

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ**  
**Федеральное государственное автономное образовательное учреждение**  
**высшего профессионального образования**  
**НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ**  
**УНИВЕРСИТЕТ**  
**«МОСКОВСКИЙ ИНСТИТУТ СТАЛИ И СПЛАВОВ»**

*На правах рукописи*  
УДК 622.272/.275

**МУСТАФИН ВАДИМ ИГОРЕВИЧ**

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА**  
**ПРИ ДВУХЪЯРУСНОМ РАСПОЛОЖЕНИИ БУРОДОСТАВОЧНЫХ**  
**ВЫРАБОТОК**

**Специальность 25.00.21 – «Теоретические основы**  
**проектирования горнотехнических систем»**

**Диссертация на соискание ученой степени**  
**кандидата технических наук**

Научный руководитель  
профессор, доктор технических наук  
И.Н. Савич

**Москва 2015**

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	3
<b>ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ</b> .....	7
<b>1.1. Анализ отечественного и зарубежного опыта применения систем с массовым обрушением руды и вмещающих пород</b> .....	7
<b>1.2. Конструкция систем с массовым этажным обрушением руды</b> .....	11
1.2.1. Система этажного принудительного обрушения с донным выпуском руды .....	12
1.2.2. Система этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды .....	20
1.2.3. Система этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами.....	23
1.2.4. Система с самообрушением руды и вмещающих пород .....	27
<b>1.3. Прогноз качества рудной массы при этажном обрушении с торцевым выпуском руды</b> .....	33
1.3.1. Влияние толщины и высоты отбиваемого слоя на потери и разубоживание руды.....	35
1.3.2. Изменение показателей извлечения руды в зависимости от угла наклона отбиваемого слоя .....	35
1.3.3. Гранулометрический состав рудной массы и его влияние на параметры фигуры выпуска.....	36
1.3.4. Изменение показателей извлечения руды при торцевом выпуске из смежных забоев .....	38
1.3.5. Управление выпуском руды .....	39
<b>1.4. Задачи и методы исследования</b> .....	40
<b>ГЛАВА 2. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДНОЙ МАССЫ</b> .....	42
<b>2.1. Методические составляющие лабораторных экспериментов</b> .....	43
2.1.1. Функциональное подобие процесса выпуска рудной массы (по Именитову В.Р.) .....	43
2.1.2. Подбор эквивалентных материалов .....	44
2.1.3. Эмпирическое определение коэффициента $m$ , характеризующего сыпучие свойства эквивалентного материала. ....	47
2.1.4. Планирование эксперимента, определение необходимого числа лабораторных опытов.....	52
<b>2.2. Разработка конструкции физической модели</b> .....	55
<b>2.3. Техника проведения экспериментов на физической модели</b> .....	60
<b>2.4. Обработка данных, полученных в результате физического моделирования</b> .....	61
2.4.1. Этажный торцевой выпуск рудной массы из выработок верхнего яруса при центрально-фланговом порядке отработки.....	62
2.4.2. Выпуск рудной массы из выработок нижнего яруса .....	66
2.4.3. Показатели извлечения при двухъярусном расположении буродоставочных выработок.....	70
<b>Выводы по главе</b> .....	74
<b>ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДВУХЪЯРУСНОГО ЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА НА КОМПЬЮТЕРНОЙ МОДЕЛИ</b> .....	75
<b>3.1. Компьютерное моделирование сыпучих сред</b> .....	75
<b>3.2. Корреляция физического и компьютерного моделирования</b> .....	79
<b>3.3. Определение гранулометрического состава рудной массы при системах с массовым обрушением</b> .....	85
<b>3.4. Влияние параметров двухъярусного этажного торцевого выпуска на показатели извлечения руды</b> .....	89
3.4.1. Определение толщины отбиваемого слоя с учетом среднего размера куска рудной массы .....	90
3.4.2. Изменение показателей извлечения при регулировании расстояния между буродоставочными выработками в горизонтальной плоскости .....	93

3.4.3. Исследование показателей извлечения при регулировании заглубления выработки нижнего яруса .....	99
3.4.4. Показатели извлечения при различном удалении горизонтальных слоев руды от пункта выпуска .....	104
<b>Выводы по главе</b> .....	107
<b>ГЛАВА 4. КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СИСТЕМЫ С ДВУХЪЯРУСНЫМ ЭТАЖНЫМ ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ</b> .....	109
4.1. Конструкция системы и технология очистной выемки .....	109
4.2. Рациональный режим выпуска рудной массы.....	117
4.3. Техничко-экономическая оценка эффективности.....	121
4.3.1. Экономическая оценка по критерию максимизации удельной приведенной прибыли .....	122
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b> .....	127
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ</b> .....	129

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** В настоящее время большинство месторождений богатых руд истощили свои запасы. Несмотря на это мировая потребность в минеральных ресурсах постоянно увеличивается, в связи с чем становится целесообразным вовлечение в разработку руд убогих, с низким содержанием полезных компонентов на новых или действующих рудниках с соответствующим снижением бортового содержания. Таким образом, приоритетное значение имеет реализация технологических решений, обеспечивающих низкую себестоимость добычи руды.

При подземном способе наименьшими затратами на добычу руды отличаются системы с массовым обрушением, позволяющие сокращать трудовые и материальные затраты горнодобывающего предприятия, повышая при этом конкурентоспособность выпускаемого товарного продукта на рынке ресурсов. Помимо низкой себестоимости добычи системы с обрушением обеспечивают высокую концентрацию и производительность горных работ. Недостатком технологий с обрушением является относительно высокий уровень потерь и разубоживания руды, что несколько сужает область их применения.

Современное состояние горных работ на подземных рудниках и многоаспектность проблем, возникающих в процессе добычи, обуславливают развитие теории проектирования в части разработки и совершенствования ресурсосберегающих технологий и их адаптацию к конкретным условиям месторождений. В этом свете система с этажным торцевым выпуском является весьма перспективным технологическим решением.

Недостаточный практический опыт при проектировании и эксплуатации этажного торцевого выпуска на отечественных подземных рудниках влечет за собой высокие потери полезного ископаемого, снижение качества добываемой руды, дополнительные расходы на обогащение, ухудшение экологической обстановки и, как следствие, нерациональное использование недр. В связи с

этим обоснование параметров системы с этажным торцевым выпуском, является актуальной научной задачей, решение которой позволит улучшить качественные и количественные показатели извлечения полезного ископаемого и повысить эффективность разработки мощных рудных и нерудных месторождений России.

**Цель работы** состоит в обосновании конструктивных и технологических параметров системы этажного обрушения, обеспечивающих снижение потерь и разубоживания руды при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

**Идея работы** заключается в том, что повышение качественных характеристик рудной массы при этажном обрушении с торцевым выпуском достигается при расположении выпускных выработок в два яруса.

#### **Основные научные положения, выносимые на защиту:**

1. В системах с этажным обрушением снижение объема подготовительно-нарезных работ и повышение устойчивости буровыпускных выработок достигается при двухъярусном их расположении на расстояниях, обеспечивающих наличие контакта между фигурами, развивающимися при торцевом выпуске из верхнего и нижнего ярусов на всю высоту этажа.

2. При принудительном этажном обрушении с торцевым выпуском минимальный уровень разубоживания, достигается при толщине отбиваемого слоя  $0,095 \div 0,12$  высоты этажа.

3. Минимальный уровень потерь обеспечивается при условии, что межосевое расстояние  $L_{\text{мо}}$  между буровыпускными выработками при их двухъярусном расположении одинаково и не превышает  $(0,85 \div 0,9)(D_{\text{н}} + D_{\text{в}})$ , при этом заглубление кровли выработок нижнего яруса по отношению к верхнему должно составлять  $(0,63 \div 0,65) L_{\text{мо}}$ , м.

#### **Научные результаты исследований** заключаются в следующем:

- выявлен диапазон фракционного состава рудной массы на ряде отечественных горнодобывающих предприятий, осуществляющих добычу

системами с обрушением руды и вмещающих пород, установлены параметры фигур выпуска, образующихся при таком гранулометрическом составе;

- определена рациональная толщина отбиваемого слоя при этажном торцевом выпуске из буродоставочных выработок, расположенных в два яруса, с учетом диаметра средневзвешенного куска рудной массы;

- установлены зависимости изменения показателей извлечения от пространственно-конструктивного расположения буродоставочных выработок при двухъярусном этажном торцевом выпуске рудной массы;

- обоснован диапазон корректировки конструктивных параметров системы этажного обрушения с торцевым выпуском руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок.

**Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций** подтверждаются: надежностью и представительностью исходных данных, достаточной степенью сходимости результатов физического и компьютерного моделирования и теоретических расчетов по апробированным методикам.

**Научное значение работы** заключается в установлении зависимостей, определяющих влияние параметров выпуска рудной массы в системе этажного обрушения с двухъярусным торцевым выпуском руды на количественные и качественные показатели извлечения полезного компонента из недр.

**Практическое значение работы** заключается в совершенствовании конструктивных параметров системы этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды для наиболее эффективной отработки мощных рудных залежей.

**Научные результаты и практические рекомендации, изложенные в диссертации,** могут быть рекомендованы при технологическом проектировании горнодобывающих предприятий и внедрены на действующих подземных рудниках, применяющих системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород, а также использованы в учебном процессе при подготовке

горных инженеров.

**Апробация работы.** Основное содержание работы и ее отдельные положения докладывались и получили одобрение на научных симпозиумах МГГУ «Неделя горняка» (Москва, 2011-2015 гг.), на научных семинарах кафедры ТПР Горного института НИТУ «МИСИС» (2011-2015 гг.), на заседаниях международной молодежной научной школы «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» ИПКОН РАН (2011-2015 гг.).

**Публикации.** По результатам выполненной работы опубликовано 9 статей, в том числе 5 в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, содержит 53 рисунка, 26 таблиц, список литературы из 108 наименований.

**Автор выражает благодарность** научному руководителю – проф., д.т.н. И.Н. Савичу, чл.-корр. РАН, проф., д.т.н. Д.Р. Каплунову, проф., д.т.н. М.В. Рыльниковой, доц., к.т.н. А.А. Павлову, преп., к.т.н. А.А. Девятеню за помощь в работе над диссертацией и консультации, а также м.н.с. В.А. Романову и м.н.с. Д.И. Сухову за помощь в проведении лабораторных исследований.

## ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

### 1.1. Анализ отечественного и зарубежного опыта применения систем с массовым обрушением руды и вмещающих пород

Широкое практическое применение при отработке запасов месторождений подземным способом на территории России и за рубежом получили системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород. В первую очередь это связано с хорошими показателями экономической эффективности этих технологий [3,11,12,13,15,19,21,29,34-40,42,46,47,49,51,56,87,89,96-108].

В России системы с обрушением применяют на ряде рудников Западной Сибири и Урала, в Красноярском крае, в Кемеровской, Мурманской, Читинской областях, Якутии и др. Отметим рудники «Кировский» (ОАО «Апатит»), «Северный» (ОАО «Кольская ГМК»), «Заполярный» (ОАО «Норильский никель»), «Абаканский», «Шерегешский», «Казский», «Таштагольский» (ОАО «Евразруда») «Оленегорский» (ОАО «Северсталь»), ш. Седеритовая (ООО «Бакальское рудоуправление»), «Тасеевский» (МНПО «Полиметалл») и многие др.

В странах с развитой горнодобывающей промышленностью за рубежом, таких как Швеция, Канада, США, Финляндия, Австралия, Чили, Замбия, в странах бывшего СССР - в Украине, Казахстане, эти системы применяют горнорудные предприятия: «Кируна» (Швеция), «Балуба» (Замбия), «Банкерхилл» (США), «Колихан» (Индия), «Рубиалес» (Испания), «Палабора» (Южная Африка), «Крейтон» (Канада), рудники Криворожского железорудного бассейна (Украина) и многие др. [2,18,51,64,73,90,96-108].

Таблица 1.1

**Условия применения, параметры и основные технико-экономические показатели систем с этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород**

№ п/п	Рудники / Шахта	Страна	Полезное ископаемое/ содержание в руде %	Система разработки	Горнотехнические условия			Параметры системы		Оборудование		Технико-экономические показатели		
					Мощность рудного тела, м	Угол падения, град.	Глубина разработки	Высота этажа, м	Расстояние между выруб. в этаже, м	На бурении днам. скв.,мм	На доставке	Производительность, т/см	Потери, %	Разубоживание, %
<b>Донный выпуск</b>														
1	Кировский		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Этажное принудительное обрушение	140-150, 70-80	15-50	>500	70-90	20-24	НКР-100М/ СБУ-70У	КЛТ 120 +КВЗС-4.5	Выпуска 3500	10-20	10-25
2	Абаканский		Fe / 28,2	Этажное принудительное обрушение, Этажно-камерная	10-190	60-90	>760	55-80	16-30	НКР-100	ЛС-55, ВДПУ	Подз.раб. 14,8	10-17	30-40
3	Казский		Fe / 29,5	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 120	45-80	660	-	-	НКР-100	ЛС-55, ВДПУ	Подз.раб. 14,94	7-9,1	28-38
4	Таштагольский		Fe / 29,9	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 40	70-90	>800	70	27	НКР-100	ЛС-55, ВДПУ	Подз.раб. 13,83	7-12	10-33
5	Шергешский		Fe / 20-45	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	от 20 до 160	40-90	>450	70	27	НКР-100	ЛС-55, ВДПУ	Подз.раб. 24,77	8-10	30-35
6	Дегтярский		Cu, S, Zn/-	Этажное принудительное обрушение	-	60-70	-	-	24	-	-	Подз.раб. 17,8-25,8	-	8-9,5
7	ВГОК м. Высокогорское ш. Магнетитовая		Fe/ 33,4	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 150	40-75	>800	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-30,	-	3-8	15-24
8	ВГОК м. Естониинское, Ново-Естониинское ш. Естониинская		Fe/-	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 50	40-60	>400	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-30,	-	5-11	7-24
9	ВГОК ш. Южная		Fe/-	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 80	30-75	>500	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-30,	-	7-9	23-25
10	ВГОК м. Лебяжинское ш. Эксплуатационная		Fe/-	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 70	40-70	>550	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-30,	-	2-6	20-43
11	Богословское рудоуправление ш. Северо-песчанская		Fe/-	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	до 120	60-90	>600	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-30, ППН-3	-	10-12	31-35
12	Зыряновский		Cu, Zn, Pb/-	Этажное принудительное обрушение Этажно-камерная	5-30	70-80	>1000	-	-	Миниматик, Параматик	ТОРО-350,400 МоАз - 6401, ВР-100М	Подз.раб. до 50	10-12	11-12,5
13	Им. XXII съезда КПСС		Pb, Zn/-20-45	Этажное принудительное обрушение	25-40	80-85	-	45-50	-	-	-	Подз.раб. 78	4,9	8,8
14	Салаирский		Pb, Zn/-	Этажное принудительное обрушение	до 150	80-90	-	80	-	-	-	Подз.раб. 60	6	11

Продолжение таблицы 1.1

15	им. Дзержинского Шахта Коммунар		Fe/17-19	Этажное принудительное обрушение	до 150	50-60	-	60	8-8,5	НКР-100	Скрепер	Подз.раб 45-59	-	-
16	им. Дзержинского Шахта Гигант		Fe/56,9	Этажное принудительное обрушение	70-100	45-65	-	50-55	5-7	НКР-100	Скрепер	-	-	-
17	Сидеритовая		Fe/-	Этажно-камерная	до 60	40-80	>250	-	-	НКР-100	ЛС-55, ЛС-17, ПД-8, СТ-3,5; ST 10-30, Rocket Boomer 281	-	20-27	10-15
18	Им. Губкина		Fe/-	Этажно-камерная	-	-	325	-	-	НКР-100	ЛС-30, ВВДР-5	-	18-20	-
19	Центральный		Sn/-	Этажно-камерная	до 50	60-90	-	80	-	-	ВП-2, ВП-3, ВР-80, Вур-80, ПД	Подз.раб. 40-45	До 12	8-12,7
20	Верхний		-	Этажно-камерная	до 25	65-70	750	-	-	Буровой станок	Скрепер	По системе 10-15,4	3,7	6,2
21	Кафанский		Cu/-	Этажно-камерная	8-30	50-90	-	80	-	Буровой станок	Вибро-питатель	-	4,9-10,6	9,7-35,6
22	Им. Ленина		Fe/-	Этажно-камерная	8-35	60-70	-	-	-	Буровой станок	Скрепер, Вибро-питатель	-	1,1-17,6	1,1-6,8
23	Камнока		Zn/-	Этажно-камерная	до 15	90	-	-	-	Буровой станок	Погрузо-нашина	По системе 71,9	-	-
24	Хрустальный		Sn/-	Этажно-камерная	10-60	45-90	-	60-70	-	Буровой станок	Вибро-питатель	По системе 27	5	13,9
25	Valuba		Cu, Co/-	Этажно-камерная	8	30-90	>580	110	-	Буровой станок	ПДМ	-	20	-
26	Банкерхилл		-	Этажно-камерная	15	40-50	-	-	-	Буровой станок	ПДМ, автосамосвалы	-	-	-
27	Колихан		Cu/-	Этажно-камерная	25	65	-	62	-	-	ПДМ	-	-	-
28	Рубиалес		Pb, Zn/-	Этажно-камерная	10-30	90	>600	70	-	Буровой станок	ПДМ	-	-	-
<b>Торцевой выпуск</b>														
29	Им. XXII съезда КПСС		Cu, Zn, Pb/-	Этажное принудительное обрушение	25-40	80-85	-	45-50	-	-	ПД-2, ПД-3А, ТОРО-200, ПД-8, ТОРО-350, Комплексы с подземными автосамосвалами МоАЗ	Подз.раб. 78	4,9	8,8
30	Заполярный		Cu, Ni/-	Этажное принудительное обрушение	30-40	6-18	до 40	-	10-12,12-14	-	ПДМ	-	~20	~15

## Зарубежный опыт применения систем с самообрушением руды

№	Название рудника	Страна	Полезное ископаемое	Система разработки	Производительность, т/сут	Скорость обрушения, м/сут	Площадь подсежки, м <sup>2</sup>
1	Northparkes		Cu, Au	Блоковое самообрушение	12000	0.2	35280
2	Sunrise		Fe	Блоковое самообрушение	3350	-	5000
3	Kimberly		C	Блоковое самообрушение	17400	-	1688
4	Creighton		Ni	Блоковое самообрушение	-	-	-
5	San manuel		Cu	Блоковое самообрушение	50000	0.53	-
6	Wesselton		C	Блоковое самообрушение	12000	0.4	-
7	Bultfontein		C	Блоковое самообрушение	-	-	-
8	Cullinan		C	Блоковое самообрушение	3600	-	-
9	Du toi's pan		C	Блоковое самообрушение	-	-	-
10	Nchanga		Cu, Co	Блоковое самообрушение	-	-	-
11	De Beers		C	Блоковое самообрушение	-	-	-
12	Palabora		Cu	Блоковое самообрушение, панельное самообрушение	30000	0.2	19600
13	Lakeshore		Cu	Блоковое самообрушение	6000	-	-
14	Ray		Cu	Блоковое самообрушение	9000	-	1855
15	Koffiefontein		C	Блоковое самообрушение Фронтальное самообрушение	12000	0.4	4320
16	Inspiration		Cu	Блоковое самообрушение	17000	-	900
17	Finsch		C	Блоковое самообрушение, панельное самообрушение	17000	0.2	5500
18	Mt Lyell		Cu, Au	Блоковое самообрушение	6900	-	-
19	Santo Tomas		Cu	Блоковое самообрушение	24000	-	-
20	Andina		Cu	Блоковое самообрушение, панельное самообрушение.	14000	0.14	14400
21	Salvador		Cu	Блоковое самообр., панельное самообруш.	18000	0.104	11440
22	El Teniente		Cu	Блоковое самообр., панельное самообруш.	95000	0.333	10000
23	Henderson		Mo	панельное самообруш	36000	0.67	10000
24	Climax		Mo	панельное самообруш	44000	-	14884
25	Большевик		Fe	Блоковое самообрушение	615	-	1600

 - Россия;  - Казахстан;  - Армения;  - Канада;  - Украина;

 - Австралия;  - США;  - Южная Африка;  - Замбия;

 - Филиппины;  - Япония;  - Чили;  - Индия;  - Испания.

## 1.2. Конструкция систем с массовым этажным обрушением руды

Системы с этажным обрушением созданы в результате стремления увеличить высоту обрушаемого слоя руды при системе подэтажного обрушения в целях уменьшения объема подготовительных работ [23,34-37,40,43,46,50].

Немаловажным фактором, влияющим на выбор систем с обрушением, основанных на гравитационном выпуске рудной массы, является угол падения залежи. Для достижения положительных показателей извлечения при пологом падении необходимо учитывать вертикальную мощность: если она становится меньше 60÷80 м окупаемость проходки подготовительных выработок, особенно за контуром рудного тела, будет под вопросом [2,3,11,12,15,34,36,37]. При работе в залежах с крутым углом падения и неустойчивыми вмещающими породами может увеличиться боковое разубоживание. Показатели извлечения при применении систем этажного обрушения на различных рудниках варьируются в широком диапазоне. Так, потери руды составляют 10÷20 %, а разубоживание 10÷25 %.

**В качестве основных можно выделить следующие варианты систем с обрушением:**

- *Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой* (панель или блок обрушают скважинами подряд по длине без деления на камеры и целики, возможность разрыхления отбиваемой руды обеспечивается ее частичным выпуском):

1. С донным выпуском руды.
2. С торцевым выпуском руды.

- *Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами* (комплексное разрыхление руды, в блоке в первую очередь вынимают камеры в минимально необходимом объёме, чтобы создать свободное пространство для одновременного обрушения остальной части блока).

- *Этажное самообрушение* (блок подсекают, и руда после определённого периода «созревания» постепенно обрушается под действием

силы тяжести и горного давления; возможность разрыхления обеспечивается частичным выпуском):

1. С донным выпуском руды.
2. С торцевым выпуском руды.

### *1.2.1. Система этажного принудительного обрушения с донным выпуском руды*

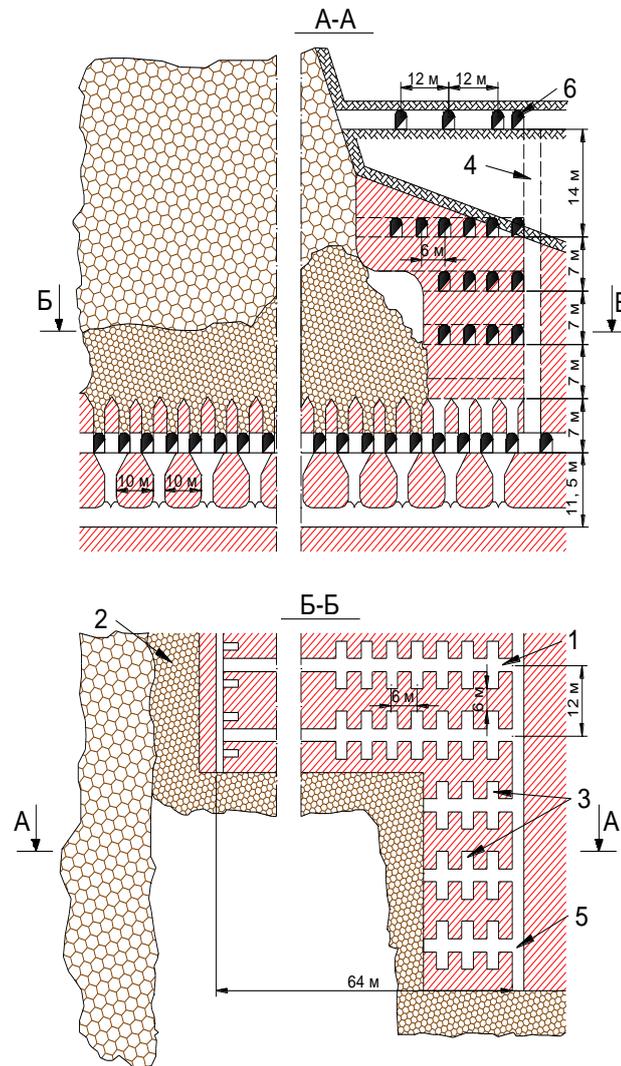
Этот вариант системы получил наибольшее распространение на территории России при подземной разработке мощных рудных месторождений.

Выпуск осуществляется через специальные выработки в днище (основании) очистных блоков, через которые отбитая руда со всей площади очистного пространства поступает в доставочные выработки для ее последующей механизированной доставки.

