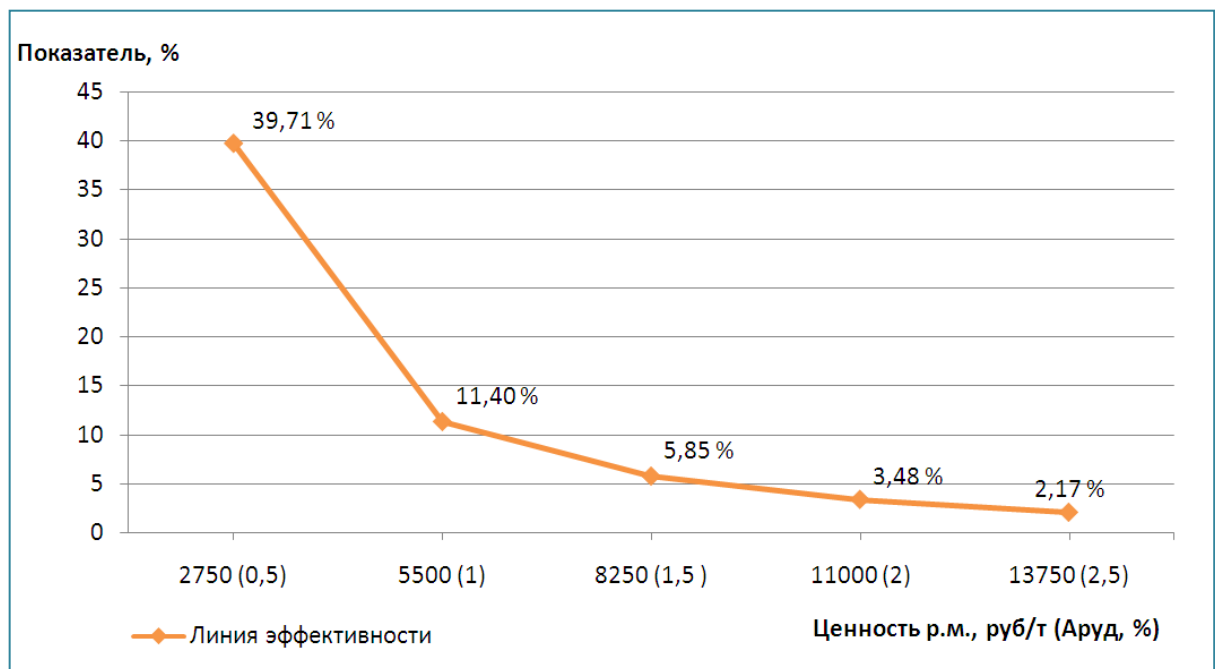


Рисунок 4.6 – Изменение экономического эффекта при применении предлагаемого варианта

При разработке месторождений с меньшей ценностью руд, использование предлагаемой системы разработки и ее параметров будет еще более оправдано в сравнении с системами, в которых объем

подготовительно-нарезных работ и сложность технологических процессов выше, т. е. будет достигнута максимальная эффективность.

Таким образом, решающим фактором при выборе варианта отработки залежей, является ценность полезного ископаемого на рынке сырья и показатели извлечения. Исходя из этого, можно сделать вывод о том, что предложенная конструкция и технология добычи руды должна быть рассмотрена при выборе проектных решений по отработке залежей или их участков со сложным строением.

4.3 Выводы по главе

1. Потенциальный доход от внедрения системы разработки с принудительным обрушением и безэтажным торцевым выпуском руды, будет расти по сравнению с применяемой технологией добычи при меньшей ценности руды в недрах.

2. При использовании предлагаемого варианта обеспечивается снижение удельного объема подготовительно-нарезных работ примерно в 4 раза по отношению к принятой на руднике системе разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды, что обеспечивает снижение себестоимости добычи одной тонны запасов на ~ 230 рублей.

