

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

На правах рукописи

Романов Владислав Алексеевич

**ФОРМИРОВАНИЕ РУДОПОТОКА ПРИ ТОРЦЕВОМ ВЫПУСКЕ РУДЫ
ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ**

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

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	8
1.1 Выпуск руды под обрушенными породами	8
1.2. Влияние физико-механических свойств руд и пород на процесс выпуска рудной массы	17
1.2.1 Гранулометрический состав	17
1.2.3 Слеживаемость	21
1.2.4 Угол естественного откоса	21
1.2.5 Насыпная плотность	23
1.2.6 Текучесть	25
1.2.7 Адгезия.....	25
1.3. Задачи и методика исследования	25
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ И ИХ МОДЕЛИРОВАНИЕ	27
2.1 Основные показатели выпуска руды под обрушенными породами.....	27
2.1.1 Коэффициент разрыхления.....	27
2.1.2 Коэффициент внутреннего трения.....	28
2.1.3 Коэффициент сыпучести	28
2.2 Влияние технологических и конструктивных параметров на процесс выпуска рудной массы	30
2.2.1. Параметры отбиваемого слоя.....	30
2.2.2. Форма и размер выпускной выработки при истечение рудной массы.....	31
2.2.3 Режим выпуска рудной массы.....	32
2.2.4 Доза выпуска рудной массы	33
2.2.5. Влияние удельного веса и размеров частиц сыпучего материала на скорость движения их к выпускному отверстию.....	34
2.3. Физическое моделирование	35
2.3.1 Моделирование процессов с использованием эквивалентных материалов	36
2.3.2. Выбор эквивалентного материала с учетом параметров выпуска..	37
2.3.3 Разработка конструкции физической модели.....	39
2.3.4 Расположение маркеров по горизонтали.....	41

2.3.5 Расположение маркеров по вертикали	44
2.3.6. Методика проведения экспериментов на физической модели	46
2.4. Стохастическое моделирование выпуска руды.....	47
2.4.1. Метод конечных элементов	48
2.4.2 Модель сплошной (континуальной) среды	48
2.4.3 Модель дискретной среды	50
2.4.4 Модель стохастического моделирования (метод «Монте-Карло»).	50
2.5 Определение сходимости физического и компьютерного моделирования с помощью корреляционного анализа	52
3. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДВИЖЕНИЯ КУСКОВ РУДЫ ПРИ ТОРЦЕВОМ ВЫПУСКЕ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ	57
3.1. Обработка результатов исследований, полученных в результате физического моделирования.....	57
3.2. Зависимость эксцентриситета эллипсоида выпуска от его высоты	67
3.3. Определение вероятности выхода маркеров из разных выработок.....	68
3.4. Форма фигур выпуска и разрыхления (в плоскости).....	74
3.5. Фракционный состав рудной массы после отбойки.....	77
3.6. Определение коэффициента неоднородности гранулометрического состава рудной массы при системах с массовым обрушением с помощью интегральной кривой.....	83
Выводы по главе	85
4. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ	87
4.1. Зона влияния выпускного отверстия	87
4.2 Определение зоны влияния выпускной выработки при различных высотах и грансоставах	88
4.3 Определение зоны влияния в зависимости от ширины выработки	93
4.4 Определение зоны потока от угла наклона месторождения.....	94
4.5. Вероятность выхода при различной толщине выпускаемого слоя.....	98
4.6. Общая модель выпуска с траекториями движения частиц.....	100
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	104
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	106
ПРИЛОЖЕНИЕ АКТ-ВНЕДРЕНИЯ.....	116

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. При добыче руды подземным способом применяют разнообразные технологии, в том числе и системы разработки с принудительным обрушением руд и пород. Это объясняется тем, что они позволяют достичь высокой мощности рудников при минимальных производственных издержках за счет существенного снижения объемов подготовки к очистной выемке руды, что частично компенсирует относительно высокие потери и разубоживание, характерные для этих технологий.

Принудительное обрушение руд и вмещающих пород осуществляют как при донном, так и при торцевом выпуске руды. В настоящее время преимущественное развитие получил торцевой выпуск, поскольку донный отличается высокой трудоемкостью в связи с относительно большим объёмом подготовительно-нарезных работ при подготовке днища блока, высокими потерями в гребнях воронок или траншей, сложностью управления процессом очистной выемки руды.

В то же время для повышения эффективности этих вариантов систем разработки необходимо осуществлять процесс выпуска, основываясь на знании закономерностей движения и взаимодействия частиц, слагающих рудную массу, что позволит управлять формированием рудопотока и, тем самым, повысить уровень извлечения полезных компонентов из недр при снижении разубоживания.

Таким образом, выявление закономерностей истечения слагающих рудную массу отдельностей, влияющих на ее перемещение в очистном пространстве на всех стадиях добычи, является актуальной научной задачей.

Цель работы состоит в обосновании оптимальных параметров систем разработки с принудительным обрушением руд и вмещающих пород на основе учета траекторий движения частиц, слагающих рудопоток, и их взаимодействия в процессе торцевого выпуска рудной массы.

Основная идея работы заключается в том, что при обосновании показателей извлечения полезных ископаемых из недр следует учитывать структуру формирования рудопотока, условия взаимодействия и направление

движения слагающих его частиц.

Объект исследований - горнодобывающие предприятия, применяющие системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Предметом исследований являются закономерности истечения сыпучих сред и методы проектирования горнотехнических систем с обрушением руды и вмещающих пород.

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

Научные положения, выносимые на защиту:

1. При торцевом выпуске до 10 % из объёма руды, приходящегося на выпускную выработку, происходит опережающее развитие фигуры выпуска по вертикали, достигающее $1/3$ от её максимального значения, при этом толщина выпускаемого слоя соответствует соотношению $D_T = 0,7 \cdot D_{ф.в.}$ (D_T – толщина выпускаемого слоя; $D_{ф.в.}$ – диаметр фигуры выпуска), после чего параметры фигуры выпуска развиваются равномерно и пропорционально во всех направлениях;

2. При развитии очистной выемки по простиранию с нарезкой штреками, расположенными в лежачем боку на контакте руда-порода зону влияния выпускной выработки определяет угол падения залежи: так при угле падения до 20° фигура выпуска развивается равномерно в обе стороны от ее оси, в диапазоне $20^\circ \div 45^\circ$ она склоняется в сторону лежачего бока, а при углах свыше 45° - в сторону висячего бока.

3. Формирование рудопотока при торцевом выпуске руды включает три стадии: прямолинейное развитие, не превышающее по ширине параметры выпускной выработки; последующее расширение с захватом контактирующей с центральной зоной рудной массы; затухание движения в зоне между границами фигур выпуска и разрыхления, где перемещение осуществляется в направлении выработки под углами $75^\circ \div 80^\circ$ с постепенным затуханием к ее внешнему контуру.

Научная новизна работы состоит в следующем:

- определены структура и динамика развития рудопотока (фигуры выпуска) в процессе торцевого выпуска руды под обрушенными породами для максимального извлечения зон с богатым содержанием;

- установлены закономерности формирования рудопотока при торцевой погрузке и соотношение между его параметрами на различных стадиях выпуска рудной массы;

- определены условия формирования рудопотока при торцевой погрузке рудной массы, соотношение между фигурами выпуска и разрыхления, а также направление движения слагающих их отдельностей на начальной и последующих стадиях выпуска;

- установлена зона влияния выработки при торцевом выпуске на параметры рудопотока при различном гранулометрическом составе рудной массы и различных углах наклона рудных тел.

Научное значение работы заключается в установлении зависимостей влияния параметров выпускной выработки, грансостава рудной массы, угла наклона рудного тела на формирование рудопотока, траектории движения и объём извлекаемой руды.

Практическая значимость исследований заключается в использовании закономерностей движения кусков руды при торцевом выпуске для повышения полноты извлечения зон с высоким содержанием полезного компонента.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются:

- надежностью и представительностью исходных данных;
- достаточной степенью сходимости результатов физического и стохастического моделирования (более 90 %, тесная связь);
- применением компьютерного моделирования и теоретических расчетов по апробированным методикам.

Реализация выводов и рекомендаций. Результаты диссертационной работы рекомендованы к использованию при подземной разработке месторождений системами с обрушением руды и вмещающих пород, при

проектировании соответствующих горнодобывающих предприятий, а также в научной и учебной деятельности.

Апробация работы. Основное содержание работы и ее отдельные положения докладывались и получили одобрение на Международных симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, 2012-2017 гг.), на научных семинарах кафедры «Геотехнологии освоения недр» НИТУ «МИСиС» (2012-2017 гг.), на заседаниях международной молодежной научной школы «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» ИПКОН РАН (2013-2016 гг.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 21 научных статей (из них 11 – в изданиях, входящих в перечень ВАК Минобрнауки России).

Структура работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, содержит 14 таблиц, 71 рисунок и список литературы из 101 наименований.

Автор выражает благодарность научному руководителю – проф., д.т.н. И. Н. Савичу за рекомендации, высказанные в ходе подготовки диссертационной работы.

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Выпуск руды под обрушенными породами

При подземной разработке месторождений с низким содержанием полезного компонента (руды), широкое применение получили системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород [1–30].

Данная технология добычи рудной массы из-за больших объемов отработки является высокопроизводительной и благодаря существенному снижению объёма подготовительно-нарезных работ ещё и низкзатратной.

В России эти системы получили широкое распространение после внедрения на подземных горных работах самоходного оборудования. Кроме того, они стали успешно применяться при отработке золотосодержащих зон [2, 6, 9, 10].

За рубежом наибольшее распространение эти системы получили при разработке порфириновых и кимберлитовых месторождений [19, 45, 70, 91]/

По принятой классификации, системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород делятся на основные группы, представленные в таблице 1.1. [2, 20, 34–40].

Таблица 1.1. Классификация систем с массовым обрушением руды.

Группа систем	Вид системы	Характеристика	Область применения	Иллюстрация
Системы этажного обрушения (блок отрабатывается на полную высоту этажа)	Принудительное обрушение с компенсационными камерами	Обрушение руды выполняется после формирования компенсационных камер	Крепкие и устойчивые рудные тела средней мощности	Рисунок 1.1
	Принудительное обрушение со сплошной выемкой	Обрушение выполняется по всей площади без оставления целиков	Массивные залежи с устойчивой кровлей	Рисунок 1.2
	Самообрушение	Руда разрушается под действием собственного веса	Слабоцементированные или трещиноватые рудные массивы	Рисунок 1.3
Системы подэтажного обрушения (блок делится на	Принудительное обрушение с донным выпуском	Выпуск руды осуществляется через выработки в нижней части	Залежи средней и большой мощности с хорошими условиями выпуска	Рисунок 1.4

подэтажи, каждый отрабатывается по аналогии с этажными схемами)		подэтажа		
	Обрушение торцевым выпуском	Выпуск руды производится через выработки у торцов подэтажа	Протяжённые залежи с ограниченной площадью подошвы	Рисунок 1.5
	Самообрушение	Руда разрушается самотёком без буровзрывных работ	Массивные крутые или вертикальные залежи со слабой связностью пород	Рисунок 1.6

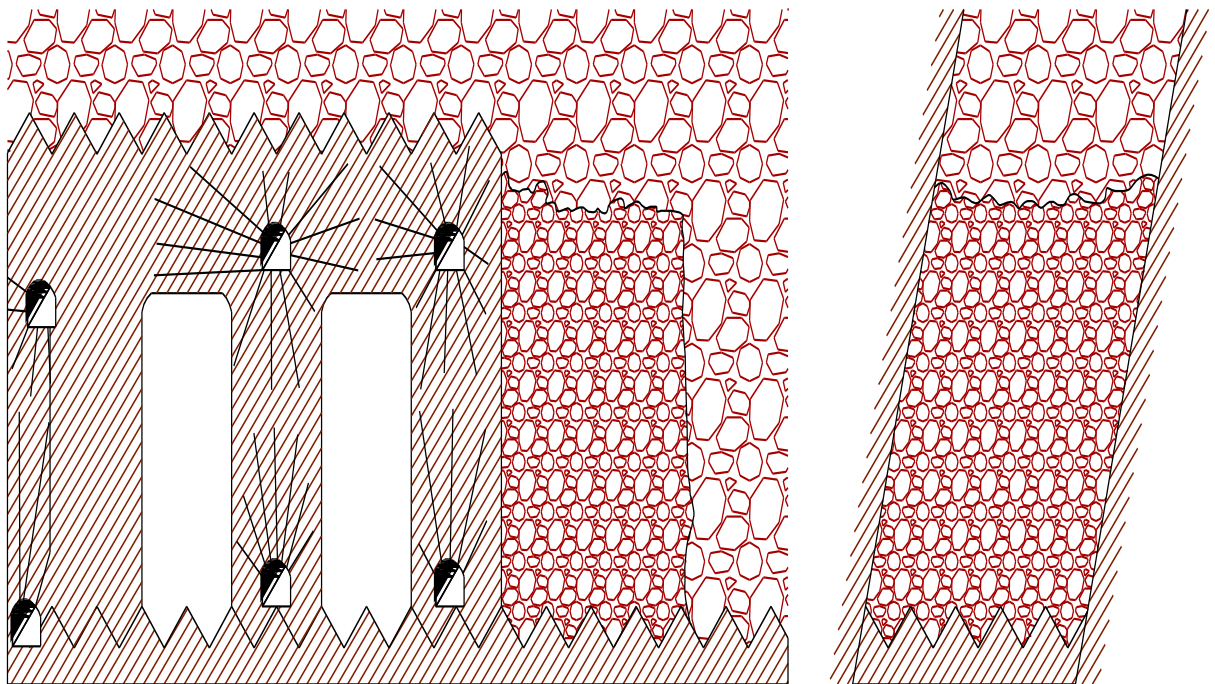


Рисунок 1.1 - Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами

Системы с этажным принудительным обрушением с компенсационными камерами, применяют в мощных залежах при любом угле падения в рудах устойчивых и средней устойчивости (рисунок 1.1). При пологой и наклонной падении необходимы полевые выработки для выпуска и доставки руды, а при крутом требуется подрабатывать в нижней части блока оставшийся треугольник пород лежачего бока [9, 12, 37, 53, 61, 75]. Отработка запасов происходит в блоке,

где вынимают 25–35% руды компенсационными камерами, а затем обрушают сразу, всю остальную часть блока и камера заполняется отбитой рудой. Отбойка ведется скважинами или сосредоточенными зарядами на всю высоту этажа и выпуск осуществляют через выработки в днище блока.

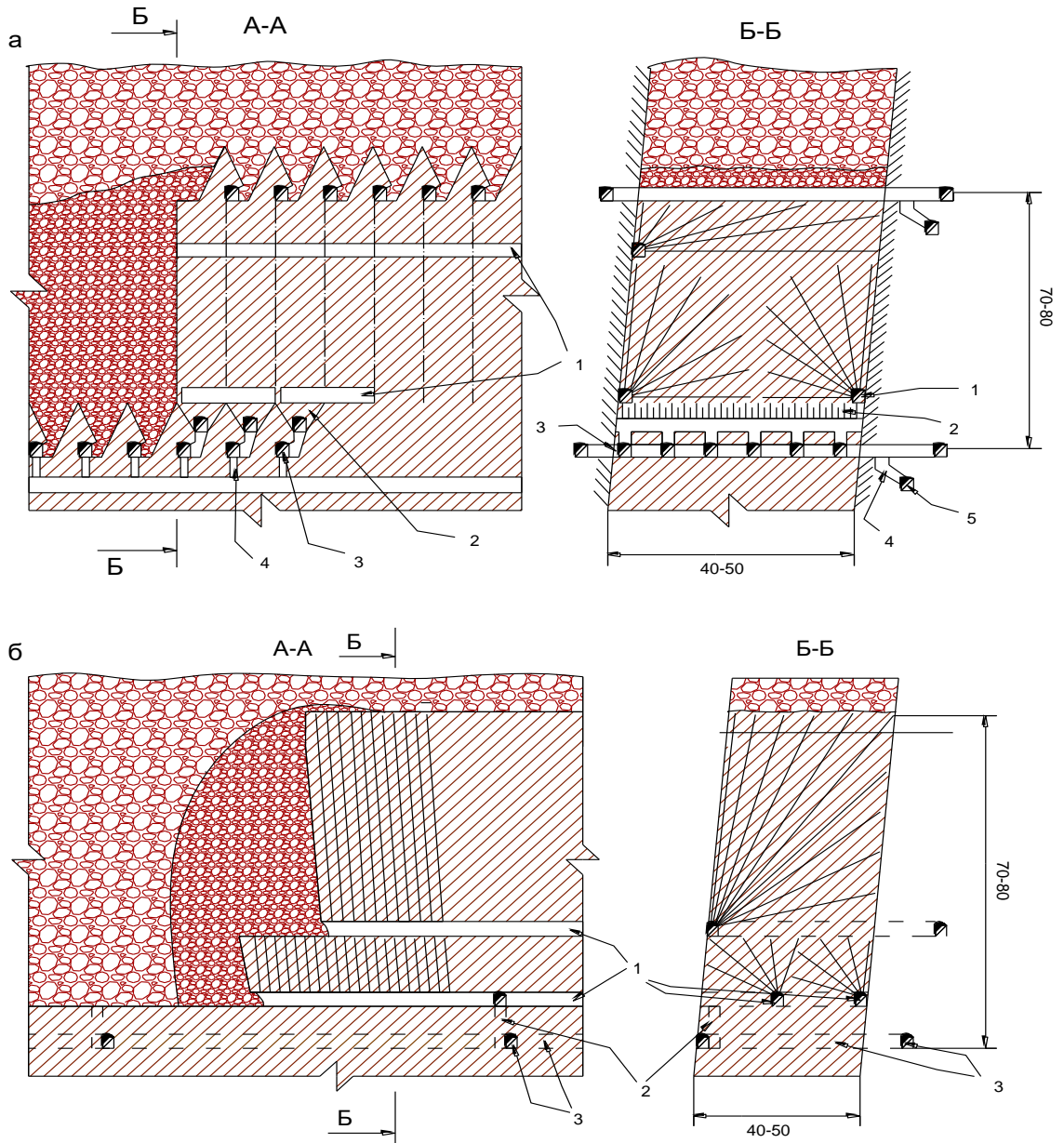


Рисунок 1.2 - Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой, - вариант с отбойкой в зажиме: **а** - с **донным выпуском в мощных залежах**: 1 - буровые выработки, 2 - траншея, 3 - доставочная выработка, 4 - рудоспуск, 5 - откаточные или транспортные выработки; **б** - с **торцевым выпуском из под надштрекового целика**: 1 - буро-доставочные выработки, 2 - рудоспуск, 3 - транспортная выработка

В системах с этажным принудительным обрушением со сплошной выемкой отбойка руды происходит по всей длине этажа, панели (или блока, если панель разделена на блоки). При донном выпуске руду отбивают с помощью взрыва вертикальными или крутонаклонными слоями на обрушенную горную массу (рисунок 1.2) [9, 12, 37, 53]. В случае устойчивой кровли нижний ее слой обрушают принудительно для образования предохранительной подушки. При этом обрушение ведут вместе с отбойкой слоев или с отставанием и с наличием крупных участков в одновременной отработке. Как правило на выпуске и доставке рудной массы применяют погрузочно-доставочные машины, вибропитатели или скреперы.

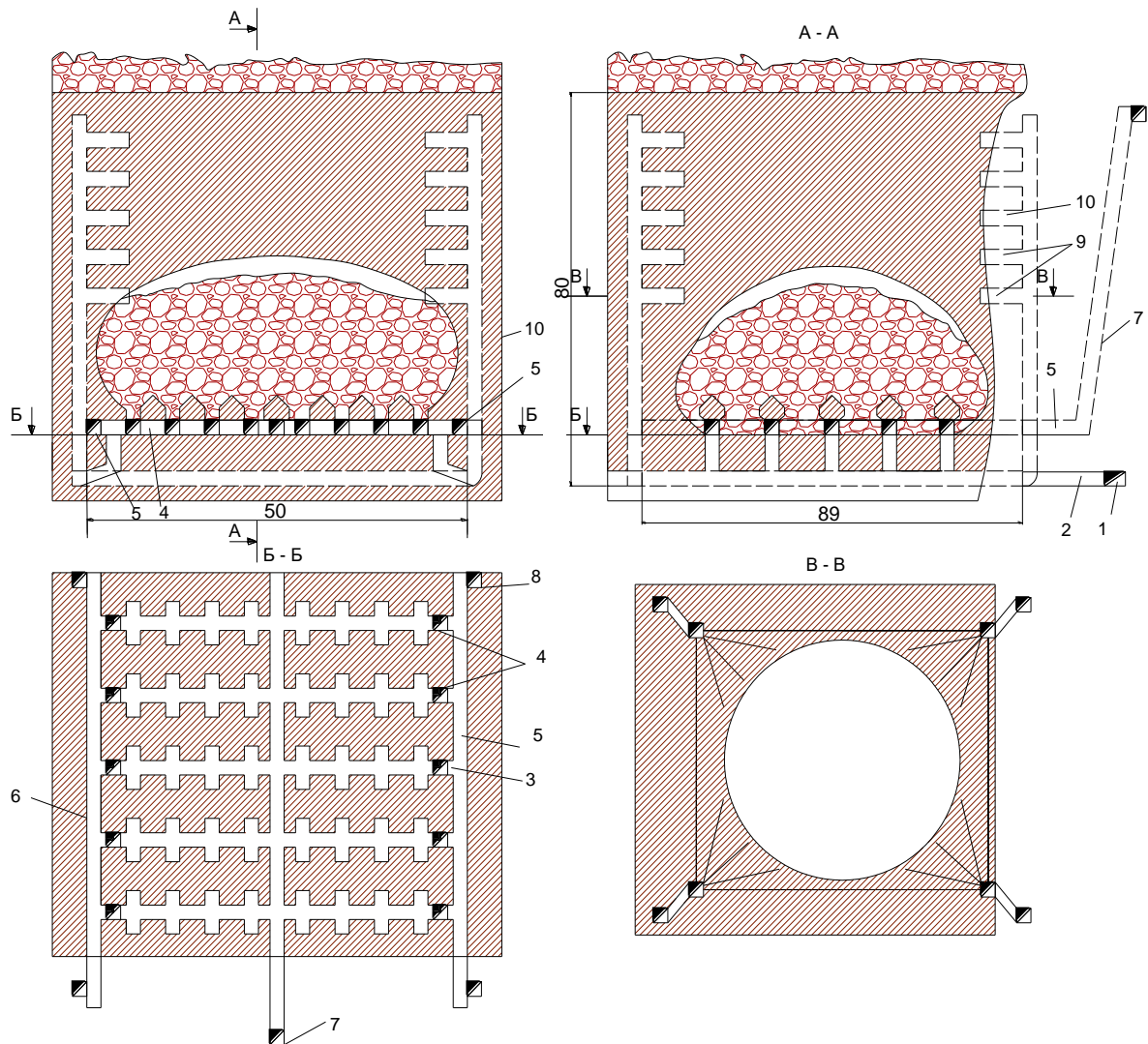


Рисунок 1.3 - Этажное самообрушение: 1 - транспортные выработки, 2 – откаточный горизонт; 3 – буровые выработки; 4 – отрезная щель; 5,6 – откаточные выработки; 7 – скиповой ствол; 8 – восстающий; 9 – буровые горизонты; 10 – рудное тело

Этажное самообрушение применяется при отработке мощных рудных залежей, когда после выполнения подсечки значительных площадей массив в определённый промежуток времени самостоятельно разрушается под действием гравитационных сил, дробясь на относительно небольшие фракции [5,16,17,47]. В некоторых случаях, связь блока с окружающим массивом ослабляют отрезными выработками, которые способствуют разрушению замков сводов естественного равновесия, тем самым ускоряют обрушение руды и ограничивают его контурами блоков рисунок 1.3 [34-40, 93].

В системах подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды подэтаж разделяют на панели по ширине блока. Подготовка каждой панели осуществляется проведением орта или штрека, из которого бурят вертикальные либо крутонаклонные веера скважин с последующим их последовательным обрушением вдоль простирания в порядке отступающей отработки [73,76,79,80]. Суть технологий с подэтажным обрушением заключается в выпуске руды через торец нарезной выработки, после отбойки руды ее доставку осуществляют погрузочно-доставочной машиной по челночной схеме, погашая буро-доставочную выработку в отступающем порядке, как показано на рисунке 1.4.

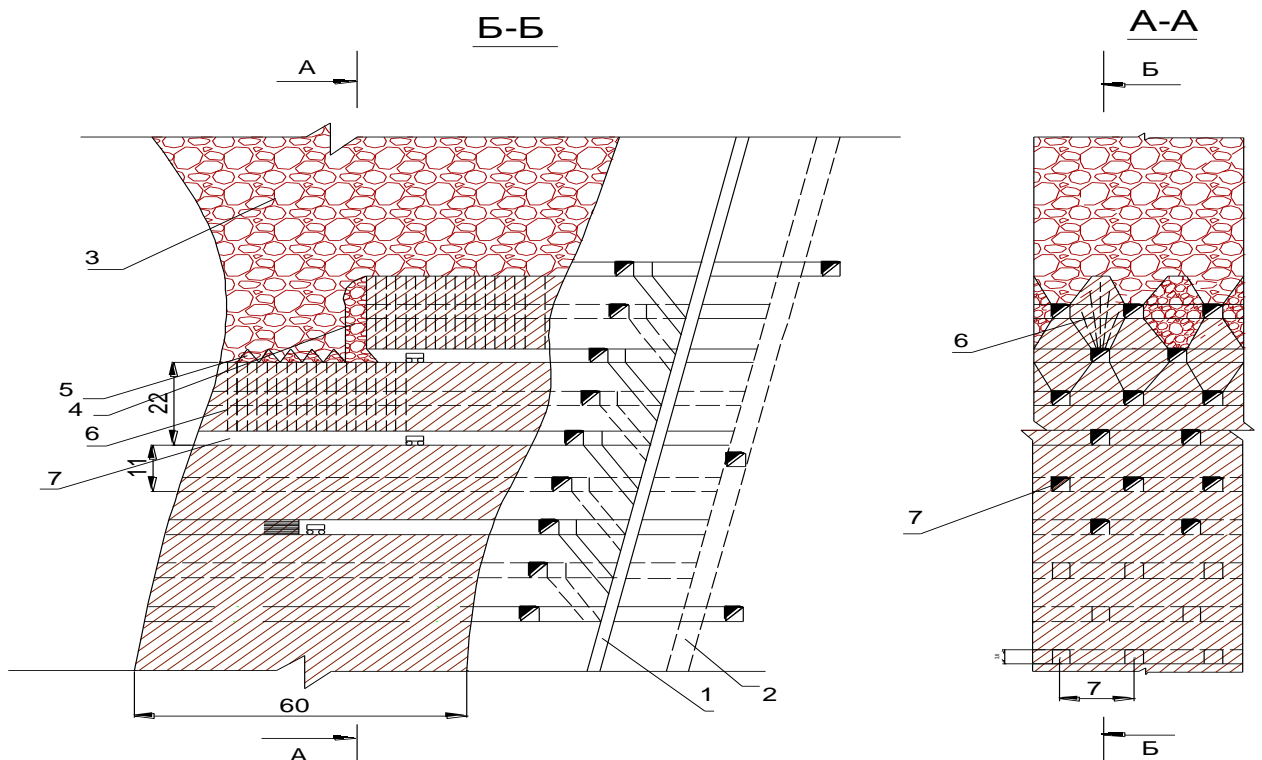


Рисунок 1.4 - Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды (шведский

рудник "Кируна"): 1 - рудоспуск с рукавами, 2 - уклон, 3 - обрушенные породы, 4 - отбитая руда, 5 - потери, 6 - веера скважин, 7 - подэтажные штреки.

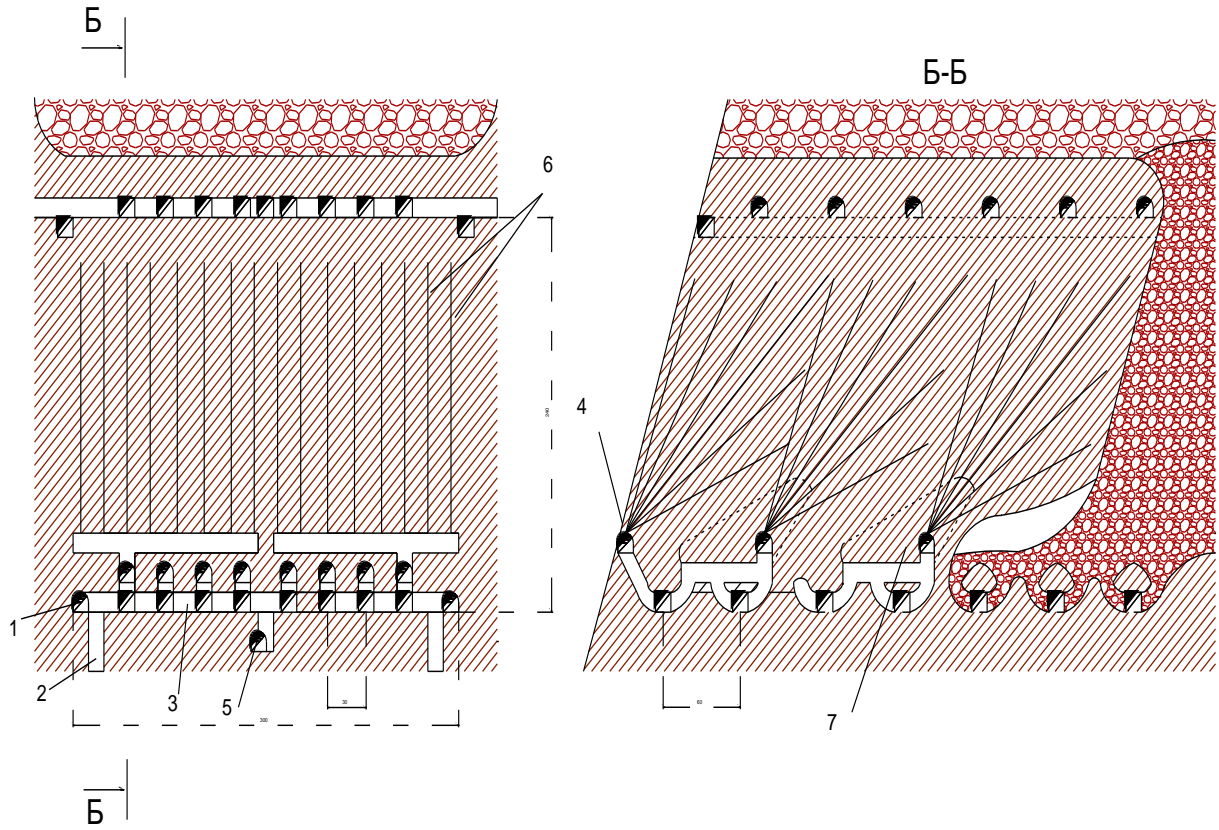


Рисунок 1.5 - Подэтажное обрушение с донным выпуском руды со сплошной выемкой и отбойкой наклонными слоями: 1 - орт подэтажный, 2 - рудоспуск, 3 - штрек скреперования, 4 - буровой орт (штрек), 5 - вентиляционный орт, 6 - "веера" скважин, 7 - подсечное пространство.

При донном выпуске руды с применением сплошной выемки и отбойки наклонными слоями выпускные выработки формируются из подэтажного штрека (орта) (см. рисунок 1.5). Над ними проходят буровые выработки, из которых ведётся отбойка руды скважинами на всю оставшуюся высоту подэтажа. Руду доставляют преимущественно скреперами, реже конвейерами, иногда в комплексе с вибропитателями.

На рисунке 1.6 представлен вариант подэтажного самообрушения, разработанный для добычи неустойчивых руд с высокой трещиноватостью.

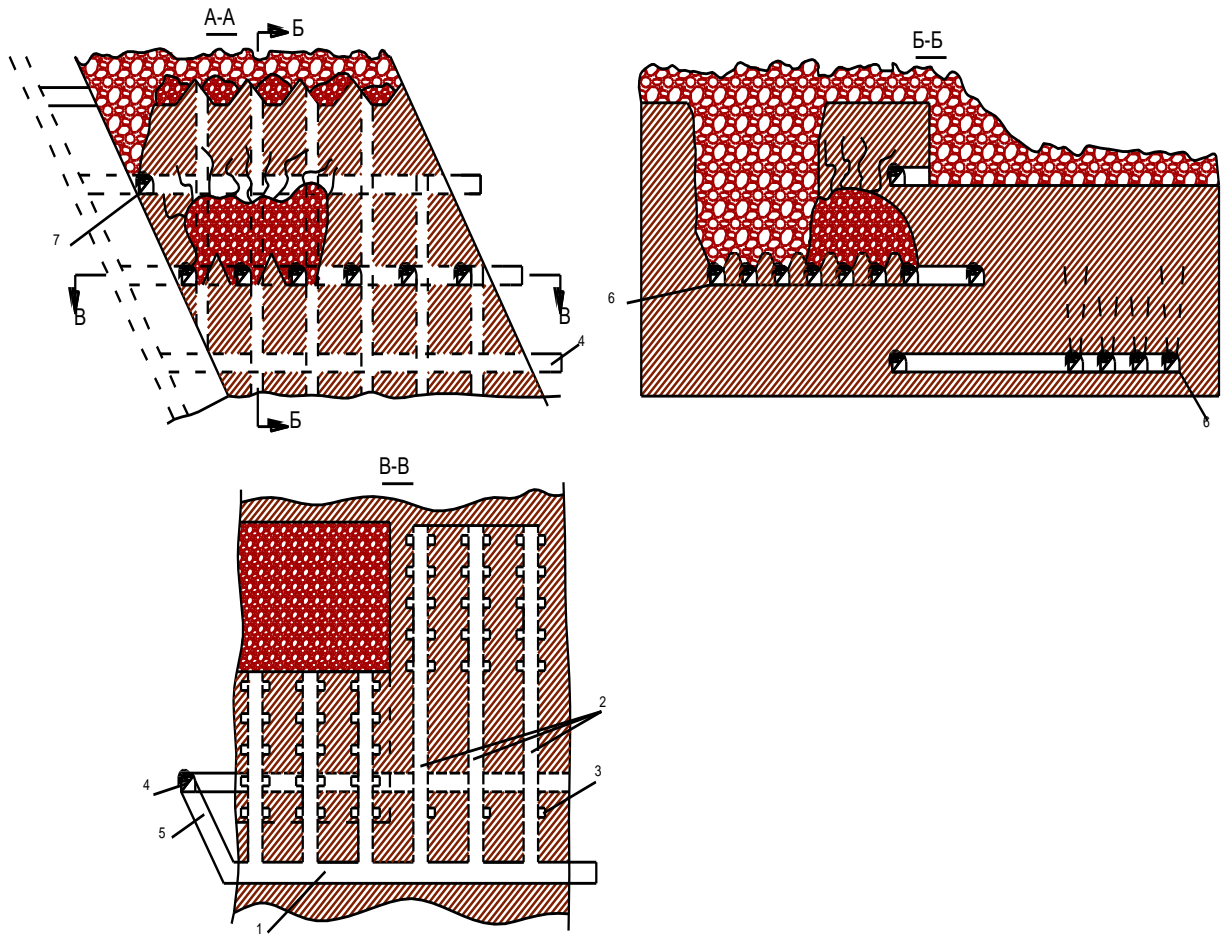


Рисунок 1.6 - Подэтажное самообрушение: 1 - орт подэтажный, 2 - штрек подэтажный, 3 - рудоспуск, 4 - вентиляционный и ходовой восстающий, 5 - ходки, 6 - вентиляционная сбойка, 7 - штрек промежуточного горизонта.

Подэтажное самообрушение применяют при рудах слабой устойчивости и высокой трещиноватостью, в связи с чем подсеченный массив обрушается под действием гравитационных сил и распадается при это на сравнительно небольшие куски. Как правило, подэтаж имеет высоту 20–40 м. Доставка руды – скреперная. Однако эта конструкция и технология не получила широкого распространения.

К основным недостаткам систем массового обрушения руды и вмещающих пород относят сравнительно высокий уровень потерь и разубоживания. Данный фактор обусловлен тем, что значительная часть рудной массы (порядка 70 %) извлекается из-под налегающих пород, что вызывает снижение содержания полезного компонента вследствие их примешивания к руде. В результате

формируется фигура выпуска с потерями руды в гребнях между выпускными выработками рисунок 1.7 [17].

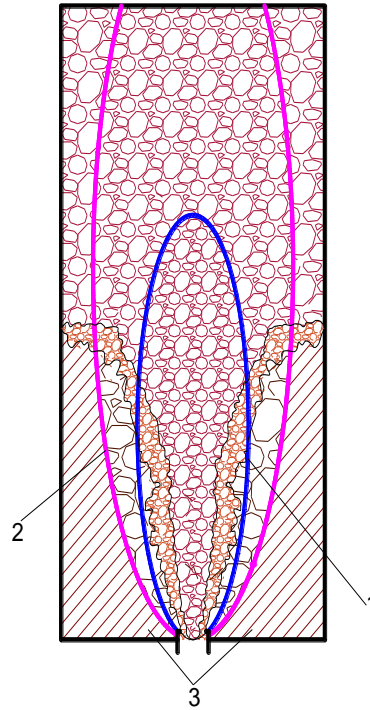


Рисунок 1.7 - Выпуск руды под обрушенными породами через одиночное отверстие: 1-эллипсоид выпуска, 2-эллипсоид разрыхления, 3-рудные гребни

Как известно, при любом из вариантов выпуска руды под обрушенными вмещающими породами вслед за рудой, опускающейся к пункту погрузки под действием собственного веса, движутся непосредственно контактирующие с ней пустые разрыхленные породы, а для получения наилучших результатов извлечения руды необходимо выпустить как можно больше чистой руды и уменьшить смешивание её с пустыми породами [54,56].