**Объединенный «Кировский» рудник.** Кировский рудник является одним из крупнейших в Европе по объемам подземной добычи руды (10÷12 млн т в год с возможностью увеличения производственной мощности до 15 млн т в год), в его состав входят два месторождения: Кукисвумчоррское и Юкспорское, общие промышленные запасы которых на данный момент составляют более 800 млн т апатито-нефелиновой руды. Месторождения Кукисвумчорр и Юкспор расположены в юго-западной части ийолит - уртитовой интрузии и представляют собой пластообразную залежь. Углы падения рудного тела находятся в пределах от 15 до 50 градусов. Угол выклинивания залежи по падению составляет 10÷15 градусов. Общая протяженность рудной залежи от - 5,7 км. Средняя мощность рудного тела Кукисвумчоррского месторождения 140 ÷ 150 метров, Юкспорского месторождения в среднем составляет около 70÷80 метров, коэффициент крепости по М.М. Протоdjяконову руды - 6÷9, вмещающих пород 9÷15 [14,20,21,26,34,40].

Отработку запасов месторождений ведут подземным способом, технологией с принудительным обрушением руды и вмещающих пород. Выбор системы был обусловлен в первую очередь низкой ценностью руды, и ее

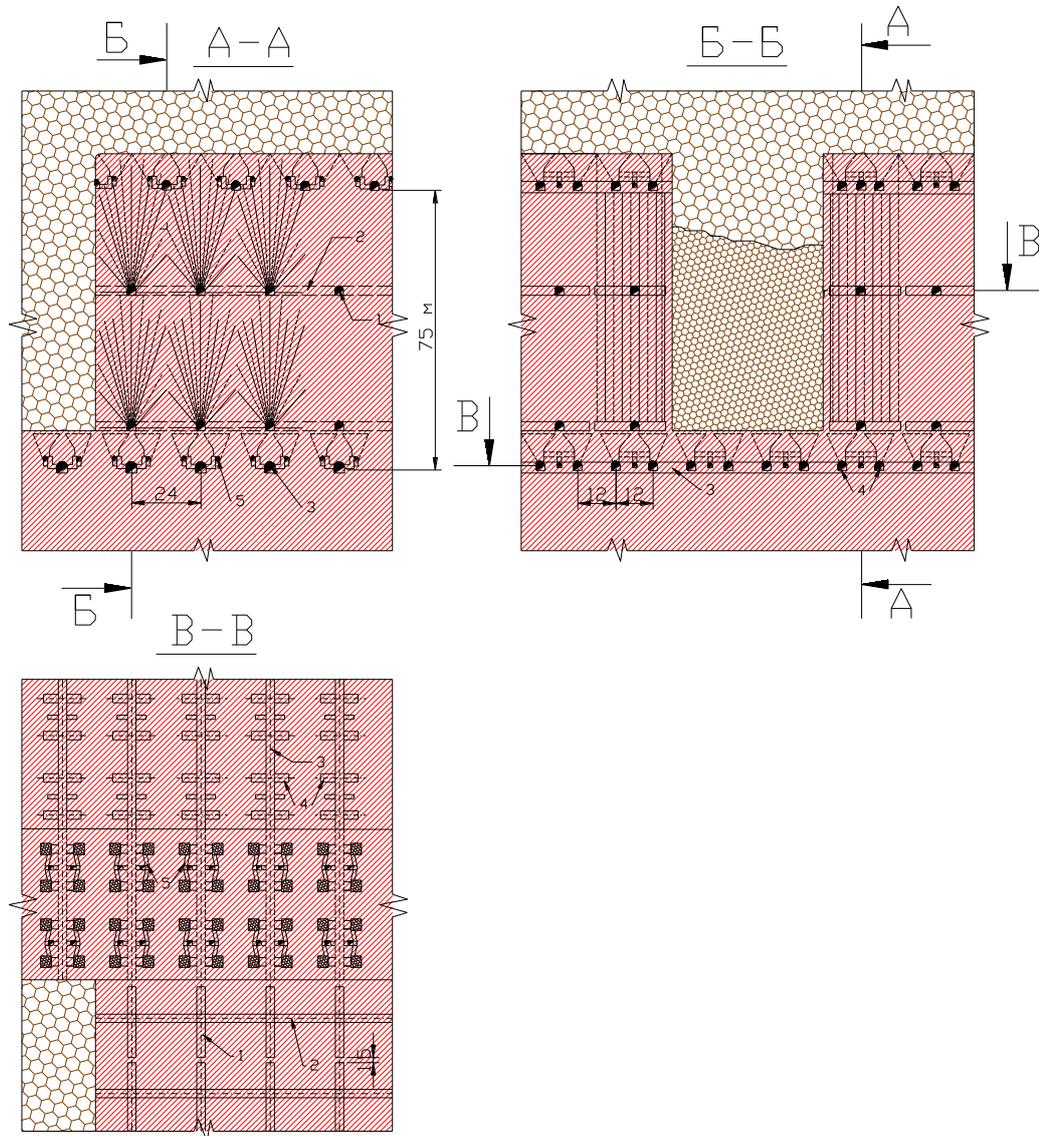
добыча исключает использование высокозатратных систем разработки. На первых этапах освоения месторождений применяли систему с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой, впоследствии она была усовершенствована до системы этажного принудительного обрушения с минной отбойкой на компенсационное пространство и замагазинированную руду (рис 1.1). Высота этажа при этой технологии составляла порядка 70 м, и делилась на 5÷9 подэтажей [20,26,34,62,64,65,74,80].



**Рис.1.1.** Система этажного принудительного обрушения с минной отбойкой на подконсольное компенсационное пространство и замагазинированную руду (ПО «Апатит»): 1 - нарезные выработки; 2 - замагазинированная руда; 3 - минные колодцы; 4 - восстающий; 5 - сбойка; 6 - верхний горизонт

Начиная с 1958 года на руднике постепенно вводили систему этажного принудительного обрушения с отбойкой глубокими скважинами (рис. 1.2)

[20,92]. Механизация очистных работ позволила достичь производительности по выдаваемой руде до 3430 т/смену за счет увеличения высоты этажа и объемов отбиваемой горной массы.



**Рис.1.2. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой и донным выпуском (Кировский рудник): 1 - буровой орт; 2 - соединительный штрек; 3 - конвейерный орт; 4 - выработки для вибропитателей; 5 - контрольные ходки**

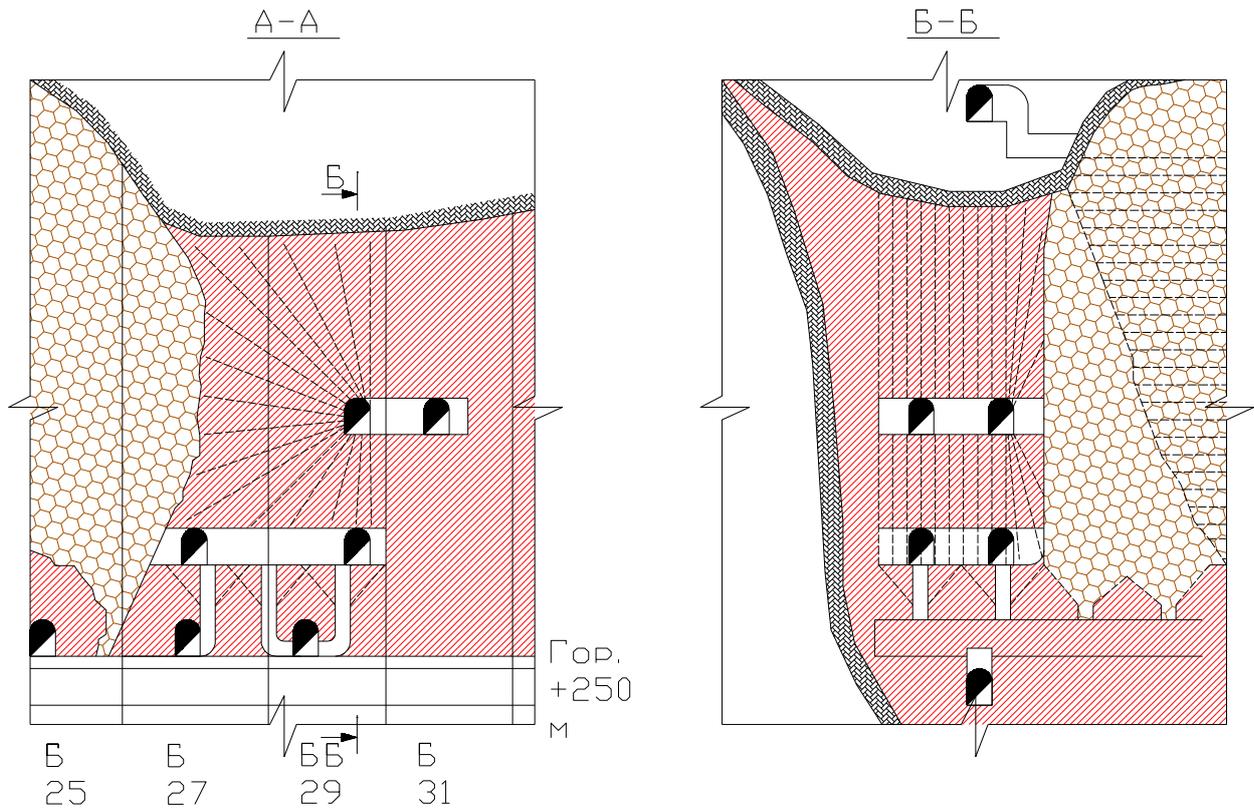
Подготовка блока под очистную выемку осуществляется по любой из возможных схем (ортовая, штрековая, комбинированная). Высота этажа в среднем 70÷80 м, одновременно отбивают 150÷1000 тыс. т руды. Выпускают руду через воронки, расположенные в днище блока.

Весьма интересным в горнотехнических условиях апатито-нефелиновых месторождений Хибинского массива является вариант системы этажного

принудительного обрушения с торцевым выпуском руды. Вариант с торцевым выпуском предполагает равномерное распределение буродоставочных ортов или штреков в плоскости горизонта выпуска, что снижает риск динамических проявлений горного давления и повышает безопасность работ. Кроме того, существенно сокращается объем подготовительно-нарезных работ, что, несомненно, является преимуществом перед выемкой подэтажами и этажным донным выпуском.

*Рудник «Дегтярский».* Дегтярское месторождение расположено в Уральском медно-колчеданном поясе. Промышленная разработка началась с 1914 и велась до 1995 года. Рудная залежь лентообразной формы по простиранию прослеживается на 5 км на глубину более 600 м. Угол падения  $60\div 70^\circ$ . Основные полезные компоненты руд: медь, сера, цинк. Системы разработки - подэтажные штреки (орты), подэтажное и этажное принудительное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинными зарядами [63,64].

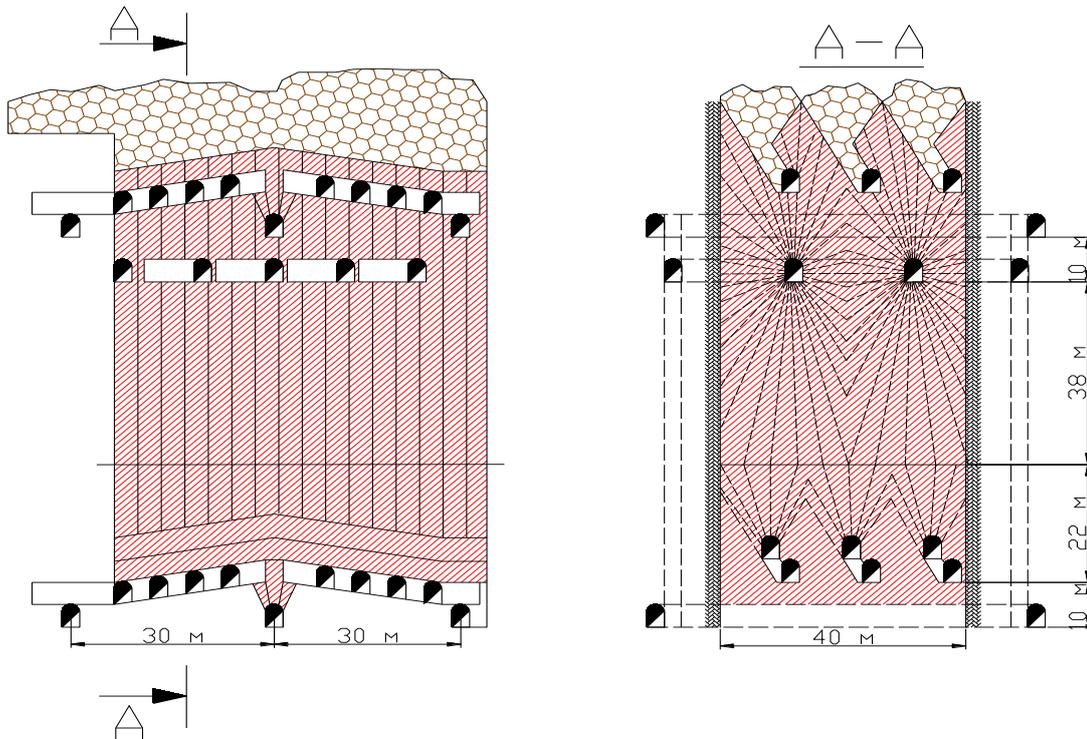
Благодаря профилактическому заиливанию [81] обрушенной рудной массы стало возможным применение на руднике системы с этажным принудительным обрушением в варианте с одностадийной выемкой и донным выпуском (рис.1.3). Отбойку руды осуществляли в зажатой среде вертикальными слоями толщиной от 8 до 12 м, очистная выемка велась от висячего к лежащему боку. Массив обрушали скважинами по веерной схеме из буровых выработок, расположенных в центре выемочной единицы, отдельно для каждого из отбиваемых слоев. Для уменьшения уровня разубоживания предусматривалось оставление рудных целиков, толщиной не более  $2,5\div 3$  м. Расстояние между веерами составляло 2,1 м, а между концами скважин в веере - около 1,6 м. При этом выход негабарита не превышал 5 %, суточная интенсивность выпуска с  $1 \text{ м}^2$  блока составила 1,6 т/сутки, что в 4 раза больше, чем при варианте с компенсационными камерами.



**Рис.1.3. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в «зажатой» среде на Дегтярском медном руднике: разрез по блоку 29 (Б 29)**

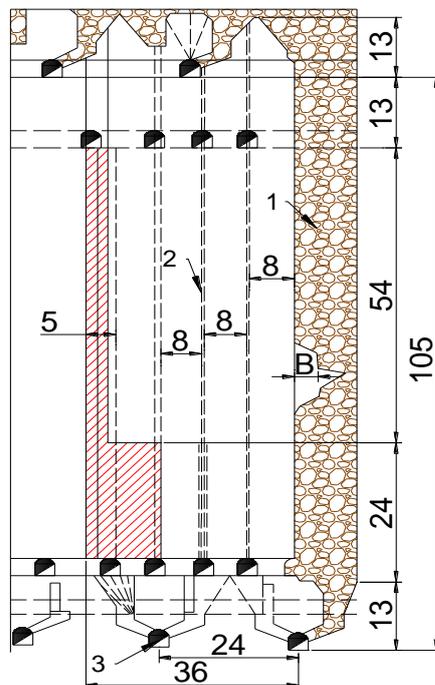
**Рудник «Абаканский».** Абаканское железорудное месторождение расположено в юго-восточном крыле Хансынской антиклинальной структуры на северных отрогах Западного Саяна и относится к контактово-метасоматическому типу. Рудные тела протяженностью от 150 до 600 м имеют мощность от 40 до 80 м и субвертикальное залегание с углами падения от 70 до 80°. Руды месторождения магнетитовые, балансовые запасы по категориям А+В+С1 составляют более 105 млн т [24,90,92].

Для отработки залежи испытывали несколько вариантов системы с обрушением руды и вмещающих пород на всю высоту этажа [24,64,90,92]. Все варианты системы предусматривали одностадийную выемку и отличались по способу подготовки днища под выпуск руды, а также наличию или отсутствию промежуточного бурового горизонта (рис.1.4). Производительность подземного рабочего при применении данного варианта составила 21,1 т в смену.



**Рис.1.4. Система этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и плоским дном**

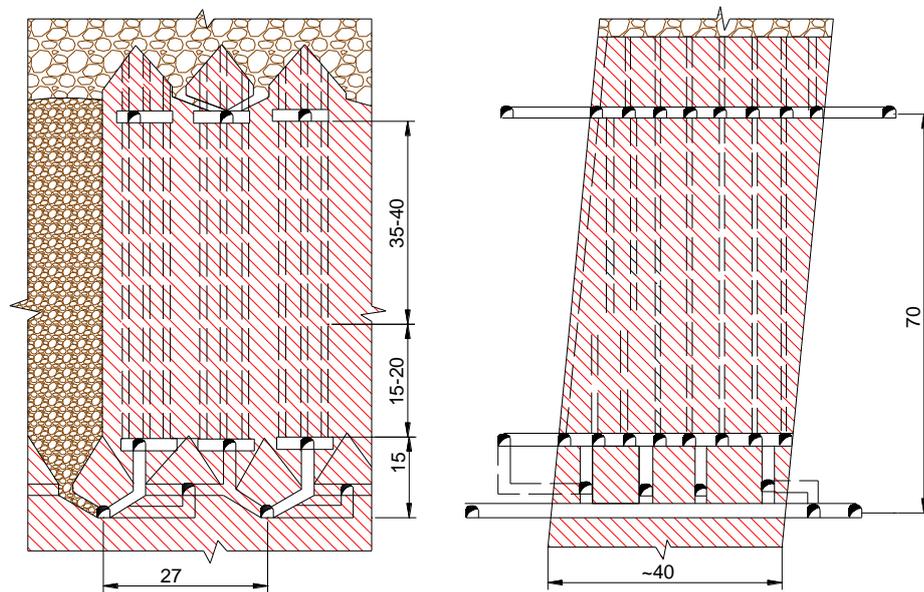
С учетом анализа напряженного состояния разрабатываемого массива и оценки геомеханической обстановки в целом были предложены несколько вариантов с этажным обрушением (рис. 1.5) [24].



**Рис.1.5. Этажное принудительное обрушение с увеличенной высотой этажа 1 - зажатая среда, 2 - пучки сближенных скважин, 3 – орт**

**Рудник «Таштагольский».** Горизонтальная мощность рудных тел Таштагольского месторождения изменяется от 15÷20 до 40÷60 м и более. Отмечается тенденция к слиянию рудных тел, глубина их распространения превышает 1500÷1700 м. Угол падения изменяется в пределах от 70 до 90° . Вмещающие породы представлены в основном сиенитами, скарнами, сланцами и порфиритами.

Подземная разработка месторождения осуществляется системой этажного принудительного обрушения с донным выпуском с использованием вибропитателей. Сущность системы заключается в том, что рудное тело разбивается на этажи высотой 70 м, а этажи на блоки шириной 16÷27 м и длиной, равной мощности рудного тела [24,90,92]. Отбойка руды производится комплектами сближенных скважин на отбитую руду или обрушенные породы (рис. 1.6).



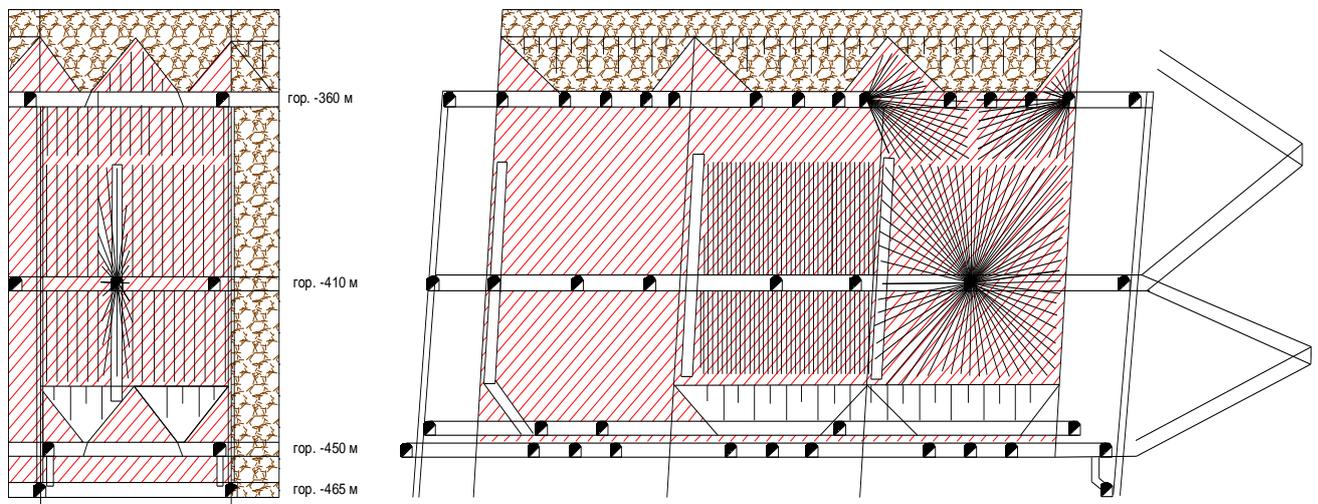
**Рис.1.6. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой - вариант отбойкой комплектами параллельно - сближенных скважин на руднике Таштагол**

С точки зрения сохранности подготовительно-нарезных выработок и безопасности очистной выемки в удароопасных условиях месторождения следует рассмотреть возможность применения системы этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском.

**«Первомайское» рудоуправление.** Месторождение входило в состав ПО "Кривбассруда". Разрабатывалось с 1899 г., сначала карьером, затем рудником до 1998 г. Месторождение расположено в северной части Саксаганской полосы Криворожского железорудного бассейна. Основным рудным минералом является магнетит, второстепенные - гематит и гётит. Балансовые запасы богатых железных руд по категориям А+В+С1 74 млн т с содержанием Fe 51,4 % и бедных - 675,7 млн т с содержанием Fe 39,2 % [5,13,45,50].

Отработка запасов велась этажным принудительным обрушением с отбойкой руды глубокими скважинами. Отбойка массива осуществлялась на всю высоту этажа в 70 м. Отрабатываемые блоки располагались вкрест простирания. Потери руды 20,65 %, разубоживание 10,08 %. При выпуске руды применялись вибропитатели, при доставке - виброустановки и скреперные лебёдки.

В перспективе освоение запасов месторождения ниже отм. -360 м, предполагается вести системой этажного принудительного обрушения, в вариантах с одностадийной (рис.1.7) и двухстадийной выемкой, на доставке рудной массы рекомендуется использовать самоходное оборудование ведущих европейских производителей [5].



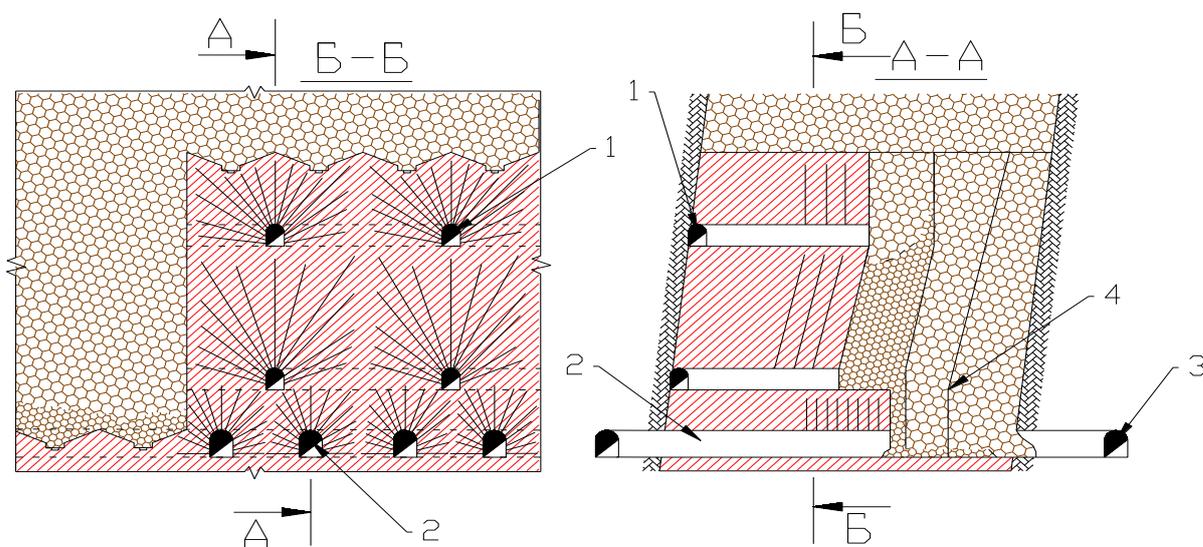
**Рис.1.7. Этажное принудительное обрушение глубокими скважинами и траншейной подготовкой днища блока**

Для достижения повышения эффективности взрывных работ отбойка ведется глубокими скважинами увеличенного диаметра (127 мм). Днище блока под выпуск подготавливают траншеями.