3. Обоснована оптимальная толщина отбиваемых слоев при отработке участков рудных тел Ждановского месторождения с большой вертикальной мощностью. В зависимости от изменчивости вертикальной мощности она изменяется в диапазоне $\sim 5 \div 10$ м.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой изложено и научно обосновано техническое решение актуальной научной задачи в части выбора параметров системы разработки с торцевым выпуском при безэтажном выпуске руды на месторождениях со сложной морфологией рудных тел, обеспечивающих минимальный уровень потерь и разубоживания.

Основные научные и практические результаты, полученные лично автором, заключаются в следующем:

1. По результатам исследований установлено, что для минимизации уровня потерь и разубоживания в процессе выпуска выпускаемого слоя рудной массы, его толщина (d_T) должна находиться в диапазоне $0,08 \div 0,12$ от его высоты (H), т. е. $d_T = 0,08 \div 0,12H$.

2. Установлено, что при безэтажном равномерно-последовательном торцевом выпуске слоя рудной массы высотой 80 м наилучшие показатели извлечения достигаются если его толщина составляет 8 м. Наибольшее количество чистой руды до начала разубоживания было извлечено из слоя толщиной 10 м и составило $27 \div 29$ %.

3. Результаты проведенных опытов позволили установить, что в процессе выпуска слоя руды толщиной $0,09 \div 0,12H$ на всю вертикальную мощность (при $M_b \geq 40$ м), уровень разубоживания в дозе гарантировано не превысит 40 % на протяжении выпуска не менее $60 \div 70$ % от общего объема извлеченной рудной массы, а общее разубоживание составит не более 25 %.

4. Анализ изменения показателей извлечения при различных параметрах выпуска позволил установить, что наибольшее количество руды при предельном уровне разубоживания 25 % будет выпущено в том случае, если толщина отбиваемого слоя составит $0,65 \div 0,75$ от толщины

изолированной фигуры выпуска, сформированной с учетом наличия призабойной стенки.

5. При безэтажном торцевом выпуске (на всю вертикальную мощность рудного тела) с заданным уровнем разубоживания, с прибавлением мощности на каждые 10 м, интенсивность нарастания потерь снижается до 2 % на каждый метр увеличения толщины отбиваемого слоя.

6. Оптимальная толщина слоя для отбиваемых слоев ниже 40 м будет резко отличаться от слоев с большей высотой. Для последних она находится в диапазоне $0,09 \div 0,12$ от высоты отбиваемого слоя.

7. Определено, что при снижении ценности руды прибыль от внедрения системы разработки с принудительным обрушением и безэтажным торцевым выпуском будет увеличиваться по сравнению с применяемой технологией.

8. При использовании предлагаемого варианта обеспечивается снижение удельного объема подготовительно – нарезных работ приблизительно в 4 раза по отношению к принятой на руднике системе разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды, что обеспечивает снижение себестоимости добычи одной тонны запасов на ~ 230 рублей.

9. В процессе исследований было выявлено, что максимальная полнота извлечения балансовых запасов при разработке рудных тел со сложной морфологией, была достигнута путем безэтажного торцевого выпуска руды из выработок расположенных по простиранию рудных тел, посредством оптимизации параметров отбиваемых слоев с учетом изменения вертикальной мощности рудного тела.