Изучением закономерностей перемещения сыпучих сред занимались: М. И. Агошков, В. Ф. Абрамов, Л. И. Барон, О. А. Байконуров, В. Р. Безух, В. Н. Власов, П. М. Вольфсон, Н. З. Галаев, В. Р. Глотов, В. А. Горбунов, Н. В. Дронов, Н. Г. Дубынин, В. Р. Именитов, С. Л. Иофин, Д. Р. Каплунов, Р. П. Каплунов, Е. В. Кузьмин, В. В. Куликов, Г. М. Малахов, В. К. Мартынов, С. С. Минаев, Р. Г. Пепелев, В. Л. Щербаков и другие ученые. Исследованием физико-механических свойств сыпучих материалов занимались Барон Л. И., Батугин С. А., Безух В. Р.,

Бирюков А. А., Куликов В. В., Лесин Ю. В., Малахов Г. М., Мартынов В. К., Петренко П. Д., Рыжков Ю. А. и другие.

Разработке методов моделирования выпуска рудной массы, посвящены труды В. Р. Именитова, Г. М. Малахова, В. В. Куликова, Н. Г. Дубынина, С. И. Минаева, Е. В. Кузьмина, В. А. Горбунова, Р. Г. Пепелева, И. Н. Савича и многих других авторов. В разработку компьютерного моделирования важный вклад внесли В. А. Горбунов и Е. В. Кузьмин, Т. А. Гагиев [4,16,46].

В процессе исследований ими экспериментально установлены следующие общие закономерности выпуска сыпучего материала в частности, что истечение сыпучих сред происходит из объемов, которые по форме напоминают эллипсоид вращения [1, 9, 11, 23, 25].

Многие авторы указывают, что частицы, располагающиеся на поверхности фигуры выпуска (по форме, напоминающей эллипсоид вращения), приходят к выпускающей выработке одновременно, при этом движение самих частиц происходит по параболическим траекториям. Также установлено, что движение частиц происходит не только в пределах выпускаемого объема (фигуры выпуска) но и за его пределами, где проходит стадия разрыхления по форме с формированием так называемого эллипсоида разрыхления. По мере протекания выпуска эллипсоид разрыхления достигает области влияния выпускной выработки, по форме подобной параболоиду. [23,25,42,49,51,54,56,66,78,80,95].

В процессе выпуска рудной массы над выпускным отверстием формируется так называемая «зона потока» — пространственная область в сыпучем массиве, внутри которой частицы одновременно вовлечены в движение [23, 25]. Принято считать, что границы «зоны потока» являются предельными: за их пределами частицы сохраняют неподвижность независимо от объёма материала, извлекаемого через отверстие [25, 70].

Ученые пришли к выводу о том, что на ширину зоны потока и соответственно, на параметры эллипсоида выпуска наибольшее влияние оказывает гранулометрический состав рудной массы.

Следует отметить, что возможности исследователей, занимавшихся выпуском руды, были ограничены в силу невозможности визуализации движения частиц, находящихся внутри отбитой рудной массы, поэтому выводы и расчеты были основаны на анализе параметров плоской картинки и данных, базирующихся на результатах, полученных при выпуске «марок», размещенных в производственных или лабораторных условиях.

1.2. Влияние физико-механических свойств руд и пород на процесс выпуска рудной массы

1.2.1 Гранулометрический состав

Под определением гранулометрического состава или кусковатостью подразумевают состав горной массы, получаемой при добыче полезных ископаемых в процессе отбойки массива горных пород. Если частицу (кусок) неправильной формы измерить по трем взаимно перпендикулярным направлениям так, чтобы в одном из этих направлений размер частицы был наибольшим, то в общем случае могут быть получены три различных линейных размера a , b и c (рисунок 1.8) [26,29,60,64,69,88].

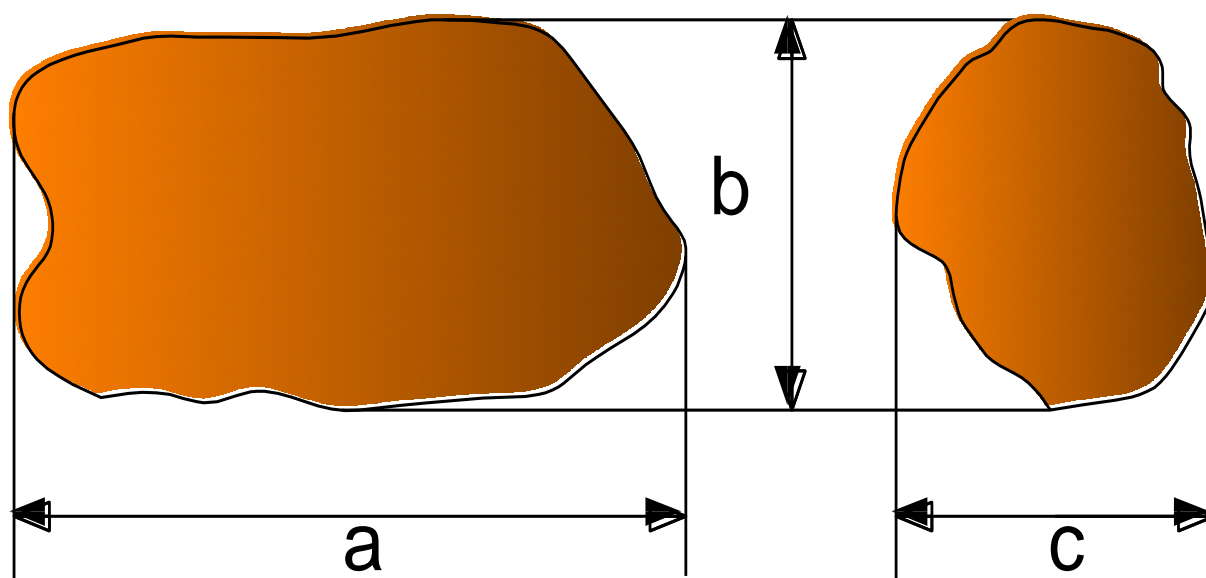


Рисунок 1.8. Схема определения линейных размеров частицы

Для определения линейного размера принимают условный диаметр d вычисляемый по трем измерениям (длине, высоте и ширине частицы), как среднее арифметическое [29].

$$d = \frac{abc}{3} \quad (1)$$

или среднее геометрическое

$$d = \sqrt[3]{abc} \quad (2)$$

где a , b , c – длина, высота и ширина измеряемого куска.

При применении взрывной отбойки характер гранулометрического распределения определяется совокупностью наиболее значимых факторов:

1. Геометрические параметры выработки и массива. Количество обнажённых поверхностей, конфигурация подсечек и их суммарная площадь определяют пути распространения взрывной волны и условия освобождения обрушившихся блоков. Эти параметры задают геометрические ограничения на развитие трещинообразования и контролируют эффективность расклинивания пород.

2. Физико-механические свойства руды и вмещающих пород. Прочность, модуль упругости, внутреннее трение, степень и характер трещиноватости, а также наличие направленных структурных особенностей (слоистость) существенно корректируют механизм деформации и разрушения при действии динамических нагрузок. Особенно значима степень предсуществующей трещиноватости, поскольку она во многом предопределяет режим инициирования новых изломов и образование продуктов дробления различной крупности.

3. Норма и конфигурация заряжения. Удельный расход взрывчатого вещества, шаг размещения зарядов, их глубина заложения и группировка определяют локальную энерговооружённость массива. Распределение энергии в объёме горной массы контролирует интенсивность и локализацию разрушений, а также соотношение тонкой и крупной фракции получаемого материала.

4. Параметры ВВ. Скорость детонации, плотность газообразования и общее энергетическое содержание используемого состава влияют на спектр

динамических воздействий (амплитуда давлений, продолжительность импульса), что в свою очередь определяет характер разрушения: от хрупкого раздробления до пластического сдвига и раскалывания блоков.

5. Схемы инициирования и временная последовательность взрывов. Метод приведения зарядов в действие (одновременное детонирование, применение типовых или короткозамедлённых схем) и заданные временные задержки между подрывами определяют характер интерференции ударных волн. Управление фазами воздействий позволяет целенаправленно влиять на глубину трещинообразования, степень измельчения и геометрию получаемых блоков.

На рисунке 1.9. представлен график изменения гранулометрического состава от различных способов взрывания.

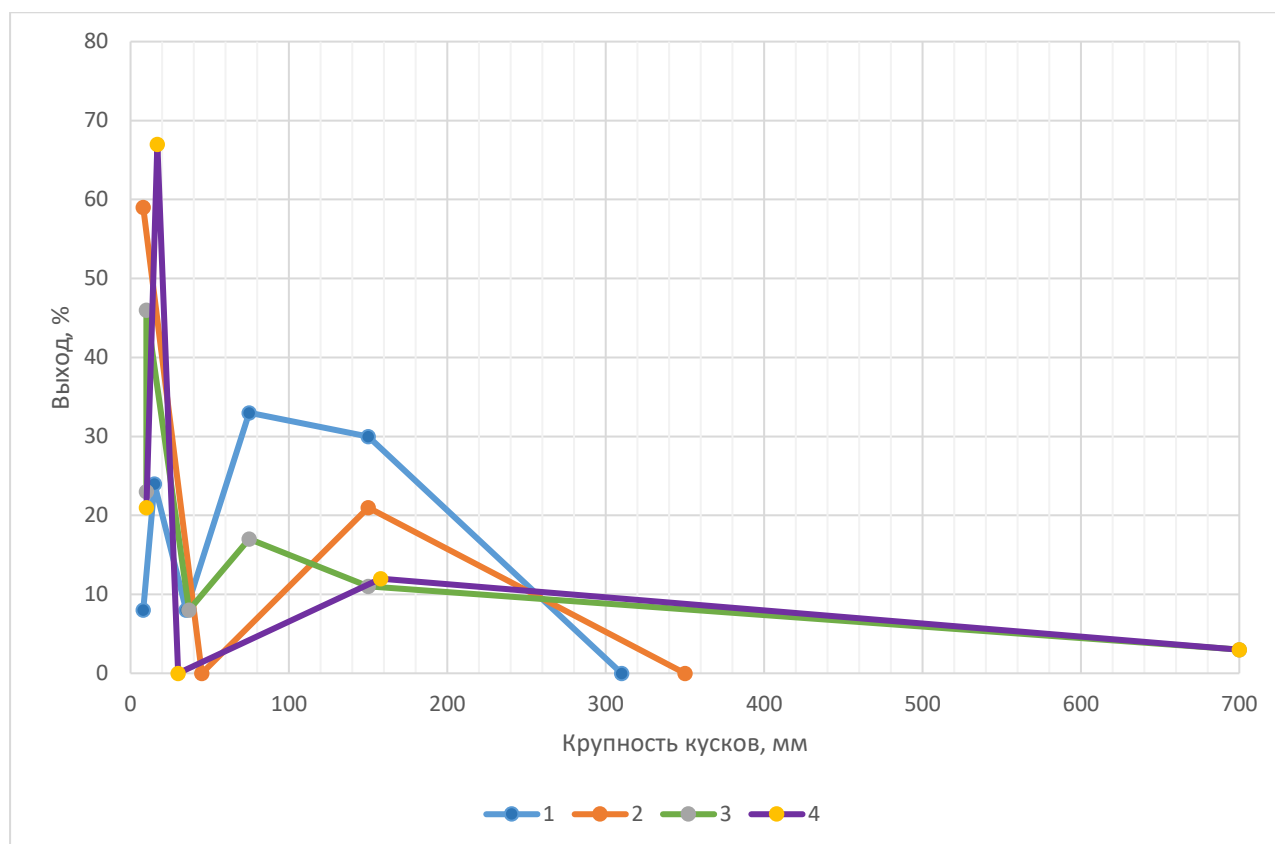


Рисунок 1.9. Исследование влияния технологии взрывных работ на гранулометрический состав рудной массы: 1- короткозамедленный с воздушным потоком; 2- короткозамедленный; 3-4 – мгновенный.

Анализ результатов отбойки показывает, что средний размер кусков руды

изменяется в пределах 100–260 мм. При значительном содержании мелких фракций наблюдается явление «трубообразования», при котором развитие зон выпуска и разрыхления по ширине (диаметру) не достигает необходимых значений. Это обуславливает повышенные потери руды в блоках и инициирует преждевременное разубоживание (рисунок 1.10)

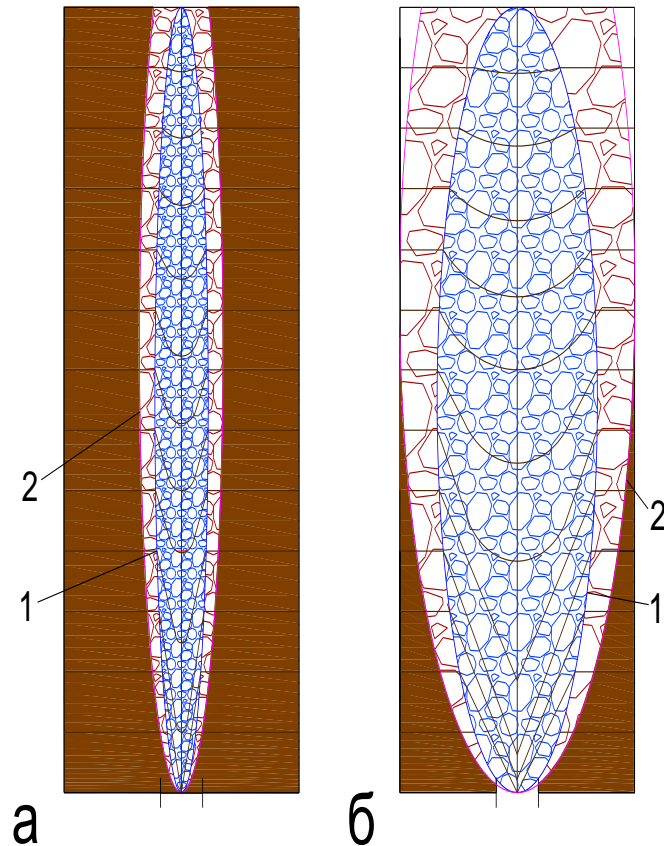


Рисунок 1.10 Формирование фигуры выпуска и разрыхления в зависимости от гранулометрического состава руды, вариант: **а - мелкофракционная рудная масса «трубообразование»**; **б - крупнофракционная рудная масса**; 1-фигура выпуска; 2-фигура разрыхления.

Увеличение средней крупности фракционного материала обуславливает возрастание геометрических параметров зон разрыхления и выпуска. Такое изменение структуры потока обеспечивает более равномерное движение руды и, при неизменной высоте отбиваемого блока, ведёт к заметному уменьшению потерь и снижению разубоживания.

1.2.2 Влажность

Влажность сыпучих материалов оказывает значительное влияние на их физико-механические характеристики, включая плотность, склонность к комкованию и смерзанию, коэффициент внутреннего трения, текучесть и способность к сводообразованию [88]. При этом связь влаги с материалом может носить химический, физико-механический либо механический характер. Воздействие влаги на сыпучие свойства проявляется незначительно в случаях, когда преобладают крупнокусковые фракции (более 3 мм). В то же время наличие влаги крайне отрицательно сказывается на сыпучести обрушенных руд, содержащих пылевато-глинистые примеси [88].

Влажность находится как отношение массы испарившейся воды к массе твердых частиц, составляющих насыпной груз:

$$W = \frac{q_1 - q_2}{q_2} \times 100, \% \quad (3)$$

где, W - искомая влажность; G_1 - масса порции до просушивания; G_2 - масса порции после просушивания.

1.2.3 Слеживаемость

Слеживаемость определяется как процесс уплотнения обрушенной горной массы, происходящий под воздействием собственного веса и внешнего горного давления [88]. Данное свойство обычно проявляется в рудах, содержащих свыше 10 % мелкодисперсных частиц фракции от 0–0,05 мм, при уровне влажности в 3–8%, а также в случае механического смешения руды с глинистыми материалами или мягкими сланцами [3, 69, 88]. С увеличением степени слеживаемости ухудшаются сыпучие свойства руды, что повышает вероятность возникновения при выпуске «трубообразования».

1.2.4 Угол естественного откоса

Под углом естественного откоса подразумевают критический угол, при котором сыпучий груз, свободно насыпанный на горизонтальную поверхность, находится в состоянии предельного равновесия и определяется как угол между поверхностью откоса и горизонтальной плоскостью (рисунок 1.11) [18,57,69].

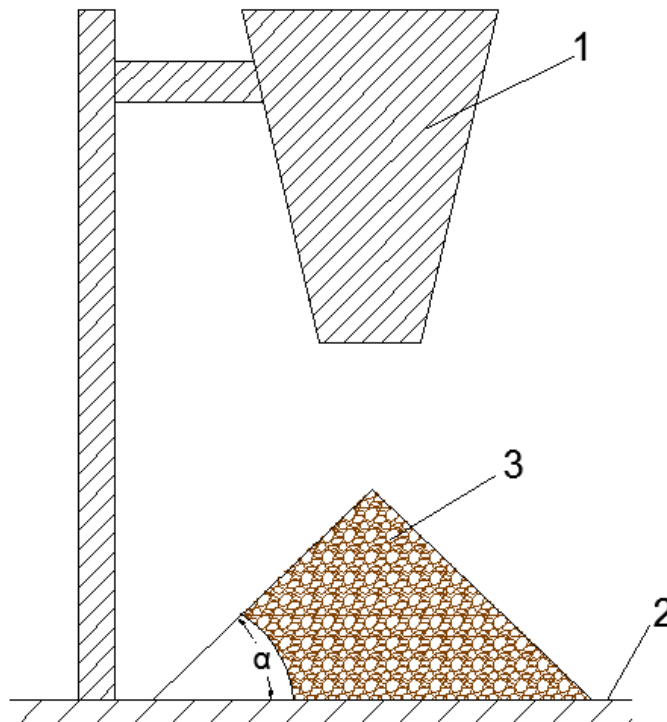


Рисунок 1.11. Схема измерения угла естественного откоса: 1- воронка (выпускное отверстие); 2- горизонтальная плоскость (горизонт); 3- насыпь материала (горка); α - угол естественного откоса.

Значение угла α формируется под влиянием кинематических свойств частиц отбитой руды: повышение их подвижности приводит к уменьшению указанного показателя. При этом, при естественном содержании влаги, угол естественного откоса, как правило, не превышает 60° . Между углом естественного откоса, измеренным в состоянии покоя и в движении, наблюдается существенное различие. В динамических условиях его значение снижается по сравнению со статическим, что находит математическое выражение в эмпирической формуле $\varphi_{дв} = 0,74\varphi_{п}$ [56]. Анализ физико-механических свойств различных горных масс показывает значительный разброс значений угла естественного откоса и насыпной плотности. Для большинства рудных концентратов (медного, железного, полиметаллического)

угол естественного откоса варьируется в диапазоне от 30° до 50°, а их насыпная плотность может достигать 5,0 т/м³ для мелкодисперсных фракций. Для рядовых руд, таких как медная, никелевая или железная крупнокусковая, характерны несколько более высокие значения сыпучести – от 35° до 45°. Наименьшие значения угла откоса (25°–35°) наблюдаются у нефелинового концентрата, а наибольшие (45° и выше) – у агломератов и гранулированной серы. Соответствующие значения для широкого спектра горных масс систематизированы в таблице 1.2.

Таблица 1.2. Угол естественного откоса для различных руд и пород

Типы руд и пород	Насыпная плотность	Угол естественного откоса
Агломерат:		
<i>железной руды</i>	1,7 - 2,0	45
<i>свинцовой руды</i>	2,5 - 3,5	40 – 50
Колчедан:		
<i>серный рядовой</i>	1,25 - 2,5	45
<i>Флотационный</i>	1,8 - 2,2	38 - 40
Концентрат:		
<i>апатитовый</i>	1,3 - 1,7	30 - 40
<i>железный влажный, 0 - 0,1</i>	3,0 - 5,0	30 - 50
<i>железных и полиметаллических руд сухой, 0 - 1</i>	2,8 - 3,0	30 - 50
<i>марганцевых руд, 0 - 3</i>	1,5 - 1,8	30 - 50
<i>медный</i>	2,0 - 2,2	30 - 50
<i>нефелиновый</i>	1,3 - 1,7	25 - 35
<i>никелевый</i>	2,2 - 2,3	40 - 50
<i>цинковый</i>	1,8 - 2,1	40 - 50
Руда:		
<i>асбестовая</i>	1,6 - 1,8	35 - 40
<i>Вольфрамо-молибденовая</i>	1,9 - 2,0	35 - 40
<i>железная крупнокусковая, 0 - 350</i>	2,2 - 3,6	35 - 45
<i>марганцевая, 0 - 25</i>	1,7 - 1,9	35 - 45
<i>медная</i>	1,7 - 1,8	35 - 45
<i>никелевая</i>	2,0 - 2,5	35 - 45
<i>полиметаллическая, 0 - 120</i>	2,0 - 4,5	35 - 45
<i>свинцово-цинковая</i>	2,0 - 2,4	40 - 45
<i>Сера гранулированная</i>	1,4	45
<i>Сода двуокислая порошкообразная</i>	1,0	44

1.2.5 Насыпная плотность

Насыпная плотность рудной массы зависит от гранулометрического состава,

влажности и т. д. Сыпучий материал со временем и под воздействием различных вибраций начинает уплотняться, а его насыпная плотность стремится к значению равному p_{max} (предельное значение).

В процессе взрывной отбойки, а также на стадии непосредственного выпуска рудной массы происходит изменение структурного состояния сыпучего материала, сопровождаемое его разрыхлением. В результате этого насыпная плотность уменьшается и приближается к минимально достижимому значению p_{min} которое характеризует предельную разуплотнённость массива в данных условиях. По данным экспериментальных наблюдений, соотношение p_{max}/p_{min} для отдельных видов сыпучих материалов может достигать 1,5–1,52, что необходимо учитывать при расчётах параметров потерь и разубоживания.

Следует отметить, что изменение насыпной плотности является не только следствием перераспределения порового пространства, но и зависит от гранулометрического состава материала. По мере измельчения частиц, за счёт лучшего заполнения пустот, происходит обратное уплотнение материала, и его насыпная плотность, как правило, возрастает. В связи с этим при приведении значений плотности сыпучей массы необходимо указывать диапазон крупности или средний размер частиц, при котором выполнялось определение, что соответствует методическим требованиям и ряду современных инженерных стандартов [81].

Для инженерного анализа и горнотехнических расчётов сыпучие материалы классифицируют по величине насыпной плотности следующим образом:

- **весьма тяжёлые** — свыше 2000 кг/м³;
- **тяжёлые** — 1100–2000 кг/м³;
- **средние** — 600–1100 кг/м³;
- **лёгкие** — менее 600 кг/м³.

Такое разграничение используется при моделировании поведения руды в очагах обрушения, проектировании систем выпуска и расчёте параметров транспортировки.

Определение насыпной плотности осуществляется по формуле:

$$\rho_n = \frac{G_1 - G^3}{V} \quad (4)$$

где: G_1 – вес стакана с материалом; G – вес пустого стакана; V – внутренний объём стакана.

Указанная методика позволяет сопоставлять результаты для различных фракционных составов и условий опытного определения, что важно при анализе динамики изменения свойств сыпучей массы в процессе обрушения и выпуска.

1.2.6 Текучесть

Под текучестью понимают способность дисперсного материала к свободному истечению из выпускных устройств, скорость которого является функцией от гранулометрического состава, влажности, сил внутреннего трения и прочих факторов [81].

1.2.7 Адгезия

Под определением адгезия принимают свойство обрушенной горной массы прилипать к поверхностям выпускных выработок и формировать агломераты (комки), что в дальнейшем приводит к нарушению режима её истечения. Интенсивность данного процесса обусловлена влажностью материала и его минералогическим составом [29,67,88].

1.3. Задачи и методика исследования

Анализ проведенных ранее исследований показывает, что на процесс истечения принудительно обрушенной рудной массы под действием гравитационных сил влияют физико-механические характеристики, а также конструктивные параметры систем разработки как с этажным, так и подэтажным обрушением при торцевом выпуске руды.

Для повышения полноты извлечения из недр и качества рудной массы при торцевом выпуске необходимо изучить процесс формирования рудопотока при различных углах наклона месторождения, а также определить влияние выпускного отверстия на параметры выпуска.

Таким образом, в процессе исследований, необходимо решить следующие задачи:

- установить вероятность выхода куска руды в зависимости от его местоположения в отбитом рудном массиве;
- определить структуру и динамику развития фигуры выпуска;
- определить степень воздействия фракционного состава рудной массы на формирование рудопотока;
- определить максимальную "зону влияния" буро-доставочной выработки в зависимости от высоты выпускаемого слоя руды при торцевом выпуске руды под обрушенными породами.

Из-за сложности прямых наблюдений за процессом выпуска в натуральных условиях, было использовано физическое моделирование, с последующим переходом к стохастическому моделированию.

Опытно-экспериментальные исследования на физических моделях должны соответствовать общему положению [2, 23].

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ И ИХ МОДЕЛИРОВАНИЕ

2.1 Основные показатели выпуска руды под обрушенными породами

2.1.1 Коэффициент разрыхления

Под коэффициентом разрыхления понимается отношение объема разрыхленного материала к объему этого же материала в массиве.

$$K_p = \frac{\gamma_m}{\gamma_p} \quad (5)$$

где: γ_m – объемный вес руды в массиве; γ_p – объемный вес руды в разрыхленном состоянии.

Величина коэффициента разрыхления зависит на прямую от гранулометрического состава. С увеличением содержания крупнофракционного состава в обрушенной рудной массе, увеличивается и значение коэффициента разрыхления, что в дальнейшем приводит к успешному протеканию выпуска [18,31,57,66,81,87,90].

Коэффициент разрыхления изменяется под воздействием отбойки и выпуска рудной массы.

$$K_{p.2} = \frac{K_{p.макс}}{K_{p.1}} \quad (6)$$

где: $K_{p.2}$ – коэффициент вторичного разрыхления в процессе выпуска рудной массы; $K_{p.1}$ – коэффициент первичного разрыхления после взрывной отбойки руды от массива; $K_{p.макс}$ – максимальное значение коэффициента разрыхления.

Наиболее благоприятные условия для разрыхления руды создаются при отбойке её на компенсационное пространство [66,87,90]. При этом коэффициент разрыхления колеблется в пределах от 1.3 до 1.4.

При выходе первого разубоживания (в районе 5%) из выпускного отверстия, породы, налегающие сверху, имеющие свой гранулометрический состав, начинают оказывать своё влияние на фигуру выпуска, а значит и на коэффициент

разрыхления. Поэтому необходимо учитывать ещё один коэффициент разрыхления при выпуске разубоженных руд. Значение коэффициента зависит от фракции пород, налегающих сверху.

2.1.2 Коэффициент внутреннего трения

Коэффициент внутреннего трения играет большую роль в процессе выпуска рудной массы, определяя подвижность обрушенной руды и ее сыпучие свойства [56,66].

$$\tau = \tau_0 * tg\varphi \quad (7)$$

где: τ_0 – Начальное сопротивление сдвигу; τ – сопротивление сдвигу; φ – угол внутреннего трения сыпучей массы

Угол внутреннего трения для кусковатого материала равен углу естественного откоса.

2.1.3 Коэффициент сыпучести

Для установления параметров фигуры выпуска рекомендовано использовать коэффициент сыпучести, который устанавливают по радиусу кривизны свода динамического равновесия. Величина коэффициента сыпучести определяется комплексом физико-механических характеристик рудной массы, включая гранулометрический состав, влажность, насыпную плотность и склонность к слеживанию. Наблюдается обратная зависимость между значением данного коэффициента и величиной горного давления, а также объемом отбитой руды: с их ростом коэффициент сыпучести снижается, что создает предпосылки для увеличения потерь при выпуске [17, 48, 61].

Для расчета геометрических параметров зоны выпуска В. Р. Именитов и Р. Г. Пепелев предложили использовать эмпирический коэффициент эксцентриситета (m, m^{-1}), который является величиной, обратной коэффициенту сыпучести [34, 36, 66]. Значение коэффициента m может быть определено по объему выпущенной

чистой руды $V_{PЧ}$, определенного моментом начала верхнего разубоживания, при известной высоте слоя отбитой руды H , выпускаемого под обрушенными породами

$$m = \frac{\pi \cdot H^2}{6 \cdot V_{PЧ}} \quad (8)$$

Для крепкой руды значение коэффициента m составляет:

- при нормальном разрыхлении ($K_p = 1,3 \div 1,4$) $\approx 0,4 \div 0,5$
- при умеренном уплотнении ($K_p \approx 1,2$) $\approx 0,55 \div 0,65$
- при сильно уплотненной руде ($K_p = 1,1 \div 1,15$) $\approx 0,9 \div 1$

Для руд средней крепости значение коэффициента m составляет:

- при нормальном разрыхлении ($K_p = 1,3 \div 1,4$) $\geq 1,4$;
- при умеренном уплотнении ($K_p \approx 1,2$) $\approx 0,55 \leq 1,7$

В таблице 2.1 представлен диапазон значений коэффициента, характеризующий сыпучие свойства руды для некоторых рудников.

Таблица 2.1 Значение коэффициента m для отечественных рудников

Рудники	Коэффициент эксцентриситета, m^{-1}
Рудник «Северный»	0,4 \div 0,5
Высокогорское рудоуправление	0,4 \div 0,55
Рудники Криворожского бассейна	1,0 \div 1,1
Гороблагодатское рудоуправление	0,3 \div 0,4
Рудник «Абаканский»	0,55 \div 0,75
Рудник «Таштагольский»	0,55 \div 0,75
Тырныаузский ГМК	0,75 \div 0,85

Процесс истечения рудной массы происходит лучше при наименьших значениях коэффициента m (характеризующий сыпучие свойства руды) [36, 37, 66].

2.2 Влияние технологических и конструктивных параметров на процесс выпуска рудной массы

2.2.1. Параметры отбиваемого слоя

Ключевыми параметрами рассматриваемых систем разработки выступают высота и толщина отбиваемого слоя. Для достижения максимальных показателей извлечения полезного компонента требуется корреляция между геометрическими характеристиками образующегося эллипсоида выпуска и размерами отбитого блока.

Снижение значительного разубоживания руды возможно при условии, что малая полуось эллипсоида превышает толщину слоя. В противном случае возникает высокая вероятность выхода в выпускаемую массу пустых пород. Снижение потерь обеспечивается, когда большая полуось эллипсоида по своей величине превосходит высоту отбитого слоя. В противном случае неизбежны остатки руды в очистном пространстве. Таким образом, для оптимизации процесса необходима тщательная калибровка параметров эллипсоида выпуска.

Согласно результатам многочисленных исследований [50, 53, 79, 83, 84, 89], связь между толщиной отбиваемого слоя M_p и его высотой $h_{п}$ может быть выражена через эмпирическое соотношение:

$$h_{п} = (2,7 \div 3,5) M_p, \text{ м} \quad (9)$$

При этом выбор соотношения между толщиной и высотой отбиваемого слоя следует выполнять с учётом сыпучих свойств руды и вмещающих пород, а также особенностей горно-геологической и горнотехнической обстановки месторождения. В большинстве случаев такие расчёты целесообразно проводить для конкретного участка залежи, где проявляются индивидуальные характеристики массива.

Расположение веерообразных скважин в забое оказывает значительное влияние на показатели извлечения руды, особенно при отбойке в условиях ограниченной среды с торцевым выпуском (рисунок 2.1). Изменение угла наклона отбиваемого

слоя определяет траекторию движения рудных частиц и закономерности формирования зоны выпуска, что непосредственно отражается на эффективности добычи и объёмах потерь материала [1, 7, 13, 15, 16].

Так, при крупнокусковой руде и мелкокусковых породах наклон торцевой стенки следует направлять в сторону обрушения, что предотвращает проникновение мелких частиц пород в извлекаемую руду и уменьшает вероятность образования локальных застойных зон. В случае, если размеры фракций руды значительно меньше фракций пород, наклон забоя в сторону массива препятствует проникновению руды в пустоты пород, сохраняя однородность отбиваемой массы. При приблизительно равной крупности руды и пород вертикальное расположение стенки забоя обеспечивает равномерное распределение руды и стабильность процесса отбойки, что важно для планирования последовательности взрывных операций и минимизации потерь [90].

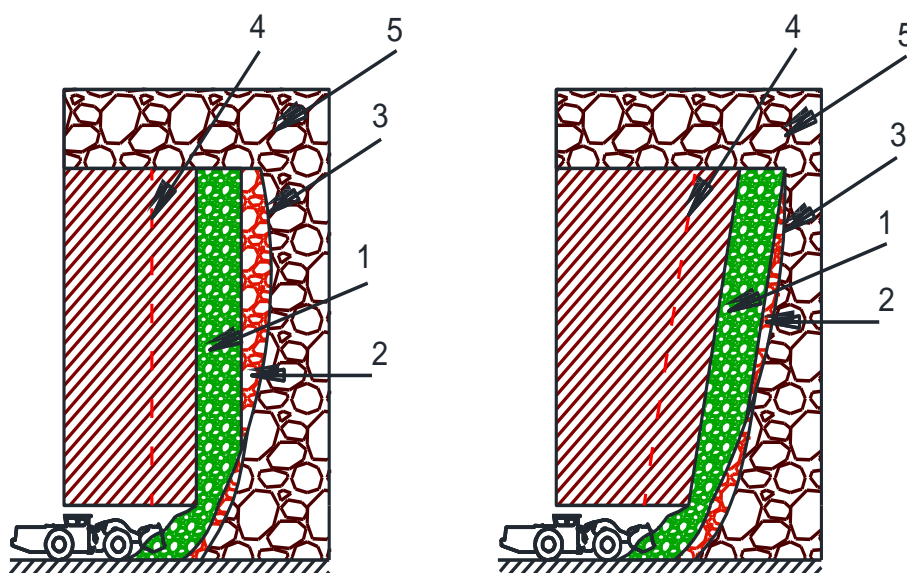


Рисунок 2.1. Влияние угла наклона на показатели извлечения:

1 – отбитая руда; 2 – разубоженная руда; 3 – граница фигуры выпуска; 4 – скважины; 5 – пустая порода.

2.2.2. Форма и размер выпускной выработки при истечение рудной массы

Одной из особенностей торцевого выпуска под обрушенными породами является влияние формы и ширины выпускной выработки на истечение рудной

массы [56]. В прямоугольной форме выработки навал руды напоминает призму (рисунок 2.2 а), заполненную отбитой рудой. При этой форме фигура выпуска развивается в ширь, что приводит к увеличению объема извлечения [91]. В сводчатой форме выработки навал руды напоминает конус (рисунок 2.2 б), также заполненный отбитой рудой. При этой форме фигура выпуска не имеет полного развития в ширину, что влечет к увеличению потерь и раннему разубоживанию [56,92-99].

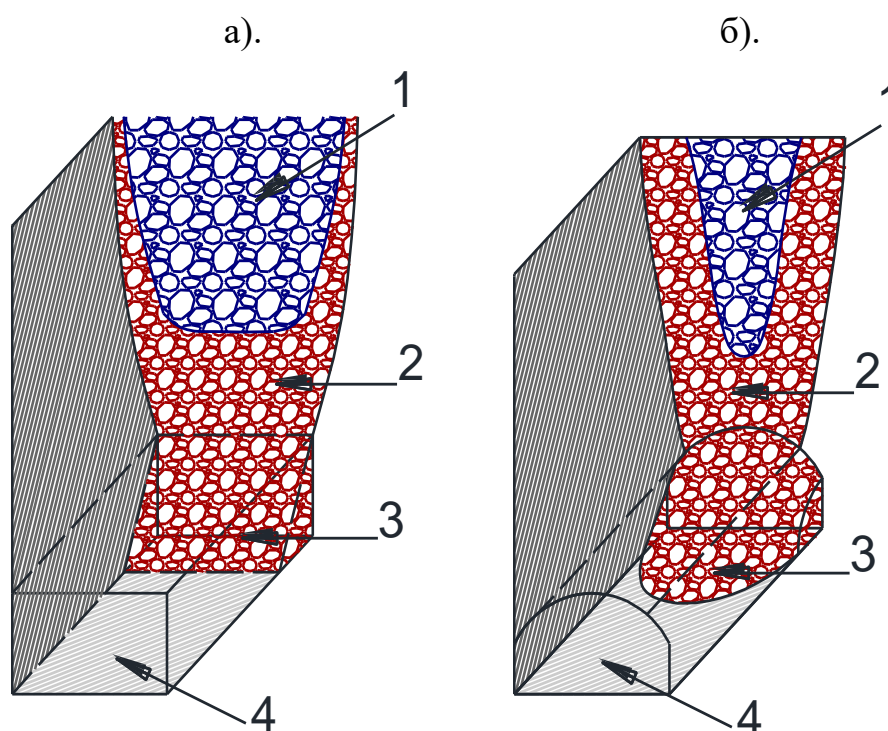


Рисунок 2.2. Влияние формы поперечного сечения выработки на истечение рудной массы: 1-вмещающие породы; 2-руда; 3-призма образ; 4-прямоугольная выработка

Увеличение размера выпускного отверстия приводит к увеличению параметров фигуры выпуска [23,48,49,56].