### 1.2.2. Система этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды

Торцевой выпуск в системе этажного принудительного обрушения руды и вмещающих пород мало распространен при отработке мощных месторождений, как в отечественной, так и в зарубежной практике. Впервые данный вариант системы был предложен В.Р. Именитовым в 1959 году [34], промышленные испытания проводили в Казахстане на Зыряновском комбинате.

**Зыряновский свинцово-цинковый комбинат.** Крупное полиметаллическое месторождение разрабатывается с 1791 г. Рудные тела в основном имеют линзообразную форму без чётких границ широтного и северо-западного простирания, падение крутое ( $70\div 80^\circ$ ). Основные компоненты руд - свинец, цинк и медь. На руднике им. XXII съезда КПСС в 1960-1961 гг. проводили опытно-промышленные испытания системы этажного обрушения с торцевым выпуском руды (рис.1.8.) [34,36,37].



**Рис.1.8. Типовой вариант системы этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой, вариант с торцевым выпуском руды: 1 - буровые выработки; 2 - доставочные выработки; 3 - вентиляционный штрек; 4 - контур отрезной щели**

В связи с тем что гранулометрический состав рудной массы, коэффициент ее разрыхления и интервал его изменчивости по толщине отбиваемого слоя в решающей степени влияет на показатели послонного торцевого выпуска отбитой в зажиме руды, сотрудниками ВНИИцветмет была разработана методика определения рациональной толщины отбиваемого слоя на основе метода моделирования на эквивалентных материалах. Аprobация происходила в промышленных условиях на рудниках им. XXII съезда КПСС и Салаирском [92].

Рациональную толщину отбиваемого слоя руды определяли с учетом изменения диаметра взрывных скважин и содержания полезного компонента в руде (табл. 1.3).

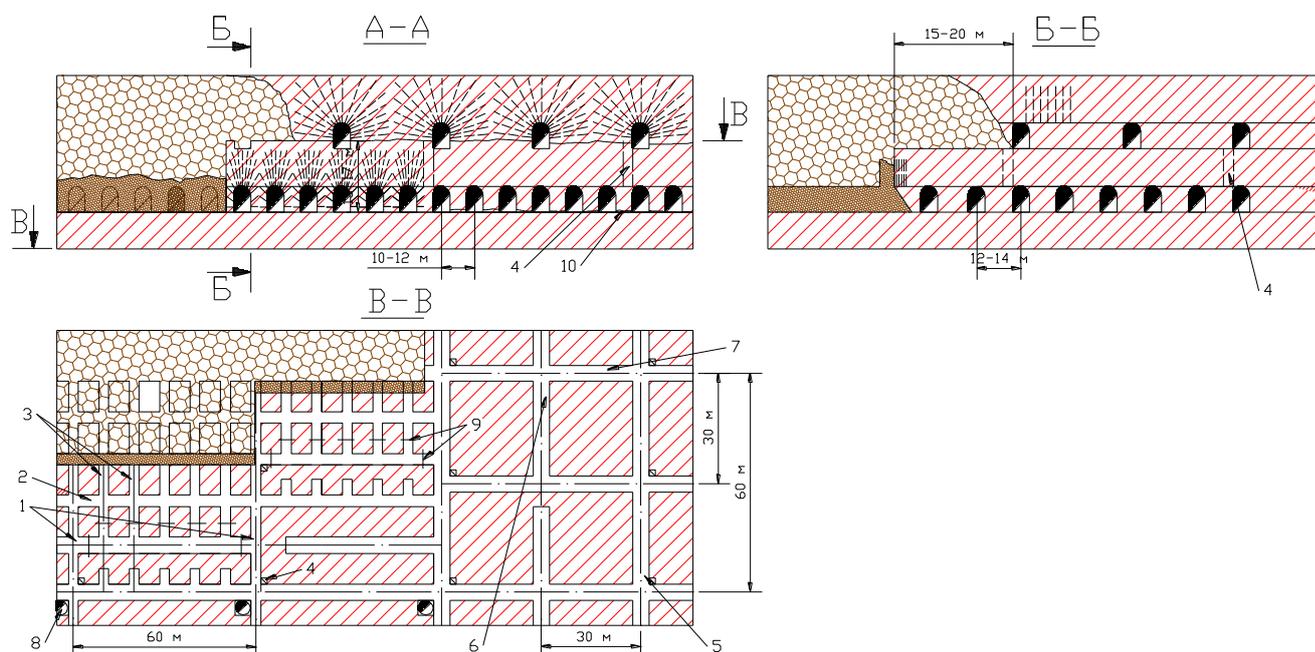
Таблица 1.3

**Определение рациональной толщины отбиваемого слоя**

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

**Рудник «Заполярный».** Месторождение «Норильск -1» входит в состав ЗФ ОАО «ГМК» «Норильский никель». Отработка запасов осуществляется комбинированным способом, разработку начали с 1923 года. Выход интрузии на поверхность разрабатывается карьером «Медвежий ручей», нижняя часть месторождения – подземным рудником «Заполярный». Производительность рудника до 1,5 млн т/год [60,83,93].

В 1958-1961 гг. проводили внедрение системы этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и донным выпуском руды. В настоящее время помимо этого на Южном участке «Прирезки» рудника «Заполярный» [53,54] применяют систему с этажным принудительным обрушением при торцевом выпуске руды (рис.1.9).



**Рис. 1.9. Система этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и торцевым выпуском руды на Южном участке «Прирезки» рудника «Заполярный»:**  
**1 - панельный орт горизонта доставки; 2 - доставочный штрек; 3 - буро-доставочные заезды; 4 - вентиляционно-ходовой восстающий исходящей струи; 5 - панельный орт вентиляционно-посадочного горизонта; 6 - посадочный орт; 7 - сборочный вентиляционный штрек; 8 - рудоспуск; 9 - вентиляционные перемычки; 10 - контур рудного тела; 11 - вентиляционно-ходовой восстающий свежей струи**

Отработку блока ведут сплошным фронтом по 10-15 м, выемка запасов происходит в одну стадию, целики для поддержания выработанного пространства не оставляются. Разделение участка месторождения на панели производят откаточными и панельными выработками, выработки горизонта транспортирования и доставки руды проходятся по почве залежи, вентиляционный горизонт расположен в верхнем контуре рудного тела. Расстояние между буро-доставочными выработками варьируется от 10 до 12 м в связи с наличием выработок, пройденных ранее. Вентиляционный горизонт предназначен для проветривания блока, а также для обруивания вышележащего массива.

### *1.2.3. Система этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами*

Системы с этажным принудительным обрушением в варианте с отработкой блоков в 2 стадии также получили широкое практическое распространение [3,29,34-37,40,56,91]:

1. Выемка запасов руды в компенсационных камерах.
2. Последующее обрушение целиков и выпуск руды под налегающими породами.

На многих отечественных рудниках система с камерно-целиковым порядком отработки применялась совместно со сплошной выемкой (табл. 1.1).

Многолетним опытом применения систем разработки с двухстадийной выемкой руды установлено, что вместе с известным их преимуществом (часть запасов извлекается из камер практически без разубоживания) им присущи и недостатки. К основным из них относятся: низкая интенсивность отработки, большая разбросанность горных работ, значительный объем подготовительных и нарезных работ, низкий коэффициент использования горного оборудования, повышенная опасность труда при выпуске руды и т.д.

Как известно, применение камерной системы разработки возможно при наличии следующих горнотехнических условий:

- устойчивые руды и породы;
- падение залежей крутое при малой и средней мощности и любое для мощных залежей;
- мощность крутых залежей не менее 3÷5 м, пологих – не менее 15÷20 м;
- ценность руд может быть различной.

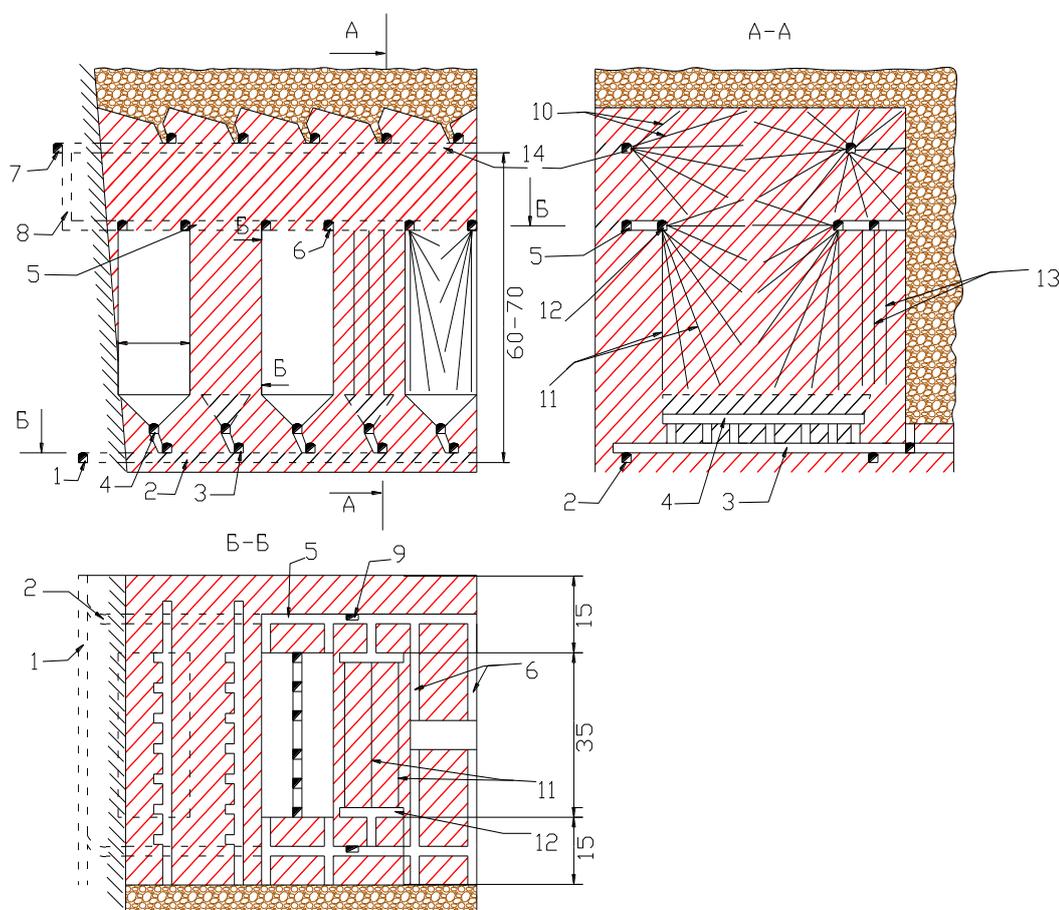
При высокой ценности руд применяют двухстадийную выемку, отработывая целики в вариантах с закладкой или обрушением.

Подготовка заключается в проведении откаточных выработок и проходке блоковых восстающих. Если доставку и бурение осуществляют с применением

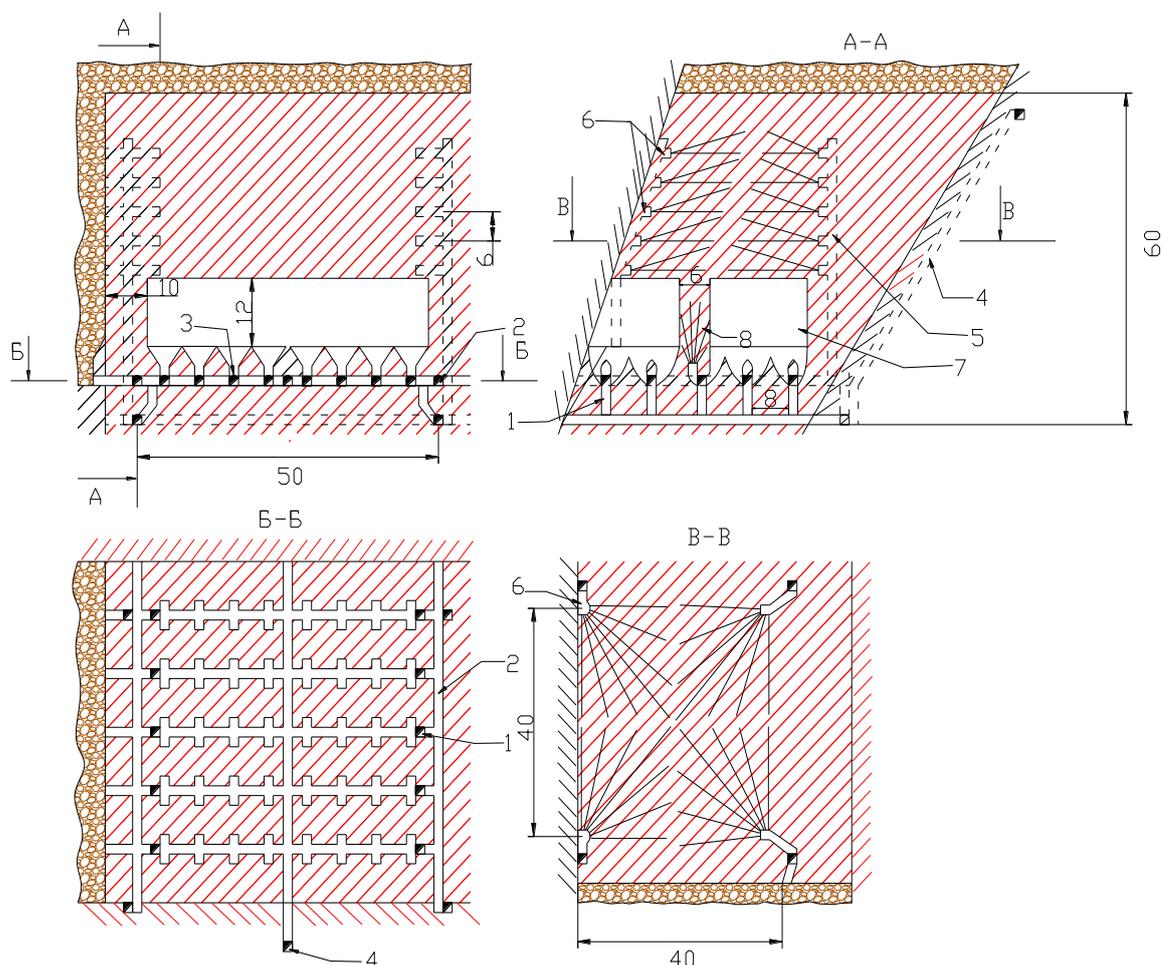
самоходного оборудования, то иногда проводят наклонный съезд, связывающий откаточный горизонт с буровыми, расположенными выше него.

Размеры блоков по высоте равны высоте этажа и составляют от  $50\div 60$  до  $150$  м и более. Камеры при мощности крутых залежей до  $15\div 25$  м располагают по простиранию. Длина их определяется устойчивостью боковых пород и достигает  $40\div 60$  м, ширина междукamerных целиков –  $8\div 20$  м. В мощных залежах камеры располагают вкрест простирания и длина их определяется устойчивостью руды и мощностью залежи. Ширина камер при этом равна  $10\div 30$  м, ширина междукamerных целиков, в случае если их не извлекают,  $8\div 15$  м. Толщина междуэтажного целика  $15\div 25$  м.

На рис. 1.10, 1.11 представлены варианты с вертикальными и горизонтальными подсечными камерами.



**Рис.1.10. Вариант системы этажного принудительного обрушения с двухстадийной выемкой запасов с вертикальными камерами: 1 - полевой штрек, 2,5,14 - орт, 3 - штрек скреперования, 4 - штрек, 6 - буровой штрек, 7 - вентиляционный штрек, 8 - обойка, 9 - блокковый восстающий, 10 - наклонные скважины, 11 - вертикальные скважины, 12 - буровая выработка, 13 - нисходящие скважины**



**Рис.1.11. Вариант системы этажного принудительного обрушения с двухстадийной выемкой запасов с горизонтальными камерами: 1 - рудоспуск; 2 - ходовой орт; 3 - выпускное отверстие; 4 - вентиляционный восстающий; 5 - буровой орт; 6 - буровая камера; 7 - подсечная камера; 8 - временный целик**

Очистные работы начинают с проходки в пределах камеры отрезного восстающего от доставочного горизонта на границе одного из целиков или в центре камеры. В настоящее время используют в основном самоходное буровое оборудование с возможностью бурения веерных скважин уменьшенного диаметра (вплоть до 56 мм).

*Гороблагодатское рудоуправление* - горнорудное предприятие по добыче железных руд в Свердловской области. Разработка началась с середины XVIII в. Месторождение представлено серией пластообразных рудных тел с тектоническими нарушениями. Длина по простиранию изменяется от 200 до 1800 м. Угол падения составляет  $30\div 75^\circ$ , мощность варьируется от 2 до 84 м. Рудное тело имеет выход на поверхность. Запасы железных руд составляют

более 275 млн т, содержание Fe 35 %. Обработка запасов вели комбинированным способом- карьером (36 %) и подземным рудником (64 %).

На месторождении было выявлено 14 рудных тел. Наиболее крупным является рудное тело №2, запасы которого составляют 85 % от общих запасов месторождения (160 миллионов тонн магнетитовой руды) и 97 % балансовых запасов месторождения. Рудное тело №2 имеет пластообразную форму, остальные тела — форму линз. Содержание железа в рудах Валуевского месторождения колеблется от 20 до 67,25 %. Содержание серы достигает иногда 17%, фосфора — 0,53 %. Встречается уран. При обработке месторождения применяли этажно-камерную систему с отбойкой руды глубокими скважинами и заполнением выработанного пространства самообрушающимися породами. Высота этажа при этой технологии составляет 100 м. Выпуск руды осуществляется рудопогрузочными установками. Извлечение руды при этой системе составило не более 90%. В настоящее время, рудоуправление нацелено на диверсификацию производства, оставшихся запасов железной руды хватит не менее чем до 2050 года.

**Шахта «Магнетитовая» ВГОК.** Рудник разрабатывает глубинную часть Высокогорского магнетитового месторождения, входящего в Тагило-Кушвинский железорудный район. Месторождение представлено штоко- и пластообразными рудными телами, залегающими среди скарнов, смещенных относительно друг друга тектоническими нарушениями. Мощность пластообразных рудных тел от 3 до 20 м, штокообразных - до 150 м, угол падения залежи  $42\div 75^\circ$ . Руды представлены богатыми магнетитами и скарнами пироксен-гранат-магнетитового состава. Содержание Fe  $24\div 58\%$ .

Очистные работы ведут одновременно на двух этажах, один находится в подготовке. Мощные участки рудной залежи разрабатываются системой этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами. Истечение руды происходит через днище блока подготовленного выпускными

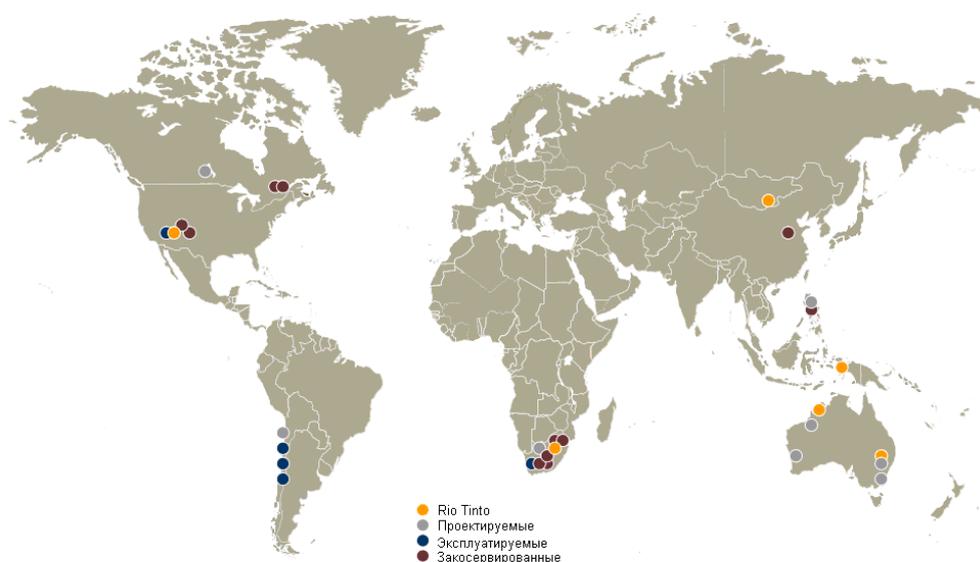
воронками. Транспортная схема предусматривает электровозную откатку. Извлечение при этажно-камерной системе - 93,8 %, Потери – 23 %.

#### 1.2.4. Система с самообрушением руды и вмещающих пород

Системы разработки с самообрушением руды на сегодняшний день являются наиболее высокопроизводительными системами с самой низкой себестоимостью. Отличительной особенностью этой технологии является естественное обрушение массива под действием гравитационных сил и собственного веса, без принудительного обрушения, а лишь за счет его инициации путем подсечки [2,4,9,17,49,50,85,86]. Однако применение самообрушения возможно только при условии определенных физико-механических свойств массива - руда должна быть неустойчивой (слабой), иметь сильную трещиноватость. Мощность залежи должна быть не менее 20÷30 м, угол падения возможен любой.

В отечественной горнорудной практике вариант системы с самообрушением испытывали в 1930-1950-х годах на рудниках Криворожского бассейна.

Системы с самообрушением получили распространение на рудниках США, Австралии, Африки, Китая и др. стран (рис.1.12) [2,4,9,49,85,96-108].



**Рис. 1.12. Географическое положение основных рудников, применяющих системы с самообрушением**

Подземную разработку системой с самообрушением руды ведут в двух вариантах: с донным и торцевым выпуском.

#### 1. Система с самообрушением и донным выпуском рудной массы

Этот вариант характеризуется высокими показателями извлечения за счет возможности осуществления равномерного площадного выпуска. Однако при этом необходимо формировать выпускные воронки на определенной площади одновременно или с некоторым отставанием от проведения подсечки блока и лишь после этого осуществлять выпуск. Кроме того, при донном выпуске очень большая изрезанность днища, а крепление выработок намного сложнее, чем при торцевом выпуске, так как возникает необходимость поддерживать доставочные выработки долгое время, что соответственно увеличивает затраты.

#### 2. Система с самообрушением и торцевым выпуском руды

В данном варианте подсечка производится непосредственно из буродоставочных выработок с установкой полупостоянных пунктов выпуска. Одним из существенных недостатков варианта является линейный выпуск, т.е. поочередный полный выпуск столбов обрушенной руды, в ходе которого показатели извлечения несколько ниже, чем при донном выпуске, из-за постоянного контакта с обрушенными породами в пространстве предыдущего столба.

**Рудник «FINSCH».** Начиная с 1990 г и по настоящее время алмазодобывающий рудник ведет подземную разработку рудного тела представленного кимберлитовой трубкой, имеющей в плане округлую форму площадью 17,9 га. Угол падения близок к  $90^\circ$  (рис. 1.13).