10. Реализация предложенных технических решений на руднике «Северный» АО «Кольская ГМК» позволит более эффективно отрабатывать рудные залежи или их участки со сложным строением.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.И., Будько А.В., Кривенков Н.А. Торцевой выпуск руды // Горный журнал. – 1964. – №2.
2. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 664 с.
3. Баранов А.О., Уразов Д.К., Сагиев Г.Т. Эффективная технология подэтажного обрушения с торцевым выпуском с малоустойчивых рудах // Горный журнал. – 1992. – №8. – С.36-39.
4. Барон Л.Н., Фугзан М.Д. Исследование выпуска руды при системе этажного принудительного обрушения с выемкой полями. – М.-Л.: Издательство АН СССР, 1959. – 106 с.
5. Байбаша А.Б. Геология месторождений полезных ископаемых. – Алматы: КазНТУ, 2008. – 368 с.
6. Бричкин А.В., Тумаков В.А. Исследования торцевого выпуска руды // Горный журнал. – 1969. – №6.
7. Будько А.В., Кривеков Н.А. и др. Опыт применения системы с обрушением и торцевым выпуском руды // Горный журнал. – 1965. – №8.
8. Бусырев В. М., Гуцин В. В. Эффективность разработки апатито-нефелиновых руд системой этажного принудительного обрушения.- М.: Изд-во «Наука», 1964.
9. Влох Н.П., Сашурин А.Д. Управление горным давлением на железных рудниках. – М.: Недра, 1974.
10. Вольфсон П.М. Подэтажное обрушение. – М.: Недра, 1968. -183 с.
11. Галкин В.А. Оптимизация параметров послыйно-торцевого выпуска руды под прикрытием надштрекового целика (на примере рудника имени XXII съезда КПСС). Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГИ, 1972. – 125 с.

12. Гальперин В.Г. Опыт разработки месторождений на больших глубинах за рубежом [Текст] / В.Г. Гальперин, Я.И. Юхимов, И.В. Борсук. - М.: ЦНИИЭИЦМ, 1986. - 50 с.
13. Горбунов В.А. Методика стохастического моделирования выпуска руды на ЭВМ., Дисс. ... канд. техн. наук. М., МГИ, 1972.
14. Горбунов В.А. Математическое моделирование с применением ЭВМ. /В сб.: Научные труды МГИ/. - М.: МГИ, 1973, С. 33-40.
15. В.М. Григорьев, Л.Д. Оникиенко, Г. Н. Пилипенко, П. Д. Яковлев. Лабораторный практикум по геологии полезных ископаемых. – М.: Недра, 1992.–172 с.
16. Гущин В.В., Бусырев В.М. Этапы совершенствования системы этажного обрушения на апатитовых месторождениях // Инновационный потенциал Кольской науки: сб. науч. тр. – Апатиты: КНЦ РАН, 2005. С.71-75.
17. Дроздов В.С. Определение показателей извлечения руды и целесообразность увеличения высоты блоков для систем с массовым обрушением при мелкокусковых налегающих породах // Дисс. ... канд. техн. наук.- М.: МГИ, 1972.
18. Дронов Н.В., Иофин С.Л., Шкарпетин В.В. Исследования эффективности торцевого выпуска через щель // Горный журнал. – 1970. – №10. – С.27-31.
19. Дубынин И.Г. Выпуск руды при подземной разработке. – М.: Недра, 1965. - 257 С.
20. Еременко В.А. Обоснование параметров геотехнологии освоения удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири // Дисс. ... док. техн. наук. – Новосибирск: УРАН ИГД СОРАН, 2011.
21. Ермолин А.Ф. Совершенствование режима и прогнозирования качества руды при выпуске под обрушенными породами на месторождениях с неравномерным оруденением (на примере Расвумчоррского рудника П/О «Апатит») // Дисс. ... канд. техн. наук. – М.: Геолого- разведочный институт

им. Серго Орджоникидзе, 1982.

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

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

24. Захаров В.В. Исследование механизма и параметров движения руды при выпуске из очистных блоков. Автореферат дисс. ... канд. техн. наук. – М.: 1966.

25. Зенько Д.К. Обоснование параметров технологии торцевого выпуска при регулировании гранулометрического состава руды // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ, 2002.

26. Зенько Д. К., Мустафин В. И., Сухов Д. И., Романов В. А. Влияние крупнофракционной зоны дробления на параметры фигуры выпуска // Научный вестник МГГУ. - 2013. - № 7 (40). - С. 29-32.

27. Зенько Д.К. Павлов А.А. Мустафин В.И. Обоснование глубины заложения выпускных выработок при разработке наклонных рудных тел системами подэтажного обрушения // Проблемы проектирования технологии подземной и комбинированной разработки рудных месторождений // ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск).-2013.-№05.-С.117-121.- М.: изд. «Горная книга».