2.2.3 Режим выпуска рудной массы

При системах с массовым обрушением руды и вмещающих пород выпуск руды характеризуется как правило, с режимом и дозой. Доза выпуска определяется

как количество рудной массы, поступающей из одной выработки непрерывно, в то время как режим выпуска характеризует объём извлекаемой руды с каждой выработки и порядок их обхода [61, 66, 70].

Согласно мнению ряда исследователей [22, 37, 42, 78, 80], на качество добываемого материала наибольшее влияние оказывает именно организация процесса выпуска. В ряде работ предлагаются рекомендации по оптимизации режима выпуска с учётом конструктивных параметров выемочного блока и выбранной системы разработки. Среди множества известных подходов (поочередный, равномерно-последовательный, неравномерно-последовательный, перекрестный, хаотичный и др.). Для систем с торцевым выпуском наибольшее распространение получил равномерно-последовательный режим, обеспечивающий максимальные показатели извлечения полезного компонента. Важно отметить, что в месторождениях с неоднородным распределением полезного компонента результативность равномерно-последовательного режима может быть недостаточной.

2.2.4 Доза выпуска рудной массы

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

Наличие разубоживающих пород в одном из соседних выпускных отверстий, сказывается на качественных показателях извлечения в другом, это обусловлено перетеканием пустой породы в зону формирования «эллипсоида» выпуска смежной выработки, при условии их взаимовлияния.

В связи с этим, при появлении первого разубоживания в пункте, рекомендуется временно остановить выпуск из него, продолжить процесс следует

после начала разубоживания в соседних с ним пунктах. Однако остановка выпуска на продолжительный срок может привести к слеживанию отбитой руды и ухудшению ее сыпучих свойств. При достижении в последней дозе некондиционного (браковочного) содержания полезного компонента выпуск следует прекратить.

Для упрощения контроля за процессом выпуска руды при использовании механизированных средств на выпуске и доставке руды величину дозы рекомендуется принимать равной их средней сменной производительности или кратной ей.

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

При равномерно-последовательном режиме, рекомендуемая минимальная доза выпуска составляет 30÷40 тонн, а ее максимум не ограничивается [61,70].

2.2.5. Влияние удельного веса и размеров частиц сыпучего материала на скорость движения их к выпускному отверстию

Неравномерность скоростей движения частиц возрастает с уменьшением их размеров. Причем по словам авторов такая закономерность наблюдается до резкого изменения физических характеристик. При большом содержании пылеватых и глинистых частиц выпуск может прекратиться. Если размеры пылеватых частиц больше зазоров между крупными кусками, то скорость движения частиц различных фракций одинакова [56].

Пылеватые частицы движутся с большей скоростью только тогда, когда соблюдается условие проходимости:

$$D_k > d_k \quad (10)$$

где: d_k – диаметр мелкой частицы, D_k – зазор между крупными кусками.

2.3. Физическое моделирование

Одним из наиболее распространённых, доступных и достоверных методов определения нормативных показателей извлечения в системах обрушения руды и вмещающих пород является физическое моделирование [1, 9, 11, 14]. Этот подход позволяет визуально наблюдать процессы, происходящие при выпуске, что невозможно в производственных условиях, где контроль за движением рудной массы является трудоёмким, дорогостоящим и сложным. В настоящее время исследование параметров выпуска руды в системах с обрушением проводится по методике профессора Г. М. Малахова, предусматривающей использование эквивалентного материала на статических моделях [1, 9, 11, 14, 26, 37, 41, 49, 56, 61, 62, 86].

Согласно данной методике, моделирование процесса выпуска осуществляется с соблюдением законов механического подобия, включающих:

- кинематическое подобие — соответствие траекторий движения частиц;
- динамическое подобие — соответствие действующих сил и моментов;
- геометрическое подобие — сохранение пропорций конструктивных элементов модели [38, 39].

Для достоверного воспроизведения поведения рудной массы необходимо учитывать гранулометрический состав материала, а также углы внутреннего трения и трения о стенки, аналогичные натурным условиям [26, 38, 39].

Применение данной методики позволяет анализировать закономерности истечения руды, оценивать влияние параметров выработок на эффективность выпуска и разрабатывать рекомендации по оптимизации режима работы системы с обрушением.

2.3.1 Моделирование процессов с использованием эквивалентных материалов

Метод эквивалентных материалов основан на изучении физических процессов на физических моделях при заранее установленных допущениях и соблюдении условий подобия. Полученные результаты применяются для разработки теоретических положений, описывающих «механизм» процесса, а также для формирования практических рекомендаций по ведению очистных работ в конкретных натуральных условиях.

Модель изготавливают из искусственных материалов, заведомо отличающихся от натуральных по физико-механическим свойствам. Эти свойства должны находиться в определенных соотношениях с механическими константами моделируемой среды, с тем чтобы поведение эквивалентного материала было подобным поведению среды в природе [39].

Геометрическое подобие (механическое) предполагает пропорциональное соответствие пространственных характеристик модели и натурального объекта [14]. Все линейные размеры модели должны быть уменьшены в постоянное число раз (масштаб модели) относительно натуральных размеров:

$$\frac{l'_n}{l'_m} = \frac{l_n^i}{l_m^i} = Const, \quad (11)$$

где: l'_m – линейный размеры в модели;

l_n^i – линейный размеры в натуре.

Кинематическое подобие (время) требует пропорциональности путей, проходимых соответствующими частицами в модельном и натурном потоках, и интервалов времени протекания сходных процессов:

$$\frac{\tau'_n}{\tau'_m} = \frac{\tau_n^i}{\tau_m^i} = Const, \quad (12)$$

где: τ'_m – линейные размеры в модели;

τ_n^i – линейные размеры в натуре.

Достижение кинематического подобия возможно только при условии предварительного обеспечения геометрического подобия системы [56, 66].

Динамическое подобие (масса) характеризует подобие сил, действующих в соответствующих точках модели и природы, и обусловлено пропорциональностью масс:

$$\frac{m'_n}{m'_m} = \frac{m_n}{m_m} = Const, \quad (13)$$

где: m_m – линейные размеры модели;

m_n – линейные размеры в природе.

В таблице 2.2. представлена сводная характеристика условий подобия.

Таблица 2.2 Сводная характеристика условий подобия

Вид подобия	Суть подобия	Формула/ соотношение	Примечание
Геометрическое	Соответствие линейных размеров модели и природы	$\frac{l'_n}{l'_m}$	
Кинематическое	Пропорциональность траекторий частиц и времени процессов	$\frac{\tau'_n}{\tau'_m}$	Включает соблюдение геометрического подобия
Динамическое	Соответствие изменения состояния по массе	$\frac{m'_n}{m'_m}$	Массы соответствующих частиц модели и природы

Геометрический масштаб модели выбирается с учётом конструктивных требований:

- модель должна помещаться в выделенном помещении;
- конструкции не должны препятствовать визуальному наблюдению за процессом выпуска;
- свойства насыпаемого материала должны быть сопоставимы с моделируемыми породами.

2.3.2. Выбор эквивалентного материала с учетом параметров выпуска

При выполнении физических моделирований в качестве аналога природных

горных пород используются материалы с эквивалентными свойствами, включая искусственные составы, например полимерные. Подбор таких материалов осуществляется с учётом масштаба модели: их механические параметры задаются ниже характеристик реальных пород, что обеспечивает воспроизведение необходимого механического отклика и позволяет адекватно имитировать поведение массива в натуральных условиях.

Перемещение сыпучего материала в ограниченной физической модели зависит от его физико-механических свойств, основными которые являются:

- угол внутреннего трения руды и трения о стенки блока (величина безразмерная)

$$C_\varphi = C_\tau = 1 \quad (14)$$

где: C_φ, C_τ – масштабы углов внутреннего трения и трения руды о стенки блока;

- угол естественного откоса (для кусковатого материала равен углу внутреннего трения частиц)
- гранулометрический состав
- коэффициент сцепления (имеет размерность напряжения)

$$C_F = C_\gamma * C_L^3; C_k = C_\gamma * C_L \quad (15)$$

где: C_F – масштаб сил;

C_γ – масштаб объемного веса;

C_k – масштаб напряжений.

- объемный вес или плотность как в уплотненном, так и в разрыхленном состоянии.

Подбор эквивалентного материала осуществлялся по условию подобия эллипсоидов выпуска, которое можно записать в виде:

$$\frac{L_\varepsilon}{l_\varepsilon} = \sqrt[3]{\frac{V_\varepsilon}{v_\varepsilon}} = C_L \quad (16)$$

где: $L_\varepsilon, l_\varepsilon$ – сходственные поперечные размеры эллипсоида выпуска в натуре и на модели; $V_\varepsilon, v_\varepsilon$ – объемы эллипсоида выпуска в натуре и на модели.

2.3.3 Разработка конструкции физической модели

Для изучения процессов истечения рудной массы при торцевом выпуске в системах с массовым обрушением руды и вмещающих пород была сконструирована физическая модель выемочного блока. Модель выполнялась из прозрачного органического стекла, что обеспечивало возможность визуального наблюдения за развитием потока и формированием зоны выпуска (рисунок 2.3). Геометрические параметры модели составляли $128 \times 30 \times 11$ см (по высоте, ширине и толщине соответственно). Высота условного отбиваемого слоя была принята равной 80 см, а его толщина — 8 см. Масштаб моделирования установлен на уровне 1:100, что позволило воспроизвести реальный объект с сохранением геометрического подобия. В основании модели располагали металлические трубки диаметром 4,5 см, имитирующие буро-доставочные выработки. Расстояние между выпускными выработками по осям составляло 15 см. Толщина отбитого слоя руды 8 см с наличием по торцу слоя вмещающих пород – 3 см.

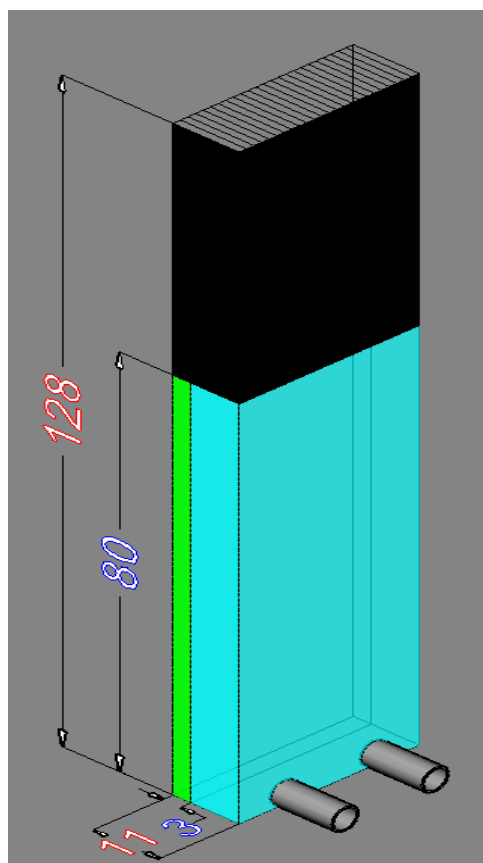


Рисунок 2.3 Схематический вид модели (с размерами): зеленый цвет –

торцевые породы; голубой – толщина отбиваемого слоя (руда); черный – налегающие породы

В емкость модели засыпали полимерные гранулы, имитирующие гранулометрический состав отбитой руды и породы в натуре. Размер эквивалентного куска руды составлял (3÷4 мм), а породы (5÷7 мм), что в натуре соответствует размерам 300÷400 и 500÷700 мм. Для лучшей визуализации и более эффективного получения информации гранулы окрашивали в цвета: серый – руда; черный – пустая порода.

Для наблюдения за протеканием выпуска рудной массы и описания траектории движения отдельностей применялись специальные идентификационные маркеры, которые представляли собой полимерные гранулы, окрашенные в золотистый цвет, с размерами 4÷6 мм. Каждый маркер имел свой идентификационный номер (буквенный и цифрой) и свое местоположение (координату x, y, z) (рисунок 2.4).



Рисунок 2.4 Маркеры с индивидуальными индексами.

Засыпка эквивалентного материала в модель производилась послойно. Через каждые 5 см слоя (что соответствует 5 м в натуральных условиях) маркеры размещались по заранее разработанным схемам с использованием трафаретов, что обеспечивало воспроизводимость положения отдельных частиц между экспериментами. Всего в модели использовались 440 маркеров, из которых 128

располагались в пустых породах, а 312 – в рудной массе.

2.3.4 Расположение маркеров по горизонтали

С целью эффективности исследования выпуска и более точных показателей маркеры располагали в шахматном порядке по двум вариантам (схемам). При этом каждая схема расположения маркеров условно делилась на части «руда-торцевая порода».

Первый вариант: представляет собой шахматную сетку с расположенными по всему периметру условной секции (соответствующей толщине обрушаемого слоя) маркерами, шаг заложения составлял 5 см. В центральной зоне секции маркеры располагали со смещением относительно маркеров, находящихся у стенок модели в шахматном порядке. В торцевых породах маркеры располагали по форме усеченного эллипса так, что на центральную ось выработки приходилось по два маркера. Всего на первый вариант израсходовано: 20 маркеров на толщину отбиваемого слоя (руда) и 9 маркеров на торцевые породы (рисунок 2.5).

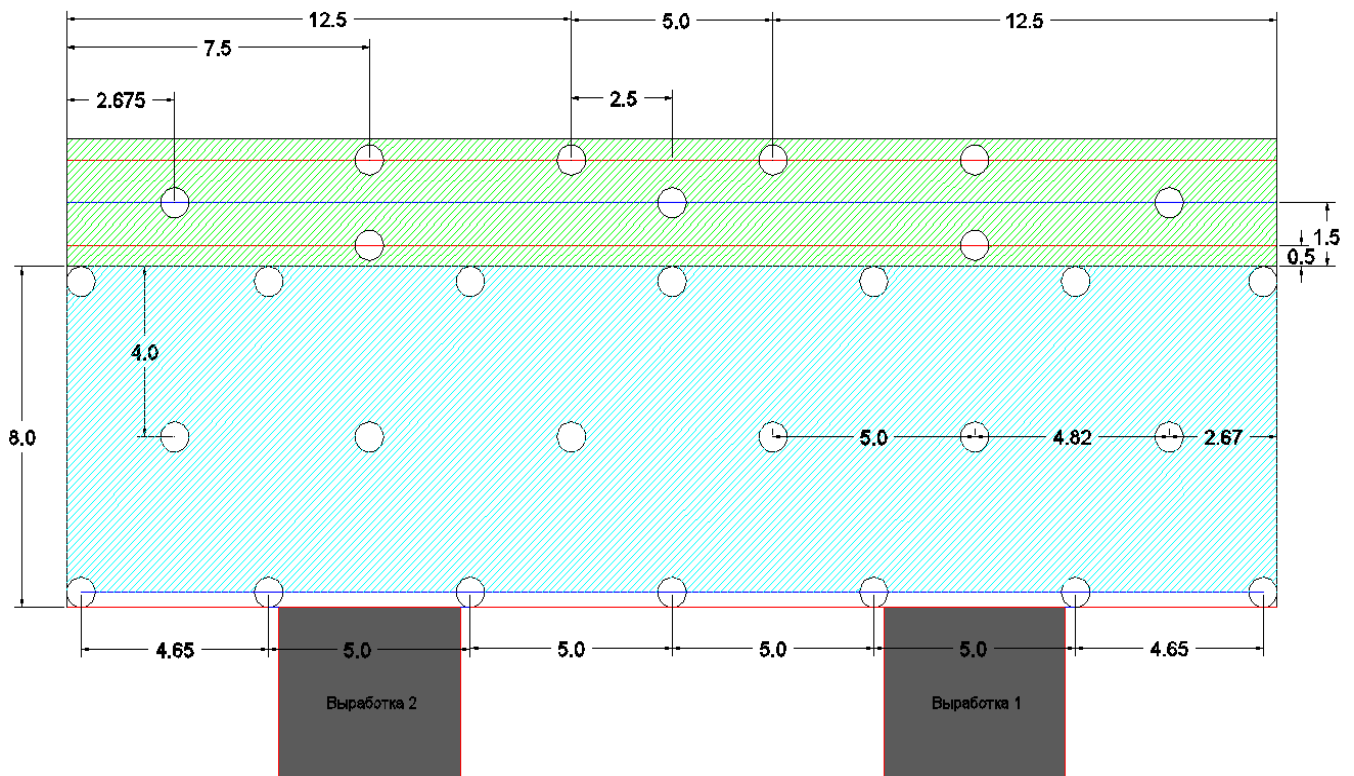


Рисунок 2.5 Расположение маркеров по горизонтали (Вариант 1) цвета: зелёный – торцевые породы; голубой – толщина отбиваемого слоя (руда)

Второй вариант: также представляет собой шахматную сетку со смещенными маркерами по углам модели. от стенки, а центральные наоборот возле стенок и далее на расстояние в 5 см. В торцевых породах маркеры располагали также по форме эллипса, но уже со смещением. Всего на второй вариант израсходовано: 19 маркеров на толщину отбиваемого слоя (руда) и 7 маркеров на торцевые породы (рисунок 2.6).

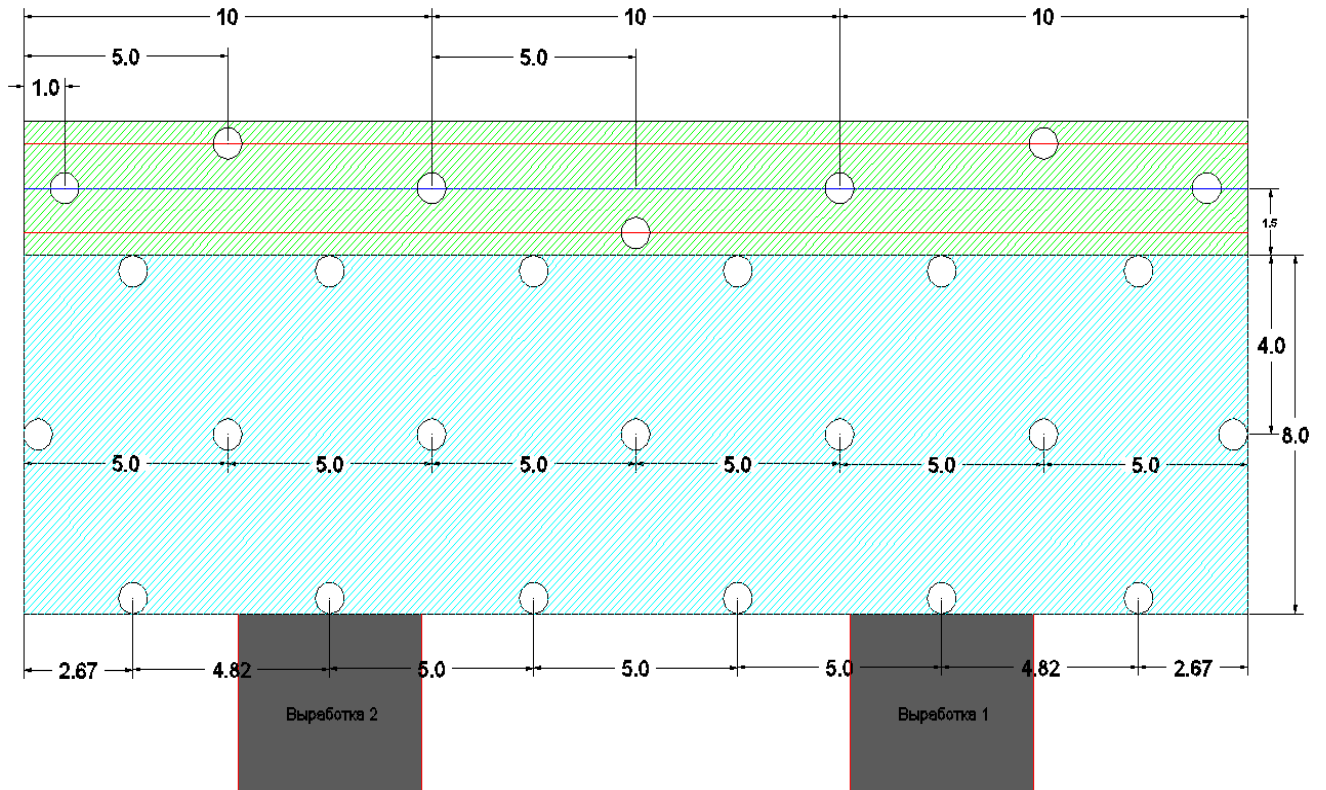


Рисунок 2.6 Расположение маркеров по горизонтали (Вариант 2) цвета: зелёный – торцевые породы; голубой – толщина отбиваемого слоя (руда)

При наложении двух этих вариантов в объеме модели происходит покрытие маркерами всей площади условной секции (рисунок 2.7). Расстояние между маркерами не превышает 2,5 см по горизонтали, что обеспечивает достаточно высокую точность эксперимента.

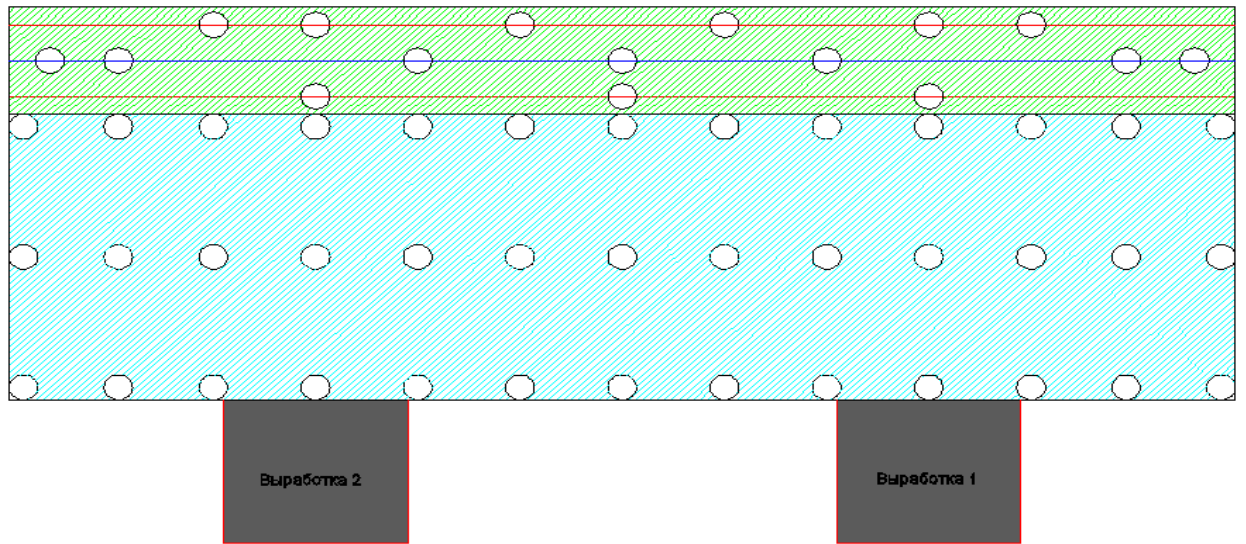


Рисунок 2.7 Совмещение вариантов расположения маркеров по горизонтали цвета: зелёный – торцевые породы; голубой – толщина отбиваемого слоя (руда)

На рисунке 2.8 представлено размещение маркеров по второму варианту в руде и в торцевых породах, вид в плане.

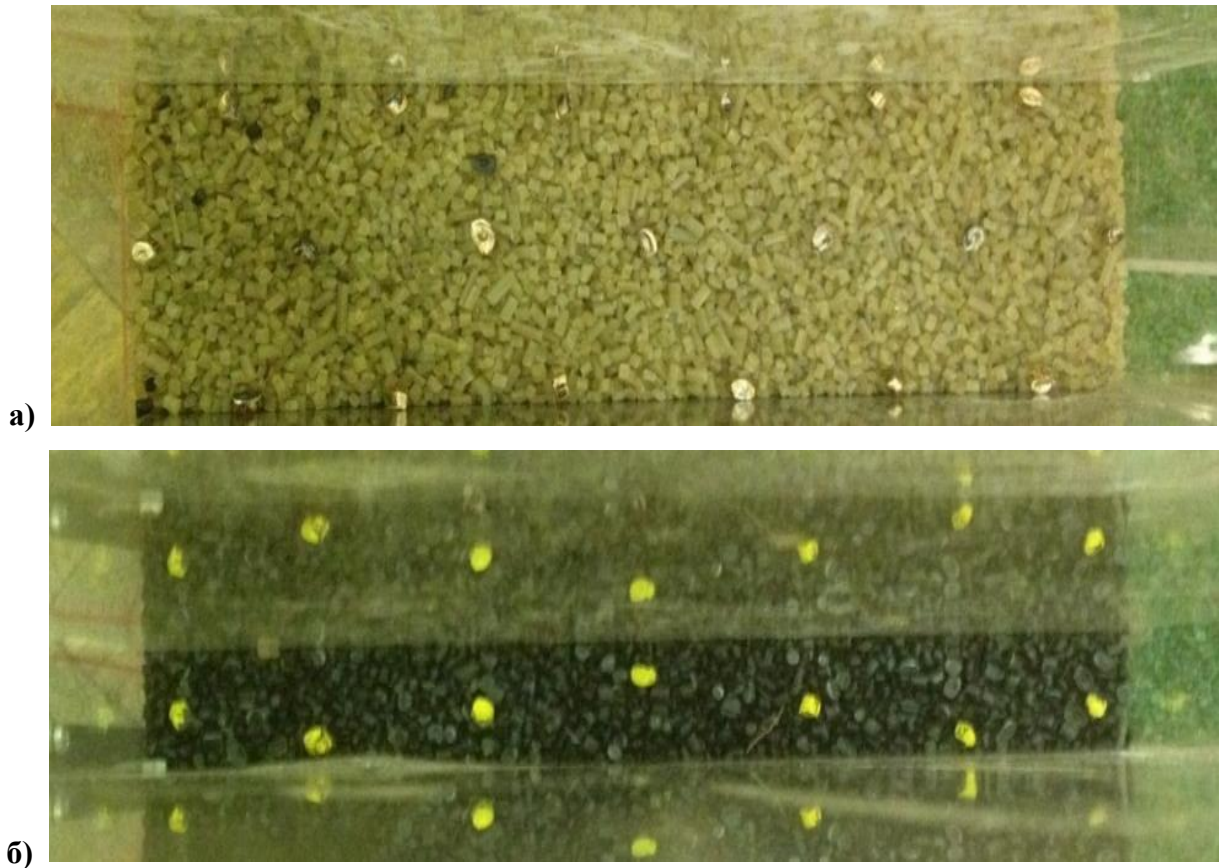


Рисунок 2.8 Физическая модель с размещенными маркерами, вид в плане: а) руда;
б) торцевые породы

2.3.5 Расположение маркеров по вертикали

По вертикали маркеры располагали так чтобы варианты схем 1-2 постоянно чередовались через высоту равную 5 см, что позволяло в параллелепипеде (рисунок 2.7) размером 10 см х 5,35 см х 8 см (соответственно высота, ширина, толщина) и объемом 428 см³ разместить 14 маркеров (на один маркер приходится 30,57 см³ объема руды) (рисунок 2.9).

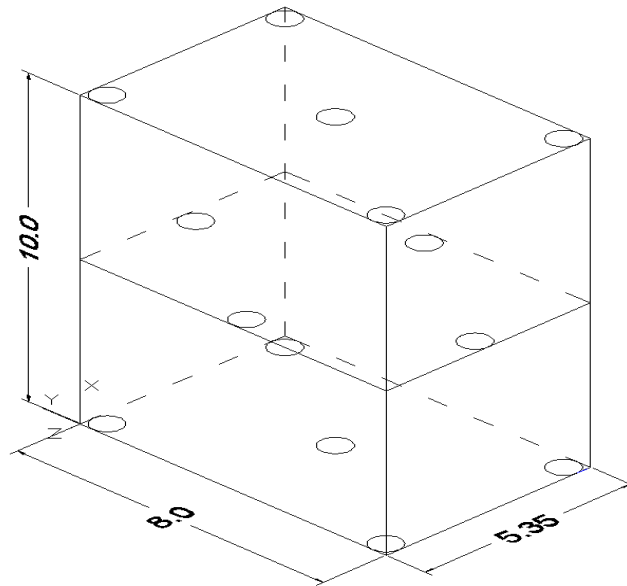


Рисунок 2.9 Совмещение вариантов расположения маркеров в объеме (по вертикали)

Кроме того, маркеры устанавливались и в слоях налегающих пород, то есть выше уровня отбиваемого рудного блока (80 см), с использованием тех же схем расположения, что и в рудном массиве. Всего для моделирования поведения налегающих пород было задействовано 55 маркеров. Такое распределение позволяло одновременно отслеживать движение руды и взаимодействие с налегающими породами, что важно для анализа динамики обрушения и истечения массы.

На рисунке 2.10 представлен общий вид физической модели с отображением всех маркеров в проекциях, что позволяет визуально оценить их расположение и подготовить исходные данные для анализа траекторий движения рудной массы и пород.

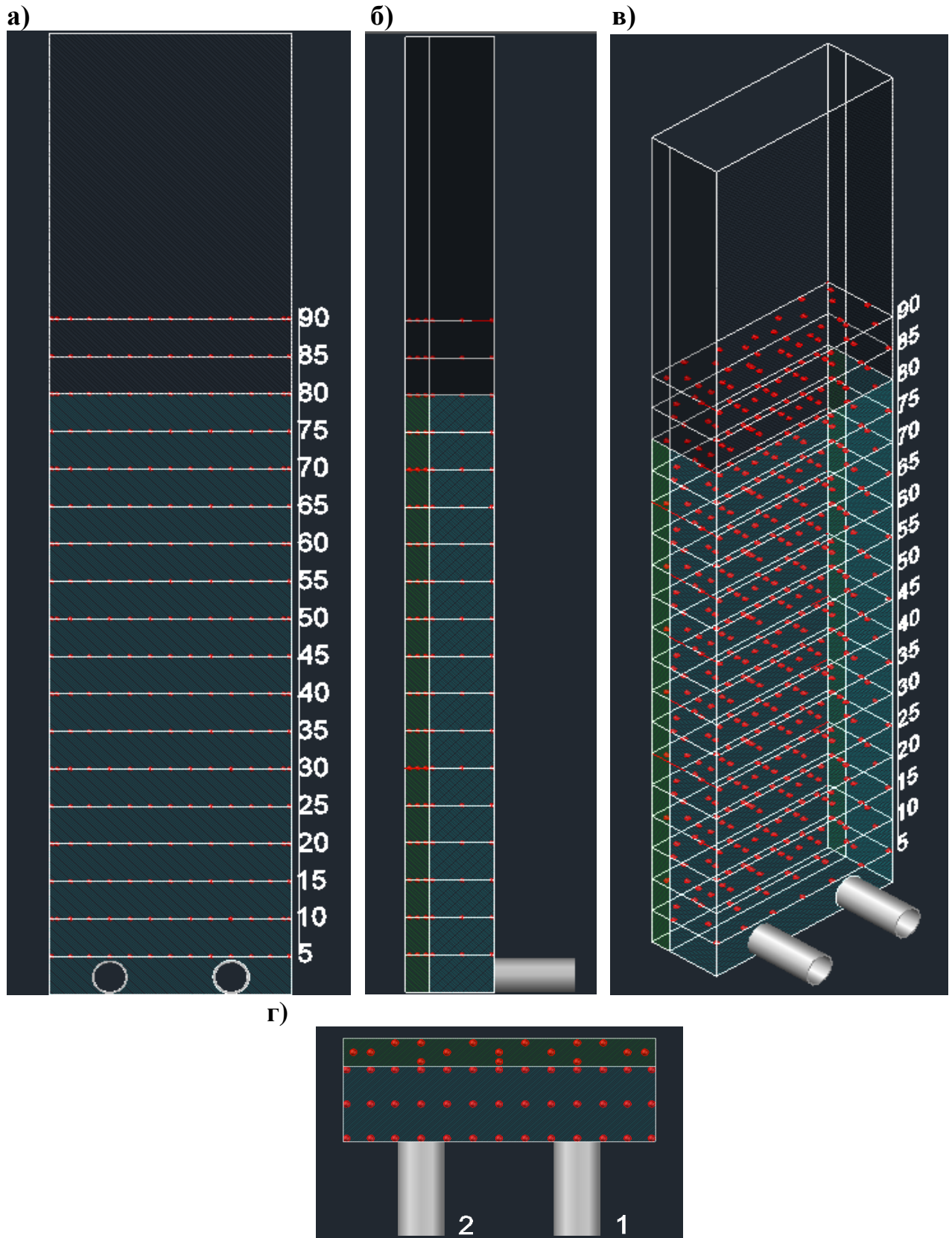


Рисунок 2.10 Общий вид модели с маркерами в проекциях: а – фронтальный; б – профильный; в – изометрический; г – горизонтальный 1,2 – очередность выпуска из выработок; синий цвет – руда; зеленый – торцевые породы; черный – вмещающие породы; красный – маркеры (их размещение)

2.3.6. Методика проведения экспериментов на физической модели

Целью проведения экспериментальных исследований являлось выявление особенностей истечения сыпучей рудной массы, определение вероятности выхода отдельных фракций, а также установление закономерностей влияния торцевого и верхнего разубоживания на показатели потерь и степень разубоживания. Результаты экспериментов позволили оценить потенциальные пути повышения полноты извлечения руды при сохранении максимально возможного содержания целевого компонента. На рисунке 2.11 представлены учитываемые и исключаемые факторы при проведении экспериментов на физических моделях.



Рисунок 2.11 Учитываемые и исключаемые факторы при проведении физического моделирования

Для подготовки эквивалентного материала и последующего определения его физико-механических характеристик был задействован комплекс лабораторного оборудования, включающий:

- ручной ковш, выполняющий функцию имитации работы погрузочно-доставочной машины;
- набор стандартных лабораторных сит с варьирующимся диаметром ячеек, предназначенный для ситового анализа и установления гранулометрического состава;
- мерный лабораторный стакан для точного определения объема сыпучего материала.

Процесс выпуска горной массы моделировался на полную высоту отбитого слоя, составлявшую в условиях эксперимента 8 м.

Моделирование процесса обрушения массива в физической модели производилось путем быстрого извлечения удерживающей стенки (заслонки) на расчетную величину, соответствующую толщине отбиваемого слоя. Данный прием позволил воссоздать динамику естественного обрушения и последующего истечения рудной массы.

Объем дозы выпуска составлял 100 мл, что эквивалентно в натуральных условиях 100 м^3 . Выпуск осуществлялся поочередно, сначала из первой выработки, затем из второй выработки с разницей в одну дозу. Все маркеры фиксировались в соответствующем объеме выпущенного эквивалентного материала. При достижении предельного разубоживания в выработках 75–85 % выпуск прекращали.

2.4. Стохастическое моделирование выпуска руды

В настоящее время с развитием информационных технологий появилась возможность моделирования сыпучих сред с наименьшими временными затратами. Трудность работ при физическом моделировании не позволяет рассмотреть все факторы, влияющие на процесс истечение рудной массы.

2.4.1. Метод конечных элементов

Метод конечных элементов является математическим методом, который применяется для решения дифференциальных уравнений, возникающих в различных областях науки и техники. Суть метода заключается в том, что непрерывная функция, которая описывает какую-то физическую величину, такую как температура, давление или перемещение, аппроксимируется дискретной моделью. Эта модель состоит из множества интервалов функций, определенных на конечном числе подобластей.

Для построения такой модели в исследуемой области выделяют дискретный набор точек, называемых узлами. В каждой из них задаётся искомое значение некоторой непрерывной функции, подлежащее определению в ходе расчёта. Далее пространство, в котором рассматривается эта величина, разбивают на конечное число областей — элементов. Эти элементы имеют общие узлы и совместно образуют аппроксимацию геометрии заданной области. Для каждого элемента выбирается полином, который аппроксимирует значение непрерывной величины на этом элементе. Этот полином определяется с помощью значений непрерывной величины в узловых точках. Таким образом, в каждой внутренней точке области можно определить значение непрерывной величины, используя значения этой величины в узловых точках и полиномы, определенные для каждого элемента.

2.4.2 Модель сплошной (континуальной) среды

Модель сплошной среды является одной из основных концепций в механике деформируемых сред. Эта модель представляет собой идеализированную непрерывную среду, в которой деформации происходят непрерывно в каждой точке. В этой модели считается, что материальное тело не состоит из отдельных частиц, а представляет собой непрерывную среду, которая описывается некоторыми макроскопическими параметрами, такими как плотность, модуль упругости и коэффициент Пуассона. [27].