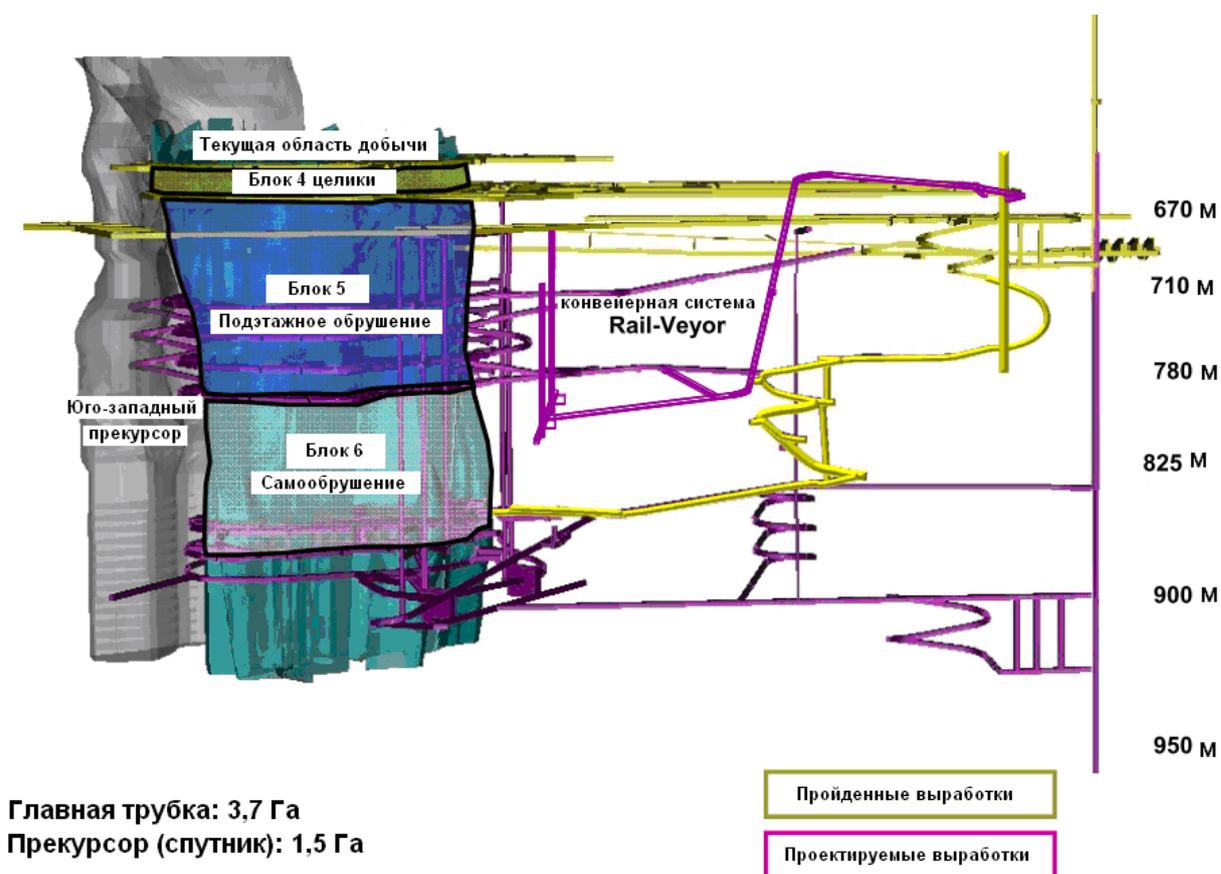
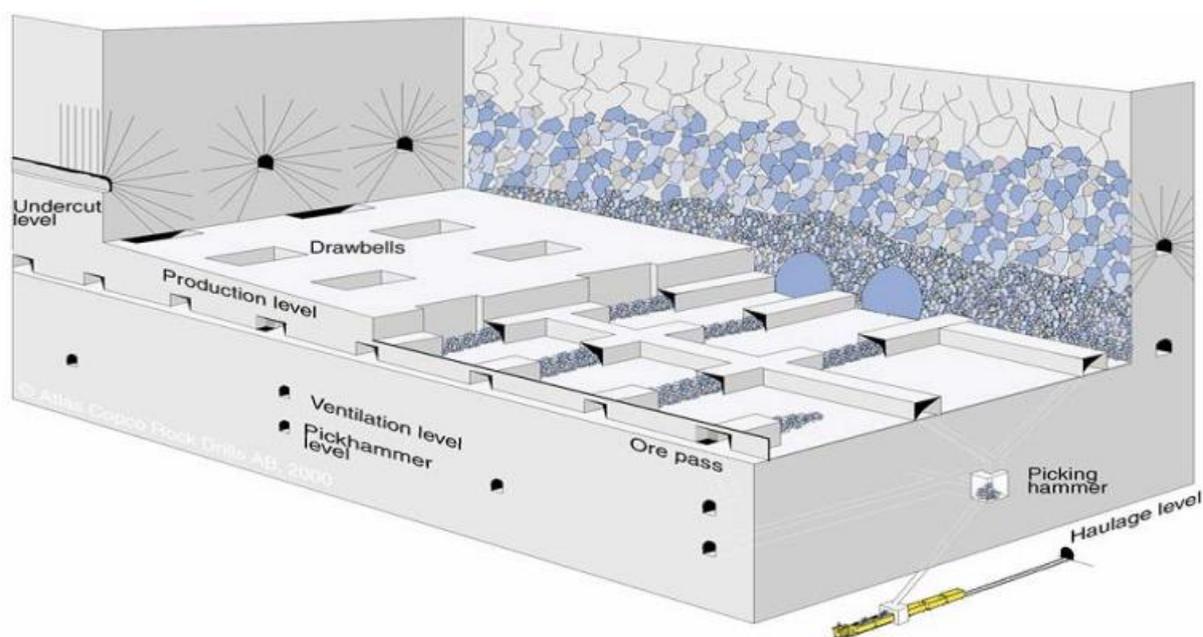


Рис. 1.13. Схема вскрытия и отработки запасов, рудник «FINSCH»

Отработка блоков 4,6 предусматривается системой этажного самообрушения с донным выпуском руды (рис.1.14). Горизонт подсечки находится на 20 м выше основного добычного горизонта. Основание блоков (горизонтов) подготавливаются воронками с размерами доставочных выработок  $4,5 \times 4,5 \text{ м}^2$ . Размеры выработок горизонта подсечки немного меньше и составляют  $4 \times 4 \text{ м}^2$ .

Отработку блока 5 планируют производить системой подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды.

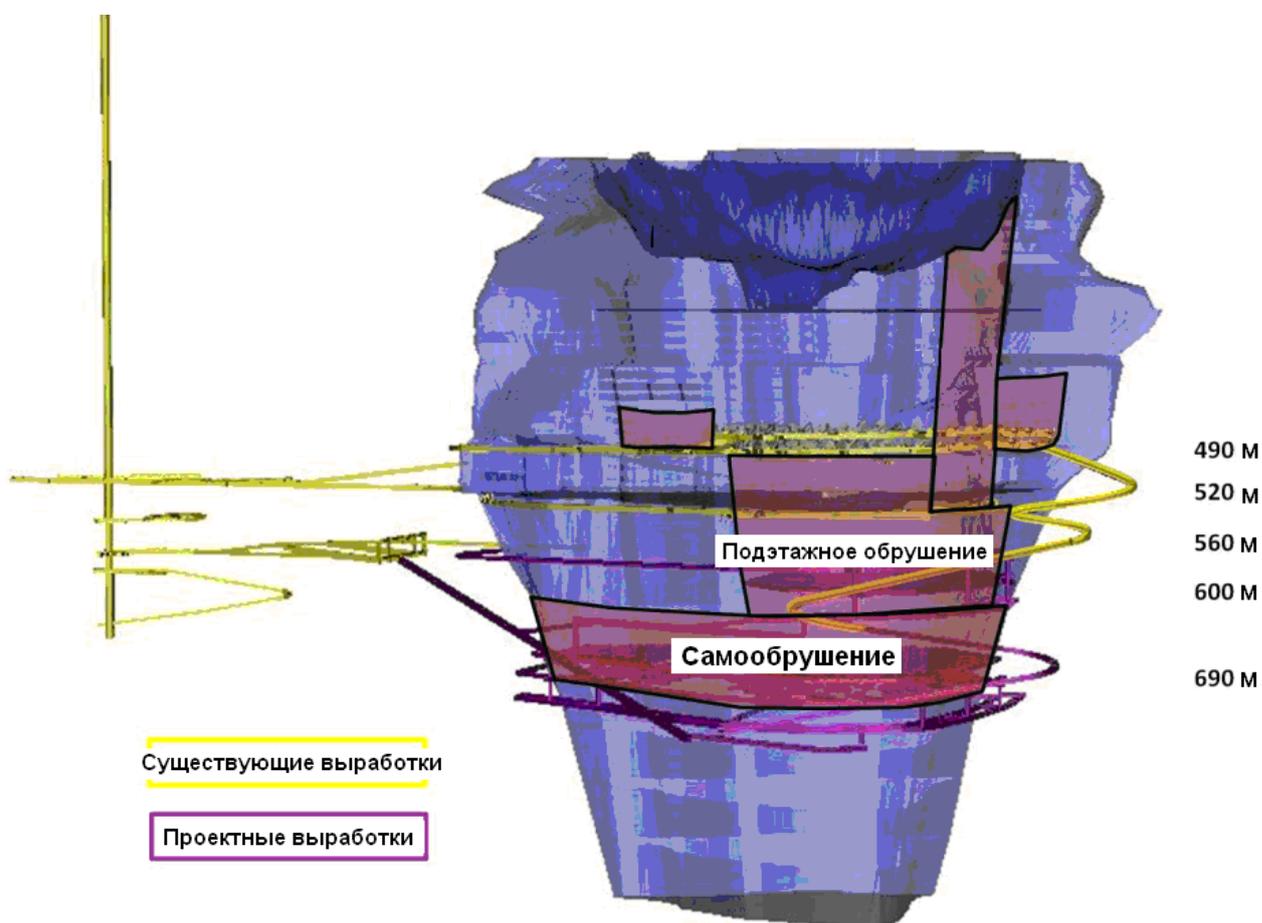


**Рис. 1.14.** Система этажного самообрушения с донным выпуском на руднике «Finsch»

Выемка запасов блока начинается с образования свода самообрушения, который образуется на горизонте подсечки, для чего бурят и взрывают серии скважин на этом горизонте. Площадь подсечки должна быть достаточна для того, чтобы весь рудный массив начал обрушаться. После начала выпуска руды из блока размеры подсечки постоянно увеличиваются.

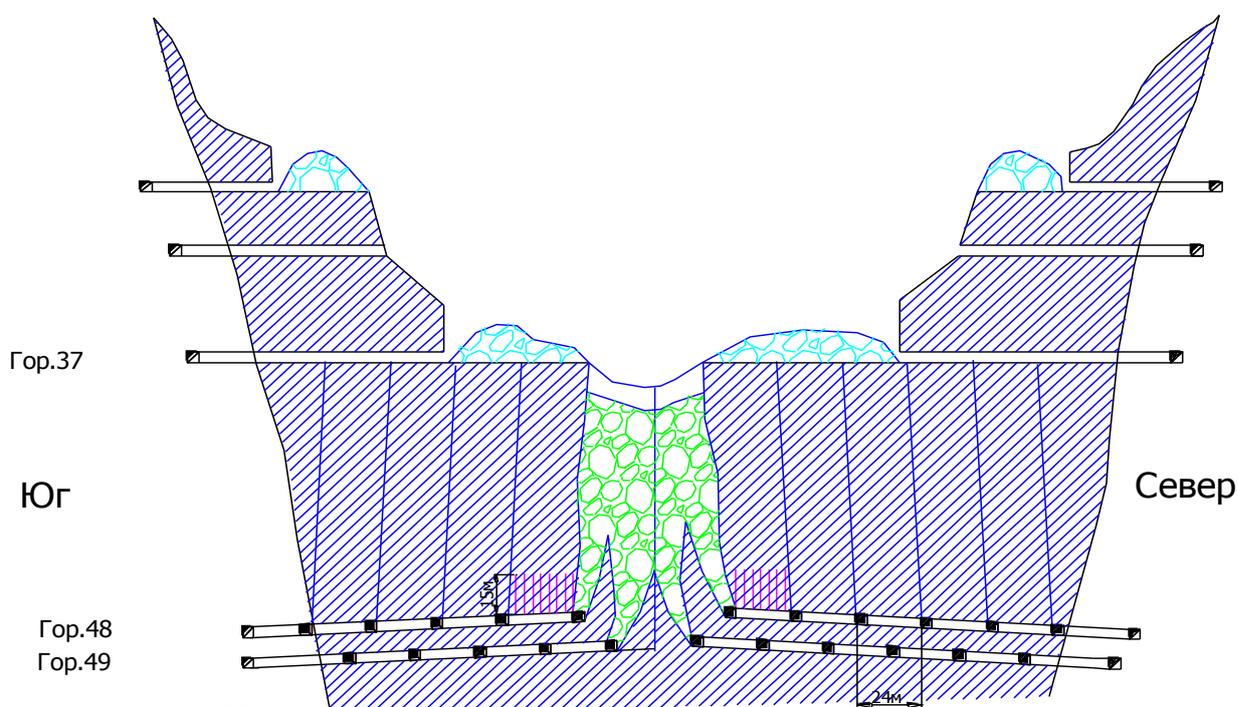
Рудник «FINSCH» считается одним из наиболее передовых подземных добывающих предприятий мира и первым в алмазодобывающей отрасли по полной автоматизации движения ПДМ и автосамосвалов на горизонте доставки.

**Рудник «Koffiefontein».** Эксплуатацию трубки «Koffiefontein» с 1981 г. осуществляют подземным способом. Площадь распространения на поверхности порядка 11 га. Разведанные запасы до глубины 690 м, в настоящий момент добыча ведется на гор. 490 м (рис.1.15).



**Рис.1.15. Схема вскрытия и отработки запасов, рудник «Koffiefontein»**

Реализацию системы с самообрушением на стадии нарезных работ начинают с проходки отрезной щели шириной 10 м и высотой 15 м и затем взрывают рудный массив между горизонтами выпуска 478 ÷ 490 м, пересекая рудное тело в направлении с востока на запад. После этого готовят пункты выпуска руды, отступая в северном и южном направлениях от щели на 24 м [73].



**Рис.1.16. Система этажного принудительного самообрушения с фронтальным выпуском, рудник «Koffiefontein»**

Таким образом, происходит формирование врыба. При этом выпускают приблизительно 15 % объема руды, добываемой в процессе подсечки. Общий объем подготовительных выработок составляет около 170 тыс. м<sup>3</sup>.

Линия полупостоянных пунктов выпуска руды находится на расстоянии 24 м от центра щели на 48(478) горизонте. Отсюда выпускают 39 % добываемой руды в блоке. Горизонт 49(490), который находится на расстоянии 12 м по вертикали от горизонта 48, является главным добычным горизонтом, на который выпускают оставшуюся часть (61 %) руды. В начале самообрушения руда отделяется крупными блоками, но по мере развития процесса выпуска руды качество дробления улучшается за счет перетирания кусков руды. Таким образом, только ограниченная часть добычного горизонта, в период пока не произойдет касание фигур выпуска, находится в области крупнокускового дробления пород.

Выпуск рудной массы продолжается и после появления пустой породы до тех пор, пока не будет достигнуто предельное разубоживание или пока блок не будет отработан полностью.

После этого вруб отступает еще на 24 м к следующей линии полупостоянных пунктов выпуска руды и последовательность этапов повторяется. Процесс подсечки происходит в непрерывной и контролируемой форме. В любом случае обрушение блока руды дойдет до дна карьера (гор. 370 м).

На нижнем горизонте отработка ведется в непрерывном режиме, оба горизонта имеют кольцевые выработки на севере и юге рудного тела. Запасы руды разделяются на два блока: южный и северный, которые в дальнейшем подразделяются на рудные столбы шириной 24 м.

Разубоживание рудного столба происходит в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Объем извлечения руды был запланирован на уровне до 71 % (т.е. плановые потери составляли 29 %).

Наиболее мощные рудники, такие как Нортс Парк (Австралия), Палабора (ЮАР), Фриипорт (Индонезия), Хендерсон (США), достигают высокой производительности, именно работая по широкому фронту очистной добычи.

### **1.3. Прогноз качества рудной массы при этажном обрушении с торцевым выпуском руды**

Главная отличительная особенность технологий с массовым обрушением состоит в том, что выпуск большей части руды (60÷70 %) происходит под налегающими вмещающими породами, за счет чего происходит снижение содержания полезного компонента в рудной массе в результате примешивания пустых пород к руде. Также в связи с выбранными конструктивными параметрами системы и закономерностями истечения сыпучих материалов неизбежно возникновение как общерудничных, так и эксплуатационных потерь руды (табл. 1.4).

**Типизация потерь руды при подземной разработке месторождений системами с  
массовым обрушением руды**

<b>Потери руды</b>	
<b>Общерудничные</b>	
В барьерных целиках между шахтными полями, открытым и подземным рудником	
В охранных целиках выработок сооружений коммуникаций	
В охранных целиках вблизи тектонических нарушений	
<b>Эксплуатационные</b>	
<b>В массиве</b>	<b>Отбитой руды</b>
Потери в целиках у подготовительных выработок	В гребнях на подошве доставочных выработок
В треугольниках лежачего и висячего бока	В гребнях на безвороночных площадках днищ блоков
На контактах рудного тела с вмещающими породами	На днище из-за неполноты выпуска руды
В местах выклинивания и на флангах рудных тел, в обособленных залежах	В выработанном пространстве из-за смешивания с разубоживающей породой
	На рудных целиках на неподрабатываемых участках земли
	За пределами сфер влияния выпускных выработок из-за выбросов при отбойке руды

Установлению рациональных пространственно-конструктивных и технологических параметров систем с обрушением и закономерностей истечения сыпучих сред посвящены исследования: М.И. Агошкова, В.Ф. Абрамова, Л.И. Барона, П.М. Вольфсона, В.Р. Глотова, В.А. Горбунова, Н.Г. Дубынина, В.Р. Именитова, Д.Р. Каплунова, Р.П. Каплунова, Е.В. Кузьмина, В.В. Куликова, Г.М. Малахова, С.С. Минаева, Р.Г. Пепелева, И.Н. Савича, З.А. Терпогосова, А.М. Фрейдина, В.Л. Щербакова, В.А. Шестакова и других ученых. В результате этих исследований было выявлено множество факторов, способных влиять на потери и разубоживание при применении торцевого выпуска, наиболее существенные из которых - это:

- толщина и высота выпускаемого слоя;
- угол наклона выпускаемых слоев;
- гранулометрический состав руды и вмещающих пород;
- организация выпуска руды;
- положение смежных забоев и др.

### *1.3.1. Влияние толщины и высоты отбываемого слоя на потери и разубоживание руды*

Основными параметрами систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород при торцевом выпуске являются толщина и высота отбываемого слоя. Для обеспечения высоких показателей извлечения необходимо, чтобы параметры формируемой фигуры выпуска («эллипсоида») максимально соответствовали толщине и высоте отбываемого слоя. В противном случае, если малая полуось «эллипсоида» выпуска меньше отбываемого слоя, то риск возникновения преждевременного разубоживания резко возрастает, при размере полуоси меньше толщины отбываемого слоя увеличивается уровень потерь. По результатам ряда исследований [42,57,58] зависимость толщины отбываемого слоя от его высоты следует находить из соотношения (1.1)

$$h_{п} = (2,7 \div 3,5) M_{р}, \text{ м}, \quad (1.1)$$

где:

$M_{р}$  – толщина отбываемого слоя, м;

$h_{п}$  – высота отбываемого слоя, м.

Это соотношение следует определять с учетом сыпучих свойств руды и налегающих пород для различных горногеологических и горно-технических условий месторождения, а чаще всего участка месторождения.

### *1.3.2. Изменение показателей извлечения руды в зависимости от угла наклона отбываемого слоя*

Существенное влияние на показатели извлечения при отбойке в зажатой среде и торцевом выпуске оказывает положение веерообразных скважин в забое (рис.1.17). С изменением угла наклона отбываемых слоев изменяется характер и закономерности движения частиц руды, а также величина зоны выпуска [15,16,30,33,38,70,71]. Отклонение веера от вертикали на  $10 \div 20^\circ$  в сторону обрушения позволяет повысить количество руды, попадающей в пункт выпуска. Также обеспечить снижение давления обрушенных пород на

выпускаемую рудную массу что приводит к ее дополнительному разрыхлению, тем самым облегчая выпуск.

### *1.3.3. Гранулометрический состав рудной массы и его влияние на параметры фигуры выпуска*

Параметры фигуры выпуска зависят от сыпучих свойств руды, которые, в свою очередь, определяются исходя из ее гранулометрического состава, влажности и степени уплотнения. С увеличением содержания крупнокусковых фракций в обрушенной рудной массе возрастает коэффициент разрыхления, что приводит к расширению объема фигуры выпуска. Чем больше этот коэффициент, тем лучше сыпучие свойства руды, тем успешнее протекает выпуск. Следует отметить, что степень уплотнения руды в формируемой фигуре выпуска разная. В вертикальной плоскости руда уплотняется за счет горного давления и собственного веса, уплотнение в горизонтальной плоскости по большей мере связана с динамической нагрузкой от массовых взрывов в смежных забоях.

В.В. Куликов [50,51] рекомендует устанавливать параметры фигуры выпуска через коэффициент, зависящий от физико-механических свойств руды (коэффициент сыпучести  $\rho$ ,  $m$ ) и учитывающий гранулометрический состав, влажность и слеживаемость руды. Он утверждает, что коэффициент сыпучести равен радиусу кривизны тела выпуска, которое меняется от шара (в начальной стадии выпуска) до параболоида (область влияния выпускного отверстия). С увеличением горного давления коэффициент сыпучести уменьшается, тем самым повышая риск увеличение потерь.

В.Р. Именитов и Р.Г. Пепелев [39,69,70] рекомендуют определять параметры фигуры выпуска через коэффициент, обратно пропорциональный коэффициенту сыпучести (коэффициент эксцентриситета  $m$ ,  $m^{-1}$ ).

В табл. 1.5 приведен диапазон значений коэффициента эксцентриситета максимально разрыхленной руды для некоторых отечественных горнорудных предприятий.

Значение коэффициента  $m$  для некоторых горнорудных предприятий

Горнорудное предприятие	Коэффициент, характеризующий сыпучие свойства руды, $m^{-1}$
Гороблагодатское рудоуправление	$0,3 \div 0,4 m^{-1}$
Высокогорское рудоуправление	$0,4 \div 0,55 m^{-1}$
Рудник «Северный» Печенганикель	$0,4 \div 0,5 m^{-1}$
Шахта «Северо – Песчанская»	$0,5 \div 0,6 m^{-1}$
Рудники «Абаканский» и «Таштагольский»	$0,55 \div 0,75 m^{-1}$
Тырныаузский ГМК	$0,75 \div 0,85 m^{-1}$
Рудники Криворожского бассейна	$1,0 \div 1,1 m^{-1}$

Меньшие значения коэффициента  $m$  принимают те сыпучие среды, в которых процесс истечения происходит лучше.

Ниже на рис.1.17 представлен характер развития фигур выпуска при мелкофракционном и крупнофракционном гранулометрическом составе рудной массы.

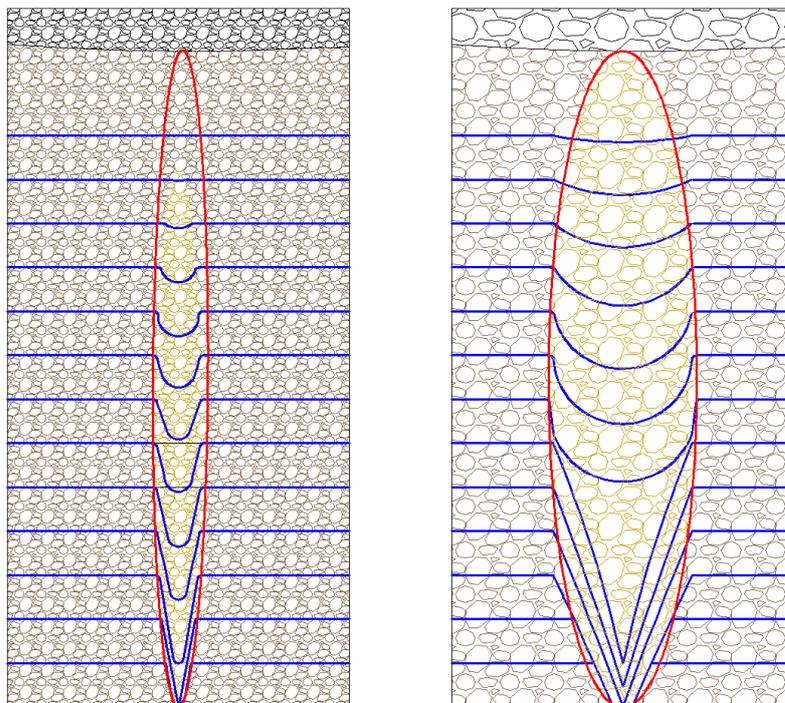


Рис.1.17. Формирование фигуры выпуска в зависимости от гранулометрического состава руды

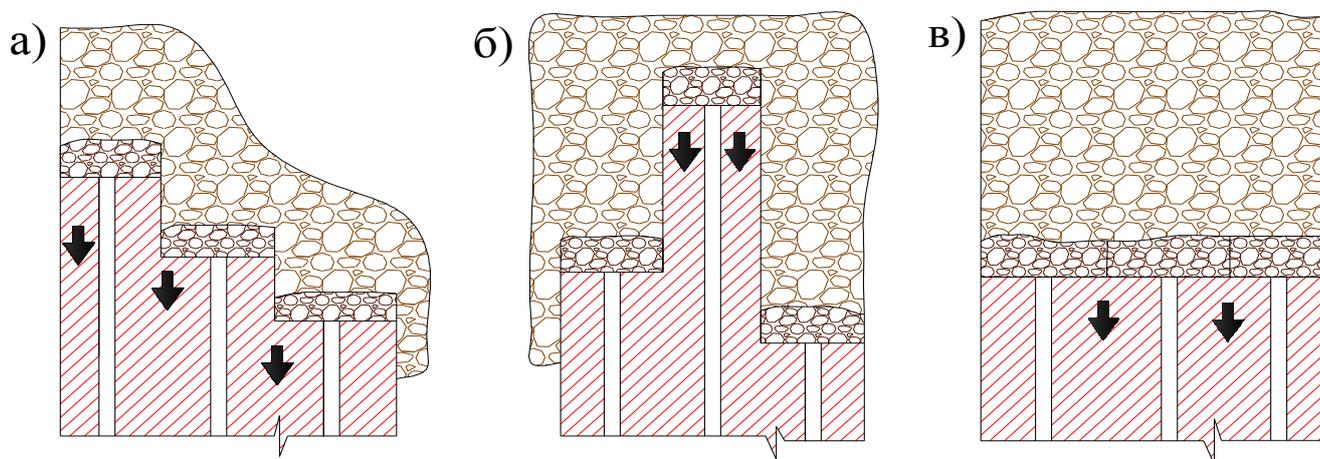
Как видно из рис.1.17, фигура выпуска при мелкофракционном составе рудной массы не получает приемлемого развития в ширину

(«трубообразование»), что приводит к разубоживанию уже на ранних стадиях выпуска. С увеличением среднего размера куса руды увеличивается диаметр фигуры выпуска, улучшается истечение рудной массы и существенно снижается уровень потерь и разубоживания при одной и той же высоте отбиваемого слоя.