28. Зенько Д.К., Мустафин В.И., Романов В.А., Сухов Д.И., Смирнов И.А. Закономерности движения руды при выпуске под обрушенными породами // материалы 10 международной научной школы «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых». - Изд. ИПКОН РАН. -2013.- № 1.- С. 237-240.

29. Зурков П.Э., Слацилин И.Г., Богацкий В.Ф. Рациональные системы с упрощенным днищем и выпуском руды в торцы выработок доставки. - Магнитогорск, 1965.

30. Изыскание и внедрение высокоэффективной технологии разработки месторождений Гороблагодатского рудника. Отчет по теме ПР-1-520/589. Фонды МГИ, 1976.

31. Именитов В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений. - М.: МГГУ, 2000. – 297 с.

32. Именитов В.Р. Системы разработки мощных рудных месторождений. – М.: «Металлургиздат», 1955.- 312 с.

33. Именитов В.Р. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. - М., Недра, 1973.- 464 с.

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

35. Именитов В.Р., Ковалев И.А., Уралов В.С. Моделирование обрушения и выпуска руды. – М.: МГИ, 1961. – 151 с.

36. Именитов В.Р., Пепелев Р.Г. Основы научных исследований. – М.: МГИ, 1990. – 92 с.

37. Именитов В.Р., Баранов А.О. Обобщение и систематизация практических данных по системам разработки рудных месторождений // М.: МГИ, 1978. – 58 с.

38. Иногамов И.И. Разработка методики прогнозирования качества руд на основе геометризации сложноструктурных месторождений для систем с торцевым выпуском // Дисс. ... канд. техн. наук.-Ташкент: Политехнический институт им. Абу Райхана Бери, 1984.

39. Иофин С.Л. Интенсификация горного производства цветной металлургии. – М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1992. – 224с.

40. Каменев Е.А. Организация, методика и экономика геолого-разведочных работ (Учебное пособие). – Мурманск: Изд-во Апатитского филиала МГТУ, 2008. – 200с.

41. Каплунов Р.П., Черемушенцев И.А. Подземная разработка рудных и

россыпных месторождений.- М.: Изд. «Высшая школа», 1966.- 544 с.

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

43. Квапил Р. Движение сыпучих материалов в бункерах / Пер. с нем. А.И. Самодурова и О.А. Яковлева. – М.: Гос. научно техн. изд. литературы по горному делу, 1961. – 79 с.

44. Кирпичев М.В. Теория подобия. – М.-Л.: Академиздат, 1953. - 96 С.

45. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых», утвержденной приказом МПР России от 11 декабря 2006 г. № 278.

46. Кузнецов П.А. Определение масштаба моделирования. – М.:, 1964.

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

48. Кузьмин Е.В. Совершенствование и использование стохастического моделирования выпуска руды. Дисс. ...канд. техн. Наук. М.: МГИ, 1974.

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

50. Куликов В.В. Изыскание оптимальных условий выпуска руды при системах с массовым обрушением. Дисс. ... канд. техн. наук. – М.:, 1951.

51. Куликов В.В. Исследование движения отбитой руды при ее выпуске под налегающими пустыми породами. /Сб. научных трудов института цветных металлов и золота/, №21, 1952.

52. Куликов В.В., Яковлев О.А., Квасов Б.А. Исследование торцевого выпуска руды в системе поэтажного обрушения при массовой и послонно-опережающей выемке // Горный журнал. – 1975. – №10. – С. 14 - 18.

53. Куликов В.В. Установление подобия при моделировании выпуска руды. В сб.: Научные сообщения. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1976, № 76, С. 137-140.

54. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды.- М.: «Недра», 1968. – 312 с, // Сб. «Разработка рудных

месторождений».- Киев, №14.- 1972.- С. 13-16.