Для того чтобы применять модель сплошной среды, необходимо выполнение нескольких условий. Во-первых, рассматриваемое тело должно быть достаточно крупным, чтобы его можно было считать непрерывной средой. Во-вторых, деформации должны происходить непрерывно в каждой точке тела. Наконец, материал, из которого состоит тело, должен обладать определенными свойствами, чтобы его можно было описывать в терминах макроскопических параметров.

Одним из примеров применения модели сплошной среды является описание поведения сыпучих материалов, таких как песок или грунт. В этом случае, вместо рассмотрения отдельных частиц, используется описание среды в терминах ее макроскопических параметров, таких как плотность и модуль упругости. Это позволяет рассматривать деформации сыпучих материалов в целом, а не в каждой точке по отдельности.

Корректное применение модели сплошной среды для исследования процесса выпуска руды под обрушенными породами требует соблюдения следующих обязательных условий [4,16,27]:

- Масштабное соотношение: Размеры отдельного куска руды или породы (ΔV) должны быть на порядки меньше геометрических параметров исследуемого блока ($H_{\text{бл}}, B_{\text{бл}}, L_{\text{бл}}$). Это позволяет пренебречь дискретной структурой среды и рассматривать ее как сплошную:

$$\sqrt[3]{\Delta V} \leq H_{\text{бл}}, B_{\text{бл}}, L_{\text{бл}} \quad (17)$$

- Непрерывность среды: В процессе деформации сыпучая среда должна оставаться непрерывной, то есть все ее частицы должны полностью заполнять рассматриваемый объем без образования пустот или разрывов.

- Учет внутреннего взаимодействия: Взаимодействие между частицами среды должно описываться в рамках законов механики сплошных сред, таких как законы сохранения импульса и энергии.

- Усреднение свойств: Влияние отдельного максимального куска должно быть нивелировано за счет выполнения условия:

$$\sqrt[3]{\Delta V} \gg d_{max}, \quad (18)$$

где d_{max} – диаметр максимального по крупности куска руды в сыпучем теле.

Однако, модель сплошной среды имеет свои ограничения в отношении учета деталей геометрии и свойств отдельных частиц сыпучего материала. Она применима для описания общих характеристик и поведения сыпучей среды, но не учитывает многие физические процессы, которые могут возникать при взаимодействии отдельных частиц.

Для более точного моделирования процесса выпуска рудной массы может потребоваться использование более сложных моделей, учитывающих детали геометрии и свойств отдельных частиц, таких как дискретно-элементные модели (DEM). Эти модели позволяют учитывать взаимодействия между частицами и изменения их формы и свойств в процессе деформации.

2.4.3 Модель дискретной среды

Метод дискретных элементов предполагает задание начальных параметров для частиц, инициирующих обрушение, с последующим расчетом действующих на них физических сил, включая взаимодействие с соседними элементами и силы трения. Ключевым ограничением метода являются высокие требования к вычислительным ресурсам, что накладывает ограничения на масштаб модели и количество моделируемых частиц. Несмотря на это, данный подход остается эффективным инструментом для оперативного получения результатов, необходимых для планирования и корректировки горнотехнических систем. Современные программные продукты предлагают множество специализированных решений, разработанных отечественными и зарубежными специалистами, которые позволяют моделировать поведение сыпучих сред в различных условиях, включая гравитационное истечение [30, 60].

2.4.4 Модель стохастического моделирования (метод «Монте-Карло»).

Для решения задач, связанных с прогнозированием поведения сыпучих сред при изменяющихся условиях, применяется метод Стохастического моделирования, известный как метод «Монте-Карло». Данный подход позволяет многократно повторять процессы моделирования, обеспечивая статистически достоверные результаты и возможность применения в автоматизированных системах планирования и управления производственной деятельностью [30, 60]. В основе метода лежит представление объема руды в виде трёхмерной матрицы, где каждой расчетной единице (ячейке) присваиваются координаты в пространстве. Для моделирования истечения рудной массы учитывается сыпучесть материала, распределяемая по закону вероятностей (P):

$$P_9 = 1 - 0,276S, \quad (19)$$

$$P_{18} = \frac{0,276}{8S}, \quad (20)$$

где P_9 - вероятность выхода центрального кубика;

P_{18} - вероятность выхода боковых кубиков;

S - сыпучесть рудной массы.

В моделях, описывающих процесс выпуска руды, каждой ячейке дискретной сетки присваивается одно из состояний — «массив», «руда» или «пустота», что определяется вероятностной (стохастической) траекторией перемещения частиц [46, 47]. Такой подход позволяет изменять распределения вероятностей и управлять направлением движения материала, выходящего за пределы основной зоны выпуска [16, 46, 47]. Построение матрицы выполняется послойно, что воспроизводит характерную для натурального процесса последовательность обрушения и истечения руды.

По мере уменьшения размеров частиц влияние координатной функции прогрессивно снижается и становится минимальным, когда размеры элементов сетки приближены к диаметру среднего куска материала. Кроме того, для учета взаимодействия частиц с монолитными стенками вводится коэффициент трения, который зависит от угла наклона стенки и расстояния от оси выпуска [16, 46]. Вероятность перемещения и распределения ячеек в контактной зоне рассчитывается с учетом этой функции, что позволяет учитывать влияние границ и

корректно воспроизводить траектории движения рудной массы.

Применение методов DEM и Монте-Карло в сочетании обеспечивает возможность комплексного анализа сыпучих сред: дискретная модель отражает взаимодействие отдельных частиц, а стохастическая модель позволяет прогнозировать поведение массы на больших масштабах и учитывать вариативность условий. Такой подход является универсальным инструментом для планирования горнотехнических работ, анализа потерь руды и оптимизации схем выпуска материала.

В целом компьютерная модель работает по методу Монте-Карло (рисунок 2.12)

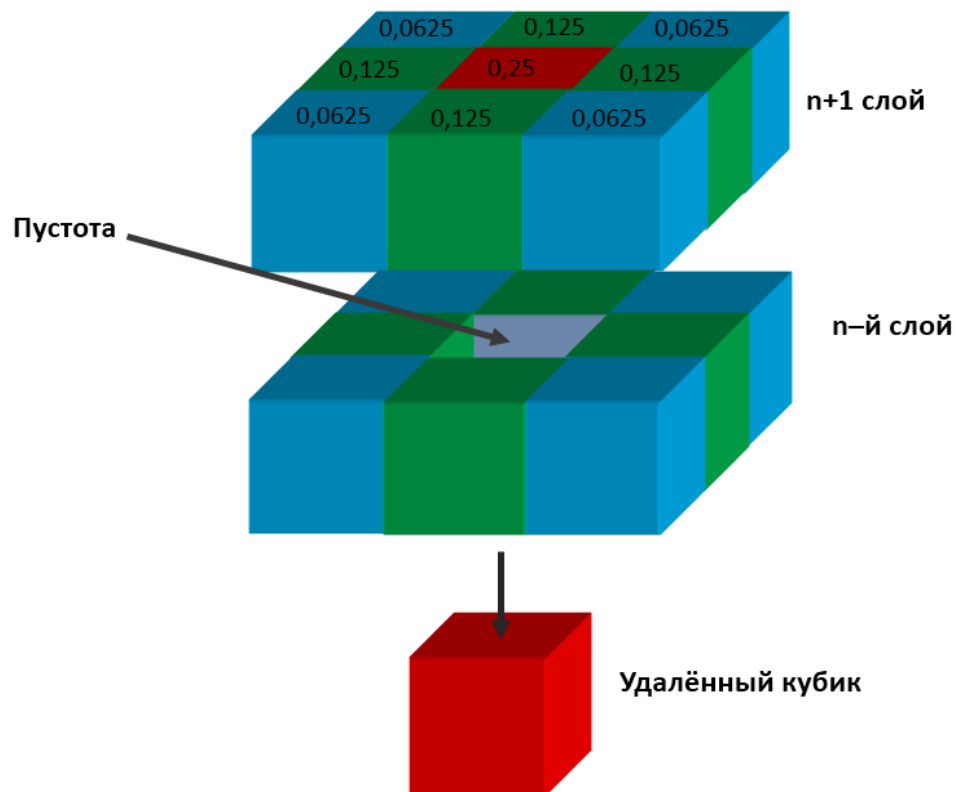


Рисунок 2.12 – Порядок истечения руды в процессе моделирования

2.5 Определение сходимости физического и компьютерного моделирования с помощью корреляционного анализа

В связи с большими временными затратами на исследование физических моделей дальнейшее изучение закономерностей движения потоков руды

рассматривали на компьютерной программе ORECAD. Для определения сходимости результатов использовали корреляционный анализ суть которого заключается в определении тесноты связей между двумя или более переменными. За основу сходимости брали параметры формируемой фигуры выпуска (высота, ширина, толщина) полученные на физической и компьютерной модели.

С целью обеспечения сопоставимости результатов исследований в программном комплексе ORECAD были установлены параметры, полностью соответствующие условиям физического моделирования представленные в таблице 2.3.

Таблица 2.3 Заданные параметры в программном комплексе ORECAD

Параметры	Значения	Ед. измерения
мощность по нормали	80	м
толщина отбиваемого слоя	8	м
толщина торцевой породной стенки	3	м
количество отбитых слоев	1	шт.
длина по падению	30	м
мощность вмещающих пород	30	м
сечение выработок	4,5 x 4,5	м
средний размер куска руды	0,35	м
величина загрузки ковша	10	м ³
межосевое расстояние между буро-доставочными выработками	15	м

Проведённое сравнительное исследование параметров зоны выпуска, полученных методами физического и компьютерного моделирования, включая корреляционный анализ результатов, представлено в таблицах 2.4 и 2.5.

Таблица 2.4 Полученные результаты

Физическая модель				Компьютерная модель			
Объем выпуска, м ³	H, м	D, м	m, м ⁻¹	Объем выпуска, м ³	H, м	D, м	m, м ⁻¹

900	25	5,7	0,77	900	23,2	8	0,36
1900	30	10,525	0,27	1900	30,5	11,2	0,25
2900	35	12,85	0,21	2900	38	12,2	0,26
3900	40	13,28	0,23	3900	43,	13,3	0,24
4900	45	15,35	0,19	4900	55,2	15,01	0,24
5900	50	15,35	0,21	5900	62,2	15,37	0,27

Таблица 2.5 Корреляционный анализ

№ опыта	Объем выпущенной рудной массы, V м3	x	y	x ²	y ²	x · y
1	900	0,77	0,36	0,5929	0,1296	0,2772
2	1900	0,27	0,25	0,0729	0,0625	0,0675
3	2900	0,21	0,26	0,0441	0,0676	0,0546
4	3900	0,23	0,24	0,0529	0,0576	0,0552
5	4900	0,19	0,24	0,0361	0,0576	0,0456
6	5900	0,21	0,27	0,0441	0,0729	0,0567

Определение степени корреляции между физическим и компьютерным моделированием проводили по общепринятой методике [61].

Расчет среднего значения факторного признака (x):

$$\bar{x} = \frac{\sum x_i}{n} \quad (21)$$

Расчет среднего значения результативного признака (y):

$$\bar{y} = \frac{\sum y_i}{n} \quad (22)$$

Среднее значение произведения факторного и результативного признака:

$$\overline{xy} = \frac{\sum x_i y_i}{n} \quad (23)$$

Дисперсия по факторному признаку:

$$D(x) = \frac{\sum x_i^2}{n} - \bar{x}^2 \quad (24)$$

Дисперсия по результативному признаку:

$$D(y) = \frac{\sum y_i^2}{n} - \bar{y}^2 . \quad (25)$$

Среднеквадратичное отклонение:

$$\sigma(x) = \sqrt{D(x)} , \quad (26)$$

$$\sigma(y) = \sqrt{D(y)} . \quad (27)$$

Расчет коэффициента корреляции Пирсона:

$$r_{xy} = \frac{\overline{x \cdot y} - \bar{x} \cdot \bar{y}}{\sigma(x)\sigma(y)} . \quad (28)$$

Расчет коэффициента детерминации:

$$R^2 = r_{xy}^2 . \quad (29)$$

В таблице 2.4 представлены полученные результаты корреляционного анализа.

Таблица 2.6 Результаты корреляционного анализа

Среднее значение факторного признака	\bar{x}	0.31
Среднее значение результативного признака	\bar{y}	0.27
Среднее значение произведения факторного и результативного признака	\overline{xy}	0.09
Дисперсия по факторному признаку	$D(x)$	0.04
Дисперсия по результативному признаку	$D(y)$	0.0017
Среднеквадратичное отклонение по факторному признаку	$\sigma(x)$	0.21
Среднеквадратичное отклонение по результативному признаку	$\sigma(y)$	0.04
Линейный коэффициент корреляции	r_{xy}	0.957
Коэффициент детерминации	R^2	0.917

Для визуального сравнения поведения зависимостей, полученных при физическом и имитационном моделировании, были построены графики линейной и экспоненциальной аппроксимации (рисунок 2.13, 2.14).

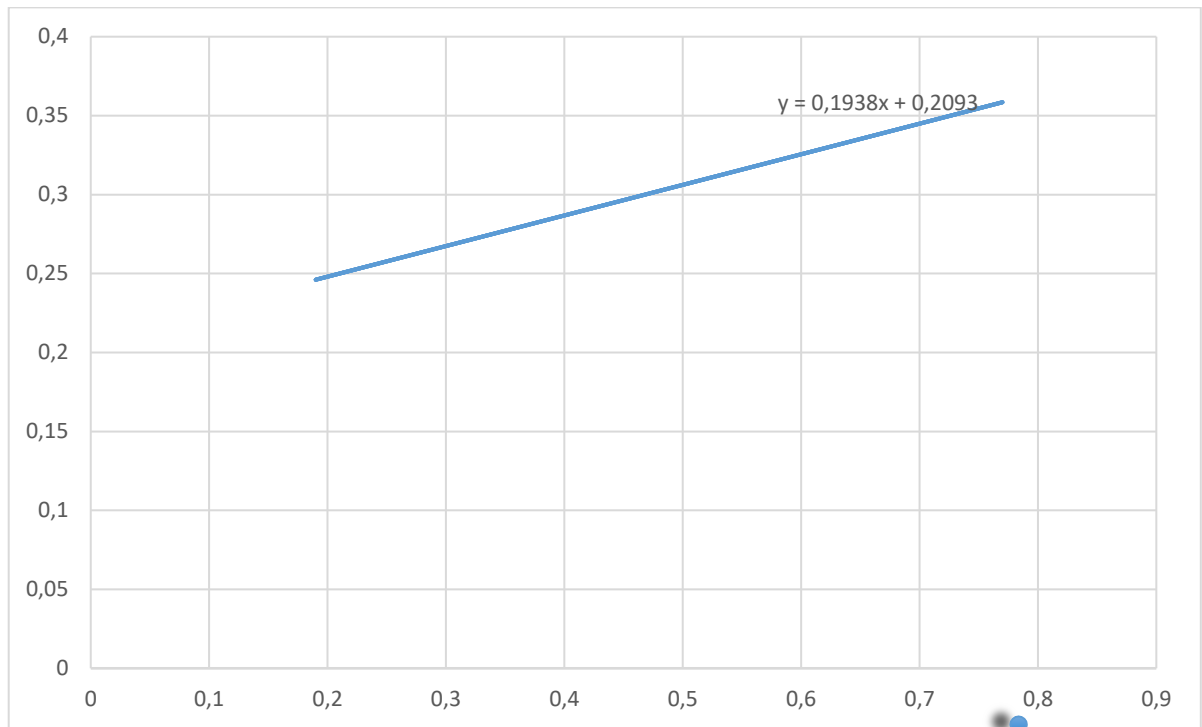


Рисунок 2.13 Линейная сходимость

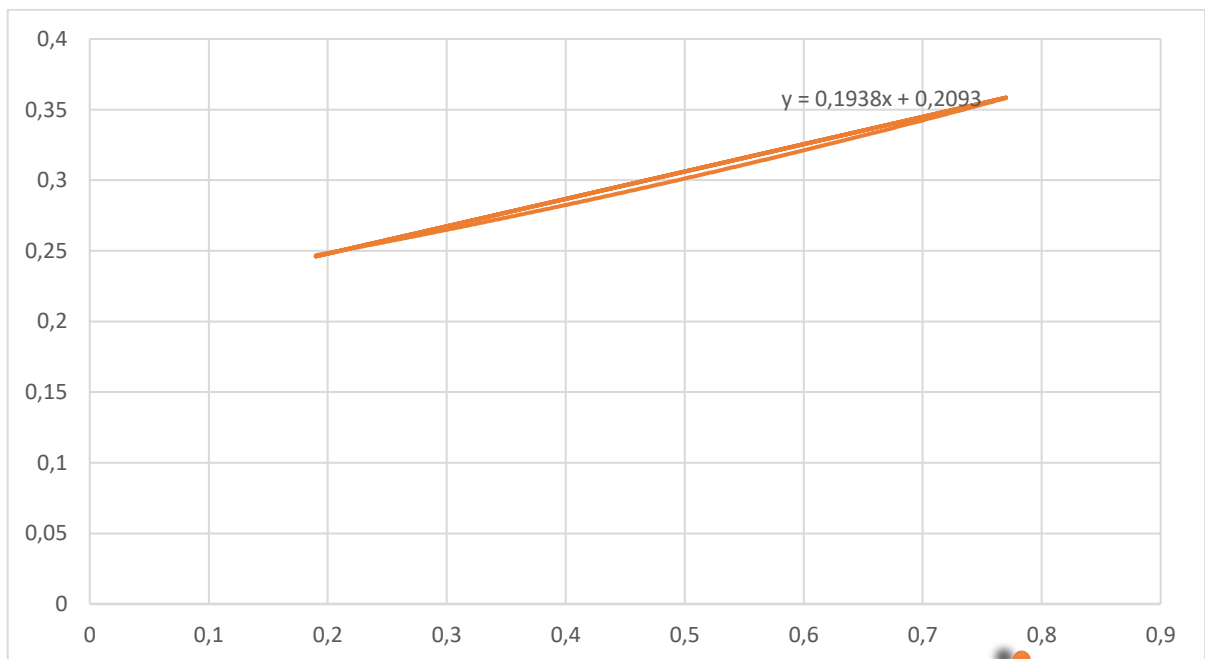


Рисунок 2.14 Экспоненциальная сходимость

В результате анализа определено, что расхождение результатов на физической и компьютерной моделях не превышает 8÷9 %, такая сходимость классифицируется как тесная. Это позволяет дальнейшие исследования по выпуску рудной массы проводить на компьютерной модели.

3. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДВИЖЕНИЯ КУСКОВ РУДЫ ПРИ ТОРЦЕВОМ ВЫПУСКЕ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

3.1. Обработка результатов исследований, полученных в результате физического моделирования

Анализ результатов моделирования включал оценку табличного материала и построение графиков.

Выпуск рудной массы осуществлялся поочередно на всю высоту отбиваемого слоя 80 м. Толщина отбиваемого слоя была рассчитана аналитическим способом по формуле:

$$D_{\text{э}} = \sqrt{\frac{H_c}{m}} \quad (30)$$

где: $D_{\text{э}}$ - диаметр фигуры выпуска; H_c – высота отбиваемого слоя;

m – коэффициент, характеризующий сыпучие свойства руды (крепкие руды $\approx 0,49$).

Так как эта формула принята для расчёта донного выпуска, при котором фигура изолирована, то особенностью торцевого выпуска является наличие призабойной стенки массива, которая существенно влияет на перемещение сыпучего материала к выпускной выработке [66]. Поэтому учитывая этот фактор объем эллипсоида при торцевом выпуске будет равен приблизительно половине объема формируемой фигуры выпуска, следовательно:

$$D_{\text{э}} = \sqrt{\frac{80}{0,49}} = 12,78 \text{ м} \quad (31)$$

$$D_{\text{т}} = \frac{D_{\text{э}}}{2} * K_p = 7,67 \approx 8 \text{ м.} \quad (32)$$

где: $D_{\text{т}}$ – толщина выпускаемого слоя для торцевого выпуска рудной массы; K_p – коэффициент разрыхления ($\approx 1,2$).

При достижении предельного разубоживания 80% в дозе в каждой выработке выпуск останавливали.

Потери руды определяли по формуле:

$$\Pi = \frac{V_{\text{общ}} - \sum V_{p.i.}}{V_{\text{общ}}}, \% \quad (33)$$

где: Π – потери руды, %;

$V_{\text{общ}}$ – общий объем отработываемой секции, м³;

$\sum V_{p.i.}$ – суммарный объем выпущенной руды из секции по i включительно, м³.

Разубоживание руды находили по формуле

$$P = \frac{\sum V_{д.р.} - \sum V_{p.i.}}{\sum V_{д.р.}}, \% \quad (34)$$

где P – разубоживание руды, %;

$\sum V_{д.р.}$ – суммарный объем дозы, выпущенной из блока, м³

Каждый вышедший маркер фиксировался в объёме, в котором он вышел. Результаты выпуска рудной массы и показатели извлечения руды приведены в таблицах 3.1–3.2.

Таблица 3.1 Изменение показателей извлечения в процессе выпуска рудной массы из выработки №1

Доз а	Блок (80x30x30) Слой 8м						
	Выработка 1						
	руд а %	поро да %	всего в дозе (м ³)	марке р	м ³ , в дозе	Общий объём (м ³)	Общее кол-во м ³ , (маркеры)
1	100	0	100	П.9	20	100	20
				1,1	50		50
				1,8	85		85
				3,7	100		100
2	100	0	100	3,0	60	200	160
3	100	0	100	3,1	15	300	215
				5,0	70		270
4	100	0	100	-	100	400	-
5	100	0	100	5,7	70	500	470
				5,6	100		500
6	100	0	100	6,9	100	600	600
7	100	0	100	7,6	35	700	635
				7,0	85		685
8	100	0	100	1,7	10	800	710
9	100	0	100	8,9	100	900	900
10	100	0	100	5,1	20	1000	920
11	100	0	100	6,3	12	1100	1012
				9,6	85		1085

12	100	0	100	9,5	28	1200	1128	
13	100	0	100	-	100	1300	-	
14	100	0	100	-	100	1400	-	
15	100	0	100	-	100	1500	-	
16	100	0	100	10,8	55	1600	1555	
				10,9	55			
				11,5	55			
				9,0	95			1595
				4,9	100			1600
17	97	3	100	-	100	1700	-	
18	93	7	100	7,7	21	1800	1721	
				8,2	30		1730	
				8,3	100		1800	
19	91	9	100	3,6	60	1900	1860	
20	90	10	100	3,8	11	2000	1911	
21	91	9	100	4,3	40	2100	2040	
				7,5	80		2080	
22	85	15	100	12,8	80	2200	2180	
23	84	16	100	10,2	18	2300	2218	
				8,8	28		2228	
				62	100		2300	
п	п	п	п	п	п	п	п	
118	30	70	100	8,1+77	15	11800	11715	
				ж.				
				С.0	40		11740	
				М.1	70		11770	

Таблица 3.2 Изменение показателей извлечения в процессе выпуска рудной массы из выработки №2.

Доза	Блок (80x30x30) Слой 8м						
	Выработка 2						
	руд а %	поро да %	всего в дозе (м³)	марк ер	м³, в дозе	Общий объём (м³)	Общее кол-во м³, (маркеры)
1	100	0	100	0,8	50	100	50
2	100	0	100	3,4	35	200	135
3	100	0	100	2,7	18	300	218
				1,5	50		250
				2,8	65		265
				4,7	65		
4	100	0	100	-	100	400	-
5	100	0	100	-	100	500	-
6	100	0	100	5,3	20	600	520
7	100	0	100	7,3	17	700	617
				6,6	30		630
				6,7	65		665

8	100	0	100	5,4	45	800	745
9	100	0	100	4,8	65	900	865
10	100	0	100	8,6	35	1000	935
11	100	0	100	7,2	70	1100	1070
12	100	0	100	9,3	35	1200	1135
13	100	0	100	9,2	70	1300	1270
14	100	0	100	6,0	100	1400	1400
15	100	0	100	11,2	14	1500	1414
				4,6	50		1450
				4,1	55		1455
16	99, 7	0,3	100	8,5	49	1600	1549
				10,6	49		
				10,5	95		1595
17	99	1	100	-	100	1700	-
18	95	5	100	3,5	90	1800	1790
				7,9	100		1800
19	93	7	100	7,4	60	1900	1860
				8,0	80		1880
				8,7	80		
20	90	10	100	1,4	33	2000	1933
21	87	13	100	4,0	65	2100	2065
22	84	16	100	9,9	80	2200	2180
				156	90		2190
n	n	n	n	n	n	n	n
118	32	68	100	Б.4	45	11800	11745
				С.7	100		11800
				65.ж	100		11800

красный цвет – торцевое разубоживание; розовый цвет – верхнее разубоживание;
оранжевый цвет – разделение (n – кол-во экспериментов)

На основании данных, представленных в таблице 3.1, 3.2 построены графики, характеризующие изменение потерь и разубоживания в зависимости от объёма руды выпущенной из двух смежных выработок (рисунок 3.1, 3.2)

При построении графических зависимостей учитывался объем руды, выпущенной вместе с маркерами. Если маркер не выпадал, этот объем не фиксировался. Таким образом, было зафиксировано начало торцевого и верхнего разубоживания. На гистограммах красным цветом показано начало торцевого разубоживания, а фиолетовым начало верхнего разубоживания или приход налегающих пород.

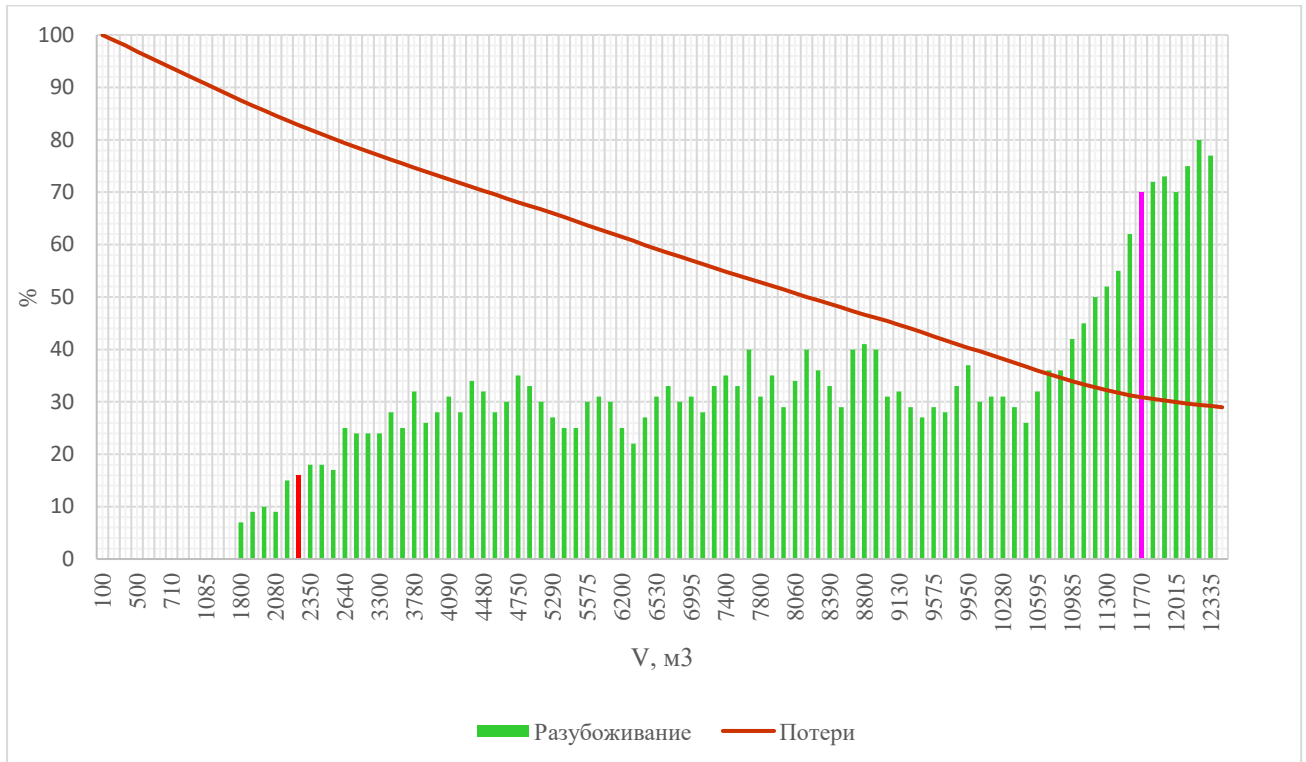


Рисунок 3.1 Гистограмма зависимости потерь и разубоживания от объёма выпущенной рудной массы по первой выработке

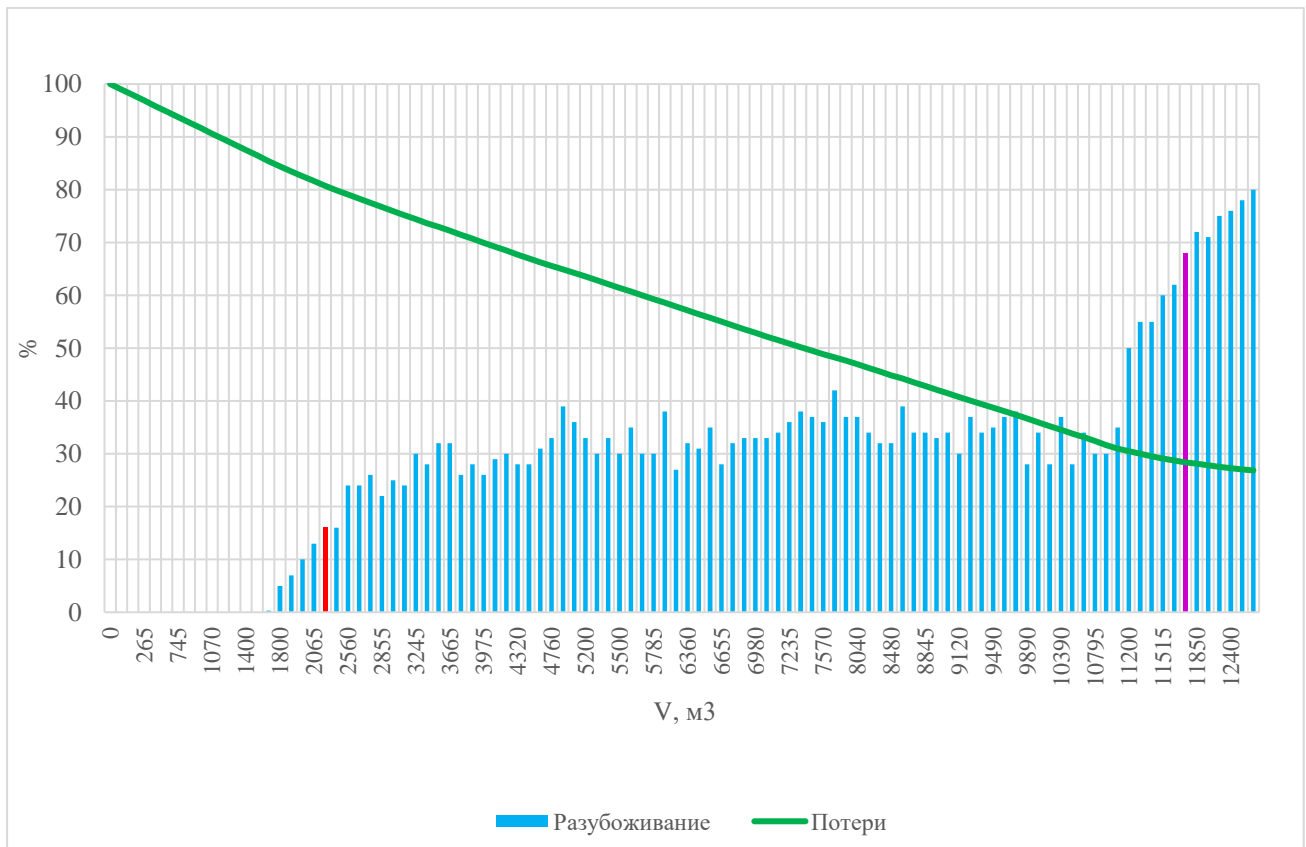


Рисунок 3.2 Гистограмма зависимости потерь и разубоживания от объёма выпущенной рудной массы по второй выработке

По маркерам определено что, при отработке запасов блока двумя смежными выработками, расположенными в одной горизонтальной плоскости на расстоянии равном двум меньшим полуосям эллипсоидов выпуска, выработка из которой начали выпуск первой оказывает влияние на процесс истечения отбитой руды во второй выработке, характеризующееся прихватом части объема руды приходящегося на смежную с ней выработку. Выбор оптимального расстояния между смежными буро-доставочными выработками производится по условиям устойчивости и наличия взаимодействия эллипсоидов выпуска. Во втором условии необходимо учитывать, что выпуск руды на разных этапах характеризуется изменением значения коэффициента разрыхления от $K_{p.1}$ при отбойке или самоуплотнения руды в периоды между процессами выпуска до $K_{p.макс.}$ соответствующего неуплотненному насыпному состоянию. Следовательно, для более полной выемки запасов, необходимо учитывать максимальное значение коэффициента разрыхления, принятого равным 1,55 в уравнении:

$$D = \sqrt{\frac{H}{m}} * K_{p.макс.}, \quad (35)$$

На рисунке 3.3 показаны сформированные на всю высоту этажа фигуры выпуска построенные исходя из вышедших маркеров по двум выработкам. При этом разубоживание и потери составили: *по первой выработке* 24,3 % и 13,83 %; *по второй выработке* 25,4 % и 16,07 %. Объем фигуры выпуска по первой выработке составил 10976 м³, по второй выработке 10800 м³. Объем зоны прихвата первой выработки над второй составил ≈ 176 м³, пересечение фигур произошло на высоте равной половине высоты отбиваемого слоя. В результате расчетов было установлено, что при отработке запасов блока с выпуском последовательно из двух смежных выработок на всю высоту отбиваемого слоя, потери и разубоживание составили 30÷32 %.

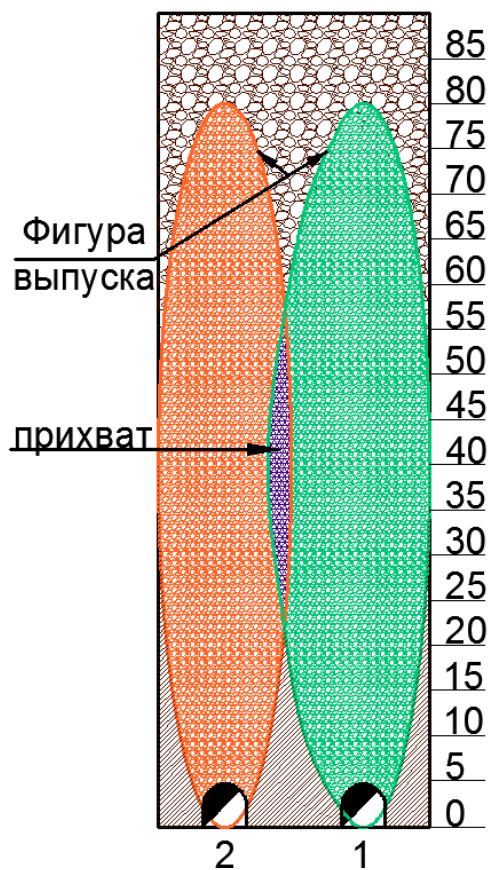


Рисунок 3.3 Влияние очередности выпуска на фигуру из двух буродоставочных выработок располагаемых в одной горизонтальной плоскости

3.2 Формирование фигуры выпуска на различных стадиях

Как известно, фигура выпуска — это геометрическое место частиц сыпучего материала, находящихся в пространстве до начала выпуска и приходящих к пункту выпуска в процессе истечения руды [38,39,54,56,66]. Эта фигура характеризует сыпучий материал, достигший своего максимального разрыхления $K_{р.макс}$. Параметры фигур выпуска являются базовыми при расчетах всех количественных характеристик выпуска руды, не связанных со вторичным разрыхлением. Для более точного определения параметров фигуры (высота, ширина, толщина), построение по вышедшим весь блок разделили на объёмы по 1000 м^3 . При построении фигуры использовали программное обеспечение Autodesk AutoCAD, с помощью которого строили схему физической модели с

маркерами, имеющими начальное положение и в последствии выпуска определенного объема вышедшие к выпускному отверстию. Контур фигуры строили по вышедшим крайним маркерам, располагавшихся в данном объеме. Ниже представлены этапы формирования фигуры выпуска при определенных объемах добычи.

На рисунке 3.4 видно, что при извлечении $V=2900 \text{ м}^3$ происходит внедрение фигуры в торцевые породы и появляется первое разубоживание, верхние породы начинают приходить только после извлечения $V=11900 \text{ м}^3$. Также по маркерам было определено что, при формировании фигуры выпуска, вертикальная ось отклоняется от призабойной стенки на $7-12^\circ$, что объясняется тем что для развития фигуры, необходима, разрыхленная среда, так как стенка призабойная среда зажатая, оси фигуре приходится отклоняться.