#### *1.3.4. Изменение показателей извлечения руды при торцевом выпуске из смежных забоев*

При торцевом выпуске ключевым моментом в формировании качественных показателей извлечения руды, помимо конструктивных параметров системы, является положение смежных по горизонтали забоев буродоставочных выработок. Наиболее распространены следующие последовательности отработки лент при торцевом выпуске руды[70]:

1. Ступенчатое развитие фронта работ в смежных забоях при применении систем с принудительным обрушением руды и вмещающих пород, заключающееся в том, что отбитый слой руды граничит с обрушенными породами сверху, с торца и по одной из боковых сторон, а по второй боковой стороне – контакт с рудным массивом (рис.1.18, а).



**Рис.1.18. Варианты расположения смежных забоев при торцевом выпуске рудной массы**

2. Выпуск рудной массы происходит по пирамидальной схеме отработки смежных забоев - отбитый слой руды граничит с обрушенными породами сверху, с торца и по двум боковым сторонам (для отстающих в отработке

забоев, а также при непланомерном (хаотичном) порядке отработки запасов блока или панели) (рис.1.8, б).

Недостатком этого варианта является дополнительное боковое разубоживание рудной массы, что также ведет к снижению показателей извлечения при отработке запасов месторождений.

3.Фронтальная отработка смежных забоев заключающаяся в том, что отбитый слой руды граничит с обрушенными породами только сверху и с торца (рис.1.18, в)[70].

Этот вариант является наиболее приемлемым с точки зрения минимизации уровня потерь и разубоживания руды, однако в некоторых случаях наблюдается снижение показателей извлечения за счет бокового разубоживания на контакте рудное тело - вмещающие породы в краевых секциях (зонах) обрабатываемой выемочной единицы (блока).

#### *1.3.5. Управление выпуском руды*

Выпуск руды в системах с массовым обрушением характеризуется режимом и дозой. Под режимом выпуска понимается очередность обхода выпускных выработок и объемов выпуска по каждой из них. Под дозой выпуска понимается количество рудной массы, которое выпускается из одной выработки непрерывно или с перерывами до того, как перейти к следующей. При этом следующая доза из данной выработки выпускается после выпуска руды из смежных с ней буровыпускных выработок [44,70,73].

Организация процесса выпуска, по мнению многих ученых [1,11,15,17,23,25,38,42,46,49,57,70,73], имеет большое влияние на качество добываемой руды. Авторы рекомендуют выбирать режим выпуска с учетом конструктивных параметров обрабатываемой выемочной единицы и применяемого варианта системы разработки. В настоящее время разработаны следующие варианты режимов выпуска: поочередный режим; неравномерно-последовательный; равномерно-последовательный; хаотичный; перекрестный и др.

Для систем с торцевым выпуском наиболее эффективным, характеризующимся высокими показателями извлечения полезного ископаемого является равномерно-последовательный режим выпуска, однако при неравномерном оруденении показатели извлечения могут ухудшаться. Рекомендуемая минимальная доза выпуска при равномерно-последовательном режиме составляет 20÷30 тонн, а ее максимум не ограничивается. Большинство исследователей рекомендуют выпускать меньшую дозу с целью равномерного опускания плоскости контакта руды и налегающих пород и для создания начального разрыхления, при этом плоскость контакта должна быть параллельной плоскости горизонта выпуска.

#### **1.4. Задачи и методы исследования**

Обзор практики применения систем с массовым обрушением руды и вмещающих пород показал, что в настоящее время технология с этажным торцевым выпуском практически нигде не используется. Это связано с тем, что большинство предприятий отдают предпочтение системам разработки, в которых накоплен определенный опыт и уже решены ключевые задачи по их применению. Таким образом, большая часть российских проектов по внедрению той или иной системы разработки сопровождается принципами шаблонности и копирования параметров успешных зарубежных горнодобывающих предприятий, но из-за специфики и различия горно-геологических и горнотехнических условий месторождений это приводит к непредсказуемым результатам. Поэтому основной задачей диссертационной работы является разработка варианта и обоснование рациональных параметров системы с этажным торцевым выпуском руды применительно к мощным рудным месторождениям, обеспечивающих максимальное извлечение полезного компонента из недр при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах, что составит конкуренцию подэтажному обрушению и будет способствовать формированию теоретической базы, относительно которой можно проводить дальнейшие исследования по

конкретизации конструктивных параметров этой системы для различных условий рудных месторождений.

Основываясь на полученных результатах лабораторных исследований, необходимо решить следующие задачи:

1. Определить степень влияния гранулометрического состава рудной массы на ее сыпучие свойства и показатели извлечения.
2. Обосновать диапазон рациональной толщины отбиваемого слоя.
3. установить уровень показателей извлечения в зависимости от расстояния между смежными пунктами выпуска.
4. Обосновать рациональную величину заглубления выработки нижнего яруса при двухъярусном торцевом выпуске руды, обеспечивающую приемлемые показатели извлечения.
5. Разработать рациональный режим выпуска рудной массы для снижения потерь и разубоживания в процессе добычи.

В качестве инструментов, позволяющих решить поставленную задачу, автором выбраны аналитические методы исследования, опытно-экспериментальные исследования на физических и компьютерных моделях, в процессе которых требуется соблюдать общие положения теории моделирования выпуска рудной массы, разработанные в трудах В.Р. Именитова [34], Г.М. Малахова [57], В.В. Куликова [51], Е.В. Кузьмина [49], И.Н. Савича [73], Р.Г. Пепелева [70] и многих других авторов.

## ГЛАВА 2. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА РУДНОЙ МАССЫ

Физическое моделирование процесса выпуска рудной массы в системах с массовым обрушением помимо аналитических расчетов является одним из самых распространенных методов определения нормативных показателей извлечения при этих системах [16,23,25,30,33,38,43,45,50,51,57,59,67, 70,77,87,94,96,98]. В отличие от производственных испытаний, где опыты отличаются большой сложностью, трудностью организации и требуют много времени на их проведение, при физическом моделировании сокращаются стоимостные, временные показатели, снижается трудоемкость и появляется возможность наблюдения за происходящим процессом выпуска на разных стадиях через прозрачные стенки модели. Однако следует отметить, что расхождение между полученными результатами на физической модели и результатами натурных экспериментов может быть относительно велико, порядка 15÷20%, что, впрочем, гораздо точнее результатов, полученных аналитическим путем.

Увеличения сходимости результатов при физическом моделировании можно добиться путем соблюдения максимального приближения к условиям природы и целого ряда показателей подобия.

***Физическое моделирование состоит из нескольких этапов, таких как:***

1. Разработка методики экспериментальных исследований.
2. Разработка конструкции лабораторного стенда.
3. Изготовление модели и приспособлений для проведения лабораторных исследований.
4. Проведение экспериментов на модели в соответствии с методикой исследований.
5. Обработка результатов эксперимента.

## **2.1. Методические составляющие лабораторных экспериментов**

### *2.1.1. Функциональное подобие процесса выпуска рудной массы (по Именитову В.Р.)*

В процессе физического моделирования этажного торцевого выпуска рудной массы для получения корректных результатов согласно методике профессора Именитова В. Р. [38] необходимо и достаточно обеспечить функциональное подобие модели и природы, а именно:

- подобие геометрических свойств систем модели и природы;
- аналогичность протекающих процессов при моделировании и процессов в природе, которые необходимо описывать идентичными дифференциальными уравнениями;
- подобие начального состояния систем;
- подобие условий на границах систем в течение всего рассматриваемого периода процесса;
- равенство определяющих критериев, входящих в дифференциальные уравнения в модели и в природе.

Основными характеристиками функциональности, указывающими на подобие систем модели и природы, по мнению В.Р. Именитова и других ученых [51,57], являются параметры фигуры выпуска, площадь и количество зависаний, высота выпускного слоя, прогиб и диаметр воронки провала, т.е. подобие процессов по основным технологическим функциям, включая требования к эквивалентному материалу. В методике не берутся в расчет нарушения в подобии по второстепенным, маловажным характеристикам процесса [16,30,43,51,57,67].

Лабораторные исследования проводились на статических моделях в поле силы тяжести при соблюдении основных критериев механического подобия [38,39,70]:

- все размеры пространства, занятого системой в модели, и размеры отдельных элементов модели изменены в определенное число раз по

сравнению с соответствующими размерами природы (геометрическое подобие):

$$\frac{l'_n}{l'_m} = \frac{l''_n}{l''_m} = \dots = \frac{l^i_n}{l^i_m} = C_l, \quad (2.1)$$

где  $l'_m$  и  $l'_n$  – соответственно линейные размеры в модели, в натуре.

- сходственные точки (частицы) систем, двигаясь по геометрически подобным траекториям, проходят геометрически подобные пути в определенные промежутки времени (кинематическое подобие):

$$\frac{\tau'_n}{\tau'_m} = \frac{\tau''_n}{\tau''_m} = \dots = \frac{\tau^i_n}{\tau^i_m} = C_\tau, \quad (2.2)$$

где  $\tau'_m$  и  $\tau'_n$  – соответственно линейные размеры в модели, в натуре.

- массы любых сходственных частиц этих систем отличаются друг от друга постоянным множителем (динамическое подобие):

$$\frac{m'_n}{m'_m} = \frac{m''_n}{m''_m} = \dots = \frac{m^i_n}{m^i_m} = C_m \quad (2.3)$$

где:  $m'_m$  и  $m'_n$  – соответственно линейные размеры в модели, в натуре.

Все линейные размеры физической модели и её отдельных элементов изменены в определенное число раз, характеризующееся переходными множителями между соответствующими величинами подобных систем (константами подобия) -  $C_l$ ,  $C_\tau$ ,  $C_m$ .

### 2.1.2. Подбор эквивалентных материалов

На основе параметров выпуска при моделировании осуществляется подбор эквивалентных материалов. Суть метода состоит в том, что взамен натуральных горных пород используют искусственные материалы, эквивалентные породам моделируемой толщи, механические характеристики которых в принятом масштабе ниже соответствующих характеристик моделируемых горных пород.

Подбор эквивалентного материала по методике профессора Г. Н. Кузнецова [38,39] должен обеспечивать условия механического подобия модели и природы и удовлетворять соотношению

$$N_m = \frac{L_m}{L_n} \cdot \frac{\gamma_m}{\gamma_n} N_n, \quad (2.4)$$

где  $N_n$  и  $N_m$  - соответственно численные значения механических свойств моделируемых пород и эквивалентного материала;

$L_m$  и  $L_n$  - соответственно линейные размеры модели и натуре;

$\gamma_m$  и  $\gamma_n$  - соответственно объемный вес материала и моделируемых пород.

Располагая данными о характеристиках механических свойств моделируемых пород, выражающихся в некоторых численных значениях  $N_n$ ,

можно для заданного масштаба модели  $\frac{L_m}{L_n}$  и заданного отношения  $\frac{\gamma_m}{\gamma_n}$

подсчитать численные значения соответствующих характеристик механических свойств материала модели для обеспечения необходимого подобия.

В качестве определяющих физико-механических характеристик должны быть взяты те характеристики, которые играют в данном процессе ведущую роль.

При моделировании выпуска рудной массы ключевыми физико-механическими свойствами дробленых материалов являются:

- угол естественного откоса (равен углу внутреннего трения частиц для кусковатого материала);
- углы трения материала по различным поверхностям (стенкам блока);
- объемный вес или плотность как в уплотненном, так и разуплотненном (с учетом коэффициента разрыхления) состоянии;
- коэффициент сцепления;
- гранулометрический и минералогический состав.

Комплекс перечисленных свойств характеризует степень подвижности материала (сыпучесть) при его выпуске из пунктов. От сыпучих свойств

материала, в свою очередь, зависят параметры фигуры выпуска, высота и толщина слоя сыпучего тела, диаметр и глубина воронки прогиба.

Соблюдение равенства углов естественного откоса является определяющим критерием подобия коэффициента разрыхления в модели и натуре. По результатам ряда практических исследований определено, что в насыпном виде для кусковатого материала углы естественного откоса в модели и натуре равны углам внутреннего трения [10,16,23,27,31,38,48,51,72]. Незначительное уменьшение коэффициента разрыхления происходит при моделировании выпуска уплотненных руд, что приводит к резкому возрастанию угла внутреннего трения. [67,84]. Углы внутреннего трения и трения о стенки блока - величины безразмерные, поэтому на модели они должны быть такими же, как и в натуре, а их масштабы равняться единице.

Моделирование выпуска в поле силы тяжести теоретически возможно при любом объемном весе эквивалентного материала, так как скорости и траектории движения твердых тел в сыпучей среде при выпуске из отверстий не зависят от объемного веса тел [50,51]. Влияние уменьшения напряжений на модели, по сравнению с натурой, компенсируется соответствующим уменьшением коэффициента сцепления сыпучего тела с учетом масштаба объемного веса [38, 39]:

$$C_k = C\gamma \cdot C_L \quad (2.5)$$

Для облегчения задачи подобия из эквивалентного материала модели были исключены частицы фракционного состава менее 1 мм, таким образом, условия подобия ограничиваются соответствием угла внутреннего трения сыпучего тела в натуре и на модели. Это позволило избежать нарушения геометрического подобия процесса истечения кусковой руды в пространстве очистного блока, так как в натуре рудная масса фракционного состава менее 100 мм практически не влияют на характер движения руды при выпуске, на руду действуют только силы трения, и ее можно принять за несвязную среду с коэффициентом сцепления  $k = 0$ . [1,51,57,67].

Следует отметить, что есть некоторое геометрическое несоответствие гранулометрического состава эквивалентного материала с натуральной рудной массой. Это связано с образованием пустот между крупными гранулами, что приводит к увеличению коэффициента разрыхления в материале модели по отношению к натуре.

Подобие деформации также было исключено из физического моделирования из-за незначительного влияния кратковременной статической нагрузки на сжимаемость отбитой руды.

Следовательно, подбор эквивалентного материала может осуществляться исходя из следующего соотношения [38, 39]:

$$\frac{H}{h} = \frac{D}{d} = \frac{Z}{z} = \left( \frac{V}{v} \right)^{1/3} = C_L \quad (2.6)$$

где  $H, h$  – толщина слоя сыпучего тела в натуре и на модели;

$D, d$  – диаметр прогиба поверхности сыпучего тела в натуре и на модели;

$Z, z$  – глубина прогиба в условиях натуре и модели;

$V, v$  – объем выпуска в натуре и модели;

$C_L$  – линейный масштаб.

Эффективность этого метода не вызывает сомнений, благодаря чему он получил широкое применение при решении различных задач в области технологии разработки месторождений полезных ископаемых и геомеханики.

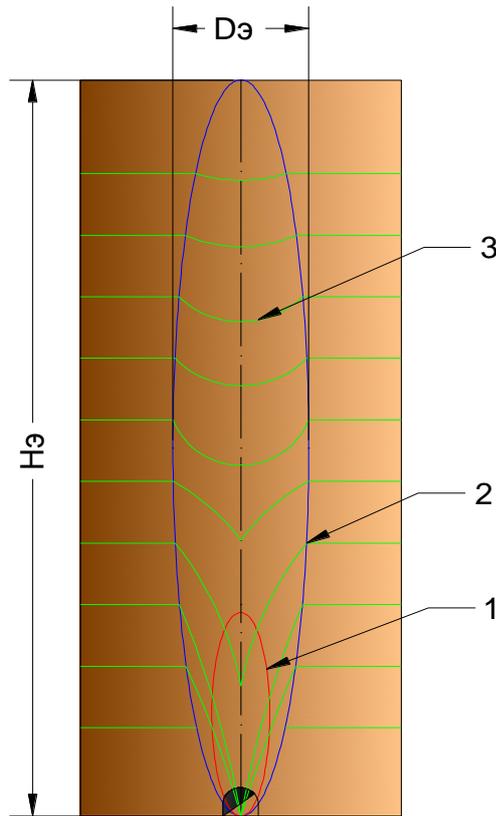
*2.1.3. Эмпирическое определение коэффициента  $m$ , характеризующего сыпучие свойства эквивалентного материала.*

Как известно, образующиеся при истечении рудой массы фигуры выпуска и разрыхления в первом приближении представляют собой «эллипсоиды» вращения (рис.2.1), вытянутые по направлению действия гравитационных сил. При этом высота  $H_9$  и диаметр  $D_9$  «эллипсоида» связаны соотношением

$$H_9 = m D_9^2, \quad (2.7)$$

где 2- полученный эмпирическим путем показатель степени;

$m$  – коэффициент, отвечающий за эксцентриситет «эллипсоидов» выпуска и разрыхления.



**Рис.2.1. Формирование фигур выпуска и разрыхления: 1 - «эллипсоид» выпуска; 2 - «эллипсоид» разрыхления; 3 - расположение горизонтальных слоев в процесс выпуска**

Коэффициент пропорциональности  $m$  характеризует сыпучие свойства руды, определяется экспериментально для каждой физической модели, для каждого типа сыпучего материала перед началом основных лабораторных исследований, связанных с выпуском рудной массы. Его физический смысл заключается в степени кривизны «эллипсоида» в верхней его части, которая измеряется в единицах, обратных радиусу кривизны этой области -  $m^{-1}$ . Чтобы определить степень сыпучести эквивалентного материала, необходимо выпустить слой условной руды заданной высоты, этот слой засыпается сверху условными вмещающими породами. Выпуск осуществляется из одиночного отверстия с таким расчетом, чтобы на формируемую фигуру выпуска не оказывали влияние стенки изготовленной физической модели. Таким образом, «эллипсоид» становится изолированным. По приходу первого куска пустых

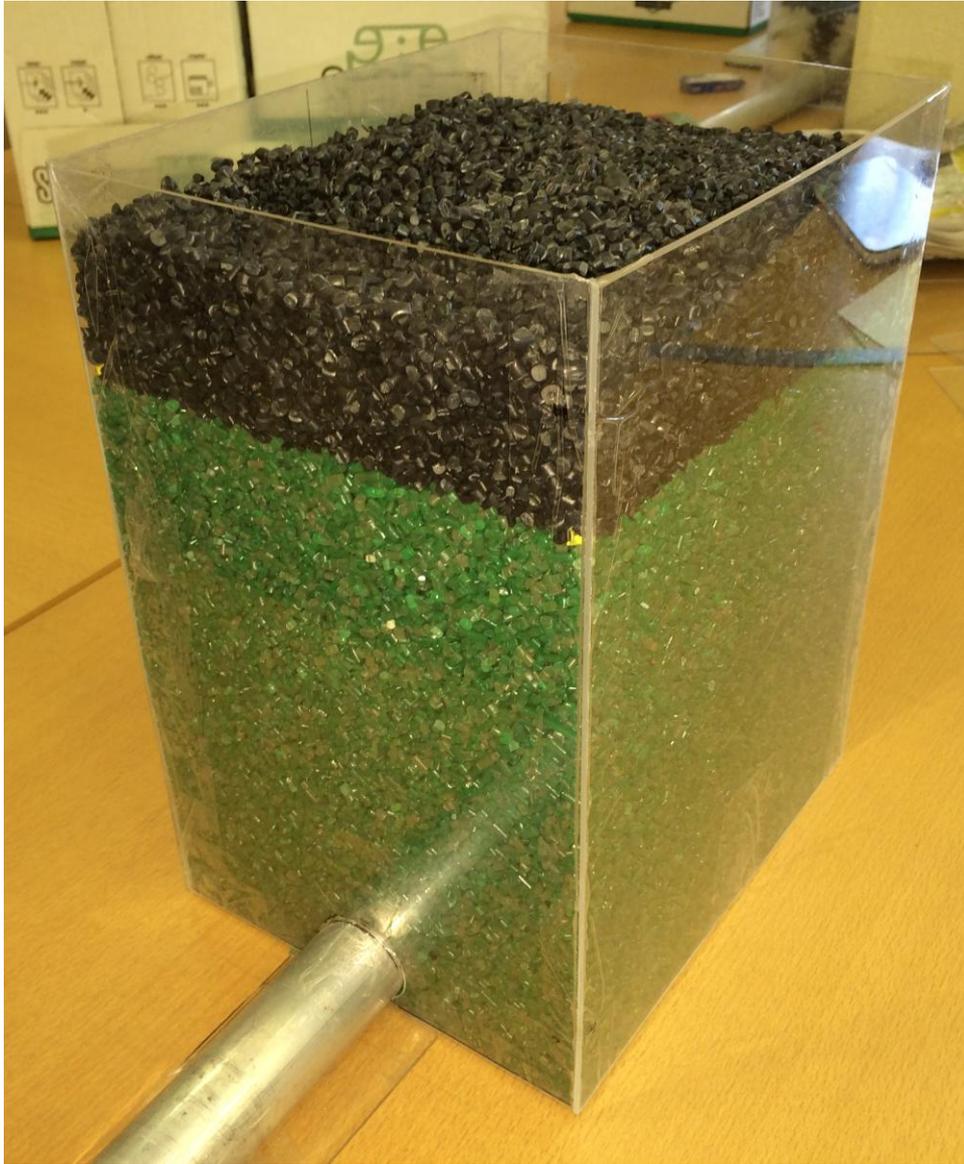
пород (т.е. в начале разубоживания) в пункт выпуска необходимо измерить объем выпущенной чистой руды. Далее, подставив известные данные в равенство (2.8), находим искомый коэффициент:

$$m = \frac{\pi H^2}{6V_{нч}} \quad (2.8)$$

Для определения коэффициента, характеризующего сыпучие свойства, был создан лабораторный стенд, в емкость которого был засыпан один слой исследуемого материала мощностью 25 см, гранулометрический состав которого находился в диапазоне 0,3÷0,4 см. Линейные размеры модели составили: высота – 32 см, длина - 25 см, ширина - 20 см. Масштаб модели 1:100 (рис.2.2). Размеры модели позволяют исключить влияние ее стенок на формирование фигуры выпуска. Таким образом, визуальное восприятие процесса истечения сыпучего материала через ее стенки невозможно, условия подобия можно проследить с помощью диаметра и глубины образовавшейся в результате выпуска воронки прогиба (рис 2.3), а также толщины выпускаемого сыпучего слоя.

Выпуск руды осуществляли через одиночное отверстие, расположенное по центру модели, величина дозы выпуска в пересчете на натуру составила 60 м<sup>3</sup>.

Первое разубоживание наступило после выпуска 665 м<sup>3</sup> руды. Таким образом, подставив полученные данные в соотношение (2.8), получаем значение коэффициента  $m = 0,49 \text{ м}^{-1}$  для используемого сыпучего материала.



**Рис. 2.2. Лабораторный стенд для определения сыпучих свойств эквивалентного материала**



**Рис. 2.3. Образовавшаяся воронка прогиба на конец эксперимента**

В табл. 2.1 приведены значения коэффициента разрыхления, соответствующие коэффициенту, характеризующему сыпучие свойства.

Таблица 2.1

**Коэффициент разрыхления и соответствующие ему значения Коэффициента, характеризующего сыпучие свойства**

Крепость руды	$m, m^{-1}$	$k_p$
крепкая	$0,4 \div 0,5$	$1,3 \div 1,4$
крепкая	$0,55 \div 0,65$	1,2
средней крепости	$1,2 \div 1,7$	$1,2 \div 1,4$

Коэффициент разрыхления необходимо учитывать при выборе рациональной толщины отбиваемого слоя, в нашем случае он равен 1,39. Следовательно, толщина выпускаемого слоя будет в 1,39 раза больше, чем отбитый слой руды.

Проверку полученного результата осуществляли также путем физического моделирования. Масштаб моделирования 1:100. Размеры опытного стенда 8x15x32 см (соответственно, ширина, длина, высота). Слой отбитой руды толщиной, равной ширине физической модели, выпускали через одиночное отверстие из торца буродоставочной выработки. Высота слоя, как и в предыдущей модели, составляла 25 см (или 25 м в натуральных условиях). Для определения параметров формируемой фигуры выпуска засыпанный в модель эквивалентный материал разделяли тонкими горизонтальными прослоями мелкодисперсной фракции белого цвета непосредственно у прозрачной стенки модели. Прослой располагали через каждые 5 см сыпучего материала. Это позволило наглядно проследить за всеми стадиями формирования искомой фигуры выпуска (рис. 2.4).