55. Малахов Г.М., Кудрявцев М.С., Бондаренко М.В., Мясоедов В.М., Петрикевич Г.М. Влияние физико-механических свойств сыпучих материалов на размеры выпускного отверстия, обеспечивающих свободный выпуск // Сб. «Разработка рудных месторождений».- Киев, №14, 1970.- С. 13-16.

56. Малахов Г.М. Выпуск руды из обрушенных блоков. – М.:, 1952.

57. Мартынов В.К., Симфоров Г.Е., Безух Р.Е., Дрочилов Л.Г. Зависимость показателей извлечения от гранулометрического состава руды и разубоживающих пород // Сб. «Разработка рудных месторождений».- Киев.- №12.-1971.-С. 40-43.

58.Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Разработаны ФГУ ГКЗ. Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р.

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

60. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле. – М.: Издательство Академии горных наук, 1999. – 343 С.

61. Павлов А.А. Обоснование параметров подэтажного обрушения при разработке наклонных залежей полиметаллических руд // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ. – 2011.

62. Павлов А.А., Мустафин В.И., Романов В. А., Сухов Д. И. Влияние гранулометрического состава рудной массы на параметры торцевого выпуска при изменяющейся высоте подэтажа // Геотехнологии при разработке рудных месторождений // ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск).-2013.- №04.-28с.- М.: изд. «Горная книга».

63. Павлов А.А., Романов В.А., Сухов Д.И. Обоснование толщины отбываемого слоя при применении систем с обрушением руды и вмещающих пород. – М.: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 7. С. 61-63.

64. Пепелев Р.Г. Выпуск под обрушенными породами: Уч. пособие.- М.: МГГУ, 2012.- С. 56.

65. Подвишенский С.Н. Техника и технология добычи руд за рубежом [Текст] /С.Н. Подвишенский, С.Л. Иофин, и др.-М.: Недра, 1986. -255 с.

66. Савич И.Н., Мустафин В. И., Романов В.А., Сухов Д.И. Мониторинг состояния и направление совершенствования технологических процессов для улучшения среды обитания человека в регионах КМА // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Выпуск 2: ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск).-2014.- №12.-С.62-69.- М.: изд. «Горная книга».

67. Савич И.Н., Гагиев Т.А., Павлов А.А. Параметры поэтажного обрушения при разработке наклонных рудных тел // Горный информационно-аналитический бюллетень (отдельные статьи). – 2010. – №12 – С. 11-16.

68. Савич И.Н. Научное обоснование технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений // Дисс. ... док. техн. наук. – М.: МГГУ. – 2004.

69. Савич И.Н., Мустафин В. И., Романов В.А., Сухов Д.И. Торцевой выпуск из выработок, расположенных на разных уровнях // VIII Международная конференция «Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр».- Сборник тезисов-2015. С. 90-91.- Магнитогорск.

70. Савич И.Н., Романов В.А., Сухов Д.И. Особенности поэтажного торцевого выпуска из выработок расположенных на разных уровнях. – М.: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический

журнал). 2013. № 213. С. 3-6.

71. Савич И.Н., Павлов А.А., Романов В.А., Сухов Д.И., Подэтажный торцевой выпуск при подземной разработке наклонных рудных тел с неравномерным оруденением. – М.: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 8. С. 57-60.

72. Савич И.Н., Мустафин В. И., Романов В.А., Сухов Д.И. Рациональный режим выпуска руды // VIII Международная конференция «Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр».- Сборник тезисов-2015. С. 91-93.- Магнитогорск.

73. Савич И.Н., Мустафин В. И., Романов В.А., Сухов Д.И., Нестеров Ю.И. Особенности торцевого выпуска и его формирование при разработке месторождений с принудительным обрушением руд и вмещающих пород // IX Международная конференция «Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность».- Сборник трудов- 2017. С.71-72.- Магнитогорск.

74. Савич И.Н., Мустафин В. И., Романов В.А., Сухов Д.И. Параметры этажного торцевого выпуска руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок // Международная конференция «Miningworld».- Сборник тезисов «Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых» -2016.- С. 33-36.