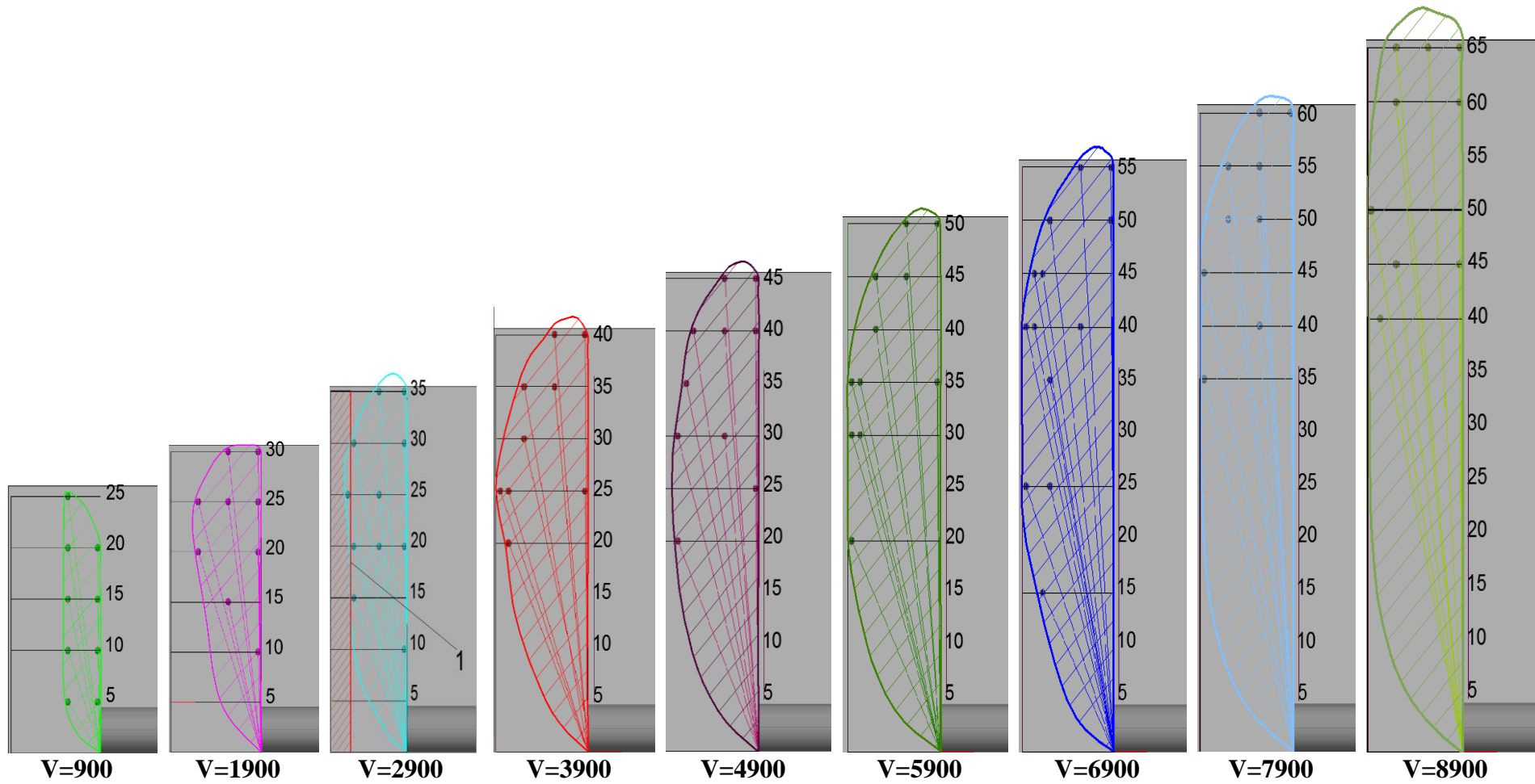
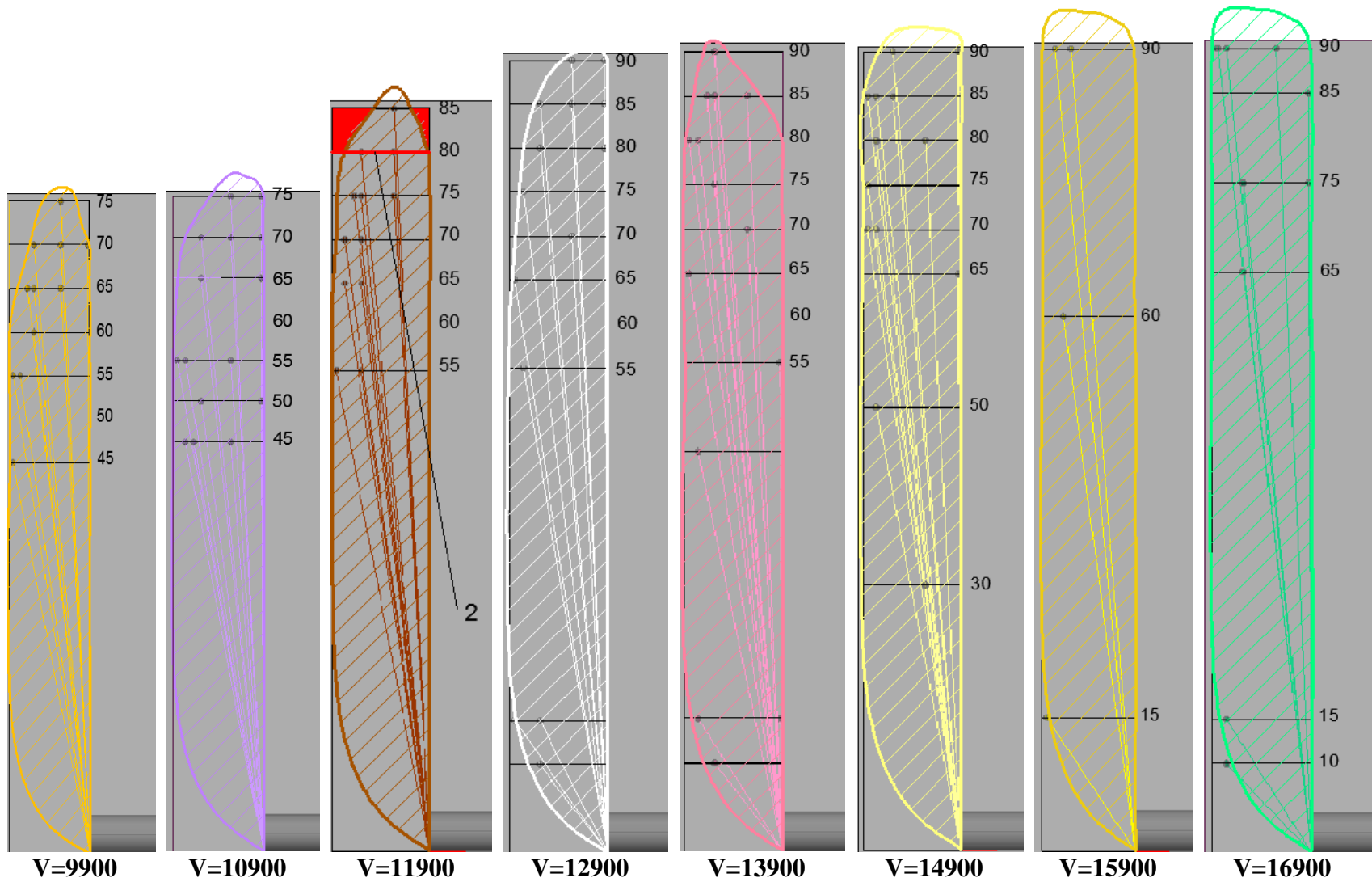


Рисунок 3.4 Формирование фигуры выпуска на различных стадиях: 1 – начало торцевого разубоживания; 2 – начало разубоживания налегающих пород



Продолжение рисунка 3.4

3.2. Зависимость эксцентриситета эллипсоида выпуска от его высоты

Перед началом выпуска отбиваемого блока каждый маркер имел свою точную геопозицию как в вертикальной плоскости, так и в горизонтальной. После выпуска определенного объема, вышедшие маркеры фиксировались в таблице и по их координатам определяли параметры формируемой фигуры выпуска: высота, диаметр, толщина (таблица 3.3). Из выражения (35) вычисляли эксцентриситет для различных высот эллипсоидов.

$$m = \frac{H}{D^2} \quad (35)$$

где: m – коэффициент, характеризующий сыпучие свойства руды;

H – высота фигуры выпуска;

D – диаметр фигуры выпуска;

Таблица 3.3 Параметры фигуры выпуска полученные в результате моделирования

Выработка 1					Выработка 2				
Объем выпуска	H, м	D, м	Dт, м	m, м ⁻¹	Объем выпуска	H, м	D, м	Dт, м	m, м ⁻¹
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
900	25	5,7	4	0,77	900	25	5,7	4	0,77
1900	30	10,525	8	0,27	1900	30	10,525	8	0,27
2900	35	12,85	8,85	0,21	2900	35	12,85	8,85	0,21
3900	40	12,85	10,85	0,24	3900	40	12,85	10,85	0,24
4900	45	15,35	10,92	0,19	4900	45	15,35	10,92	0,19
5900	50	15,35	11	0,21	5900	50	15,35	11	0,21
6900	55	15,35	11	0,23	6900	55	15,35	11	0,23
7900	60	15,35	11	0,25	7900	60	15,35	11	0,25
8900	65	15,35	11	0,28	8900	65	15,35	11	0,28
9900	70	15,35	11	0,30	9900	75	15,35	11	0,32
10900	75	15,35	11	0,32	10900	75	15,35	11	0,32
11900	85	15,35	11	0,36	11900	85	15,35	11	0,36
12900	90	15,35	11	0,38	12900	88	15,35	11	0,36
13900	-	-	-	-	13900	90	15,35	11	0,38
14900	-	-	-	-	14900	-	-	-	-
15900	-	-	-	-	15900	-	-	-	-
16900	-	-	-	-	16900	-	-	-	-

На рисунке 3.5 показана зависимость высоты эллипсоида от коэффициента характеризующие сыпучие свойства руды (эксцентриситета).

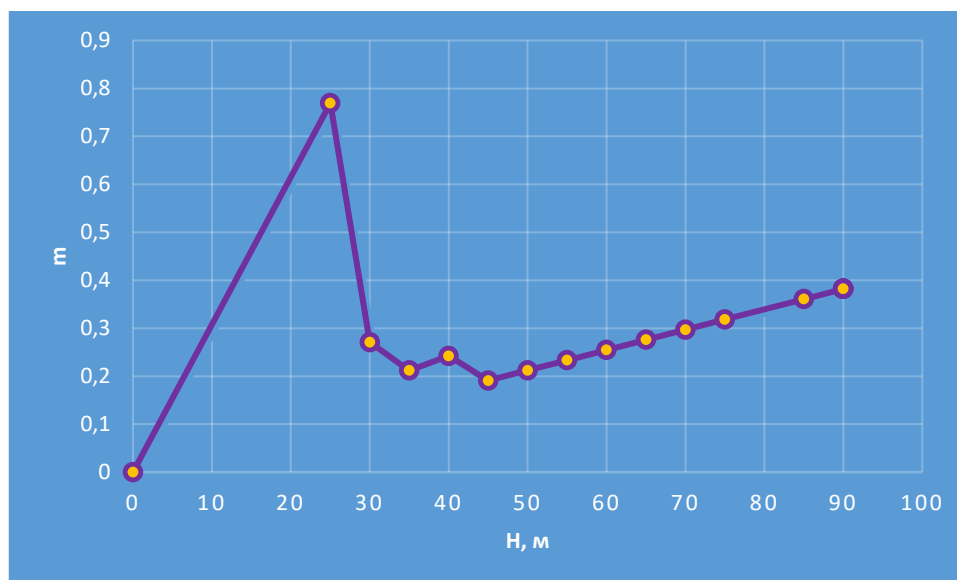


Рисунок 3.5 Зависимость изменения высоты формируемой фигуры выпуска от эксцентриситета

График показывает, что эксцентриситет эллипсоидов выпуска при одном и том же гранулометрическом составе, сначала стремительно возрастает вслед за высотой фигуры, достигая своего максимального значения $m = 0,77$, затем понижается до определенного значения $m = 0,19$ и после этого начинает равномерно расти с высотой фигуры выпуска. Это доказывает то, что формируемая фигура в начальной стадии развивается стремительно в высоту, достигающую 1/3 от её максимального значения, при последующей выемке запасов, параметры фигуры выпуска развиваются равномерно.

3.3. Определение вероятности выхода маркеров из разных выработок

Для более детального изучения вероятности выхода маркеров из выработок, каждый блок поделили на три части: Л - левая; Ц – центральная; П - правая. По **первой выработке** количество маркеров составляло: в левой части – 36, в центральной – 72, в – правой части – 48. По **второй выработке**: в левой части – 48, в центральной – 72, в – правой части – 36. На рисунке 3.6 представлен

совмещенный вариант схемы деления модели на части.

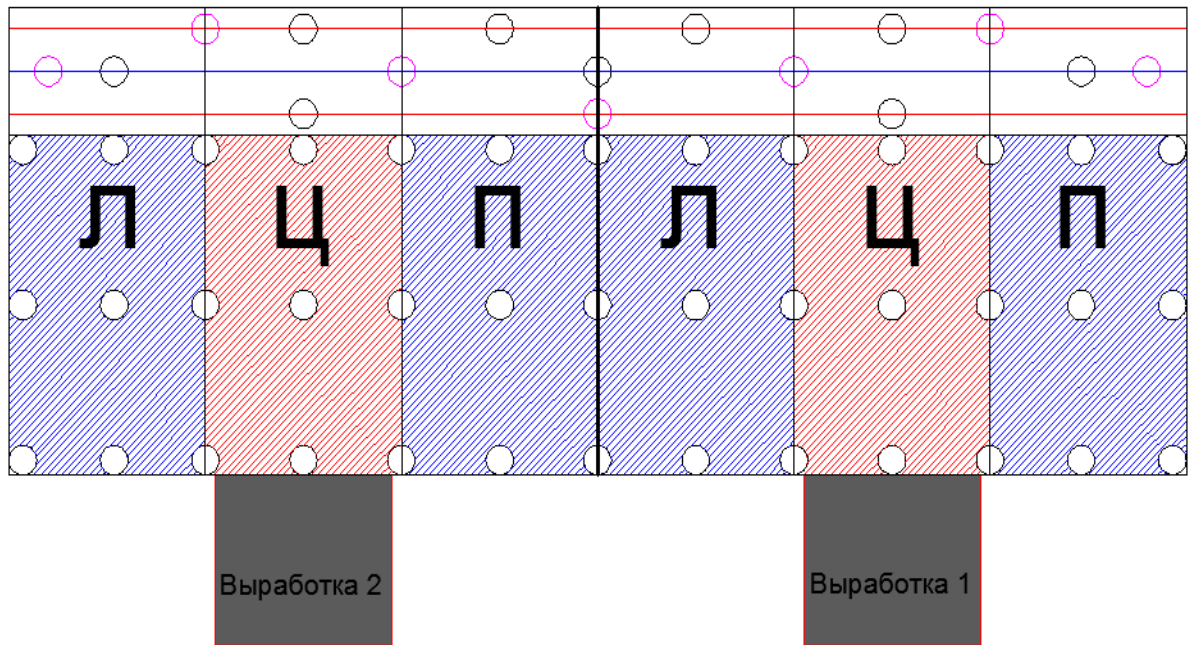


Рисунок 3.6 Схема деления модели на части (совмещенные варианты): Л - левая часть; Ц – центральная; П – правая.

Также при выпуске учитывались маркеры, выходящие из торцевых и налегающих пород. Объем всей выпущенной модели составил 16900 м³. Как ранее уже отмечалось выпуск производили поочередно, сначала из первой выработки, затем из второй. Вероятность выхода кусков находили вычитанием вышедших маркеров из всех заложенных в каждой части для обеих выработок. На рисунках 3.7, 3.8 представлена диаграмма выхода кусков из разных частей по выработкам.

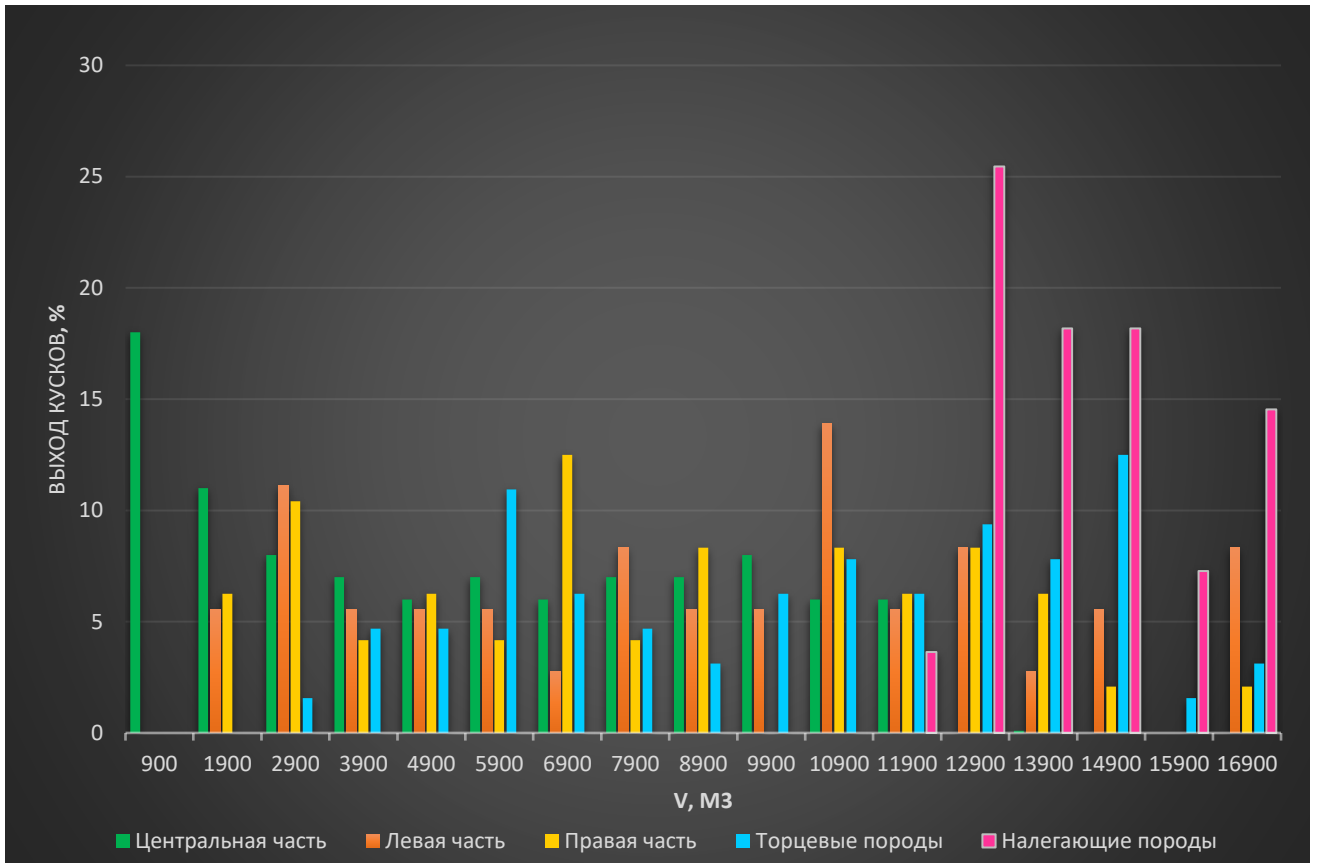


Рисунок 3.7 Выход кусков из разных частей (выработка 1)

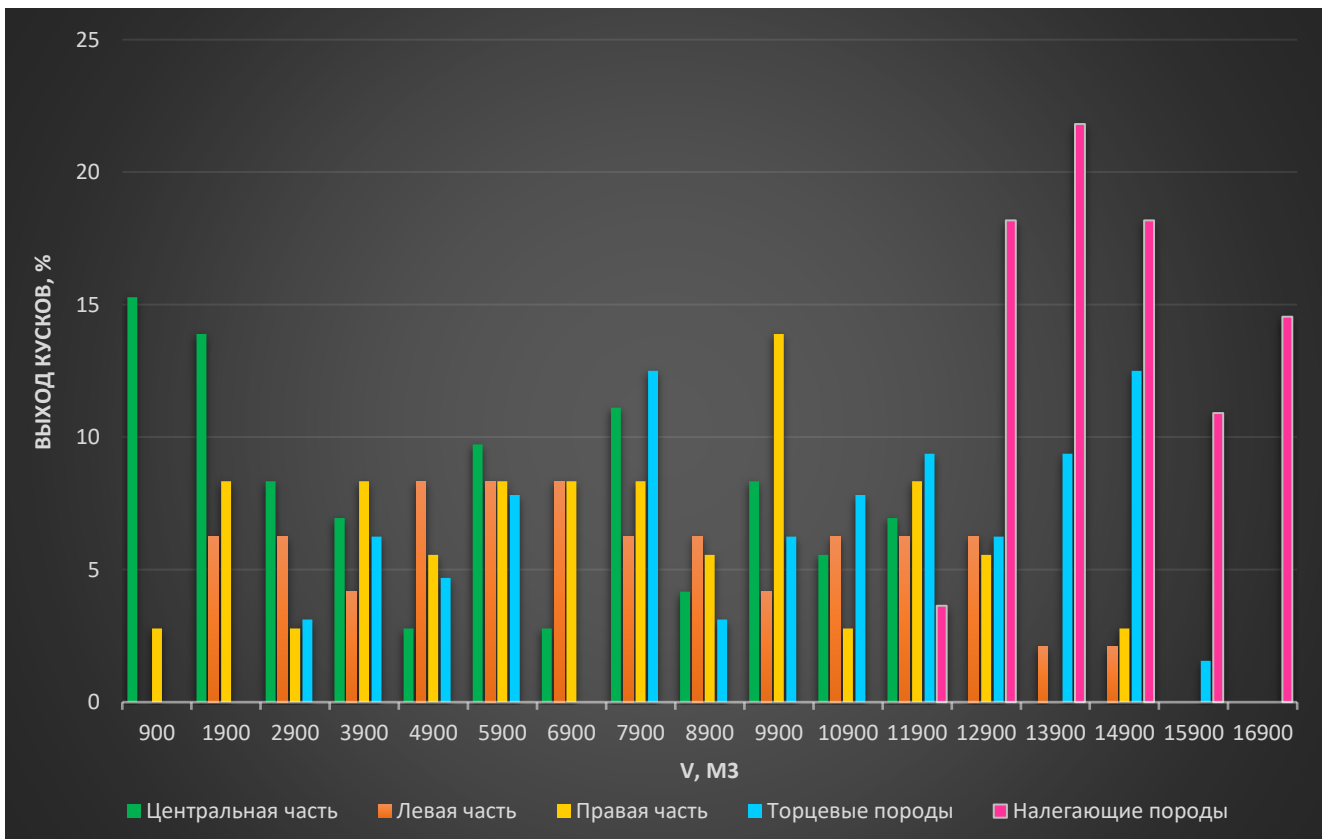


Рисунок 3.8. Выход кусков из разных частей (выработка 2)

Из диаграмм видно, что при выпуске 900 м³ приход маркеров осуществляется преимущественно из центральной части, что говорит о развитие фигуры выпуска в высоту, при выпуске последующих объемов практически одновременно подключаются левая и правая часть блока. Приход из торцевых пород начинается с объема 2900 м³, налегающие породы достигают выпускного отверстия при объеме 11900 м³. Так же из диаграмм видно, что центральная часть вышла практически вся с приходом верхнего разубоживания, дальше, выпуск происходил из левых и правых частей. На рисунке 3.9, 3.10 показана динамика истечения кусков из всего блока.

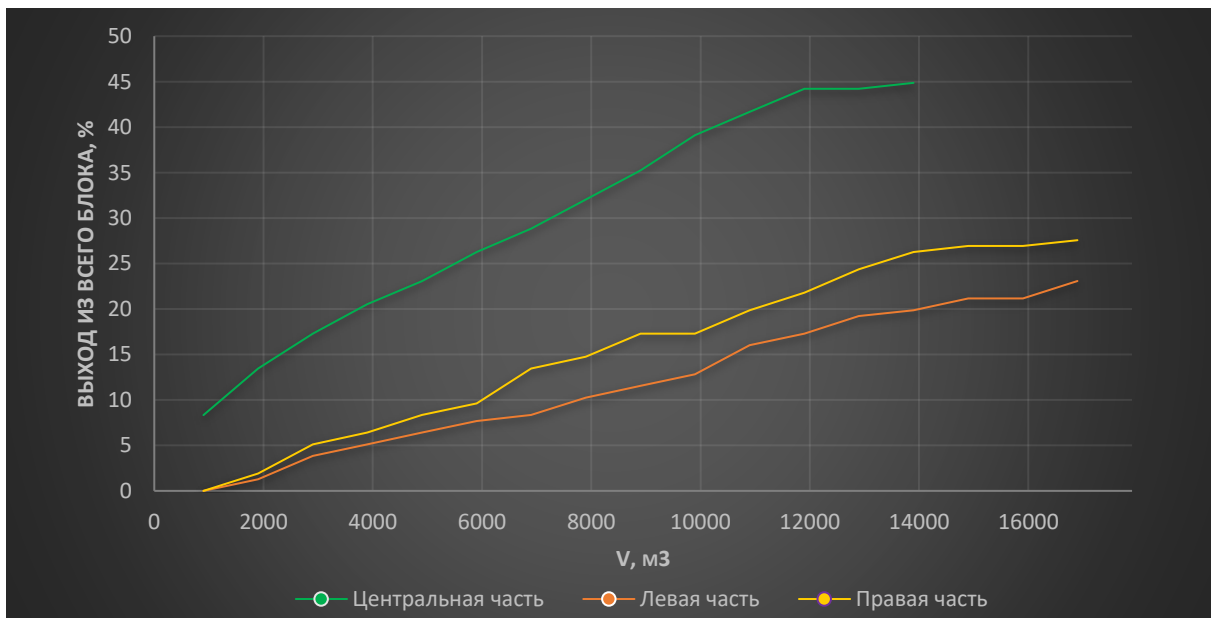


Рисунок 3.9 Динамика истечения кусков из всего блока (выработка 1)

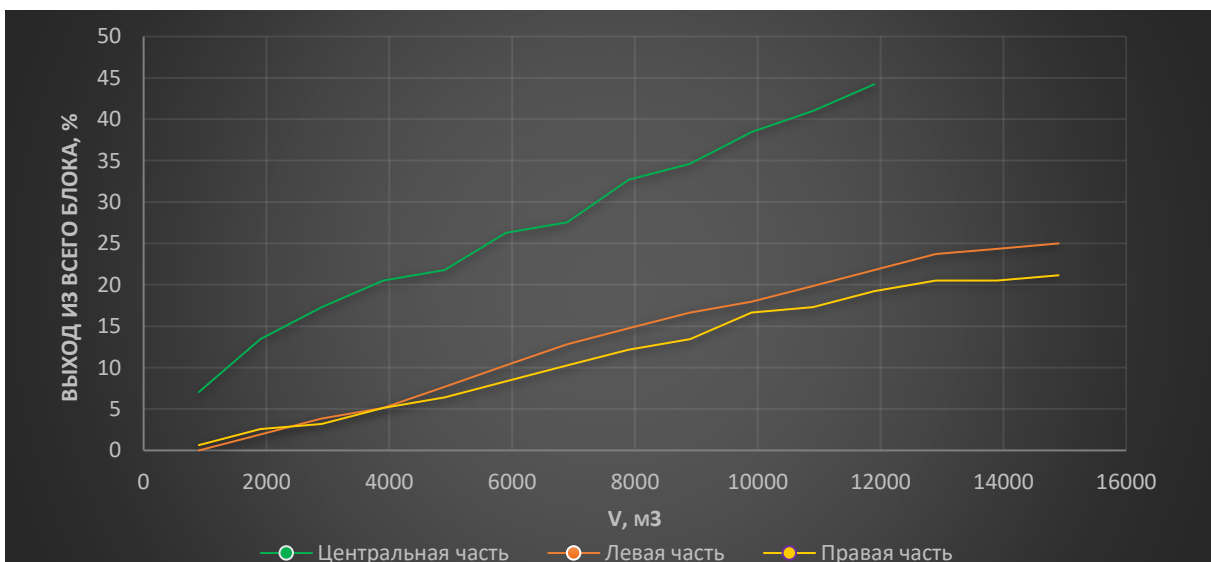


Рисунок 3.10 Динамика истечения кусков из всего блока (выработка 2)

Из графиков видно, что из первой выработки выход кусков правой части составил 27,5 %, левой 23 %, при выпуске из второй выработки выход из левой части составил 25%, правой 21,3 %. Это обосновывается тем, что, при выпуске $\approx 6000 \text{ м}^3$ левая часть первой выработки и правая часть второй выработки начинают оказывать влияние друг на друга, причем из первой выработки количество вышедших маркеров оказалось больше, чем из второй, что объясняется началом выпуска из первой выработки. На рисунках 3.11–3.16 представлена динамика истечения кусков из различных частей.

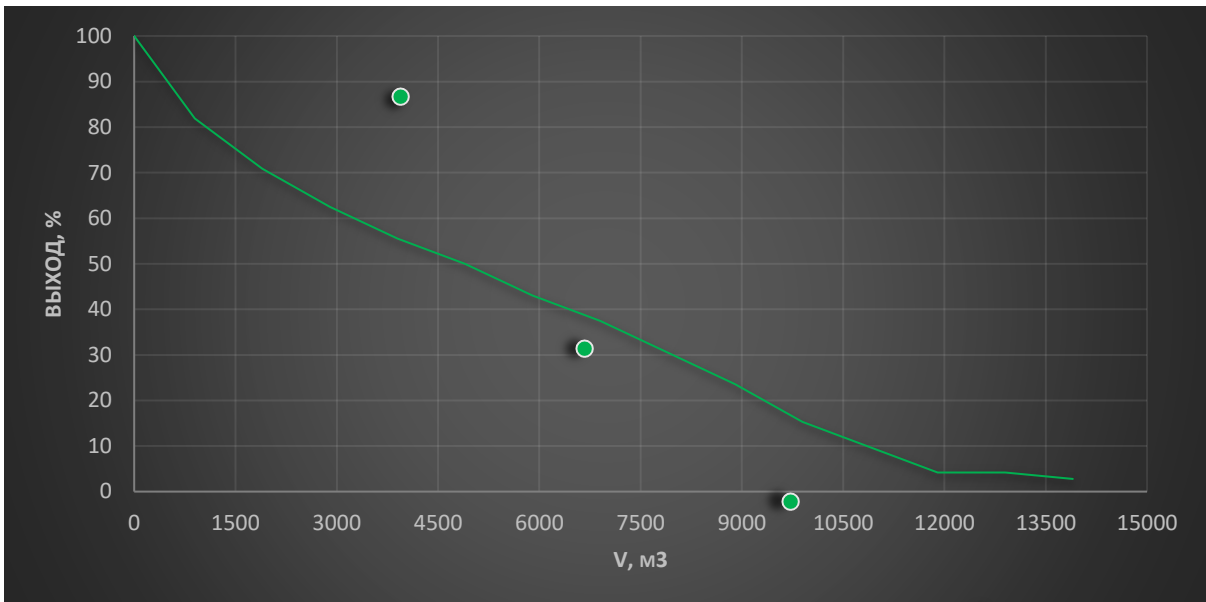


Рисунок 3.11 Динамика истечения кусков из центральной части (выработка 1)

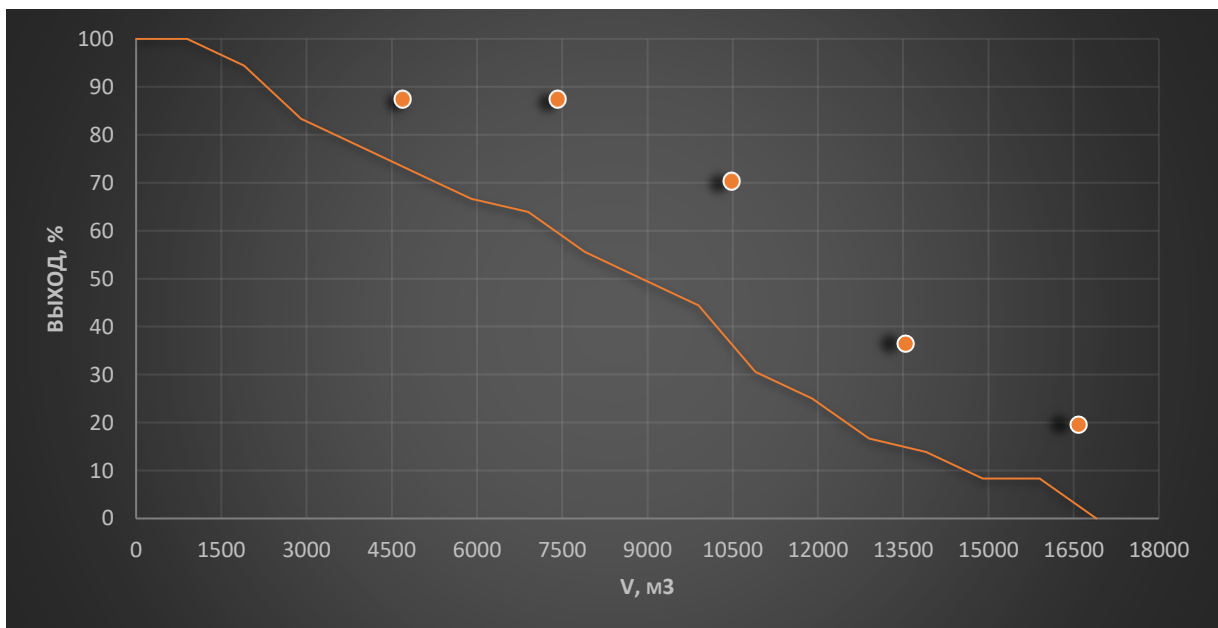


Рисунок 3.12 Динамика истечения кусков из левой части (выработка 1)

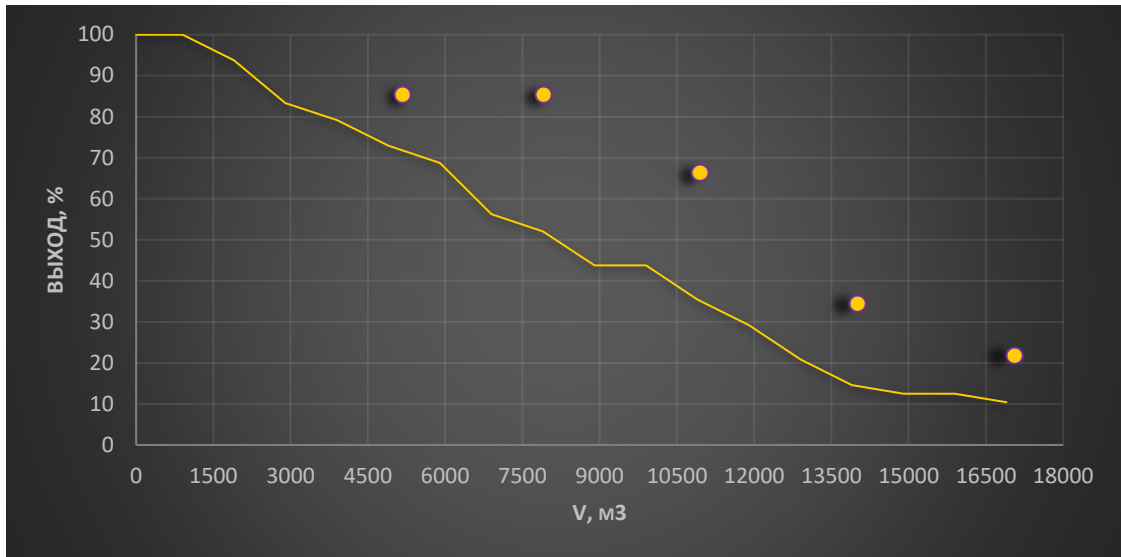


Рисунок 3.13 Динамика истечения кусков из правой части (выработка 1)

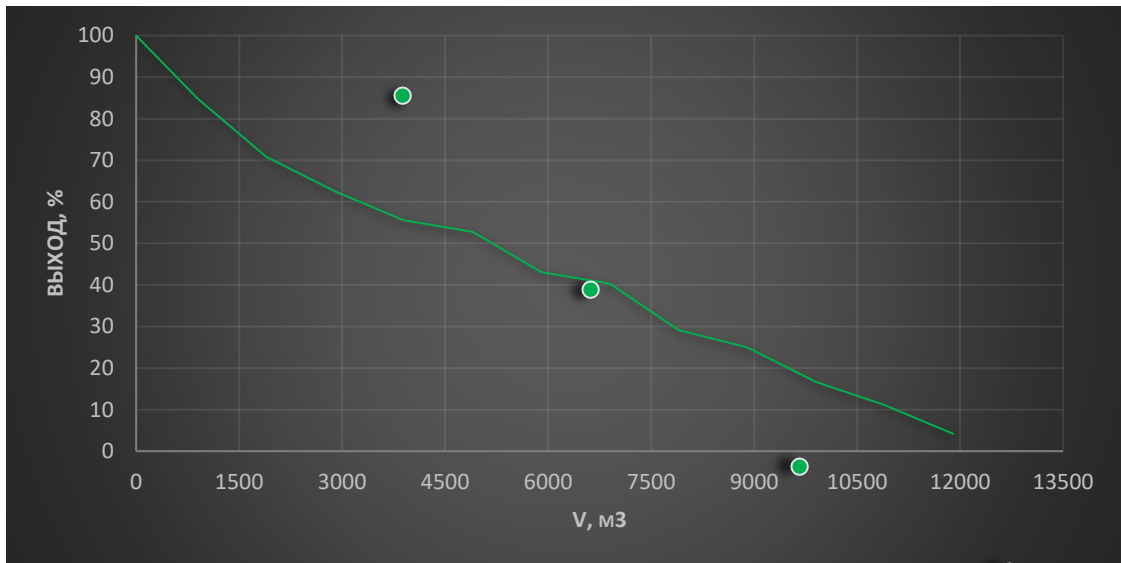


Рисунок 3.14 Динамика истечения кусков из центральной части (выработка 2)