Рис. 2.4. Стадии формирования фигуры выпуска

Определив максимальный диаметр получившегося «эллипсоида» выпуска в соответствии с формулой (2.7), получили коэффициент пропорциональности  $m$ , который также составил  $0,49 \text{ м}^{-1}$ . Таким образом, коэффициент, характеризующий сыпучие свойства, является величиной постоянной и его можно использовать при подсчете диаметра формируемой фигуры выпуска для различных высот выпускаемого слоя. При этом гранулометрический состав и сам эквивалентный материал не должны изменяться.

#### *2.1.4. Планирование эксперимента, определение необходимого числа лабораторных опытов*

Планирование эксперимента представляет собой процедуру выбора числа и условий проведения опытов, необходимых и достаточных для решения поставленной задачи с требуемой точностью [52].

При этом необходимо придерживаться следующих ограничений:

- общее число лабораторных опытов должно стремиться к минимуму;
- все влияющие на процесс переменные должны изменяться одновременно по определенным алгоритмам;

- использовать математический аппарат при описании исследований для подтверждения и конкретизации результатов;
- соблюдать выбранную технику проведения эксперимента.

Механизм и закономерности процесса истечения рудной массы при моделировании выпуска устанавливаются путем сопоставления между собой результатов исследований на определенном числе отдельных моделей или отдельных стадий исследований при большом количестве обрабатываемых секций на одной модели, проведенных в абсолютно одинаковых условиях [7, 30,38,39,49,50,88].

Ключевым показателем, характеризующим процесс выпуска, является объем выпущенной чистой руды из буродоставочных выработок до начала примешивания в нее пустых пород. В связи с расстоянием между выпускными выработками верхнего яруса (15 см) фигуры выпуска на всех стадиях моделирования не оказывают влияния друг от друга, т.е. изолированы.

Это не сложно проверить, рассчитав аналитическим путем диаметр эллипсоида выпуска и подставив в соотношение (2.7) известные величины - высоту отбиваемого слоя и показатель сыпучести  $m$ .

Подставив, получаем:

$$D_3 = \sqrt{\frac{60}{0,49}} = 11 м \quad (2.9)$$

Диаметр эллипсоида меньше расстояния между выпускными выработками, следовательно, данные по объемам выпущенной чистой руды из каждой выработки можно считать полученными в результате независимых экспериментов.

Далее представлен метод математического расчета необходимого количества экспериментов.

Определение необходимого числа наблюдений:

$$n = t^2 \frac{k_{var}^2}{k_{\text{дон}}^2}, \quad (2.10)$$

где  $n$  - необходимое число экспериментов (наблюдений);

$k_{var}$  - коэффициент вариации, %;

$k_{\text{дон}}$  - допустимая ошибка, %;

$t$  - нормированное отклонение.

В табл. 2.2 приведены рекомендуемые нормированные  $t$  отклонения в зависимости от надежности  $P$  [26].

Таблица 2.2.

$P$	0,68	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	0,955	0,990
$t$	1,0	1,04	1,15	1,28	1,44	1,65	1,96	2,0	2,58

Расчет коэффициента вариации (%):

$$k_{var} = \frac{\sigma}{\bar{X}} \cdot 100, \quad (2.11)$$

где  $\sigma$  - среднее квадратичное отклонение рассчитывается по формуле

$$\sigma = \sqrt{S^2} = S; \quad (2.12)$$

$S$  - значением дисперсии (разброс полученных данных):

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2; \quad (2.13)$$

$\bar{x}$  - среднее значение исследуемого показателя, определяется по формуле

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (2.14)$$

Решая уравнения относительно  $n$ , получаем:

$$n(n-1) = 10^4 \frac{t^2 \sum (\bar{X} - X_i)^2}{\bar{X}^2 \cdot k_{don}^2} . \quad (2.15)$$

Обозначив правую часть уравнения через В, имеем:

$$n^2 - n - B = 0; \quad (2.17)$$

$$n = 0,5 \pm \sqrt{0,25B} . \quad (2.18)$$

Расчет необходимого числа экспериментов проводился на программном продукте Microsoft Excel, результаты сведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3.

**Результаты расчета необходимого числа экспериментов**

Объем выпущенной рудной массы до начала разубоживания, мл				Полученные значения		
Выработка №1	Выработка №2	Выработка №3	Выработка №4	$\bar{X}$	<b>B</b>	<b>n</b>
5198	4940	4696	4928	4940,5	2450,25	24

Таким образом, количество независимых лабораторных экспериментов с допустимым отклонением  $k_{don}$  не более 10 % составляет 24, конструкция одной модели позволяет провести порядка 20 независимых исследований, следовательно, моделей должно быть не менее двух.

## **2.2. Разработка конструкции физической модели**

Для обеспечения высоких качественных и количественных показателей добычи необходимо модернизировать технологии с обрушением руды и вмещающих пород за счет регулирования параметров применяемых систем разработки. Наиболее точные результаты при изучении параметров этажного торцевого выпуска руды можно получить путем проведения лабораторных исследований на объемных моделях. Для этого необходимо соблюдать ряд конструктивных требований:

- выбранный масштаб физических моделей должен обеспечивать корректность и точность данных, полученных в результате выпуска рудной массы;
- конструктивные размеры стенда не должны препятствовать повторному изучению физических процессов на аналогичной модели (проведение опытов не менее 2-х раз);
- обеспечение визуального и документального контроля за протекающими внутри физической модели процессами (в данном случае за формированием фигур выпуска руды и состоянием массива).

При конструировании лабораторного стенда, имитирующего этажный торцевой выпуск рудной массы, были учтены все вышеизложенные требования. Физическая модель выполнена в масштабе 1:100 (рис.2.5, 2.6). Размеры модели: 73 см x 30 см x 110 см (соответственно длина, ширина, высота). В нижней части торцевой панели расположены технологические отверстия, в которые осуществляется монтаж трубок, имитирующих буродоставочные выработки. Диаметр трубок в свету составляет 4,5 см (4,5 м в масштабе), что соответствует среднему размеру выработок в натуре. Трубки расположены в два яруса, расстояние по осям между выработками верхнего яруса - 15 см, трубки нижнего яруса находятся ниже на 20 см, по центру вышележащих. Для имитации торцевого выпуска в зажатой среде внутри модели предусмотрены вертикальные разделительные стенки из органического стекла, которые перемещаются по полозьям независимо друг от друга. Вертикальные стенки делят рудное тело на слои.

С учетом выбранного масштаба моделирования был принят размер эквивалентных кусков руды (3÷4 мм) и породы (4÷7 мм), представленных гранулами хаотической формы, соответствующих кускам в натуре с размерами 300÷400 и 400÷700 мм. Гранулы окрашены в различные цвета, что позволяет точнее определить качественные характеристики добываемой руды и наглядно установить параметры формируемой фигуры выпуска. Эквивалентный

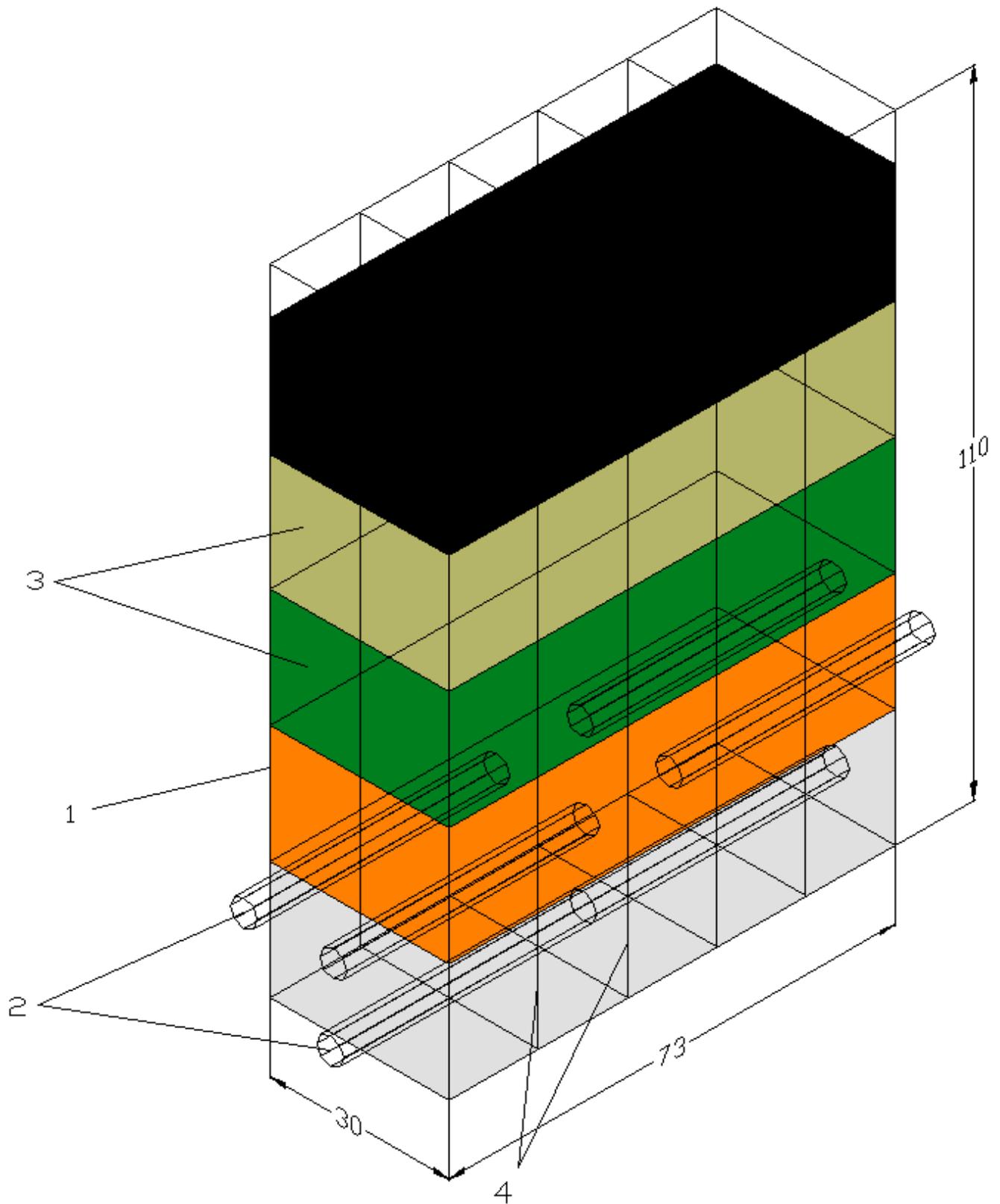
материал засыпали в модель с постепенным наращиванием вверх, начиная с нижних горизонтальных слоев, толщина которых соответствовала следующим натурным размерам:

- слой 1 (белый цвет) - вертикальная мощность 20 м;
- слой 2 (оранжевый цвет) - вертикальная мощность 20 м;
- слой 3 (зеленый цвет) - вертикальная мощность 20 м;
- слой 4 (серый цвет) - вертикальная мощность 20 м;
- вмещающие породы (черный цвет) - вертикальная мощность 20 м.

Перед засыпкой сыпучего материала в модель были зафиксированы объемы каждого слоя в отдельности: слой 1- 42192 мл, слой 2 – 42660 мл, слой 3 – 44 917,75 мл, слой 4 - 42 118,92 мл. Объем вмещающих пород на начало эксперимента составлял – 38 918,88 мл, в последствие этот объем постоянно увеличивался за счет дополнительной подсыпки материала.



Рис.2.5. Физическая модель этажного торцевого выпуска рудной массы (общий вид)



**Рис.2.6. Схематичный вид физической модели: 1 - каркас модели; 2 - алюминиевые трубки (буродоставочные выработки), 3 - горизонтальные слои эквивалентного материала; 4 - разделительные перегородки**

### 2.3. Техника проведения экспериментов на физической модели

Цель экспериментов заключалась в определении степени влияния параметров этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды и вмещающих пород на величину потерь и разубоживания и в их дальнейшей корректировке для получения рациональных показателей извлечения. В процессе экспериментов учитывались следующие факторы:

- глубина ведения горных работ в натуральных условиях;
- расстояние между буродоставочными выработками в секции и их пространственное положение;
- толщина отбиваемого слоя;
- порядок отработки выемочного участка;
- физико-механические свойства и гранулометрический состав руды;
- проведение измерений с учетом размеров и точности применяемых приборов.

В процессе исследований исключалось:

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

Для подготовки эквивалентных материалов и определения их физико-механических свойств в лабораторных условиях при отработке выпуска рудной массы использовалось специальное оборудование:

- набор сит для определения гранулометрического состава материала модели;
- набор стеклянных мензурок;
- ручной ковш (добычное оборудование).

Выпуск осуществлялся на всю вертикальную мощность рудного тела (80 м), толщина выпускаемого слоя определялась в соответствии с существующими аналитическими методиками и результатами компьютерного моделирования с учетом фракционного состава эквивалентного материала [77].

Обрушение рудной массы имитировалось посредством резкого выдвигания выработки на установленную толщину слоя.

Отработка секции велась от центра к флангам, режим выпуска выбран равномерно-последовательный, как наиболее рациональный.

Объем дозы выпуска был эквивалентен  $200 \text{ м}^3$  в натуральных условиях. По достижении предельно допустимого разубоживания в дозе (50 %) «верхние» выработки выдвигались на следующий слой и включались в работу «нижние», чем, технология торцевого выпуска напоминала вариант с выпуском из-под временного надштрекового целика. Остановка выпуска при относительно небольшом уровне разубоживания в «верхних» выработках обусловлена тем, что оставшаяся часть запасов, находящаяся между буродоставочными выработками верхнего яруса, будет доработана из выработки нижнего яруса. Таким образом, потери в рудном гребне являются возвратимыми потерями. Доза выпуска при отработке нижнего яруса также составляет  $200 \text{ м}^3$ , по достижении 50 % разубоживания объемы выпускаемой дозы сокращаются до  $100 \text{ м}^3$ , предельное разубоживание при выпуске с «нижней» выработки составляет 75÷80 %.

#### **2.4. Обработка данных, полученных в результате физического моделирования**

В процессе проведения лабораторных экспериментов на моделях был получен большой объем начальной информации в виде числовых значений объемов выпущенной рудной массы по каждому отбиваемому слою.

Обработку результатов измерений, полученных во время моделирования выпуска рудной массы, проводили в несколько этапов:

- предварительная обработка данных, заключающаяся в подробной оценке обстановки и основных параметров выпуска рудной массы;
- группировка и обобщение результатов для определения показателей извлечения по каждому слою как в отдельности, так и в целом по модели;

- составление таблиц с результатами и построение графиков различных зависимостей.

#### *2.4.1. Этажный торцевой выпуск рудной массы из выработок верхнего яруса при центрально-фланговом порядке отработки*

Как показывает практика подземной разработки рудных месторождений, отработка запасов по центрально-фланговой схеме или по схеме от фланга к флангу характеризуется равномерным распределением напряженно-деформированного состояния массива по площади обнажения и, как следствие, благоприятно влияет на безопасность ведения горных работ. Обратная картина наблюдается при ведении добычных работ от флангов месторождения к его центру, в этом случае на последней стадии очистной выемки остается целик, на котором сосредоточена зона действия высоких концентраций напряжения. Таким образом, на стадии доработки запасов встречные фронты могут спровоцировать удароопасную ситуацию, что ведет к необходимости выполнения специальных мероприятий по прогнозу и предотвращению горных ударов и, соответственно, к увеличению себестоимости добычи.

В связи с вышеизложенным порядок отработки запасов на физической модели этажного торцевого выпуска руды осуществлялся по центрально-фланговой схеме.

Выпуск рудной массы из верхнего яруса модели проводили равномерно - последовательно из четырех выработок. Высота выпускаемого слоя составляла 60 м, толщина выпускаемого слоя была принята равной 7,5 м для всей модели.

После выпуска определенного объема рудной массы до установленного предела разубоживания в дозе (50 %) – 104 921 м<sup>3</sup> была проведена обработка полученных результатов по общепринятой методике [23,38,41,42,55,57,70,75]. Расчеты производили в кубических метрах. В результате были определены потери, разубоживание и коэффициент выхода рудной массы (коэффициент добычи) по каждой секции в отдельности и по всей физической модели в целом.

*Потери* руды определялись исходя из соотношения

$$П = \frac{V_{общ.} - \sum V_{p.i.}}{V_{общ.}}, \%, \quad (2.19)$$

где  $П$  – потери руды, %;

$V_{общ.}$  – общий объем обрабатываемой секции, м<sup>3</sup>;

$\sum V_{p.i.}$  – суммарный объем выпущенной руды из секции по  $i$  включительно, м<sup>3</sup>.

*Разубоживание* руды находили по формуле

$$P = \frac{\sum V_{p.i.}}{\sum V_{d.p.}}, \%, \quad (2.20)$$

где  $P$  – разубоживание руды, %;

$\sum V_{d.p.}$  – суммарный объем дозы выпущенной из блока, м<sup>3</sup>

*Коэффициент выхода рудной массы* (коэффициент добычи)

$$K_D = \frac{\sum V_{d.i.}}{V_{общ.}}, \text{ дол. ед.}, \quad (2.21)$$

где  $K_D$  – коэффициент выхода рудной массы (коэффициент добычи), дол. ед.

Результаты выпуска рудной массы и показатели извлечения руды приведены в табл. 2.4.

Опираясь на полученные данные выхода руды из каждого горизонтального слоя была построена планограмма выпуска, в которой отражены объемы, заключавшиеся в каждой дозе на протяжении всего хода эксперимента (рис. 2.7).

Показатели извлечения выпуска рудной массы из выработок верхнего яруса

Выпускаемый слой	При Н=20,м <sup>3</sup>	При Н=40,м <sup>3</sup>	При Н=60,м <sup>3</sup>	Порода, м <sup>3</sup>	Всего выпущено р.м., м <sup>3</sup>	Потери, %	Разубоживание, %	Кд, дол. ед.
1	2870	4732	3848	571	12021	91,0%	4,8%	0,095
2	5717	9260	7661	1279	23917	82,1%	5,3%	0,189
3	8438	14647	14080	2171	39336	70,7%	5,5%	0,310
4	12352	21276	20718	3454	57800	57,1%	6,0%	0,456
5	17385	29471	26602	7786	81244	42,0%	9,6%	0,641
6	21425	36111	31441	11015	99992	29,8%	11,0%	0,789
7	22073	36529	32822	11112	102536	27,8%	10,8%	0,809
8	22370	36793	33897	11861	104921	26,5%	11,3%	0,828

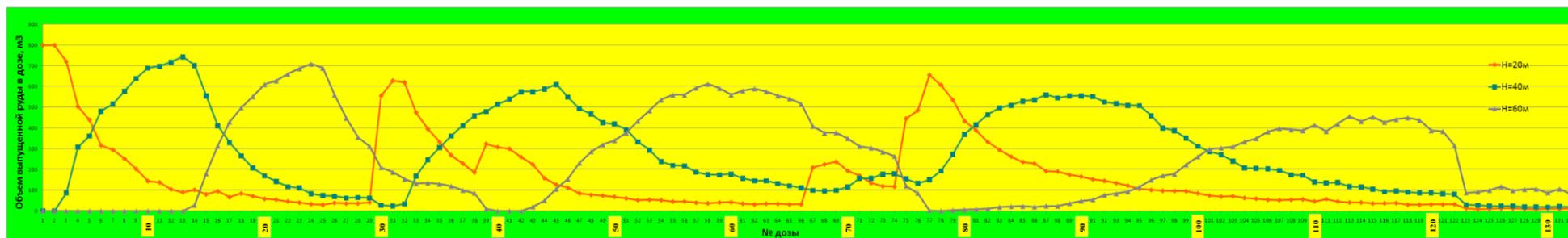


Рис. 2.7. Планограмма выпуска горизонтальных слоев руды из выработок верхнего яруса

На основании данных таблицы были построены графические зависимости потерь и разубоживания руды от коэффициента выхода рудной массы (рис.2.8, 2.9).

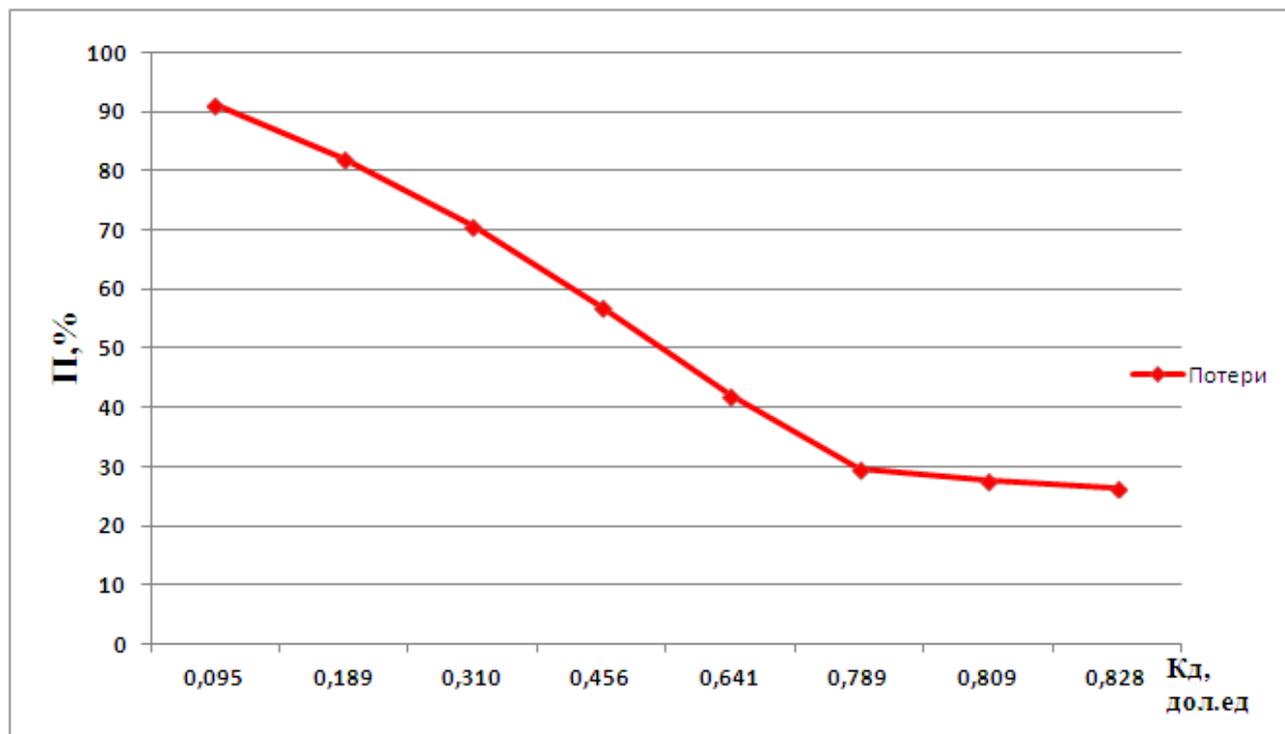


Рис. 2.8. Зависимость потерь от выхода рудной массы

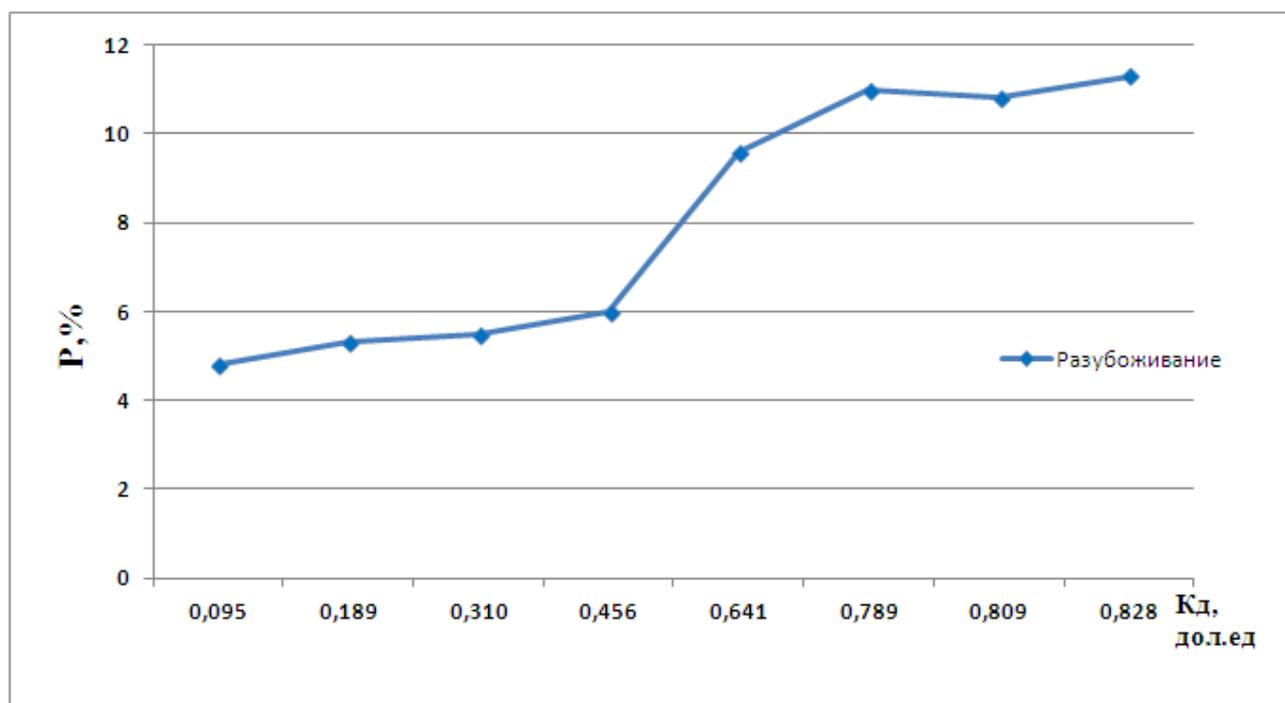


Рис. 2.9. Зависимость разубоживания от выхода рудной массы

При построении зависимостей фиксировались конечные результаты по уровню потерь и разубоживания после выпуска каждого вертикального слоя рудной массы, таким образом, представленные графики не имеют пересечения с осью ординат.