75. Савич И.Н., Кузьменко А.С. Современные тенденции в развитии технологий с обрушением и их совершенствование при подземной разработке апатитовых месторождений Хибин.- М.: Изд. МГГУ, 2005.- С. 218-220.

76. Савич И.Н., Пепелев Р.Г., Гагиев Т.А., Павлов А.А. Метод обоснования нормативов потерь и разубоживания при выпуске руды под обрушенными породами // Горный журнал. – 2009. – №1. – С. 64-67.

77. Скачков М.С. Подземная разработка месторождений полезных

ископаемых Норильского промышленного района.- Норильск: Норильский индустриальный институт, каф. РМПИ, 2005.- 82 с.

78. Сухов Д.И. Управление траекторией движения руды при выпуске под обрушенными породами // Международный форум-конкурс молодых ученых «Проблемы недропользования» сборник научных трудов. Изд. Национальный минерально-сырьевой университет "Горный" -2013. Ч. 2.- С. 150.

79. Фаткулин А.А., Марков Е.Е., Андреев А.В. Совершенствование разработки рудных месторождений Приморья.- Владивосток: Изд. Дальневост. ун-та, 1991.- 188 с.

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

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

82. Фрейдин А.М., Перфильев Б.Б., Зырянов В.Д. и др. Об эффективности разработки мощных крутых залежей системой подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды // Горный журнал. – 1982. – №5. – С. 28-31.

83. Чурсин С.М. Изучение закономерностей истечения руды на базе моделирования на ЭВМ. /Сб. «Тезисы докладов региональной научно-методологической конференции»/. - Каратау, 1991. С. 158.

84. Carter C. J., Russell F. M. Modelling and Design of Block Caving at Bingham Canyon // MassMin. - Brisbane, Qld, 29 October - 2 November 2000.- page 347-355.

85. Castro R, Trueman R, Halim A. A study of isolated draw zones in block caving mines by means of a large 3D physical model. Int J Rock Mech Min Sci 2007; 44:860-70.

86. Castro R. Study of the mechanisms of granular flow for block caving. PhD thesis. University of Queensland, 2006.

87. Kvapil R. Gravity flow of granular materials in hoppers and bins. *Int J Rock Mech Min Sci* 1965;2:35-41.
88. Laubscher D. Block caving manual. Report prepared for the international caving study. Brisbane: JKMRC and Itasca Consulting Group; 2000.
89. Laubscher D. Cave mining - the state of the art. *J South Afr Inst Min Metall* 1994;94:279-93.
90. Marano G. The interaction between adjacent draw points in free flowing materials and it application to mining. *Chamber Mines J* 1980;22:25-32.
91. Mc Murray D.T. Sub-Level Caving Practice at Shabanie Mine Rhodesia. - *Trans. Inst. Mining and Met.*, 1976. October, P. 136 – 143.
92. McNearny RL, Abel JF. Large-scale two-dimensional block caving model tests. *Int J Rock Mech Min Sci* 1993;30:93-109.
93. Peters D. Physical modelling of the draw behaviour of broken rock in caving. *Quart Col Sch Mines* 1984;79:1-48.
94. Pierce M. Itasca Consulting Group. Personal communication, 2006.
95. Savich I.N., Agiev T.A., Mustafin V.I., Romanov V.A., Sukhov D.I. Caving systems parameters in the development of ore deposits // *Miner's week – 2015 reports of the XXIII international scientific symposium*. 2015. C. 410-412.
96. Susaeta A. Theory of gravity flow (part 1). In: *Proceedings of Massmin 2004*, Santiago, Chile, 2004. p. 167-72.
97. Susaeta A, Diaz H. Estado del arte del modelamiento del flujo gravitacional en mineria por hundimiento de bloques. *Minerales* 2000;55:17-26.
98. Verdugo R, Ubilla J. Geotechnical analysis of gravity flow during block caving. In: *Proceedings of Massmin 2004*, Santiago, Chile, 2004. p. 195-200.