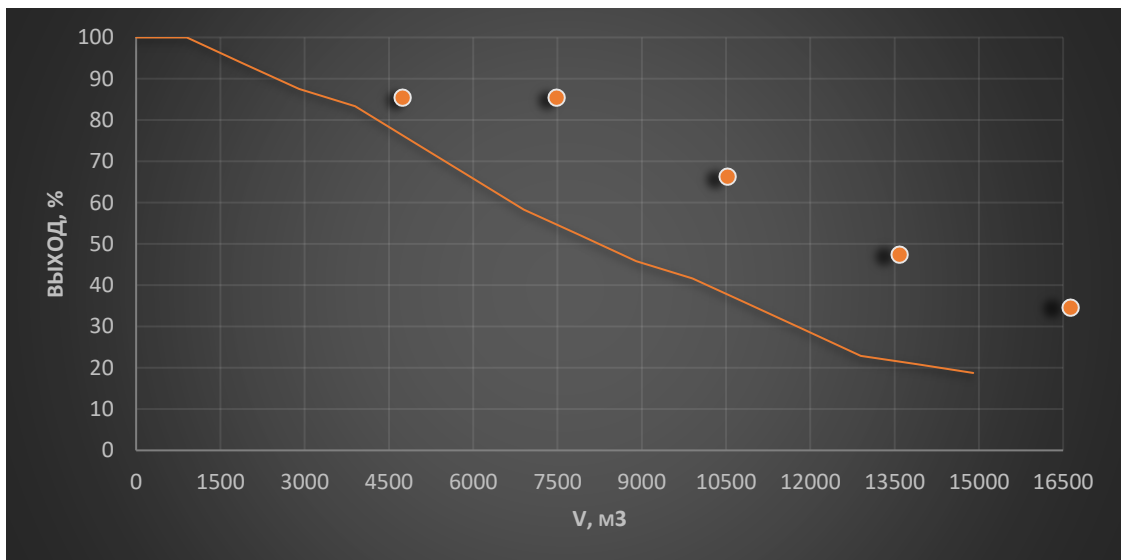


Рисунок 3.15 Динамика истечения кусков из левой части (выработка 2)

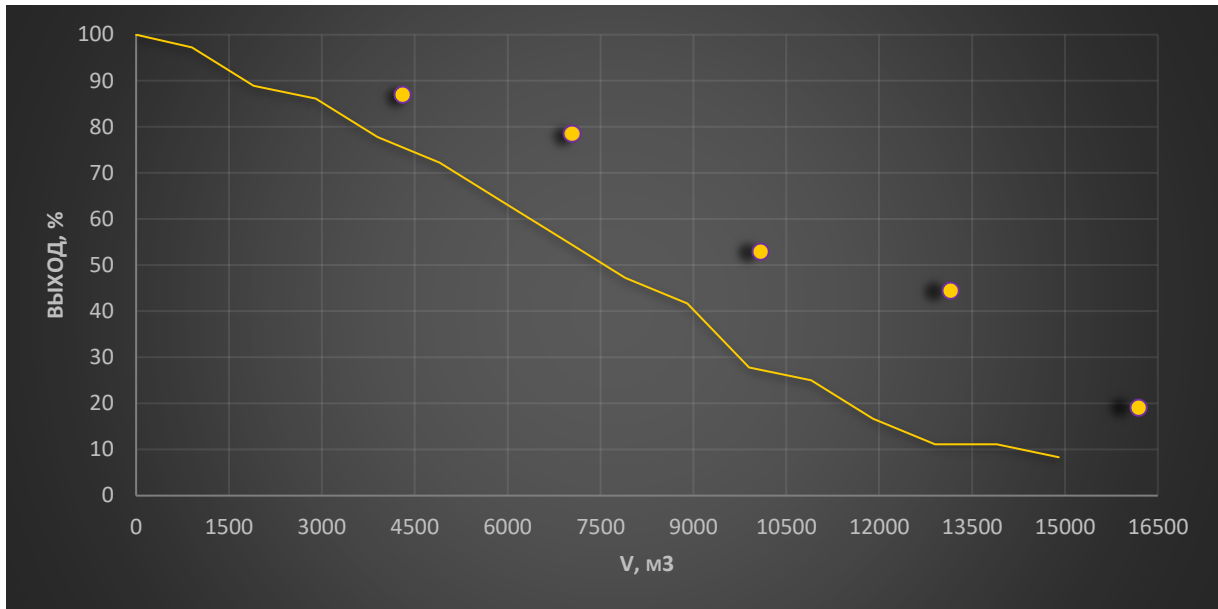


Рисунок 3.16 Динамика истечения кусков из правой части (выработка 2)

Динамику процесса определяли по выходу маркеров, относительно общего их количества. Выход маркеров из первой выработки составил: 97,2 % - центральной; 100 % - левой; 89,58 % - правой части. Выход маркеров из второй выработки составил: 95,83 % - центральная; 81,25 % - левая; 91,67 % - правая часть.

3.4. Форма фигур выпуска и разрыхления (в плоскости)

Для определения формы фигуры выпуска и разрыхления был проведен ряд экспериментов на лабораторной модели размером 30 см x 13,5 см x 5,5 см (соответственно: высота, ширина, толщина). Как известно, фигура выпуска — это геометрическое место точек, располагаемых на границе подвижных и неподвижных частиц сыпучих сред в процессе выпуска, которое можно восстановить по пространственным маркерам, заложенным по определенной схеме и порядку в сыпучем материале до начала выпуска [66]. Для детального изучения формирования фигур выпуска и разрыхления маркеры размещали по всему объему блока, с расстоянием друг от друга в ряду 2,8 см., и между рядами

2,7 см. Масштаб модели принимали равным 1:100. По высоте маркеры располагали с шагом в 4 см. от почвы выработки. С целью определения формы фигуры разрыхления в плоскости, маркеры, располагающиеся над выпускной выработкой, около прозрачной стенки, окрашивались в желтый цвет (рисунок 3.17).

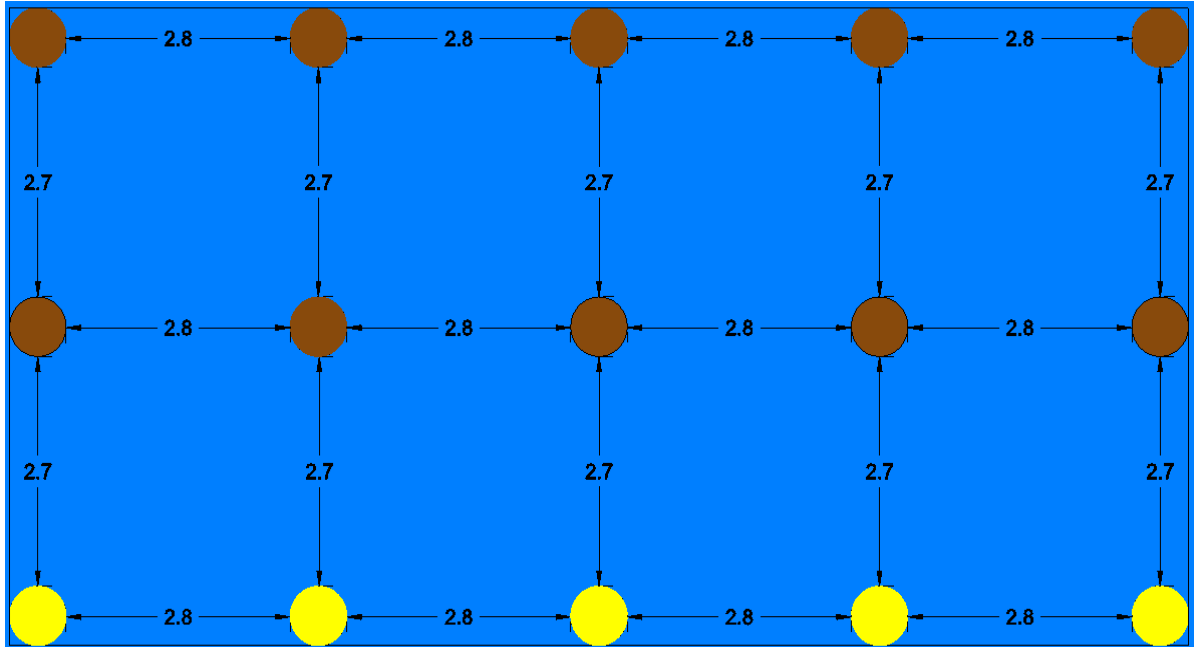


Рисунок 3.17 Расположение маркеров по горизонтали.

Параметры фигуры выпуска определялись путем фиксирования выхода маркеров, расположенных по осям x, y, z . Параметры фигуры разрыхления определялись графическим способом, по видимой границе подвижных и неподвижных частиц сыпучего материала, включающих окрашенные маркеры.

На рисунке 3.18 представлены стадии формирования фигур выпуска и разрыхления при различных объемах. На последней стадии контур фигуры разрыхления установить не удалось из-за небольших масштабов модели ограниченной с двух сторон стенками. При этом, фигура выпуска окончательно сформировалась, что обуславливается приходом маркера расположенного на границе контакта руда – порода и началом разубоживания в последующих объемах выпуска. Высота фигуры выпуска составила 20 см (или 20 м в натуральных условиях).

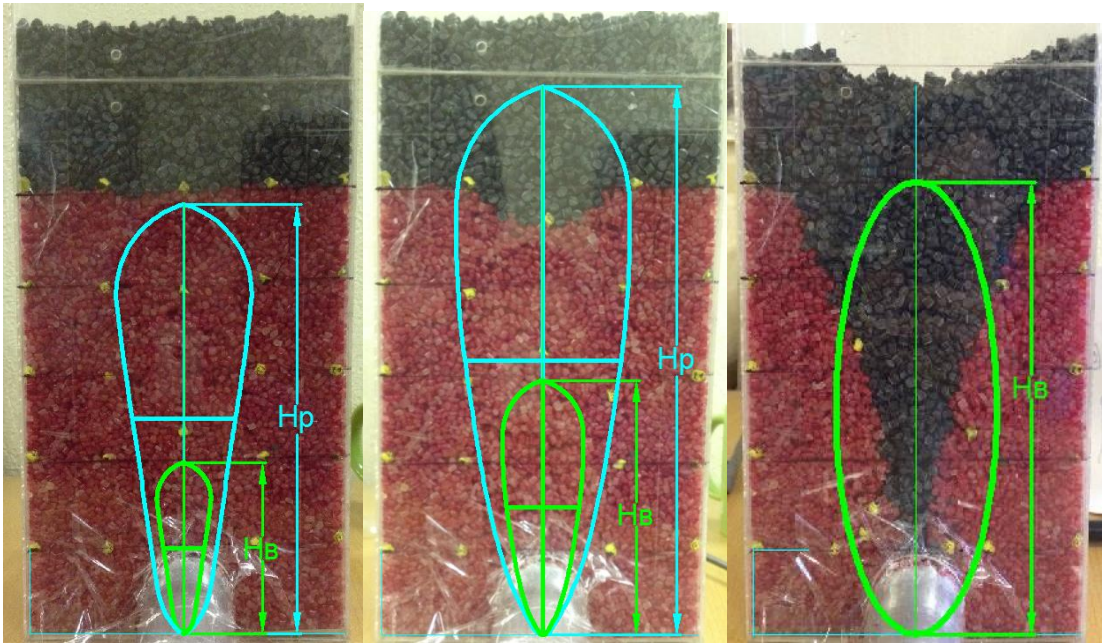


Рисунок 3.18 Стадии формирования фигуры выпуска и разрыхления: зеленый цвет - *фигура выпуска*; голубой - *фигура разрыхления*; H_B , H_P – высота фигур выпуска и разрыхления.

Ниже представлен график развития фигур выпуска и разрыхления (рисунок 3.19). Из графиков следует что, стадии формирования фигуры выпуска и разрыхления являются подобными.

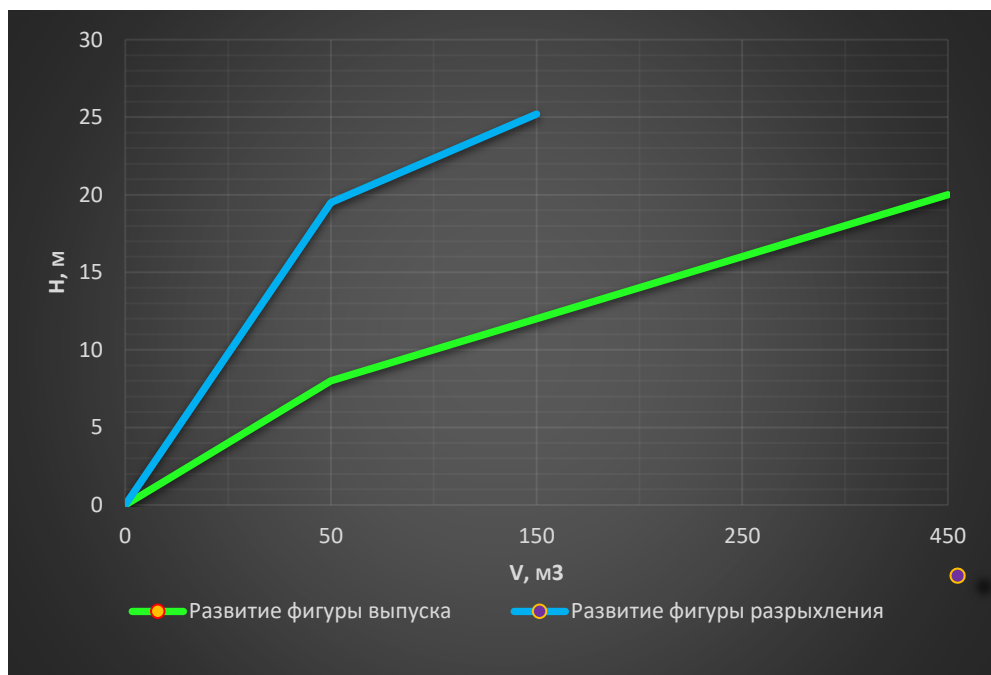


Рисунок 3.19 Стадии развития фигур выпуска и разрыхления.

Коэффициент подобия находится в пределах $2,3 \div 2,5$. Это позволяет по форме фигуры разрыхления поэтапно предсказывать будущую фигуру выпуска. Как только фигура разрыхления достигает поверхности (то есть образуется видимый прогиб) происходит следующая стадия ее формирования, образование провала, при этом фигура разрыхления становится похоже на параболоид вращения.

3.5. Фракционный состав рудной массы после отбойки

Для оценки фракционного состава рудной массы использовали фотопланометрический анализ материалов рудников, применяющих при разработке системы с принудительным обрушением руды: «Заполярный» Норильский никель, «Северный» Кольской ГМК, «Удачный» АК «АЛРОСА» и казахстанского месторождения «Восход», а также этажно-камерной с подэтажной отбойкой «Стрельцовское месторождение» ППГХО (рисунок 3.20) [8,60].



Рисунок 3.20 Навал рудной массы в торце буродостовочной выработки

Для вычисления размеров кусков и содержания фракции использовали программный продукт Autodesk AutoCAD, с помощью которого каждый кусок на представленном фотоматериале был обведен в соответствии с установленным масштабом. Масштаб определяли путем сопоставления, геометрических параметров кусков с эталонным размером, в данном случае, шахтного изолирующего самоспасателя ШСС-Т, размер которого составлял 111×146×248 мм (рисунок 3.21).

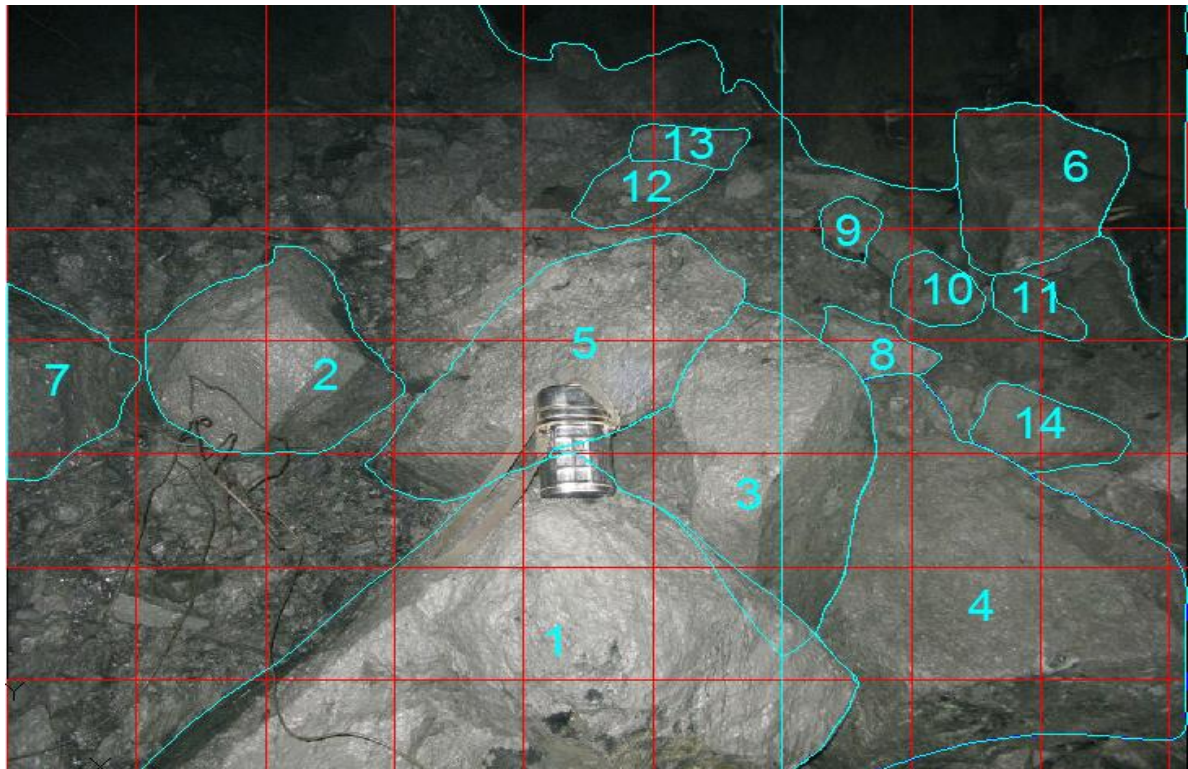


Рисунок 3.21 Контуры отдельностей в составе рудной массы

На первоначальном этапе систематизации выполняли выделение размеров отдельных фрагментов с последующим расчетом средневзвешенного размера куска для каждого анализируемого изображения. При финальном анализе фракции размером 0–100 мм были объединены в единую группу, в то время как классы крупности 100–1000 мм и более 1000 мм учитывались отдельно.

$$x = \frac{(a_1 \cdot w_1 + a_2 \cdot w_2 + a_3 \cdot w_3 + \dots + a_n \cdot w_n)}{w_1 + w_2 + w_3 + \dots + w_n} \quad (36)$$

где: x - средневзвешенный размер; a_1, a_2, a_3, a_n – среднее значение кусков; w_1, w_2, w_3, w_n – процентное содержание.

Таблица 3.3 Анализ фракционного состава по рисунку 3.21

площадь	номер куска	%	размер в мм	%
3533965,44		100,00		100,00
2388633,11		61,25	меньше 100	
430520,00	1	12,18	998,00	38,75
154171,00	2	4,36	473,50	
239604,00	3	6,78	720,00	
837,34	4	0,02	796,33	
222964,00	5	6,31	628,00	
97236,00	6	2,75	356,00	
72743,29	7	2,06	344,00	
20888,43	8	0,59	185,00	
12519,30	9	0,35	150,00	
22000,00	10	0,62	173,00	
16807,21	11	0,48	154,00	
23143,8168	12	0,65	181,00	
17026,1358	13	0,48	174,00	
38922,0824	14	1,10	198,00	

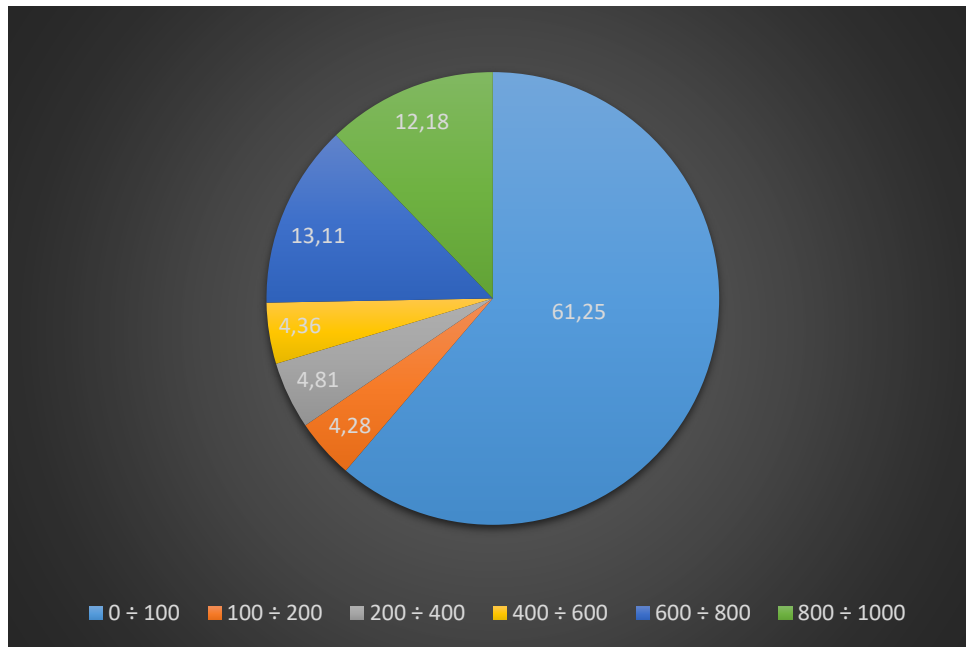


Рисунок 3.22 Диаграмма распределения фракций в отбитой руде

Аналогичным способом был произведен расчет на 80 фотографических снимках для исследуемых рудников. Ниже приведены гистограммы распределения фракционного состава рудной массы на различных рудниках (рисунки 3.23–3.30).

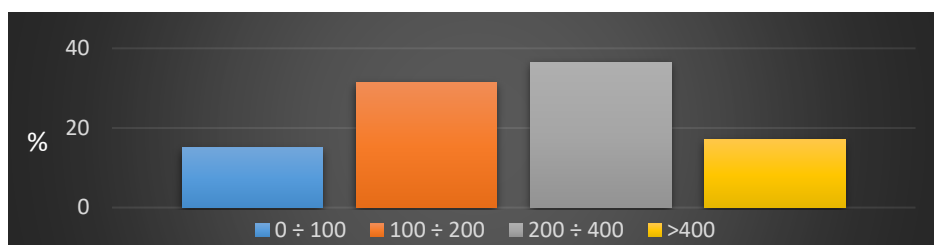


Рисунок 3.23 Рудник «Заполярный»

- **Местоположение:** г. Норильск
- **Добываемая руда:** сульфидная медно-никелевая
- **Применяемая система разработки:** этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой

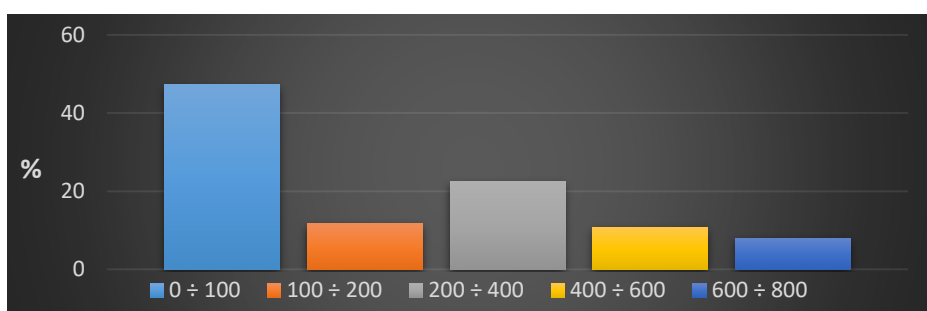


Рисунок 3.24 Рудник «Северный»

- **Местоположение:** г. Заполярный (Кольский полуостров)
- **Добываемая руда:** сульфидная медно-никелевая
- **Применяемая система разработки:** подэтажное обрушение руды и вмещающих пород с торцевым выпуском

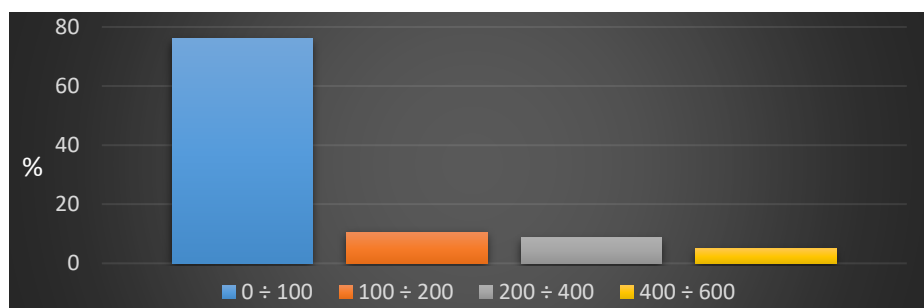


Рисунок 3.25 Рудник «Восход»

- **Местоположение:** Казахстан, г. Хромтау
- **Добываемая руда:** хром
- **Применяемая система разработки:** подэтажное обрушение руды и вмещающих пород с торцевым выпуском

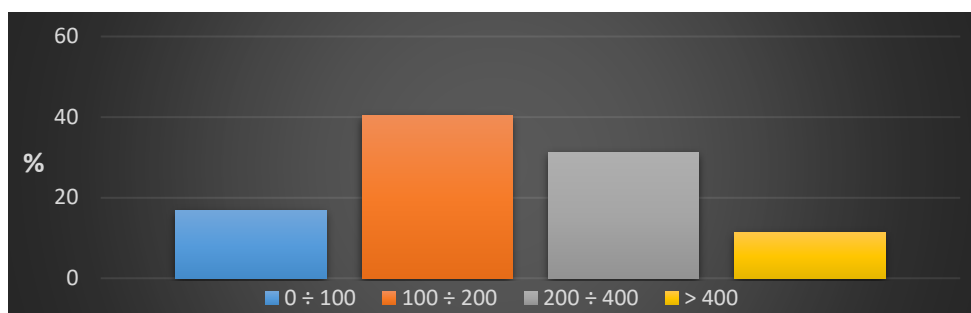


Рисунок 3.26 Рудник «Кировский»

- **Местоположение:** г. Кировск
- **Добываемая руда:** апатит-нефелиновые
- **Применяемая система разработки:** этажное принудительное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами

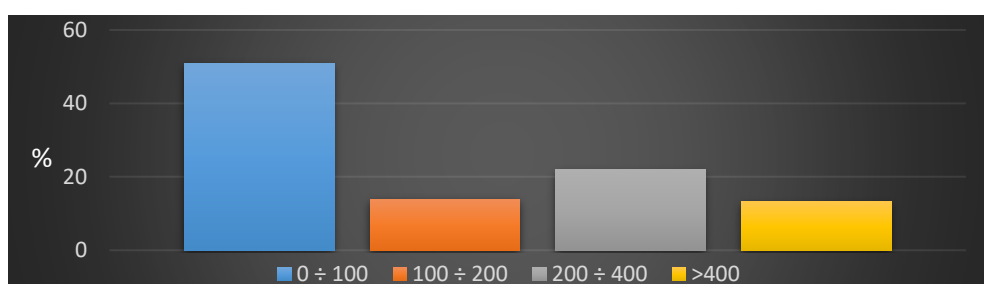


Рисунок 3.27 Рудник «Лениногорский»

- **Местоположение:** г. Лениногорск
- **Добываемая руда:** полиметаллическая
- **Применяемая система разработки:** этажное принудительное обрушение руды и вмещающих пород

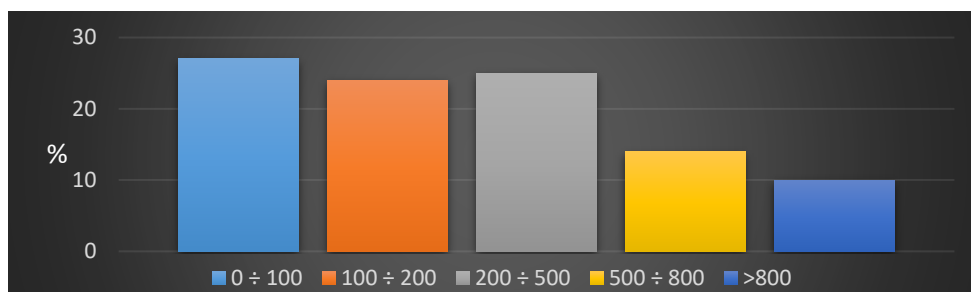


Рисунок 3.28 Рудник «Удачный»

- **Местоположение:** г. Удачный
- **Добываемая руда:** алмазы
- **Применяемая система разработки:** Подэтажное обрушение с торцевым выпуском

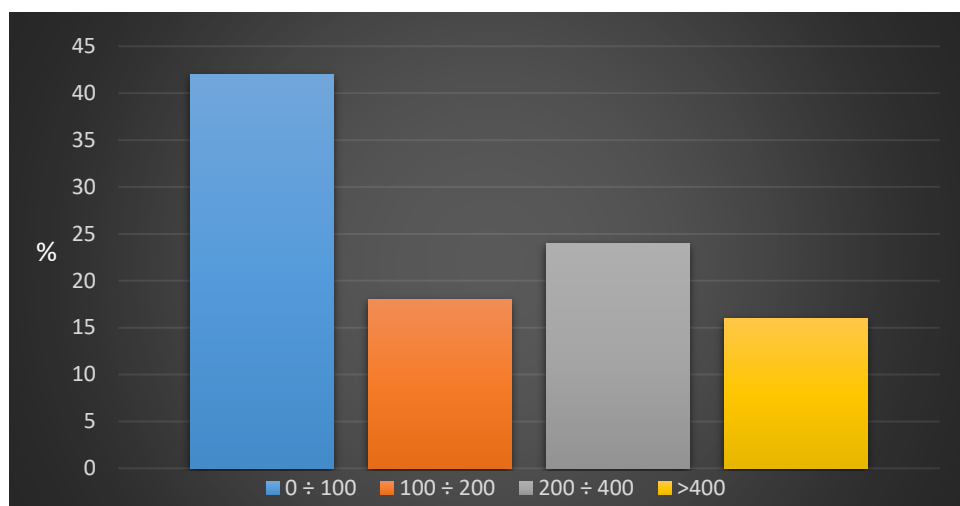


Рисунок 3.29 Рудник «Таштагольский»

- **Местоположение:** г. Таштагол
- **Добываемая руда:** сульфидная медно-никелевая железная
- **Применяемая система разработки:** этажное принудительное обрушение руды и вмещающих пород

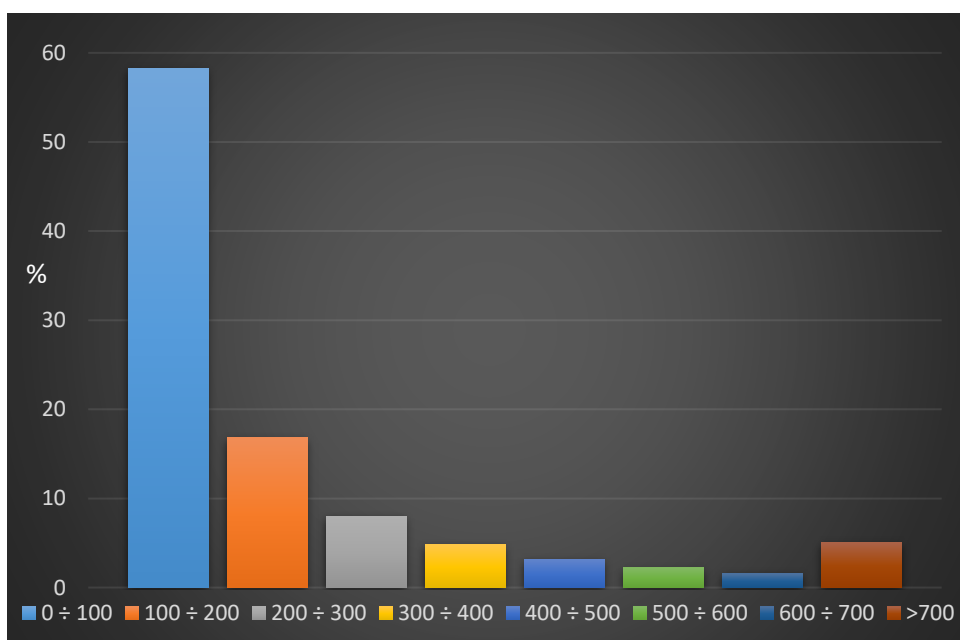


Рисунок 3.30 Стрельцовское месторождение

- **Местоположение:** г. Краснокаменск
- **Добываемая руда:** уран
- **Применяемая система разработки:** Этажно-камерная система с подэтажной отбойкой

Анализ показывает, что средние линейные размеры куска составляют $0,15 \div 0,25$ м (рисунок 3.31).

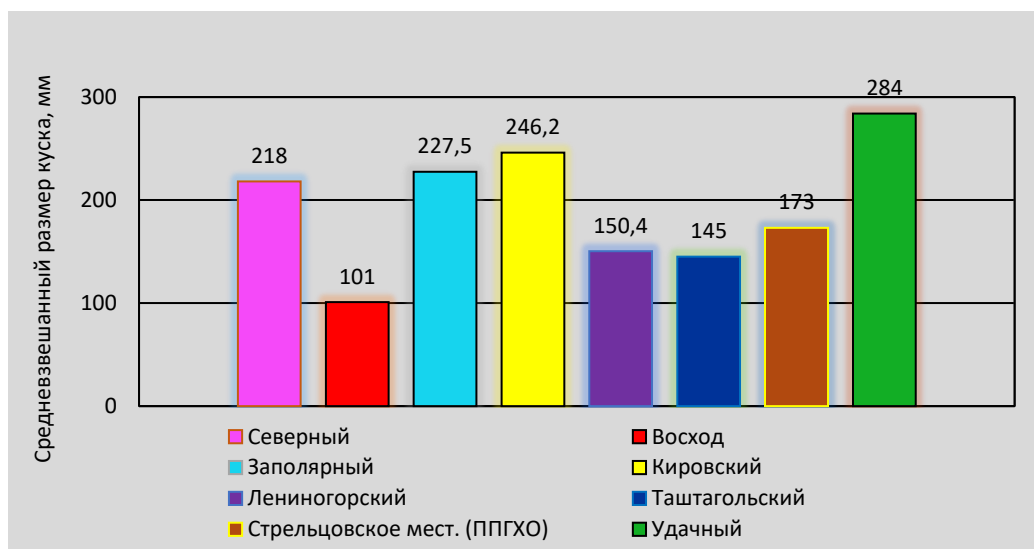


Рисунок 3.31 Гистограмма средневзвешенного грансостава рудной массы на рудниках

3.6. Определение коэффициента неоднородности гранулометрического состава рудной массы при системах с массовым обрушением с помощью интегральной кривой

Для определения степени неоднородности на различных рудниках, применяющих системы с обрушением руды и вмещающих пород строили, интегральную кривую гранулометрического состава. По оси абсцисс откладывали диаметр кусков, по оси ординат соответствующее процентное содержание фракции. Под коэффициентом неоднородности грансостава понимают отношение диаметра частиц, процентное содержание которых в грунте менее 60, к эффективному диаметру.

$$K = \frac{d_{60}}{d_{10}} \quad (37)$$

где: d_{60} - диаметр частиц, соответствующий 60%; d_{10} - диаметр частиц, соответствующий 10% (эффективный диаметр).

По степени неоднородности гранулометрического состава K крупнообломочные грунты и пески подразделяют на однородную фракцию $K \leq 3$ и неоднородную $K > 3$.

На рисунке 3.32 приведены интегральные кривые гранулометрического состава по выборочным горным предприятиям. В табл. представлены значения коэффициента неоднородности.