Также был проведен расчет потерь по каждому горизонтальному слою для определения зоны фигуры выпуска с наибольшими показателями извлечения руды (табл. 2.5).

Таблица 2.5.

**Потери руды по каждому горизонтальному слою при выпуске из верхнего яруса**

Горизонтальные слои	Секция 1	Секция 2	Секция 3	Секция 4	Секция 5	Всего	Потери по слою
Н=20	5717	2721	3914	5681	4337	22370	47,6%
Н=40	9260	5387	6629	8613	6904	36793	12,6%
Н=60	7661	6419	6638	7265	5914	33897	19,1%

Расчетами определено, что при отработке запасов из выработок верхнего яруса потери составили - 25,5 %, разубоживание - 11,3 %, значение коэффициента добычи - 0,828 дол.ед. Относительно высокие потери связаны с образовавшимся между буродоставочными выработками верхнего яруса рудным гребнем, запасы которого будут погашены впоследствии из выработок нижнего яруса.

*2.4.2. Выпуск рудной массы из выработок нижнего яруса*

Для обеспечения высоких качественных и количественных показателей извлечения системы с обрушением постоянно совершенствуются. Так, модернизация торцевого выпуска, варианта с ромбовидными панелями, привела к созданию технологии с использованием надштрекового целика [34-36,67, 73]. По назначению надштрековый целик является предохранительным, с его помощью предотвращают негативное влияние подземной разработки, связанное с сдвигами налегающих толщ пород, которые проявляются на поверхности в виде провалов. Еще одним достоинством применения надштрекового целика является возможность резкого увеличения высоты

выпускаемого слоя и применения высокопроизводительного оборудования при выпуске и на доставке руды [2,14,47,49]. Это в конечном итоге снижает затраты на подготовительно-нарезные работы и увеличивает производительность горнорудного предприятия как при подэтажном так и этажном обрушении. Данная технология является прототипом двухъярусного расположения буровыпускных выработок.

Выпуск рудной массы из выработок нижнего яруса осуществлялся пошагово с отставанием в один отбиваемый слой от выработок верхнего яруса. Например, при отработке центральной секции модели выпуск из выработок нижнего яруса начинали только после выдвижения «верхних» буродоставочных выработок на следующий отбиваемый слой (ступенчатое развитие).

Отработку модели из нижнего яруса выработок проводили дозами, объемы которых составляли  $200 \text{ м}^3$ . По достижении 50 % разубоживания, объем дозы снижался до  $100 \text{ м}^3$ , что увеличивало точность получаемых результатов. Выпуск из буродоставочных выработок останавливали полностью при достижении критического разубоживания (75÷80 %) в дозе объемом  $100 \text{ м}^3$ . Мощность горизонтального слоя, в котором были заложены выработки нижнего яруса равнялась 20 м. Запасы этого слоя составляли  $42192 \text{ м}^3$ .

Показатели, полученные в процессе моделирования, приведены в табл. 2.6, фрагмент планограммы выпуска показан на рис. 2.10., графики зависимости потерь и разубоживания руды в процессе выпуска из выработок нижнего яруса представлены на рис. 2.11, 2.12.

Показатели извлечения выпуска рудной массы из выработок нижнего яруса

Выпускаемый слой	При Н=20,м <sup>3</sup>	При Н=40,м <sup>3</sup>	При Н=60,м <sup>3</sup>	При Н=80,м <sup>3</sup>	Порода, м <sup>3</sup>	Всего выпущено р.м., м <sup>3</sup>	Потери, %	Разубоживание, %	Кд, дол. ед.
1	2023	3556	3076	1436	3697	13788	76,1%	26,8%	0,327
2	4493	5538	3790	2452	7437	23710	61,4%	31,4%	0,562
3	5482	5797	4023	2997	9721	28020	56,6%	34,7%	0,664
4	7742	7164	5549	4738	12771	37964	40,3%	33,6%	0,900
5	9049	8471	5770	4961	15302	43553	33,0%	35,1%	1,032
6	10383	9805	5988	5177	18151	49504	25,7%	36,7%	1,173
7	11718	11140	6204	5398	20896	55356	18,3%	37,7%	1,312
8	13244	12666	6558	5656	23359	61483	9,6%	38,0%	1,457

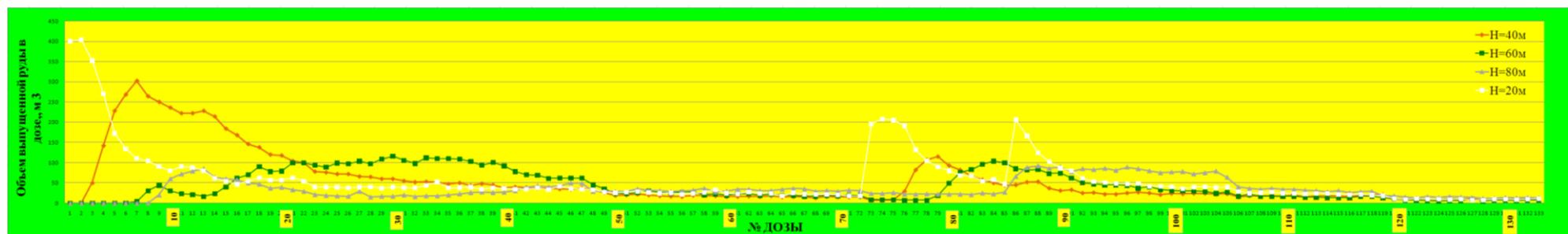


Рис.2.10. Планограмма выпуска горизонтальных слоев руды из выработок нижнего яруса (фрагмент)

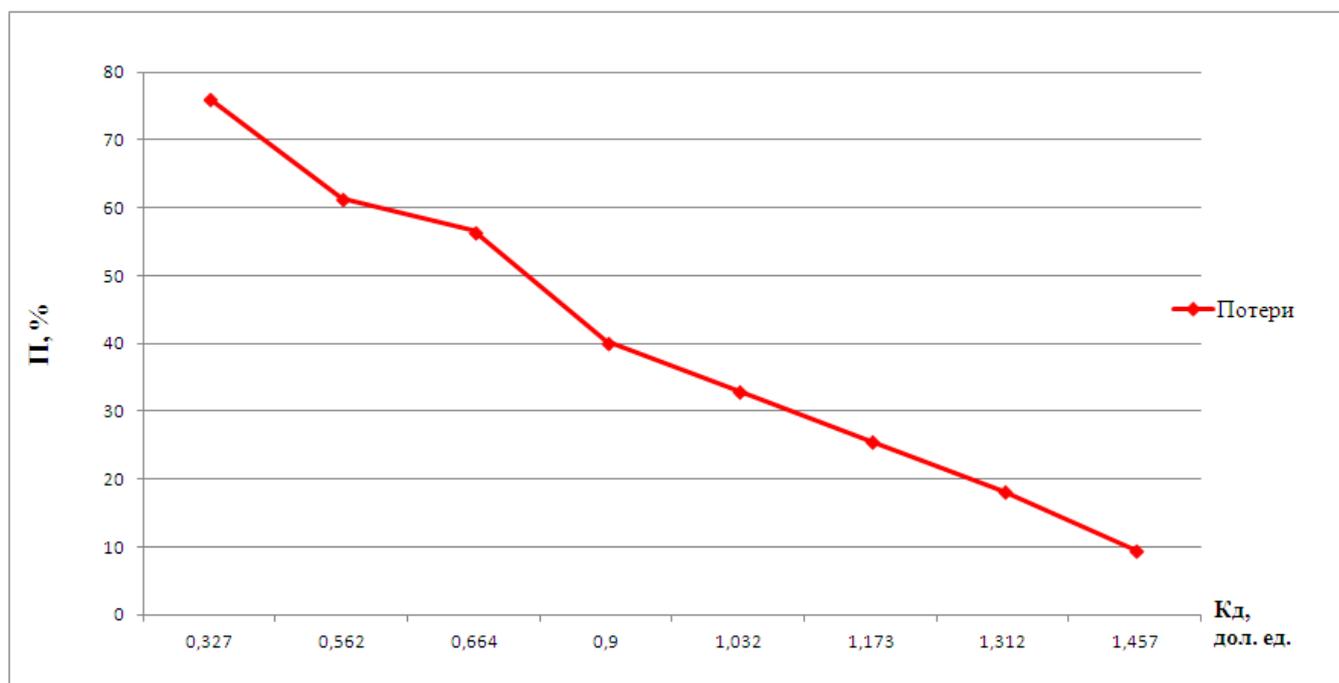


Рис. 2.11. Зависимость потерь от выхода рудной массы

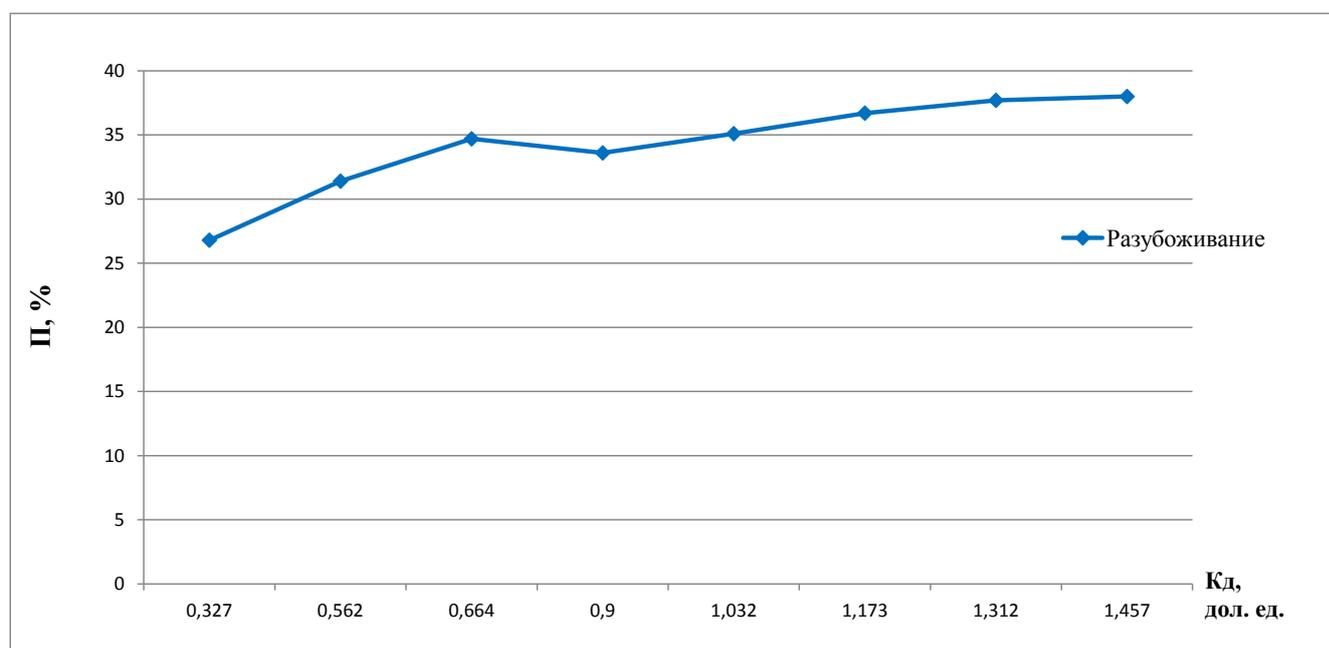


Рис. 2.12. Зависимость разубоживания от выхода рудной массы

### *2.4.3. Показатели извлечения при двухъярусном расположении буродоставочных выработок*

На подавляющем большинстве подземных рудников существует тенденция ежегодного углубления очистных работ, в связи с чем геомеханическая обстановка на этих предприятиях только усугубляется. Усложнение условий добычи влечет за собой снижение безопасности горных работ, а также увеличение себестоимости добычи за счет средств, направленных на обеспечение сохранности горных выработок, особенно когда речь идет о разработке на больших глубинах (более 200÷300 м). В этом случае совершенно недопустимо располагать смежные буродоставочные выработки в пределах их возможного взаимовлияния, что, в свою очередь, приводит к снижению показателей извлечения.

Из вышеизложенного следует, что наиболее рациональным вариантом конструкции днища блока может послужить вариант с двухъярусным расположением буродоставочных выработок, который позволяет увеличивать расстояние между смежными выработками и компенсирует потери от образованных в результате торцевого выпуска рудных гребней посредством доработки оставшейся руды выработками нижнего яруса.

Результаты физического моделирования этажного торцевого выпуска руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок приведены в табл. 2.7. Визуализация стадийности отработки секций модели представлена на рис. 2.13. Графики зависимости выхода рудной массы от показателей извлечения приведены на рис. 2.14, 2.15.



**Рис.2.13. Стадии выемки запасов секций физической модели**

Таблица 2.7

## Общие показатели извлечения выпуска рудной массы при двухъярусном расположении выработок (физическая модель)

Выпускаемый слой	при Н=20, м <sup>3</sup>	при Н=40, м <sup>3</sup>	при Н=60, м <sup>3</sup>	при Н=80, м <sup>3</sup>	Порода, м <sup>3</sup>	Всего выпущено р.м., м <sup>3</sup>	Потери, %	Разубоживание, %	Кд, дол. ед.
<b>Выпуск руды из выработок верхнего яруса</b>									
1	0	2870	4732	3848	571	12021	93,2%	4,8%	0,071
2	0	5717	9260	7661	1279	23917	86,6%	5,3%	0,142
3	0	8438	14647	14080	2171	39336	78,0%	5,5%	0,233
4	0	12352	21276	20718	3454	57800	67,8%	6,0%	0,342
5	0	17385	29471	26602	7786	81244	56,5%	9,6%	0,481
6	0	21425	36111	31441	11015	99992	47,3%	11,0%	0,592
7	0	22073	36529	32822	11112	102536	45,9%	10,8%	0,607
8	0	22370	36793	33897	11861	104921	44,9%	11,3%	0,621
<b>Выпуск руды из выработок нижнего яруса</b>									
9	2023	25926	39869	35333	15558	118709	38,9%	13,1%	0,703
10	4493	27908	40583	36349	19298	128631	35,3%	15,0%	0,762
11	5482	28167	40816	36894	21582	132941	34,1%	16,2%	0,787
12	7742	29534	42342	38635	24632	142885	30,0%	17,2%	0,846
13	9049	30130	42563	38858	27163	147763	28,6%	18,4%	0,875
14	10383	30742	42781	39074	30012	152992	27,2%	19,6%	0,906
15	11718	31358	42997	39295	32757	158125	25,8%	20,7%	0,936
16	13244	32103	43351	39553	35220	163471	24,1%	21,5%	0,968

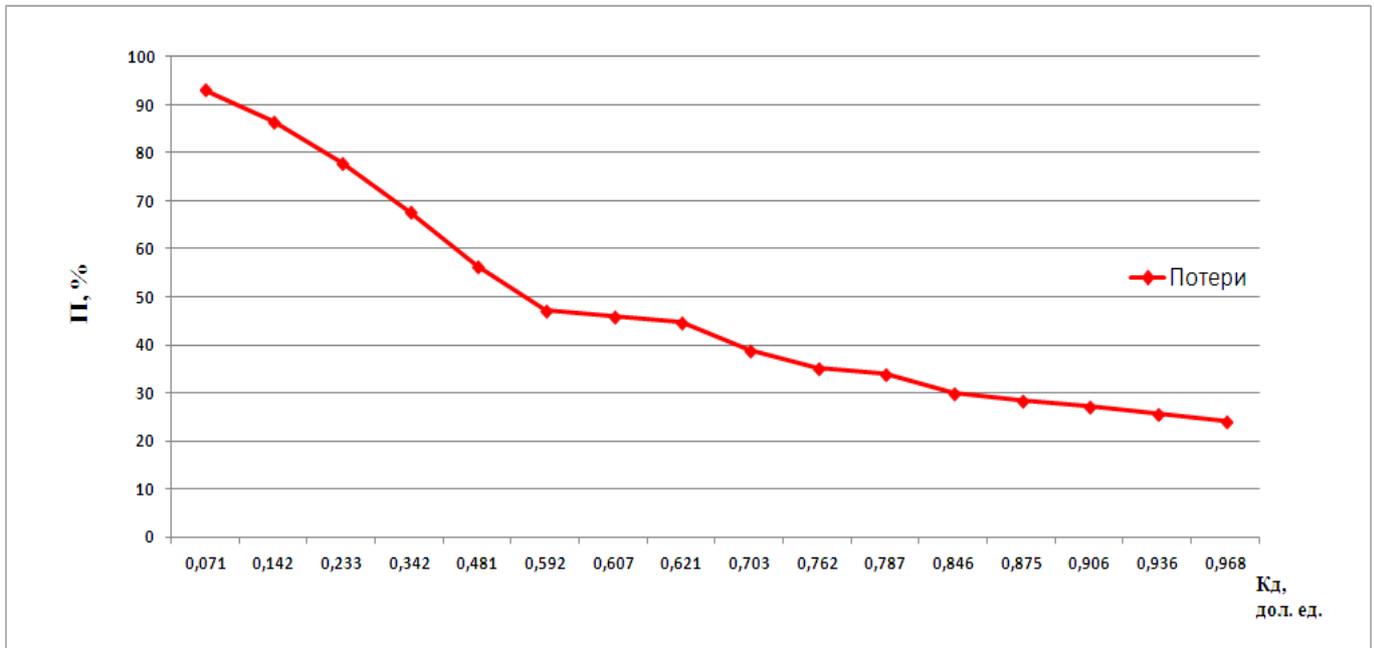


Рис.2.14. Зависимость потерь от выхода рудной массы

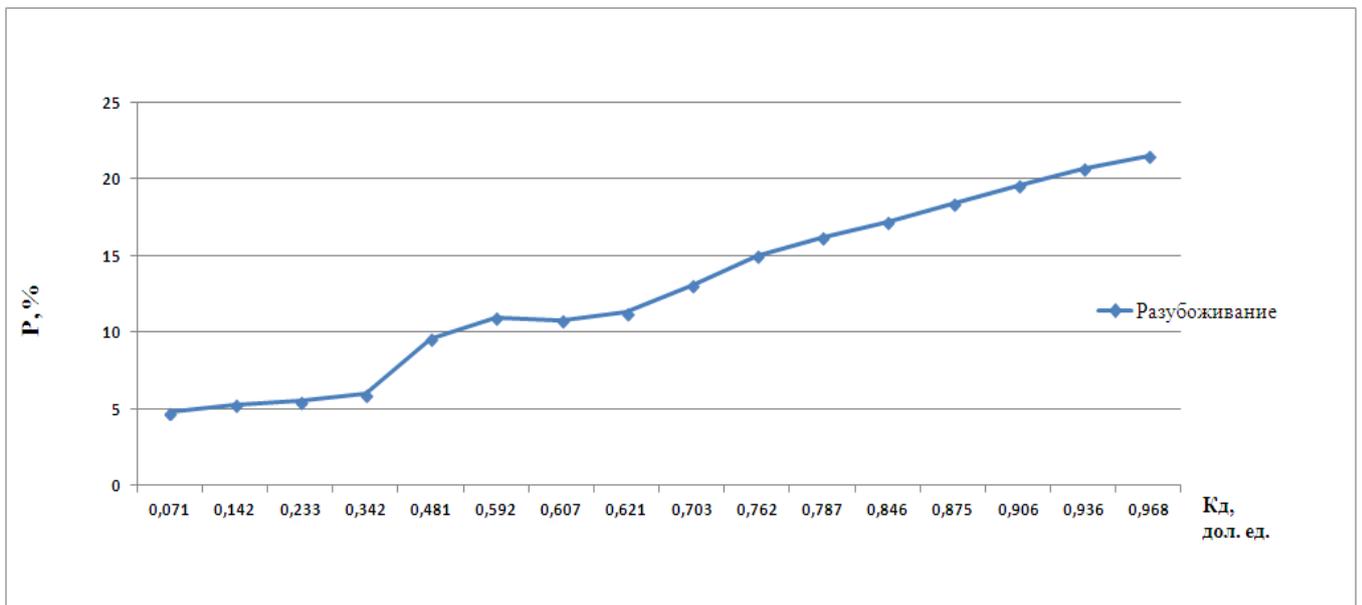


Рис.2.15. Зависимость разубоживания от выхода рудной массы

### **Выводы по главе**

1. В результате анализа было установлено, что объем, находящийся в пределах максимального диаметра формируемой фигуры выпуска при этажной выемке из смежных выработок, превышает объемы выше- и нижележащих горизонтальных слоев в 1,1 и 1,6 раза соответственно. Потери в этом слое составили 12,6 %. При этом интенсивность выпуска из центральной зоны формируемой фигуры значительно выше, чем из ее нижней и верхней части.

2. Пространственное расположение буродоставочных выработок в рудном теле должно учитывать распределение полезного компонента в объеме массива, так чтобы максимальный диаметр формируемой фигуры при системе этажного обрушения приходился на зону с максимальным его содержанием.

3. Двухъярусное расположение буродоставочных выработок при системе этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды позволяет существенно сократить потери руды на вышележащем ярусе, так как эти потери временные, поскольку попадают в зону влияния нижнего яруса .

## ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДВУХЪЯРУСНОГО ЭТАЖНОГО ТОРЦЕВОГО ВЫПУСКА НА КОМПЬЮТЕРНОЙ МОДЕЛИ

Наиболее эффективным и оперативным способом изучения сложных систем, таких как сыпучие тела, является компьютерное моделирование. Трудоемкость и временные затраты на проведение опытов численным моделированием с помощью компьютеров несоизмеримо малы по сравнению с аналогичными изысканиями на физических моделях и тем более на натуральных объектах. На современном этапе развития электронно-вычислительной техники появляется возможность моментальной обработки большого количества числовых данных с одновременным графическим выводом объемной модели исследуемого процесса [6,8,16,28,48,76,79].

### 3.1. Компьютерное моделирование сыпучих сред

Существуют два принципиально разных подхода к исследованию сыпучих тел:

#### *1. Модель сплошной (континуальной) среды*

В основе модели лежит представление о сыпучем теле как о сплошной неразрывной среде. Этот подход является фундаментальным, и на нем базируются все основные положения статики сыпучей среды и механики грунтов.

Изучение процесса движения деформируемых сред заключается в переходе от реальных деформируемых сред к их идеализированным аналогичным моделям. Таким образом, под материальным телом, независимо от его агрегатного состояния, понимается система материальных частиц, которая заключена в некоторой области пространства, имеющей определенный объем ограниченный установленной поверхностью [84].

В таких моделях не рассматривается движение отдельной частицы, а принимается условие, что все частицы сыпучего тела заполняют рассматриваемую часть пространства непрерывно с сохранением сплошности идеализированного тела в процессе деформации.

Для сохранения такой концепции [84] применительно к сыпучим телам в процессе выпуска руды под обрушенными породами необходимо выполнять следующие условия:

- элементарные геометрические параметры (объемы) кусков руды и породы должны быть намного меньше геометрических параметров (объемов) исследуемого пространства (блока):

$$\sqrt[3]{\Delta V} \leq H_{\text{бл}}, B_{\text{бл}}, L_{\text{бл}} \quad (3.1.)$$

где  $\Delta V$  – элементарный, бесконечно малый объем куска руды и породы,  $H_{\text{бл}}$  – высота блока,  $B_{\text{бл}}$  – ширина блока,  $L_{\text{бл}}$  – длина блока.