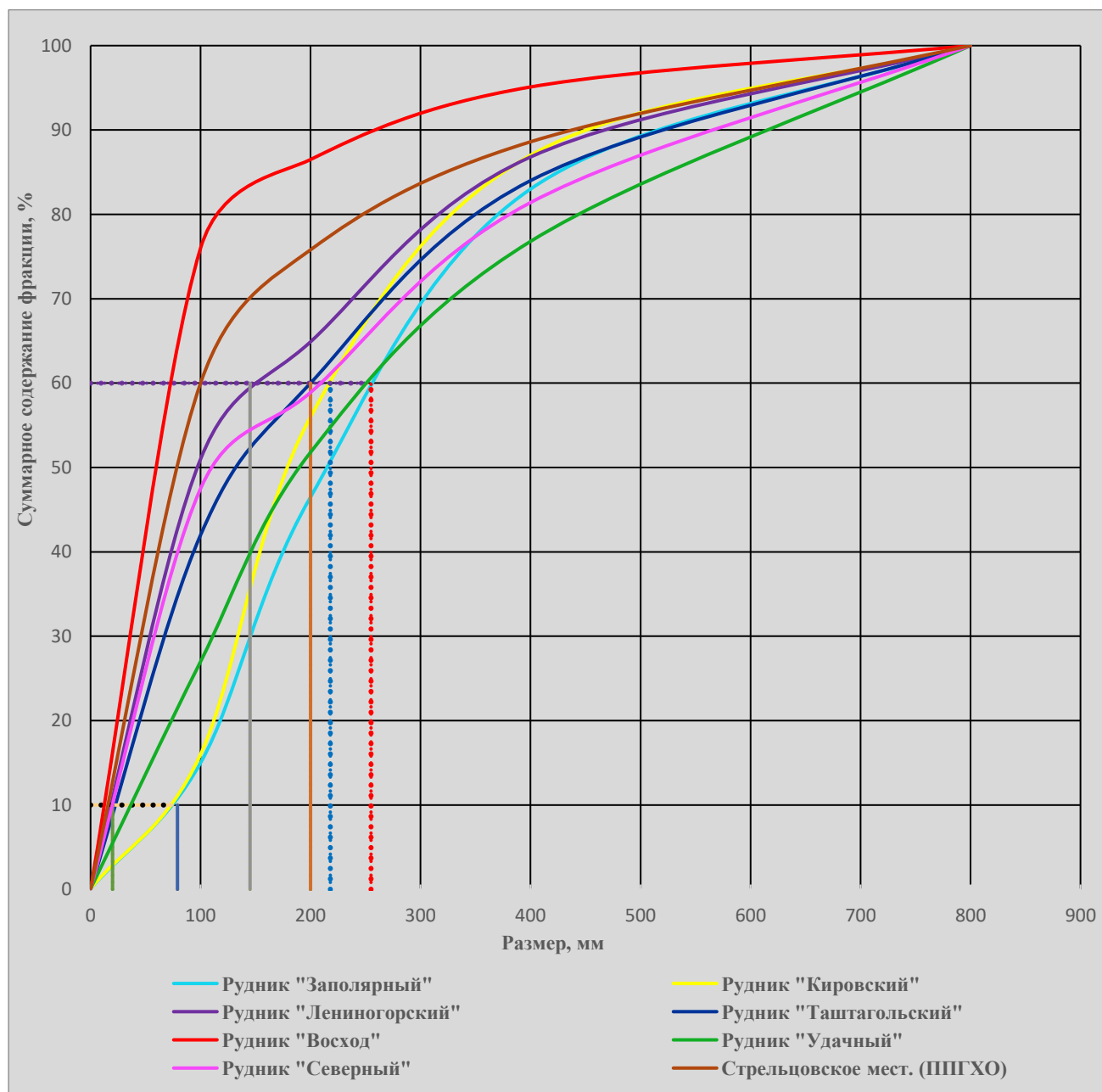


Рисунок 3.32 Интегральные кривые гранулометрического состава по горным предприятиям

Таблица 3.4 - Коэффициент неоднородности на различных горных предприятиях

Горные предприятия	K
Рудник «Северный»	12,64
Рудник «Заполярный»	3,13
Рудник «Восход»	2,67
Рудник «Кировский»	2,75
Рудник «Лениногорский»	14
Рудник «Таштагольский»	10,52
Рудник «Удачный»	13
Стрельцовское мест.	10

Исходя из полученных данных, на большинстве горных предприятий, рудная масса после отбойки имеет неоднородное состояние (присутствуют негабариты и переизмельчение), характеризующееся некорректным расчетом паспорта буровзрывных работ; при отбойке на свободное пространство (отрезная щель и тд.) как правило, не учитывается дополнительное дробление руды о стенки выработок.

Выводы по главе

1. Установлено, что при выпуске 10 % руды из объёма, приходящегося на выработку, происходит стремительное развитие фигуры выпуска на высоту, достигающую $1/3$ от её максимального значения, при последующей выемке запасов, параметры фигуры выпуска развиваются равномерно.
2. По перемещениям маркеров, находящихся в случае разрыхления в видимой, а в случае фигуры выпуска не просматриваемой зоне, графическим способом, установлен коэффициент подобия фигур выпуска и разрыхления который находится в пределе $2,3 \div 2,5$
3. Прделанный анализ гранулометрического состава на различных горных предприятиях, осуществляющих добычу руды системами с массовым обрушением, показывает, что средневзвешенный размер куска в натуре находится в диапазоне $0,15 \div 0,25$ м.

4. В результате анализа было установлено, что на большинстве рудников отбитая рудная масса неоднородна.
5. Определено, что расстояние между смежными выработками, расположенными в одной горизонтальной плоскости, должно обеспечивать взаимодействие фигур выпуска посредством их пересечения, которое описывает уравнение $D = \sqrt{\frac{H}{m}} * K_{р.макс}$
6. Установлено, что при формировании фигуры выпуска её ось отклоняется на 7 – 12 градусов от призабойной стенки в сторону разрыхлённой среды.

4. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

4.1. Зона влияния выпускного отверстия

Для управления потоками и оценки выхода кусков из определенной выработки, а также для извлечения запасов с наибольшим содержанием полезного компонента, в начале или в последующие очереди выпуска при системах с обрушением руды и вмещающих пород с торцевым выпуском необходимо определить зону влияния выпускного отверстия или «зону потока». При определении зоны использовали программное обеспечение «OreCad». На рисунке 4.1 представлена компьютерная модель торцевого выпуска с траекториями движения маркеров, расположенных в начале выпуска на контакте, руда-порода, через определенное расстояние друг от друга. Выпуск прекращали при достижении разубоживания 25%. По сумме траекторий, образовавших так называемый «рудопоток», графическим методом, строилась зона влияния выпускного отверстия, обозначенная желтым цветом, после находили её ширину в верхней части B и диаметр D .

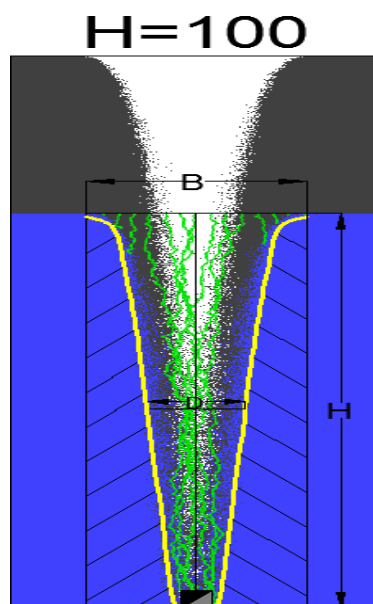


Рисунок 4.1 Зона влияния выпускного отверстия при помощи программного обеспечения «OreCad»: B – ширина зоны влияния; D – диаметр зоны влияния; H – высота отбиваемого слоя

Из рисунка видно, что зона влияния по форме напоминает параболоид вращения с усечённой вершиной в виде выпускного отверстия, заштрихованная зона – слепая, то есть движение частиц в ней происходит хаотично и направление их не пересекает и не влияет на зону выпускной выработки.

4.2 Определение зоны влияния выпускной выработки при различных высотах и грансоставах

При определении зоны влияния или «зоны потока» на компьютерной модели строили блок с различными параметрами. Ширину блока задавали исходя из того, чтобы зона влияния была полностью изолирована, для более точного её определения. Высоту блока изменяли в пределах $10 \div 100$ м. с шагом в 10 м. Диаметр куска был принят значениями, наиболее распространёнными на рудниках, и составлял: 0,15; 0,2; 0,3; и 0,4 мм. Далее, устанавливали ширину зоны потока и её диаметр (рисунок.). В табл. 4.1 представлены значения зон влияния выпускной выработки.

Таблица 4.1 Значения зон влияния выработок при различных мощностях и грансоставе

Дкуск, м	Н, м	Дзоны, м	%, выход а	В, м	Дкуск, м	Н, м	Дзоны, м	%, выход а	В, м
0,15	10	7,27	80	9,85	0,2	10	6,42	75	9,67
	20	7,77	33,3	13,3 9		20	8,05	71	13,8 9
	30	8,61	42,8	16,4		30	9,71	42	18,5
	40	9,76	33,3	18,5 6		40	11,43	45	22,8 6
	50	10,75	50	22,6 8		50	12,78	45	23,8 6
	60	11,55	63,6	23,1 5		60	14,04	46	28,1 2
	70	12,25	50	23,2 1		70	15,04	41	28,2 1
	80	12,94	36,7	26,8 8		80	15,96	57	31,7 9

	90	13,58	61,5	27,6 4		90	16,7	46,7	32,6
	100	14,38	46,2	32,3 6		100	17,36	46,7	36,2 2
0,3	10	7,67	60	10,9 2	0,4	10	10,02	83,3	13,5
	20	10,56	42,8	15,2 8		20	13,41	44,4	18,6
	30	12,91	50,1	22,5 5		30	15,31	54,5	24,1 7
	40	14,85	45	24,6 9		40	16,33	38,4	28
	50	16,24	60	28,5 8		50	17,22	35,7	32,1 5
	60	17,34	33,3	30,5		60	18,19	50	33,0 2
	70	18,38	33,3	32,2		70	19,1	58,8	37,1 3
	80	19,25	46,6	33,4 1		80	19,96	61,1	40,0 2
	90	20,21	43,3	36,6 3		90	21	55,4	40,9 9
	100	20,8	35,3	36,7 6		100	21,7	44,4	41,3 5

При определении зоны влияния выработки для различных высот и грансоставов, установлено, что движение частиц к выпускающей выработке носит хаотичный характер, заданный перемещением частицы из начального положения «на контакте руда-порода» в конечное «в выпускную выработку». Причем при увеличении высоты отбиваемого слоя увеличивается и ширина зоны потока. В заштрихованных областях (на рисунок. указаны черной цветом) происходит незначительное движение частиц, и их траектория не пересекает зону потока.

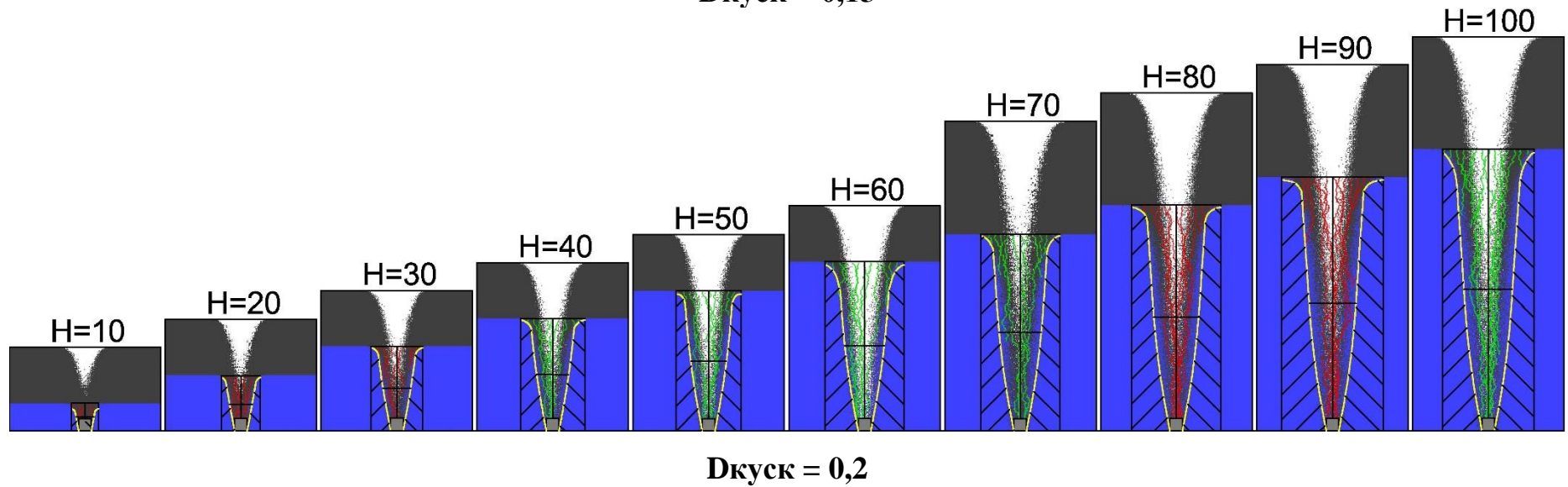
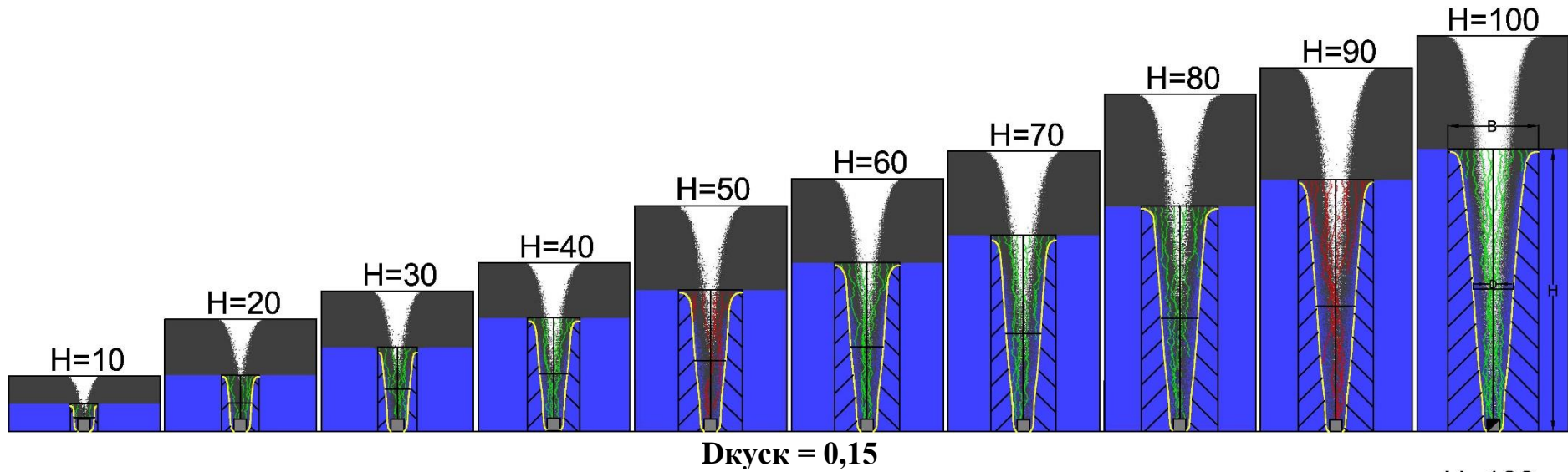
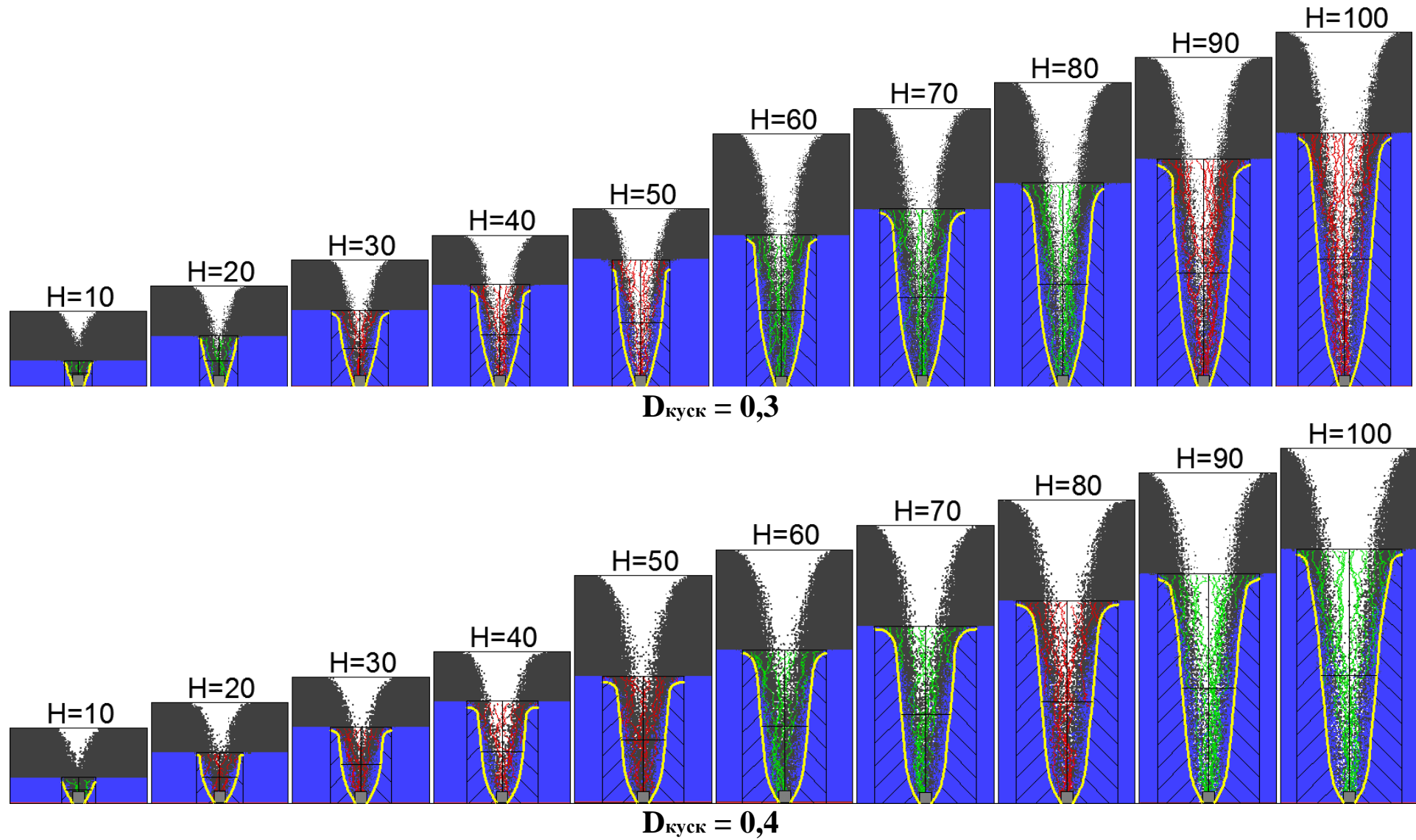


Рисунок 4.2 – Зона влияния выпускного отверстия при различном гранулометрическом составе



Продолжение рисунка 4.2 – Зона влияния выпускного отверстия при различном гранулометрическом составе

На рисунке 4.3 представлены развитие зон выпускного отверстия с нарастанием высоты отбиваемого слоя, где: B – ширина зоны влияния; H – высота отбиваемого слоя, и зависимость вероятности выхода маркеров от высоты при разной кусковатости.

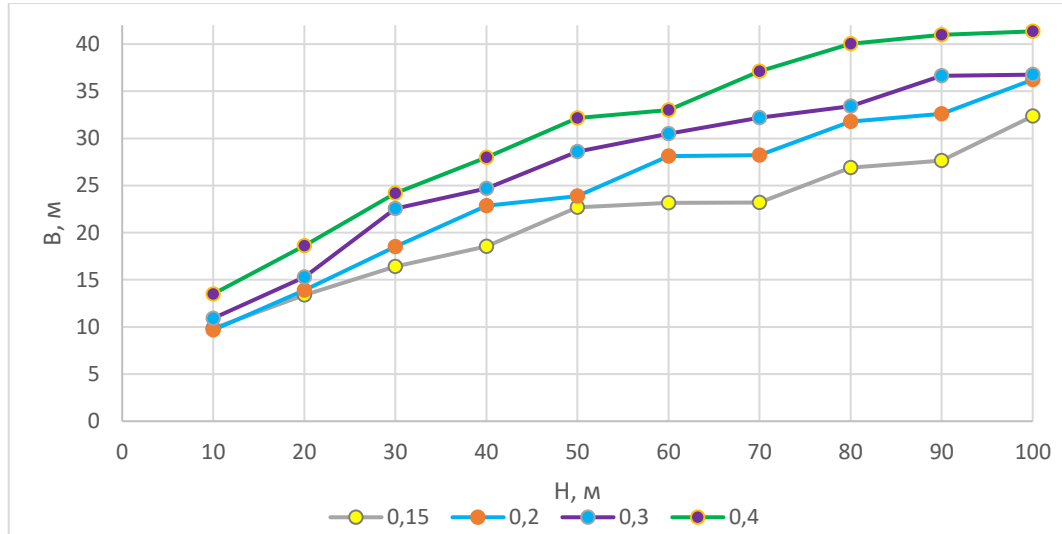


Рисунок 4.3 – Развитие зоны влияния выработок при нарастании высоты отбиваемого слоя

На рисунке 4.4 видно, чем крупнее гранулометрический состав рудной массы, тем шире зона влияния выпускного отверстия, при этом, исходя из рис... наилучший приход маркеров к выпускаемой выработке осуществляется тогда, когда зона потока развивается в пределах её диаметра.

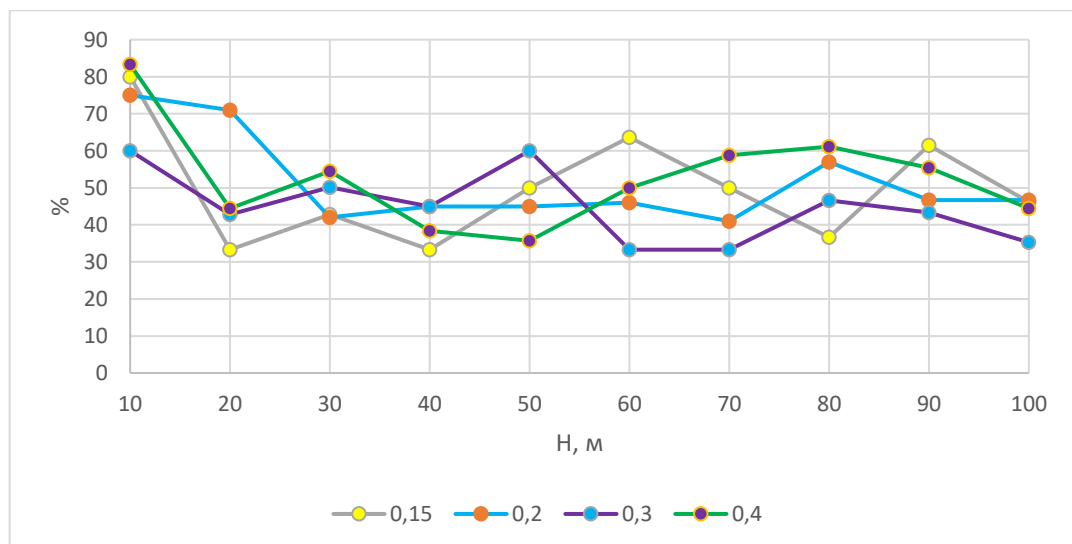


Рисунок 4.4 – Зависимость вероятности выхода маркеров от высоты отбиваемого слоя при различном гранулометрическом составе

4.3 Определение зоны влияния в зависимости от ширины выработки

Одним из немаловажных факторов, влияющих на ширину зоны после гранулометрического состава, является ширина выработки. Высота выработки практически не оказывает влияние на истечение, так как выпуск рудной массы под действием гравитационной силы, стремится, а значит развитие зоны вверх достигается при любой высоте. Для определения зоны в зависимости от ширины выработки брали блок, мощностью 40 м., и задавались выработки различной ширины в пределах 3÷10 м. На рисунок. представлен график изменения зоны влияния от ширины.

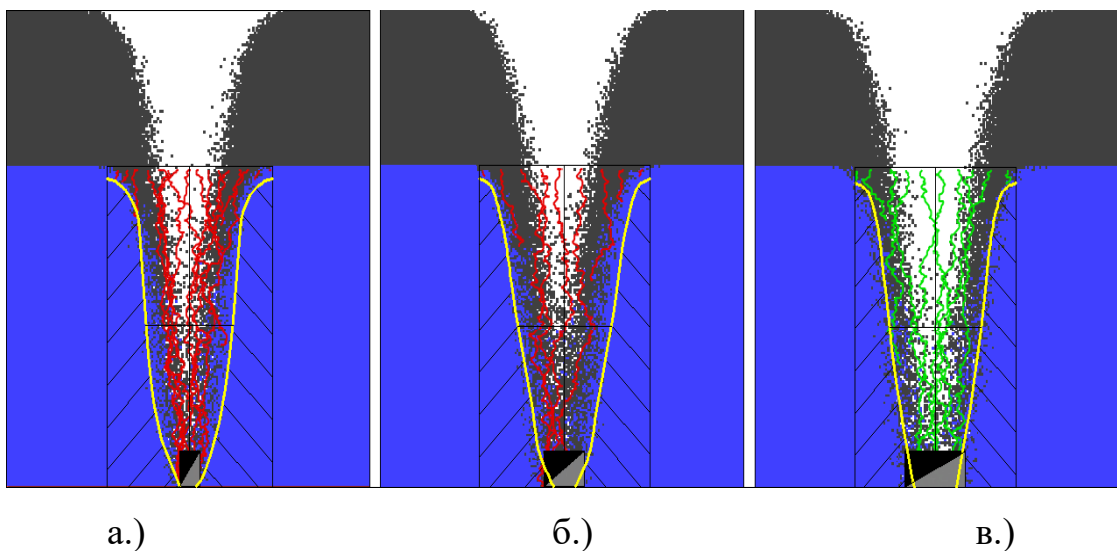


Рисунок 4.5 – Определение зоны влияния графическим путем при различных размерах выпускной выработки а.) 3 м.; б.) 6 м.; в.) 9 м.

Из графиков видно, что чем шире выработка, тем шире зона потока, при этом, при ширине выработки 4,5–7 м. зона влияния существенно не расширяется при куске 0,3–0,4, а значит и не имеет большого смысла делать выработки шире сэкономив при этом на подготовительно-нарезных работах.

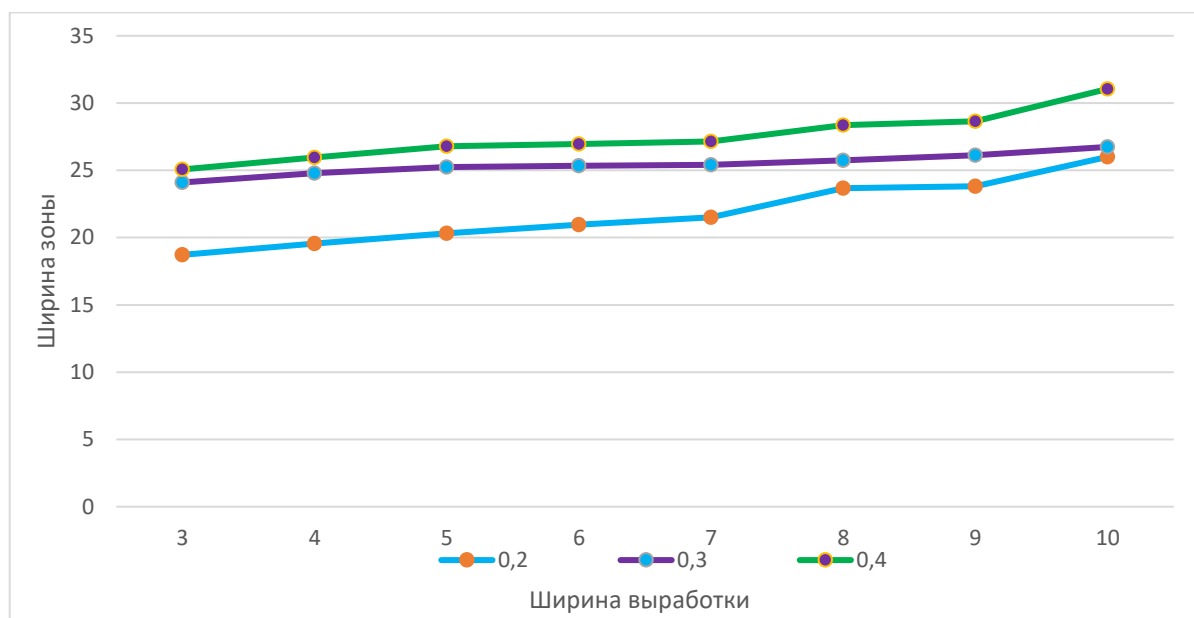
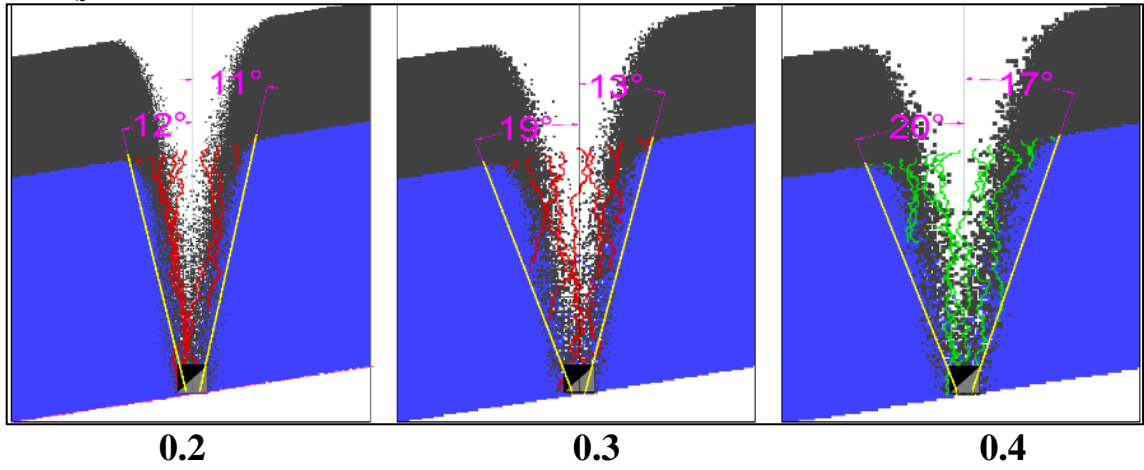


Рисунок 4.6 – Влияние ширины выпускного отверстия на зону потока при различном грансоставе

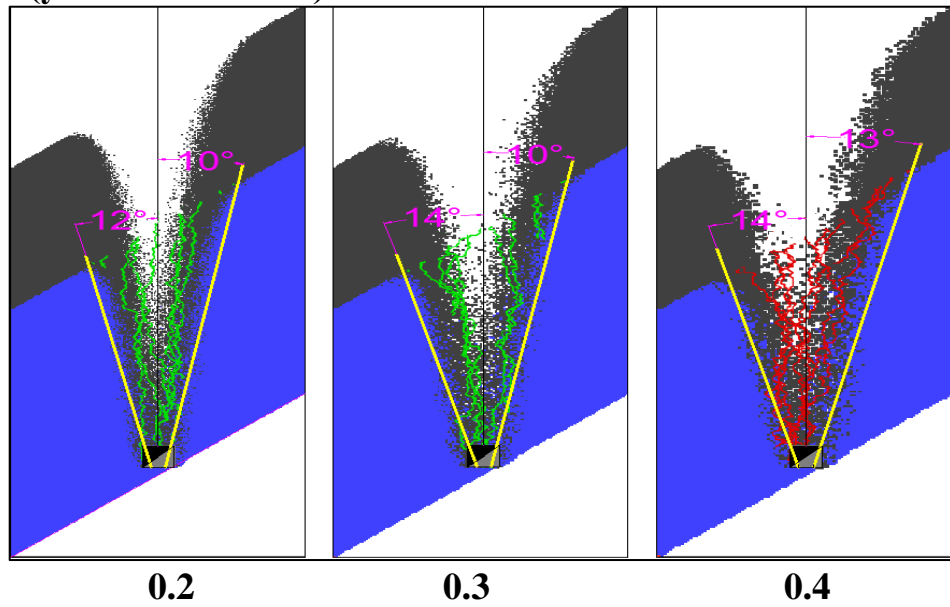
4.4 Определение зоны потока от угла наклона месторождения

При разработке наклонных месторождений для эффективной и более полной добычи зон с богатым содержанием полезного компонента, необходимо определить зону потока и вероятность выхода кусков при различных углах наклона и гранулометрическом составе. Для этого, в стохастическом моделировании задавали параметры рудных тел: мощность, длина по простиранию и угол залегания. Мощность составляла 40 м., длина рудного тела по простиранию задавали так чтобы развитию истечения выпуска не мешали границы блока, эти два значения были постоянными. В процессе моделирования, изменению подвергались только угол залегания месторождения, который варьировался в диапазоне 10-60° и гранулометрический состав, в диапазоне 0,2–0,4 м. Размер выработки был принят равным 4x4.5 м. Толщина отбиваемого слоя составляла 1 м. На границе руда-порода через определенное расстояние от оси выпускного отверстия располагали маркеры. После достижения предельного разубоживания в 25 % выпуск, останавливался, и по полученным траекториям строили углы отклонения от вертикальной оси выпускного отверстия рисунок 4.7.

Пологие (угол наклона 10)



Наклонные (угол наклона 40)



Крутые (угол наклона 60)

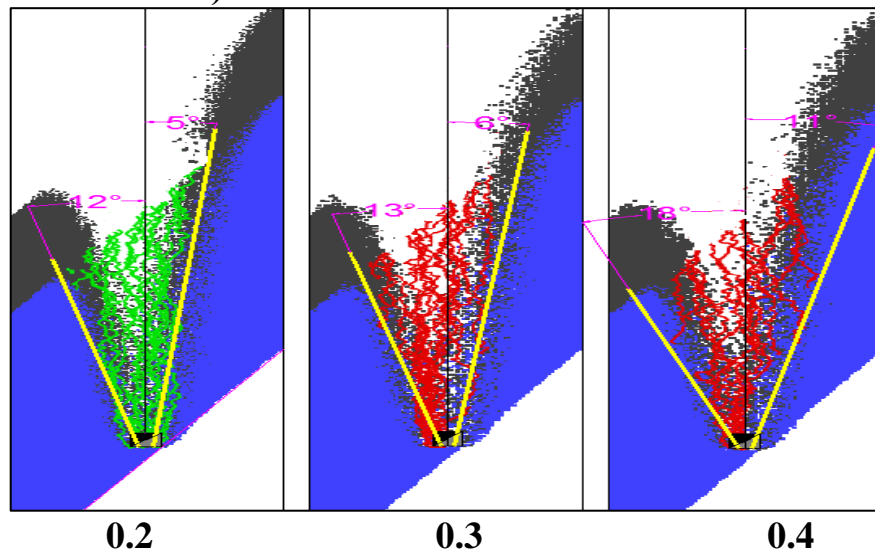


Рисунок 4.7 – Определение угла отклонения маркеров при различных углах наклона месторождения и грансоставе.

В таблице 4.2. представлены значения, полученные во время эксперимента.

Таблица 4.2 - Результаты стохастического моделирования

Угол залегания, град.	Гранулометрический состав рудной массы, м					
	d=0.2		d=0.3		d=0.4	
	Ж.	Р.	Ж.	Р.	Ж.	Р.
10	12	11	19	13	20	17
	20	16	13	15	13	17
30		12	11	15	12	17
	40	12	10	14	10	14
50		15	7	16	8	16
	60	12	5	13	6	18

На основании полученных данных строили график зависимости пространственного распространения движения частиц (зона потока) от угла залегания рудного тела, при различном гранулометрическом составе (рисунок 4.8).

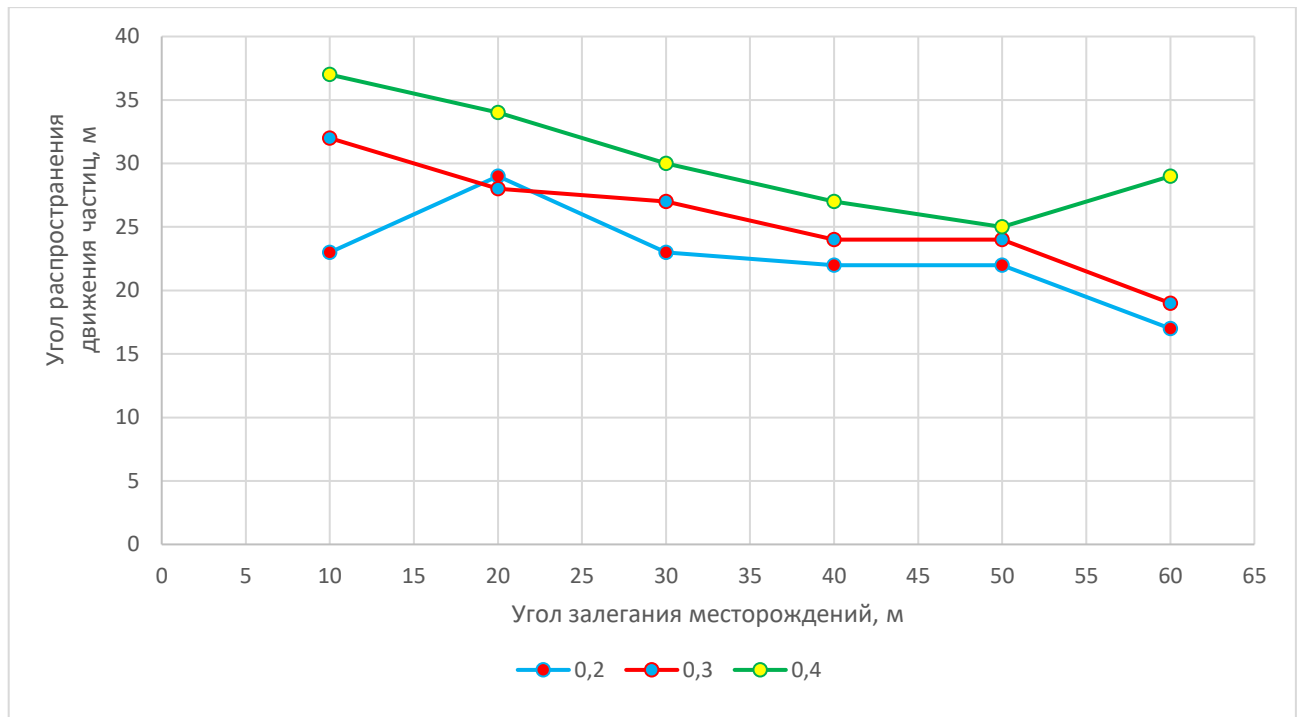


Рисунок 4.8 – Изменение параметров зоны потока в зависимости от угла падения рудных тел

Установлено, что с увеличением размера куска зона потока расширяется, достигая своего максимума при среднем размере куска 0,4 м. При этом, с увеличением угла падения рудного тела до 40° зафиксировано ее отклонение от вертикальной оси выпускающей выработки на 3-6 градусов в сторону висячего бока. При угле падения, превышающем 40° , угол отклонения увеличивается до 7-8°. Это объясняется тем, что маркер желтого цвета находится l_2 дальше l_1 по оси абсцисс, но L_2 ближе L_1 по оси ординат, то есть к выпускному отверстию, а значит прихват частиц будет больше со стороны желтого маркера нежели с розового (рисунок 4.9.)

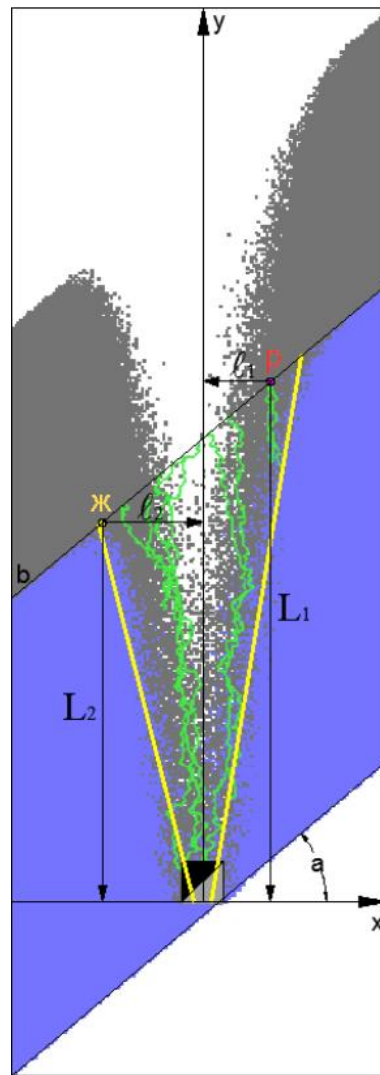


Рисунок 4.9 – Схема расположения маркеров и их расстояние: *желтый, розовый* – маркеры; b – контакт руда-порода; a – угол залегания рудного тела; L_1, L_2 – расстояние по оси y ; l_1, l_2 – расстояние по оси x .

При этом маркер, располагающийся выше по оси y от выработки (розовый цвет) с наибольшей долей вероятности придёт к выпускному отверстию при разубоживании равным 30–40 %, в отличие от маркера желтого цвета.

Выполненные исследования показали, что при фиксированном уровне разубоживания наблюдается закономерное увеличение объёма руды, поступающей из нижерасположенной выработки. Данный эффект объясняется тем, что величина извлечённого материала возрастает пропорционально объёму пересечения зон выпуска смежных выработок. При этом зона влияния нижнего выпуска проникает в область действия верхнего, что приводит к изменению геометрии исходной фигуры выпуска и её переходу в деформированное состояние.

Таким образом, установлено, что взаимодействие соседних выработок оказывает существенное влияние на эффективность отработки запасов. Для учёта этого фактора и повышения точности прогнозных расчётов предложена формула, позволяющая определить разность объёмов руды, извлекаемой при одновременной работе выработок, расположенных на различных по высоте горизонтах:

$$V\Delta = 0,89 \times (1,8 \div 2)d_{cp} \times tgL_xL_y, \quad (38)$$

где H – высота блока, м;

d_{cp} - средневзвешенный размер куска руды, м;

L_x – расстояние до смежной выработки по горизонтали, м;

L_y – расстояние до смежной выработки по вертикали, м

Предложенная зависимость обладает прикладным значением, поскольку позволяет не только количественно оценить масштабы взаимного влияния соседних выработок, но и использовать полученные данные при проектировании параметров системы разработки. Следовательно, применение данной модели способствует оптимизации технологии выпуска руды, снижению потерь и повышению извлекаемости полезного ископаемого.

4.5. Вероятность выхода при различной толщине выпускаемого слоя

Для установления рациональной мощности обрабатываемого слоя, при

которой основная масса руды достигает выпускного окна, на вычислительной модели была сформирована трёхмерная схема с высотой отбиваемого слоя 40 м и без ограничения по ширине. Процесс выпуска прекращали при достижении уровня разубоживания 25 %. По результатам визуального анализа было выявлено, что предельная толщина слоя, при которой наблюдается хотя бы минимальное перемещение маркера в направлении выпускного проема, составляет 11 м. На рисунке 4.10 показана объемная модель с располагающимися маркерами по толщине.

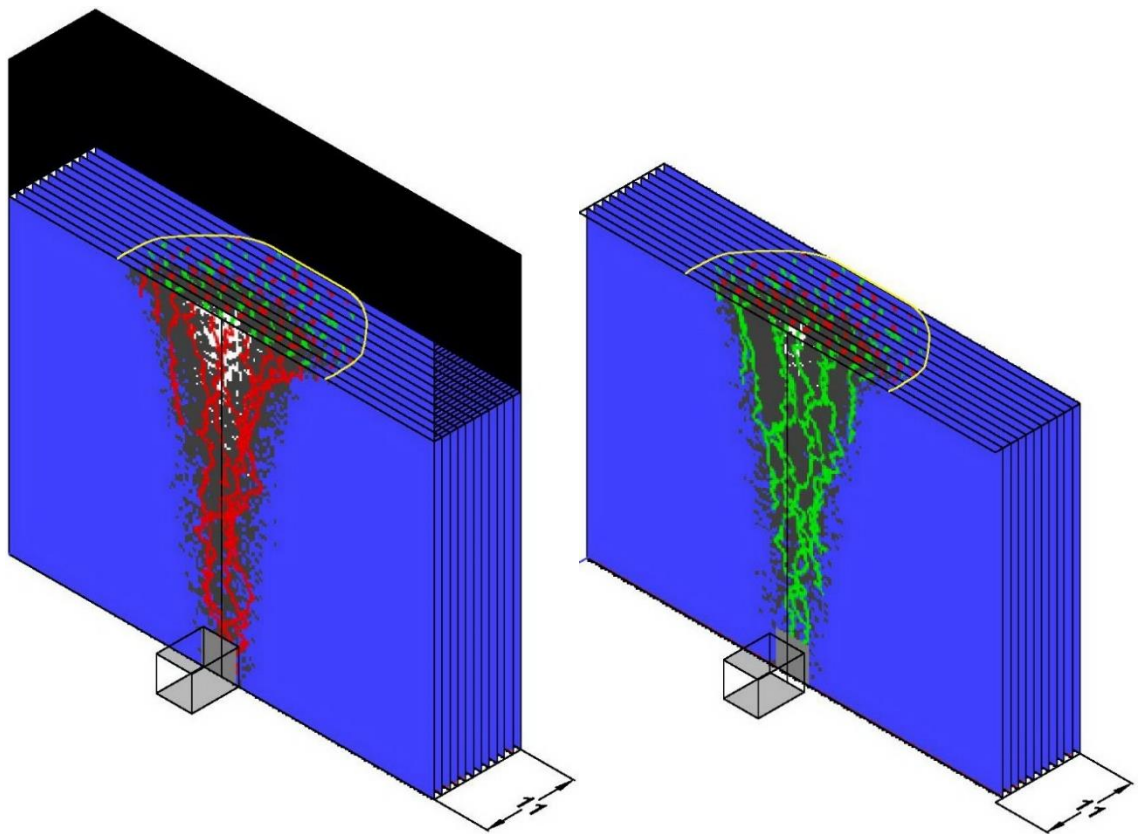


Рисунок 4.10 – Объемная модель выпуска с траекториями на различной толщине: желтая граница – зона потока.

Затем графическим методом, определяли верхнюю границу зоны потока и строили график, описывающий вероятность выхода кусков из всей зоны потока при различных толщинах выпускаемого слоя (рисунок 4.11).

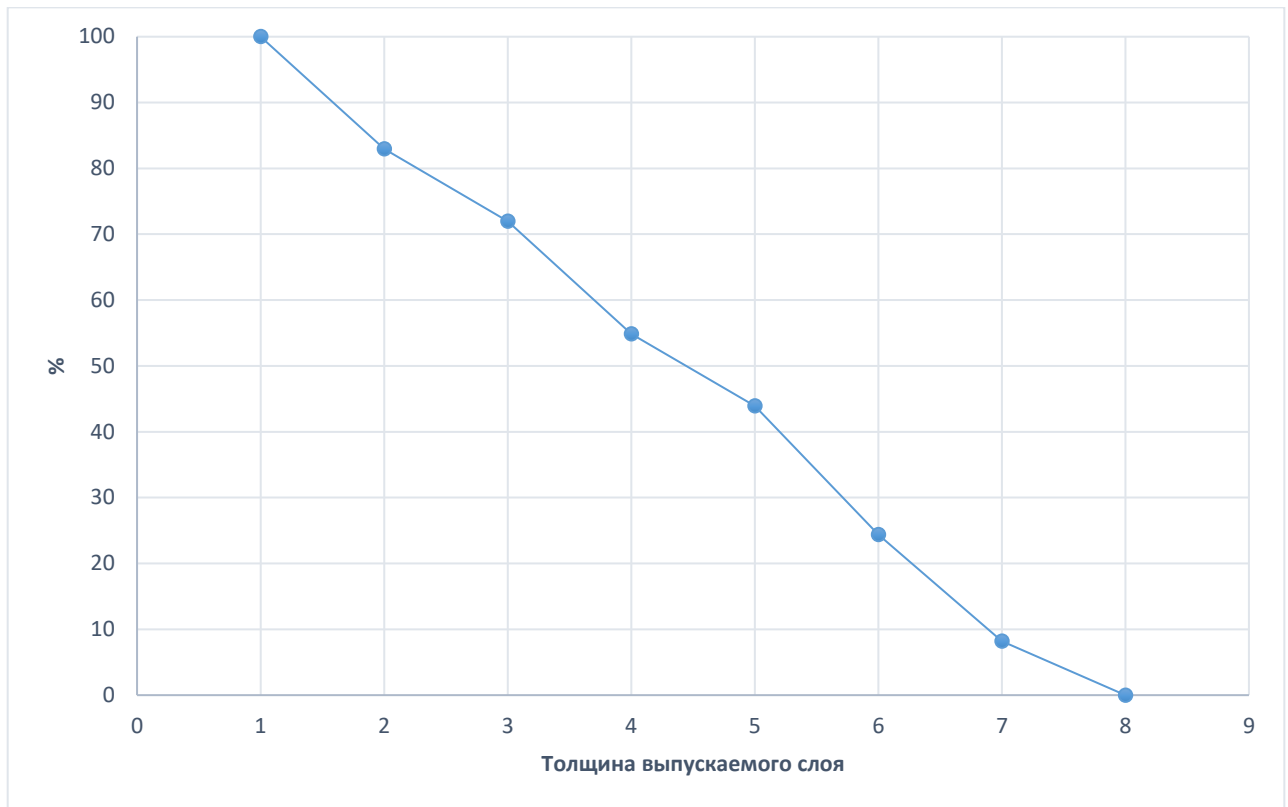


Рисунок 4.11 – Прогноз выхода кусков при различной толщине выпускаемого слоя.

Из полученной зависимости видно, что чем больше толщина выпускаемого слоя тем, меньше вероятность выхода кусков под выпускным отверстием (выработкой). Максимальная толщина где еще возможен выход кусков находящихся под выпускным отверстием при высоте блока 40 м., составляет 7 м.

4.6. Общая модель выпуска с траекториями движения частиц

Для определения движения и вероятности выхода кусков от вертикальной оси выработки проводили множество экспериментов на компьютерной модели. Результаты этих исследований позволили построить общую модель, в которой присутствуют фигуры выпуска и разрыхления, зона потока, а также траектории движения кусков руды рисунок 4.12. Соотношение фигур выпуска и разрыхления находится в пределах 2,3–2,5.

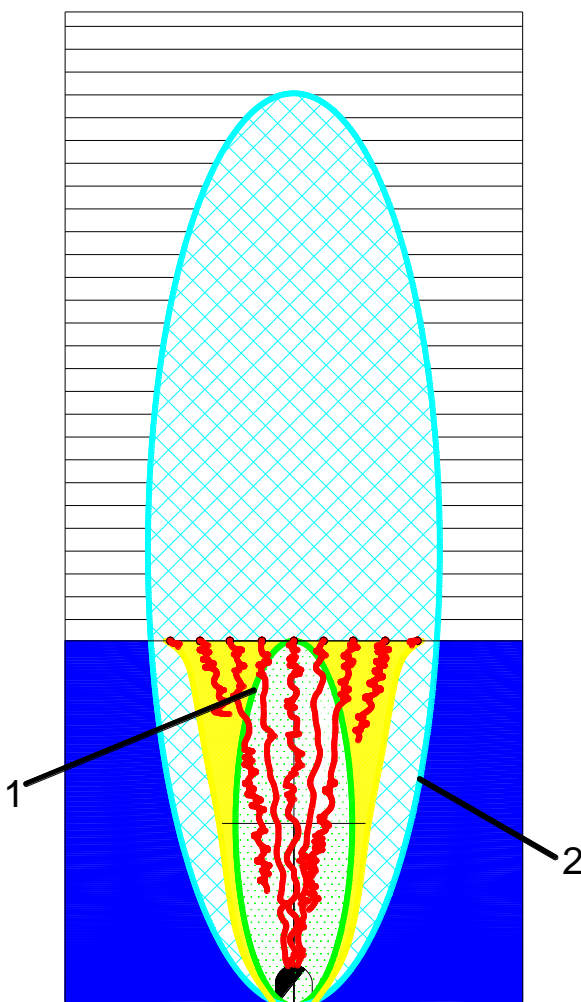


Рисунок 4.12 – Общая модель зоны потока с траекторией движения отдельныхностей

Для выявления зависимости между вероятностью извлечения отдельного фрагмента и его удалённостью от вертикальной оси выпускного окна была сформирована стохастическая экспериментальная модель. В её рамках выполнена серия испытаний (по 100 прогонов для каждого варианта), после чего значения усреднялись для частиц, размещённых на заданном расстоянии от одиночного выпускного узла. Координаты частиц переводились в безразмерную форму путём деления исходной дистанции до оси выпуска на радиус предельной зоны разгрузки (r/R).

Результаты моделирования демонстрируют, что перемещение рудного материала за пределами зоны выпуска, в области разрыхления, происходит с переменной скоростью. Наблюдается закономерное увеличение скорости движения по мере приближения к оси выпускной выработки, что обуславливает

соответствующее повышение вероятности извлечения частиц. Установленная зависимость имеет нелинейный характер (рисунок 4.13), что подтверждается траекторным анализом движения кусков из различных точек рудного массива (рисунок 4.14).

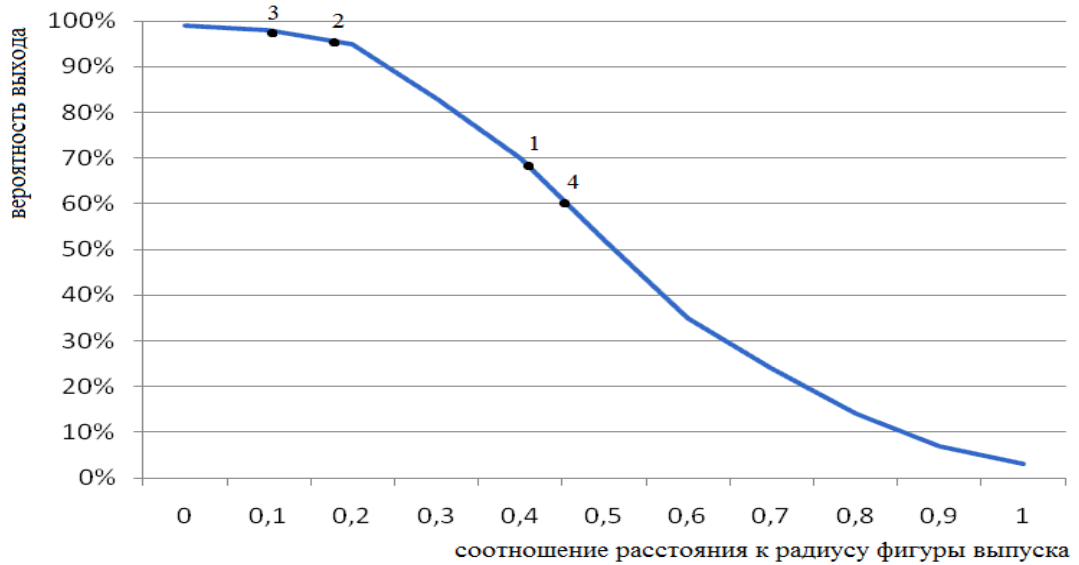


Рисунок 4.13 – Вероятности выхода отдельностей

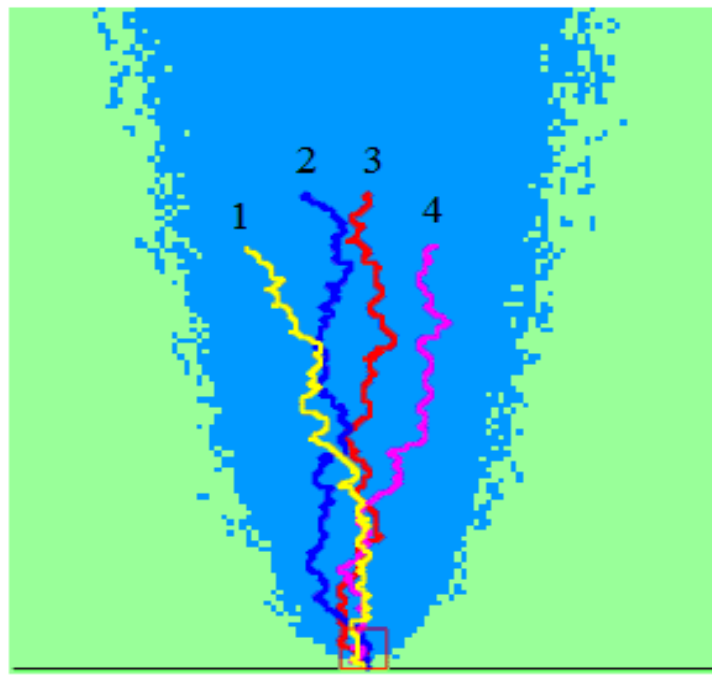


Рисунок 4.14 – Траектории движения кусков

Проведенные исследования траекторий перемещения отдельных фракций при выпуске руды с оценкой вероятности их извлечения через заданные выпускные

выработки позволили установить, что интенсивное перемешивание рудных масс между смежными выемочными лентами в пределах одного горизонта наблюдается при расстоянии между осями выпускных выработок, составляющем 0,3–0,5 от диаметра формируемой зоны выпуска.

Выводы по главе:

1. Установлено, что «зона потока» — это пространственная фигура, по форме напоминающая параболоид вращения с усечённой вершиной в виде выпускного отверстия, образующаяся при выпуске в сыпучем теле.
2. Выявлено что, наилучший приход маркеров к выпускаемой выработке осуществляется тогда, когда зона потока развивается в пределах её диаметра.
3. Установлено, что при ширине выработки 4,5–7 метров зона влияния существенно не расширяется.
4. Определено, что при увеличении угла залегания рудного тела до 40° зона потока начинает отклоняться на 3–6 градусов от вертикальной оси выпускающей выработки ближе к висячему боку. Свыше 40° , угол распространения движения частиц отклоняется на 7-8°.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой изложены и научно обоснованы оптимальные параметры системы разработки с принудительным обрушением руды и вмещающих пород на основе учета траекторий движения частиц, слагающих рудопоток.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Установлено, что при выпуске до 10 % руды из объёма, приходящегося на выработку, происходит стремительное развитие фигуры выпуска на высоту, достигающую $1/3$ от её максимального значения, при этом толщина выпускаемого слоя соответствует соотношению $D_T = 0,7 \cdot D_{ф.в.}$, после чего параметры фигуры выпуска развиваются равномерно и пропорционально во всех направлениях.

2. Определен коэффициент подобия фигур выпуска и разрыхления графическим способом по маркерам находящимся в видимой и в невидимой зоне, который изменяется в диапазоне $2,3 \div 2,5$.

3. Проведенный анализ гранулометрического состава на различных горных предприятиях, осуществляющих добычу руды системами с массовым обрушением, показывает, что средневзвешенный размер куска в натуре находится в диапазоне $0,15 \div 0,25$ м.

4. Установлено, что формирование рудопотока при торцевом выпуске руды включает стадии прямолинейного развития по ширине, не превышающей параметры выпускной выработки, последующее расширение с захватом контактирующей с центральной зоной рудной массы при этом в зоне фигуры разрыхления, перемещение осуществляется в направлении выработки под углами $75 \div 80^\circ$ с постепенным затуханием к ее внешнему контуру.

5. Определено, что расстояние между смежными выработками, расположенными в одной горизонтальной плоскости, должно обеспечивать взаимодействие фигур выпуска посредством их пересечения, которое описывает

уравнение $D = \sqrt{\frac{H}{m}} \cdot K_{p.\text{макс}}$.

6. Установлено, что при формировании фигуры выпуска её большая ось отклоняется от призабойной стенки в сторону разрыхлённой среды на 7–12 градусов.

7. Установлено, что «зона потока» – это пространственная фигура, по форме напоминающая параболоид вращения с усечённой вершиной в виде выпускного отверстия, образующаяся при выпуске в сыпучем теле.

8. Определено, что зона влияния выпускной выработки располагающейся на контакте руда-порода при штрековой подготовке зависит от угла наклона рудного тела, так при угле падения до 20° фигура выпуска развивается равномерно в обе стороны, в диапазоне 20° – 45° она получает преимущественное развитие в сторону лежачего бока, а при углах свыше 45° в сторону висячего бока при увеличении угла залегания рудного тела при штрековой подготовке изменяется и зона влияния выпускного отверстия.

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. Андрианов Е. И. Методы определения структурно-механических характеристик порошкообразных материалов. – М.: Химия, 1982г.-256 с.
4. Андреев В. В., Баранов А. О., Пепелев Р. Г., Чурсин С. М., Компьютерное моделирование. - М.: МГГУ, 1995.- 54.
5. Баранов А. В. Обоснование режимов стадийной отработки очистных блоков системами с самообрушением руды // Дисс. ... канд. техн. наук. – М:
6. Баранов А. О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: Справочное пособие. – М.: Недра, 1993. – 283 с.
7. Баранов А. О., Уразов Д. К., Сагиев Г. Т. Эффективная технология подэтажного обрушения с торцевым выпуском с малоустойчивых руд. – М: Горный журнал, №8,1992, С. 36–39.
8. Барон Л.И. . Кусковатость и методы ее измерения. – М.: Изд-во АН СССР, 1982. – С. 121.
9. 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.
10. Беркалиев Б. Т. Параметры разработки и полнота извлечения руд. - М.: Недра, 1988.-144 с.
11. Бричкин А.В., Тумаков В.А. Исследования торцевого выпуска руды // Горный журнал, № 6, 1969.
12. Будько А. В., Кривеков Н. А. и др. Опыт применения системы с обрушением и торцевым выпуском руды // Горный журнал, №8, 1965.
13. Вольфсон П. М. Подэтажное обрушение. – М.: Недра, 1968. -183 с.
14. Веников В. А. Сборник рекомендуемых терминов. Выпуск 88. Основы теории

подобия и моделирования – М.: Издательство Наука, 1973. - 26 с.

15. Верниковский К. Б. и др. Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и применением самоходных машин. // Горный журнал, №4, 1974, С. 30–32.

16. Гагиев Т.А. Обоснование проектных решений при выпуске руды под обрушенными породами // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ. – 2011.

17. Галкин А.В. Оптимизация режимов выпуска руды при системах с массовым обрушением //Дисс....канд. техн. наук. –Кривой Рог: Криворожский ордена трудового красного знамени Горный институт,1984 г.

18. Галаев Н. З., Шиман М. Н. О влиянии степени разрыхления на выпуск руды под обрушенными породами // Записки Ленинградского Горного института им. Г. В. Плеханова. - 1964. - Т.ХІХ, вып. 1. - С. 21–27.

19. Глаголев П. М. Савич И. Н. Технология отработки подкарьерных запасов трубки «Удачная».- М.: Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – №12. – С. 281–285.

20. Городецкий П. И. Разработка рудных месторождений. - М.: «Госгортехиздат», 1962.- 176 с.

21. Дорофеенко С.О. Моделирование сыпучих сред методом дискретных элементов // Дисс. ... канд. техн. наук. - Черноголовка: Институт проблем химической физики РАН, 2008.

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

23. Дубынин Н. Г. Выпуск руды при подземной разработке. – М.: Недра, 1965.

24. Еременко В. А. Обоснование параметров геотехнологии освоения удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири // Дисс. ... док. техн. наук. – Новосибирск: УРАН ИГД СОРАН, 2011.

25. Ермакова И. А. Управление формированием потоков при выпуске руды из блоков в системах разработки с обрушением // Дисс. ... док. техн. наук. – Кемерово:

ГОУ ВПО КГТУ, 2007.

26. Ещенко А. А. и др. Влияние крупности отбитой породы и площади замеров на точность определения гранулометрического состава //Сб. «Разработка рудных месторождений».- Киев, №8, 1969.- С. 57-60.
27. Жигалов М. Л., Галкин В. А., Кузьмин Е. В. Стохастическое моделирование выпуска руды //Сб: Научные труды МГИ. - М.: МГИ, 1973.
28. Захаров В. В. Исследование механизма и параметров движения руды при выпуске из очистных блоков // Автореферат дисс. ... канд. техн. наук. – М.: 1966.
29. Зенков Р. Л. Механика насыпных грузов. - М.: Машгиз, 1952. - 215 стр.
30. Зенько Д. К. Обоснование параметров технологии торцевого выпуска при регулировании гранулометрического состава руды // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ, 2002.
31. 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.
32. 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».
33. 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.
34. Именитов В. Р. Системы подземной разработки рудных месторождений. - М.: МГГУ, 2000. – 297 с.
35. Именитов В. Р. Системы разработки мощных рудных месторождений. – М.: «Металлургиздат», 1955.- 312 с.
36. Именитов В. Р. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. - М., Недрa,1973.-

464 с.

37. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984. – 528 с.
38. Именитов В. Р., Ковалев И. А., Уралов В. С. Моделирование обрушения и выпуска руды. – М.: МГИ, 1961. – 151 с.
39. Именитов В. Р., Пепелев Р. Г. Основы научных исследований. – М.: МГИ, 1990. – 92 с.
40. Именитов В.Р., Баранов А.О. Обобщение и систематизация практических данных по системам разработки рудных месторождений // М.: МГИ, 1978. – 58 с.
41. Ищенко В. Л. Обоснование конструктивных параметров системы поэтажного обрушения при разработке неустойчивых рудных массивов // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ, 2013.
42. Ищенко В. Л., Павлов А. А., Мустафин В. И. Рациональный режим выпуска руды // Геотехнологии при разработке рудных месторождений // ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск). -2013.-№04.-28с.- М.: изд. «Горная книга».
43. Калиниченко В. А. и др. Определение доминирующих зависимостей параметров и фигур выпуска разноуплотненной руды на моделях из эквивалентных материалов.- Кривий Ріг: Вісник КТУ, вип. 26, 2010.- С. 49–52.
44. Каплунов Р. П., Черемушенцев И.А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений.- М.: Изд. «Высшая школа», 1966.- 544 с.
45. Каплунов Р. П. Подземная разработка рудных месторождений в зарубежных странах. – М.: Недра, 1964.
46. Кузьмин Е. В. Особенности движения случайной частицы в граничных условиях // В сб: Научные труды МГИ. - М.; 1973.
47. Кузьмин Е. В. Узбекова А. Р. Самообрушение руды при подземной добыче // М.: Изд. МГГУ, 2006.-283 с.
48. Куликов В. В. Повышение эффективности использования природных ресурсов Кривбасса // Дисс. ... док. техн. наук. – М.: –Институт стали и сплавов.- 1963 г.
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. Лебедев В.Н. Управление качеством в процессе очистной выемки при торцевом выпуске руды. - Норильск: Научный вестник Норильского индустриального института.- № 4, 2009.- С. 11 – 15.
53. Лебедева Е. В. Прогнозирование показателей извлечения полезного ископаемого при отработке вкрапленных руд системой этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №5. – С. 270–274
54. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. – М: 1952.
55. Малахов Г. М., Черноус А. П. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах.- М.: «Госгортехиздат», 1960.- 300 с.
56. 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.
57. 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.
58. Мартынов В. К., Кудрявцев М. С., Заец Н. М., Пономаренко К. Ф. К вопросу о переносе результатов моделирования выпуска руды на натуру // Сб. «Разработка рудных месторождений». - Киев.- №10, 1970.- С. 13-17.
59. Малиновский Е. Г. Повышение полноты и качества отработки запасов пологопадающих залежей системами с обрушением руды и налегающих пород на примере рудника "Заполярный"// Дисс. ... канд. техн. наук. - Красноярск :ГОУ ВПО Государственный университет цветных металлов и золота, 2006.
60. 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.

61. Мустафин В. И. Обоснование параметров этажного торцевого выпуска руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: НИТУ МИСиС, 2015.

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

63. Павлов А. А., Романов В. А., Сухов Д. И. «Обоснование толщины отбиваемого слоя при применении систем с обрушением руды и вмещающих пород» ГИАБ – 2012- №7.- С. 61-63

64. 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».

65. Пепелев Р. Г. Оптимизация параметров систем разработок с обрушением руды и вмещающих пород и экономические последствия их изменения // Горный информационный-аналитический бюллетень.-№ 10.-2011.-с. 24-28.

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

67. Першина С. В., Каталымов А. В., Однолько В. Г., Першин В. Ф. Весовое дозирование зернистых материалов - М.: Машиностроение, 2009.- 260 с.

68. Романов В. А. Обоснование параметров торцевого выпуска при применении системы подэтажного обрушения руды // Международный форум-конкурс молодых ученых «Проблемы недропользования» сборник научных трудов. Изд. Национальный минерально-сырьевой университет "Горный" -2012. Ч. 2.- С. 128-129.

69. Савич И. Н., Зенько Д. К. Влияние гранулометрического состава и его изменений на параметры выпуска руды // Сборник «Роль науки и образования для

устойчивого развития на пороге третьего тысячелетия». - М.: Издательство МГГУ, 2000, Том 1.- С. 137–139.

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

71. 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.

72. Савич И.Н., Гагиев Т.А., Павлов А.А. Обоснование параметров и нормативных показателей извлечения при применении систем с обрушением руд и вмещающих пород // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: Тез. докл. – Мирный, 2011. – С. 118–119.

73. Савич И. Н., Романов В. А., Сухов Д. И. Особенности подэтажного торцевого выпуска из выработок, расположенных на разных уровнях // Геотехнологии при разработке рудных месторождений ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск). -2013. -№45. - 3–6 с.- М.: изд. «Горная книга».

74. 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»

75. Савич И. Н., Мустафин В. И. Обоснование параметров этажного торцевого выпуска при разработке мощных рудных залежей // ГИАБ. -2013.-№06.-С.23-28.- М.: изд. «Горная книга».

76. Савич И. Н., Павлов А. А., Романов В. А., Сухов Д. И. «Подэтажный торцевой выпуск при подземной разработке наклонных рудных тел с неравномерным оруденением», ГИАБ – 2012- №8.- С. 57-60.

77. 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

78. 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

79. 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.

80. 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.

81. Свиридов М. М., Таров В.П., Шубин И. Н. Текучесть сыпучего материала // Вестник Тамбовского государственного технического университета. – 1999 г. - Т. 5, № 4. - С. 55.

82. Семенова И. Э. Исследование закономерностей обрушения подработанных пород в скальных тектонически-напряженных массивах (на примере апатитовых рудников Хибин) //Дисс. ... канд. техн. наук. –Апатиты: Кольский научный центр Горный институт РАН. – 2006.

83. Узбекова А. Р. Методика определения параметров систем с самообрушением // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – №6. – С. 338–339.

84. Узбекова А. Р. Обоснование параметров самообрушения кимберлитовых руды при их подземной разработке// Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ. – 2005.

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

188 с.

86. Шиляев Н. С., Богуславский Э. И. Физическое моделирование торцевого выпуска руды / Российская академия естествознания // Научный журнал "Успехи современного естествознания".- №4, 2007.- 4 с.
87. Шкарпетин В. В. Влияние коэффициента разрыхления руды на показатели извлечения ее при выпуске из блоков // Тр. Института ВНИИцветмет. - 1977. - Вып. 28. - С. 62–73.
88. Шубин И. Н., Свиридов М. М., Таров В. П. Технологические машины и оборудование. Сыпучие материалы и их свойства: Учеб. Пособие. – Тамбов: Изд. ТГТУ, 2005–76 с.
89. Юров А. А. Обоснование параметров и порядка очистной выемки с учетом неравномерного распределения полезного компонента по мощности рудной залежи // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ. – 2005.
90. Яковлев О. А. Влияние коэффициента разрыхления сыпучего материала на его механические свойства и закономерности выпуска // Изд. вузов. Горный журнал. - 1964. - X2 10. - С. 3–10.
91. Ловкис З.В., Григель А.И. Параметры и фракционный состав сыпучих материалов // РУП «Научно-практический центр Национальной академии наук Беларуси по продовольствию» - 2018 г. – Т. 11, № 4.- С. 94-103.
92. Бобков В.А. Технология мучных смесей для продуктов функционального назначения //Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГУПП – 2009. – С. 184.
93. 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
94. Chitombo G.P. Cave mining — 16 years after Laubscher’s 1994 paper Cave mining – state of the art // Caving 2010, Australian Centre for Geomechanics (ACG), The University of Western Australia., Perth, Australia.- page 45-61
95. Gilbride, L. J., Free, K. S., Kehrman, R. Modeling Block Cave Subsidence at the Molycorp, Inc., Questa Mine—A Case Study // American Rock Mechanics Association.- 2005
96. Laubscher D. H. A Geotechnical Classification System for the Rating of Rock

Mass in Mine Design. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. October. 1990.- page 257–273.

97. Laubscher D. H. Cave Mining Handbook // University of Queensland.- De Beers version.

98. Petra Diamonds. Delivering Growth in Diamonds // London Stock Exchange Listed premium. - May 2013.

99. Pierce M. E. A model for gravity flow of fragmented rock in block caving mines // Sustainable Minerals Institute (SMI).- WH Bryan Mining & Geology Research.- The University of Queensland in September, 2010.- 63 page.

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

101. White J.L., Sparks R.S.J., Bailey K., Barnett W.P., Field M., Windsor L. Kimberlite sills and dykes associated with the wesselton kimberlite pipe, kimberley, south africa // South African Journal of Geology, 2012, volume 115.1 page 1-32.

ПРИЛОЖЕНИЕ АКТ-ВНЕДРЕНИЯ



**УДОКАНСКАЯ
МЕДЬ**

АКТ о внедрении результатов диссертационной работы

Результаты диссертационной работы соискателя степени кандидата технических наук Романова Владислава Алексеевича на тему «Формирование рудопотока при торцевом выпуске руды под обрушенными породами» рекомендованы к практическому внедрению на Удоканском месторождении меди.

Полученные результаты исследований планируется использовать при проектировании и практическом применении систем разработки с подэтажным обрушением руды и вмещающих пород при подземном способе добыче медных руд для повышения эффективности извлечения рудной массы.

Директор
по управленческому контролю



Чертков М.Ю.