- исключение влияния особенностей обособленного куска руды в сыпучем теле должно обеспечиваться условием

$$\sqrt[3]{\Delta V} \gg d_{\text{max}}, \quad (3.2.)$$

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

В практике выпуска руды в натуральных и лабораторных условиях представленные выше условия выполняются, следовательно, вполне обосновано применение модели сплошной среды для описания процесса истечения рудной массы.

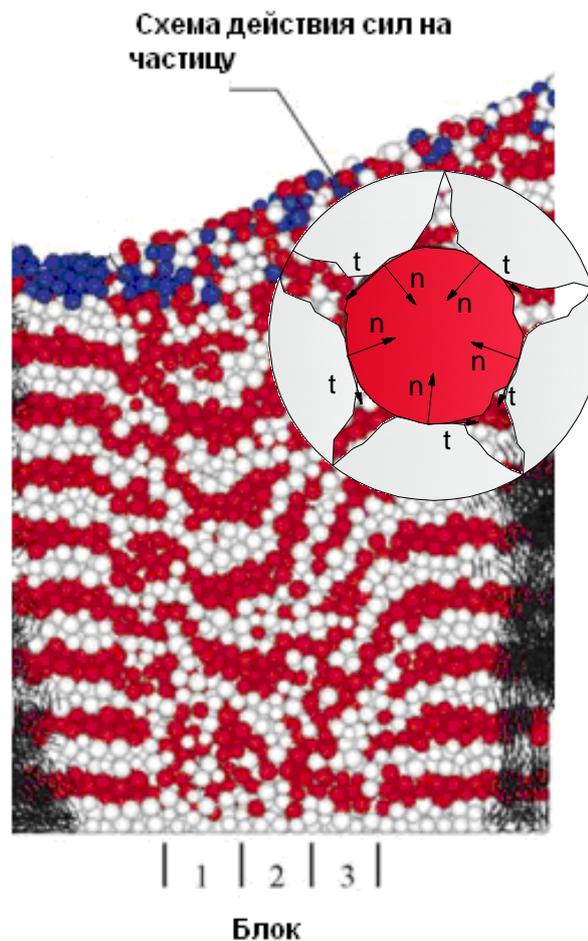
Однако существующие модели сплошных сред исключают возможность учета при компьютерном моделировании геометрии частиц и их физико-механических свойств после деформационных изменений при соударении частиц или внешних воздействий (например, сжатие), таким образом, данная модель может быть не совсем корректной при исследовании процесса выпуска рудной массы.

## *2. Модель дискретной среды*

Для более детального изучения многофазных процессов, происходящих в сыпучем теле, необходимо прибегать к более сложным моделям, требующим большого количества вычислительных процедур.

Рудная масса и другие сыпучие тела являются дискретной средой [22], так как состоят из совокупности отдельных кусков, которые чаще всего отличаются геометрическими параметрами и могут иметь различные физико-механические свойства в связи с их взаимодействием друг с другом.

Компьютерное моделирование дискретных сред возможно с помощью метода дискретных элементов, заключающегося в решении динамической задачи для каждой отдельной частицы сыпучего тела с установлением траектории их движения. Здесь движение сыпучей среды как целого сводится к сумме множества простых движений с учетом взаимодействия и механического контакта каждой отдельной частицы друг с другом (рис. 3.1).



**Рис. 3.1. Компьютерное моделирование дискретных сред МДЭ**

Все частицы помещаются в заданное конкретное положение, далее им придается начальная скорость путем инициации обрушения. Затем исходя из начальных данных и соответствующих физических законов рассчитываются силы, воздействующие на каждую обособленную частицу. В процессе выпуска

руды воздействие на каждый кусок оказывают силы соседних кусков  $n$  (в случае соударения) и силы трения  $t$  (когда два куска касаются друг друга).

Основным недостатком метода дискретных элементов является высокое требование к производительности ЭВМ. Это ограничивает размер модели или количество используемых частиц.

Исследование сложных системных процессов, таких как выпуск рудной массы с помощью компьютерной модели, наиболее быстрый способ получения результатов для оперативного планирования дальнейшего хода очистных работ и корректировки параметров горнотехнических систем с обрушением руды и вмещающих пород. Отечественными и зарубежными учеными и программистами разработано множество программных продуктов, имитирующих движения сыпучих сред по поверхностям различных конфигураций, в том числе их истечение под действием гравитационных сил в пространстве выемочной единицы, с учетом всевозможного влияния обособленных частиц друг на друга.

MINECAD, разработанная на кафедре «Технология подземной разработки рудных и нерудных месторождений» в горном институте НИТУ «МИСиС», является одной из таких компьютерных программ.

В основу работы программы заложены принципы стохастического моделирования, применение которых в различных технологических процессах горного производства, в том числе выпуска рудной массы, обоснованно доказаны рядом ученых: В.В. Куликовым [50, 51], В.А. Горбуновым, Е.В. Кузьминым [48], С.М. Чурсиным, Т.А. Гагиевым [16].

Весь объем выпускаемого блока разбивается на равные элементарные объемы (ячейки), имитирующие куски рудной массы. Ячейкам задаются определенные геометрические параметры, соответствующие среднему размеру отбитого куска руды, им присваиваются координаты их положения в трехмерном пространстве и содержание полезного компонента. При инициации процесса обрушения и выпуска рудной массы происходит перемещение ячеек

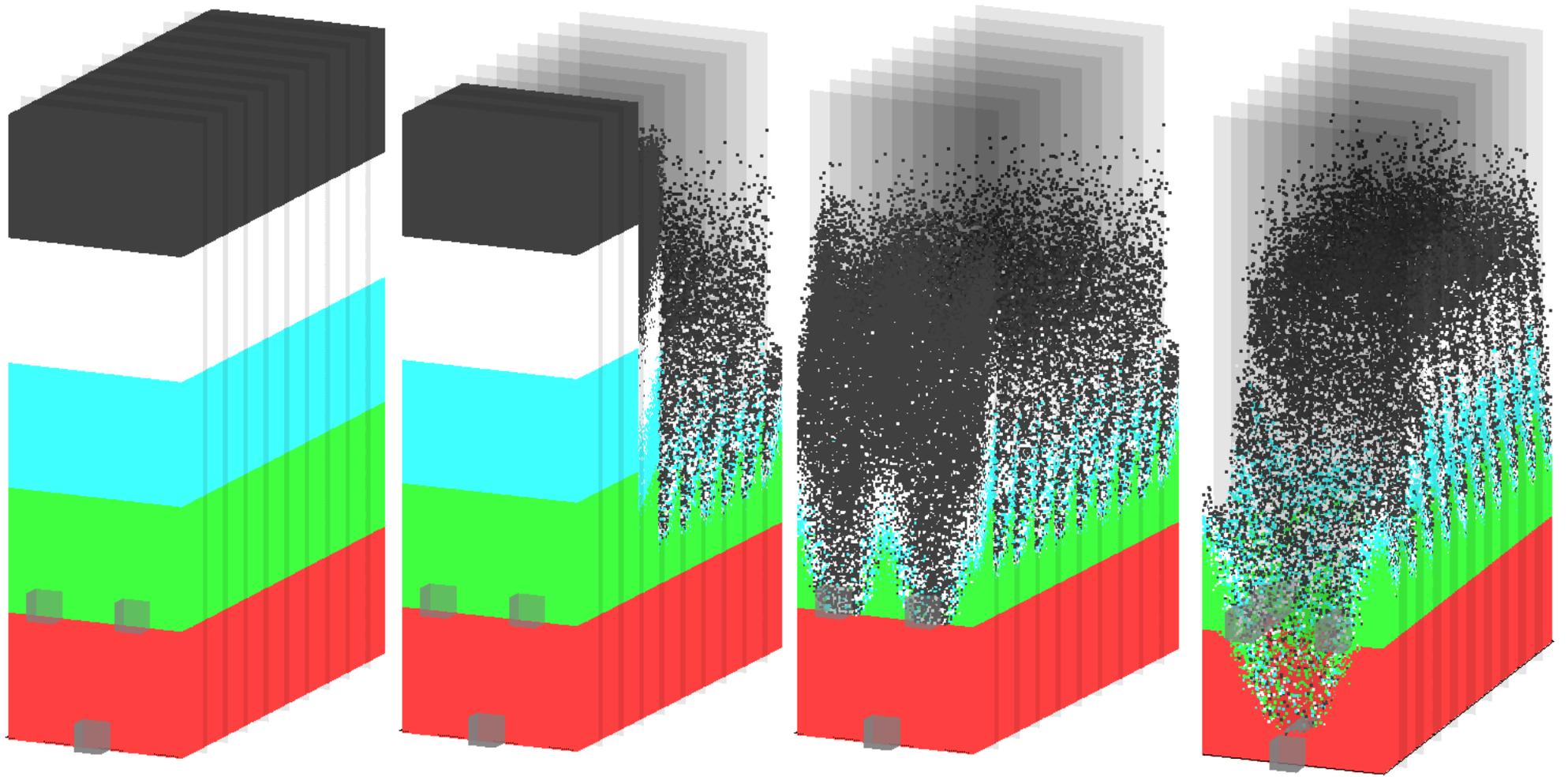
по определенному вероятностному алгоритму, заложенному в компьютерной программе [16, 30,48,51,54].

### **3.2. Корреляция физического и компьютерного моделирования**

Полученные в результате физического моделирования статические данные проверялись на аналогичной компьютерной модели. Для этого в программном продукте MINESCAD задавались такие же параметры системы, как и при физическом моделировании:

- толщина отбиваемого слоя - 7,5 м;
- количество отбитых слоев – 16;
- длина по падению - 30 м;
- мощность по нормали - 80 м;
- мощность вмещающих пород - 20 м;
- сечение выработки - 4,5 x 4,5 м;
- средний размер куска руды - 0,35 м;
- величина загрузки ковша – 10 м<sup>3</sup>;
- межосевое расстояние между буродоставочными выработками верхнего яруса - 15 м;
- глубина заложения выработки нижнего яруса – 20 м;
- предельное разубоживание по всей модели - 25 %.

Результаты компьютерного моделирования этажного торцевого выпуска руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок приведены в табл. 3.1. Визуализация процесса выпуска рудной массы представлена на рис. 3.2. График зависимости выхода рудной массы от показателей извлечения приведены на рис. 3.3 и 3.4.

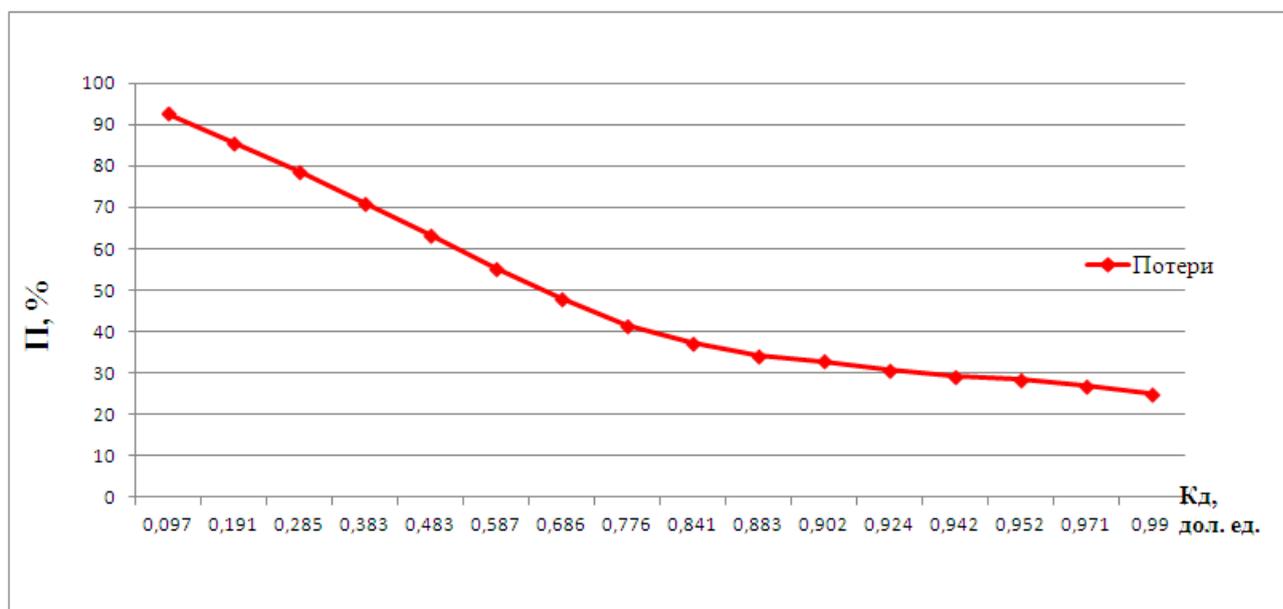


**Рис. 3.2. Этажный торцевой выпуск при двухъярусном расположении буродоставочных выработок (компьютерная модель)**

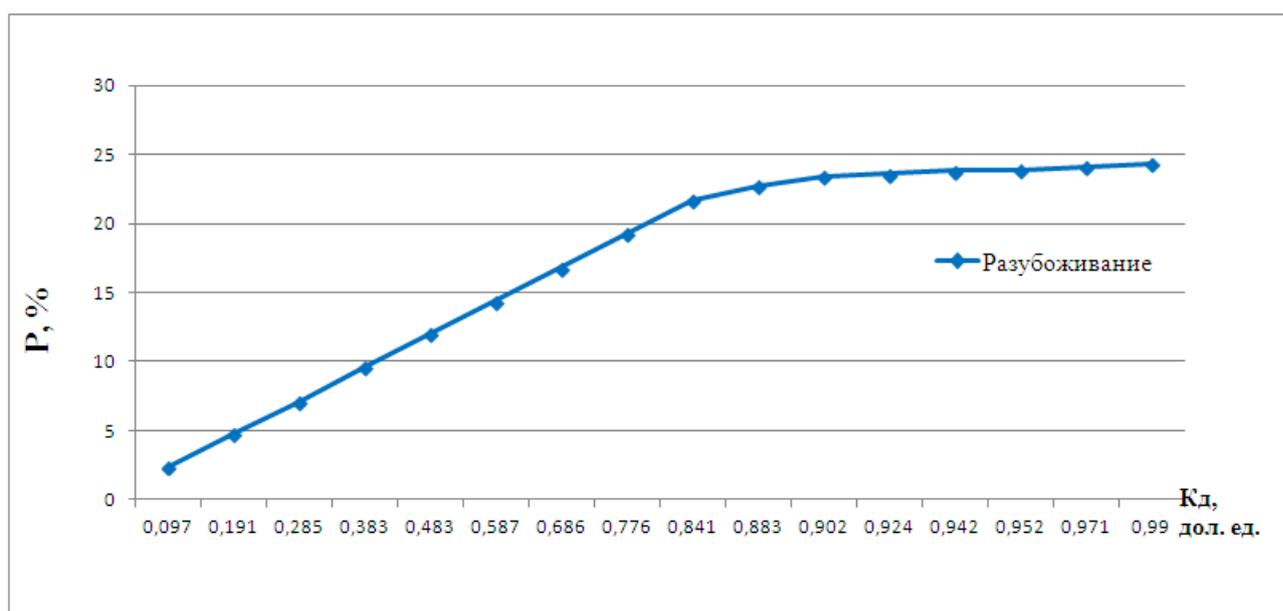
Таблица 3.1

Общие показатели извлечения выпуска рудной массы при двухъярусном расположении выработок (компьютерная модель)

Выпускаемый слой	При Н=20, м <sup>3</sup>	При Н=40, м <sup>3</sup>	При Н=60, м <sup>3</sup>	При Н=80, м <sup>3</sup>	Порода, м <sup>3</sup>	Всего выпущено р.м., м <sup>3</sup>	Потери, %	Разубоживание, %	Кд, дол. ед.
<b>Выпуск руды из выработок верхнего яруса</b>									
1	0	3757,14	4335,6	4326,83	4069,94	16489,51	92,7%	2,4%	0,097
2	0	7396,44	8557,04	8517,42	8046,56	32517,46	85,6%	4,8%	0,191
3	0	10951,03	12768,51	12701,41	12008,25	48429,2	78,6%	7,1%	0,285
4	0	14752,83	17199,76	17007,62	16185,28	65145,49	71,2%	9,6%	0,383
5	0	18285,84	22423,99	21300,43	20151,51	82161,77	63,5%	12,0%	0,483
6	0	22054,70	27838,05	25682,85	24298,81	99874,41	55,5%	14,4%	0,587
7	0	25767,22	32665,36	29885,59	28276,47	116594,64	48,0%	16,8%	0,686
8	0	29636,29	35488,33	34283,21	32442,94	131850,77	41,5%	19,3%	0,776
<b>Выпуск руды из выработок нижнего яруса</b>									
9	2154	30096,70	38620,23	35596,06	36430,22	142897,21	37,4%	21,7%	0,841
10	4765	30398,20	40756,31	36001,02	38152,31	150072,84	34,2%	22,7%	0,883
11	6043	30769,08	40995,01	36265,38	39331,21	153403,68	32,9%	23,4%	0,902
12	7926	31003,26	41596,96	36869,25	39699,54	157095,01	30,9%	23,6%	0,924
13	9523	31254,59	42184,39	37107,96	40001,92	160071,86	29,4%	23,8%	0,942
14	10256	31782,37	42365,90	37329,40	40152,37	161886,04	28,4%	23,9%	0,952
15	11598	32109,83	43025,31	37756,03	40568,21	165057,38	26,8%	24,1%	0,971
16	13156	32245,97	42968,91	39059,12	40823,08	168253,08	25,0%	24,3%	0,990



**Рис. 3.3. Зависимость потерь от выхода рудной массы**



**Рис. 3.4. Зависимость разубоживания от выхода рудной массы**

Далее были сопоставлены результаты физического и компьютерного моделирования для определения статической связи между полученными случайными величинами. В качестве переменной для расчета коэффициента корреляции был выбран объем чистой руды, полученный в результате выпуска.

В качестве факторного признака (x) принят объем выпущенной руды на физической модели, в качестве результативного признака (y) – объем выпущенной чистой руды на компьютерной модели.

Данные были сведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

**Корреляционные данные по объему выпущенной чистой руды**

№ опыта	x	y	x <sup>2</sup>	y <sup>2</sup>	x · y
1	11450	12419,57	131102500	154245719	142204076,5
2	22638	24470,9	512479044	598824946,8	553972234,2
3	37165	36420,95	1381237225	1326485599	1353584607
4	54346	48960,21	2953487716	2397102163	2660791573
5	73458	62010,26	5396077764	3845272345	4555149679
6	88977	75575,6	7916906529	5711671315	6724490161
7	91424	88318,17	8358347776	7800099152	8074400374
8	93060	99407,83	8660163600	9881916665	9250892660
9	103151	106466,99	10640128801	11335219960	10982176485
10	109333	111920,53	11953704889	12526205035	12236607306
11	111359	114072,47	12400826881	13012528412	12702996187
12	118253	117395,47	13983772009	13781696377	13882366514
13	120600	120069,94	14544360000	14416790492	14480434764
14	122980	121733,67	15124080400	14819086412	14970806737
15	125368	124489,17	15717135424	15497553447	15606958265
16	128251	127430	16448319001	16238404900	16343024930

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

Расчет среднего значения факторного признака (x):

$$\bar{x} = \frac{\sum x_i}{n} \quad (3.3)$$

Расчет среднего значения результативного признака (y):

$$\bar{y} = \frac{\sum y_i}{n} \quad (3.4)$$

Среднее значение произведения факторного и результативного признака:

$$\overline{xy} = \frac{\sum x_i y_i}{n} \quad (3.5)$$

Дисперсия по факторному признаку:

$$D(x) = \frac{\sum x_i^2}{n} - \bar{x}^2. \quad (3.6)$$

Дисперсия по результативному признаку:

$$D(y) = \frac{\sum y_i^2}{n} - \bar{y}^2. \quad (3.7)$$

Среднеквадратичное отклонение:

$$\sigma(x) = \sqrt{D(x)}, \quad (3.8)$$

$$\sigma(y) = \sqrt{D(y)}. \quad (3.9)$$

Расчет коэффициента корреляции:

$$r_{xy} = \frac{\overline{x \cdot y} - \bar{x} \cdot \bar{y}}{\sigma(x)\sigma(y)}. \quad (3.10)$$

Расчет коэффициента детерминации:

$$R^2 = r_{xy}^2. \quad (3.11)$$

Полученные в результате расчетов значения сведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

#### Результаты корреляционного анализа

Среднее значение факторного признака	$\bar{x}$	<b>8015,69</b>
Среднее значение результативного признака	$\bar{y}$	<b>7964,3750</b>
Среднее значение произведения факторного и результативного признака	$\overline{xy}$	<b>1021439058</b>
Дисперсия по факторному признаку	$D(x)$	<b>963768691</b>
Дисперсия по результативному признаку	$D(y)$	<b>951469037</b>
Среднеквадратичное отклонение по факторному признаку	$\sigma(x)$	<b>31044,62</b>
Среднеквадратичное отклонение по результативному признаку	$\sigma(y)$	<b>30845,89</b>
Линейный коэффициент корреляции	$r_{xy}$	<b>0,9999</b>
Коэффициент детерминации	$R^2$	<b>0,9998</b>

Таким образом, корреляционная связь между физической и компьютерной моделями классифицируется как тесная. Практически полная функциональная зависимость дает основание исследовать показатели

извлечения при различных параметрах системы этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды с помощью компьютерной модели.

### **3.3. Определение гранулометрического состава рудной массы при системах с массовым обрушением**

При определении гранулометрического состава рудной массы использовался прямой метод измерения по фотоматериалам [38,39], предоставленным действующими предприятиями, применяющими системы с массовым принудительным обрушением руды: рудника «Северный» Кольской ГМК и казахстанского месторождения «Восход».

Для вычисления размеров кусков определяли количество элементарных частиц (pix) на программном продукте AutoCAD внутри заранее обведенного контура каждого отдельного куска, представленного на фотографии (рис.3.5), в соответствии с установленным масштабом. Данные сведены в табл. 3.4.

Содержание различных фракций в установленных интервалах определялось из соотношения площади отдельностей к общему контуру анализируемой площади (в процентах) по каждой из фотографий. На первом этапе систематизации выделяли размеры отдельных кусков и устанавливали средневзвешанный размер куска рудной массы и содержание негабарита.

При окончательном анализе фракции в интервалах  $0\div 100$  и  $100\div 200$  мм объединяли, а куски среднего и крупного размера учитывались отдельно. Аналогичным способом был произведен расчет на 50 фотографических снимках для исследуемых горнодобывающих предприятий.

После проведенных фотометрических исследований и компоновки данных, полученных другими учеными на подземных рудниках, была составлена итоговая табл. 3.5 и гистограмма (рис.3.6).



Рис.3.5. Контур рудной массы (фотоматериал рудника «Северный»)

Таблица.3.4

Анализ грансостава, представленного на рис.3.5

Площадь куска	№ куска	%	Размер, мм	%
5081,8548		100		16,2
832,1012		16,2	меньше 100	16,2
179,7965	1	3,8	213,1	83,8
83,6513	2	1,6	104,7	
873,9878	3	17,2	497,8	
63,9103	4	1,3	173,4	
148,8842	5	2,9	215,9	
199,4068	6	3,9	218,7	
217,951	7	4,3	294,7	
190,2902	8	3,7	303,5	
167,0667	9	3,3	175,4	
182,401	10	3,6	174,8	
296,7507	11	5,8	281,7	
183,0599	12	3,6	283,4	
380,4843	13	7,5	328,1	
460,1708	14	9,1	280,1	
164,4194	15	3,2	185,3	
219,7987	16	4,3	191,4	
237,724	17	4,7	243,7	

## Фракционный состав рудной массы на рудниках России

Рудник «Северный»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 600	600 ÷ 800
Содержание, %	47,2	11,6	22,44	10,77	7,99
Рудник «Восход»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	400 ÷ 600	600 ÷ 800
Содержание, %	76,3	11,9	7,21	4,2	0,39
Рудник «Заполярный»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	> 400	-
Содержание, %	13,0	32,0	36,5	8,5	-
Рудник «Кировский»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	> 400	-
Содержание, %	16,8	40,5	31,3	11,4	-
Рудник «Лениногорский»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	> 400	-
Содержание, %	51,3	14,0	21,9	12,8	-
Рудник «Таштагольский»					
Размер, мм	0 ÷ 100	100 ÷ 200	200 ÷ 400	> 400	-
Содержание, %	42,0	14,5	21,0	12,5	-

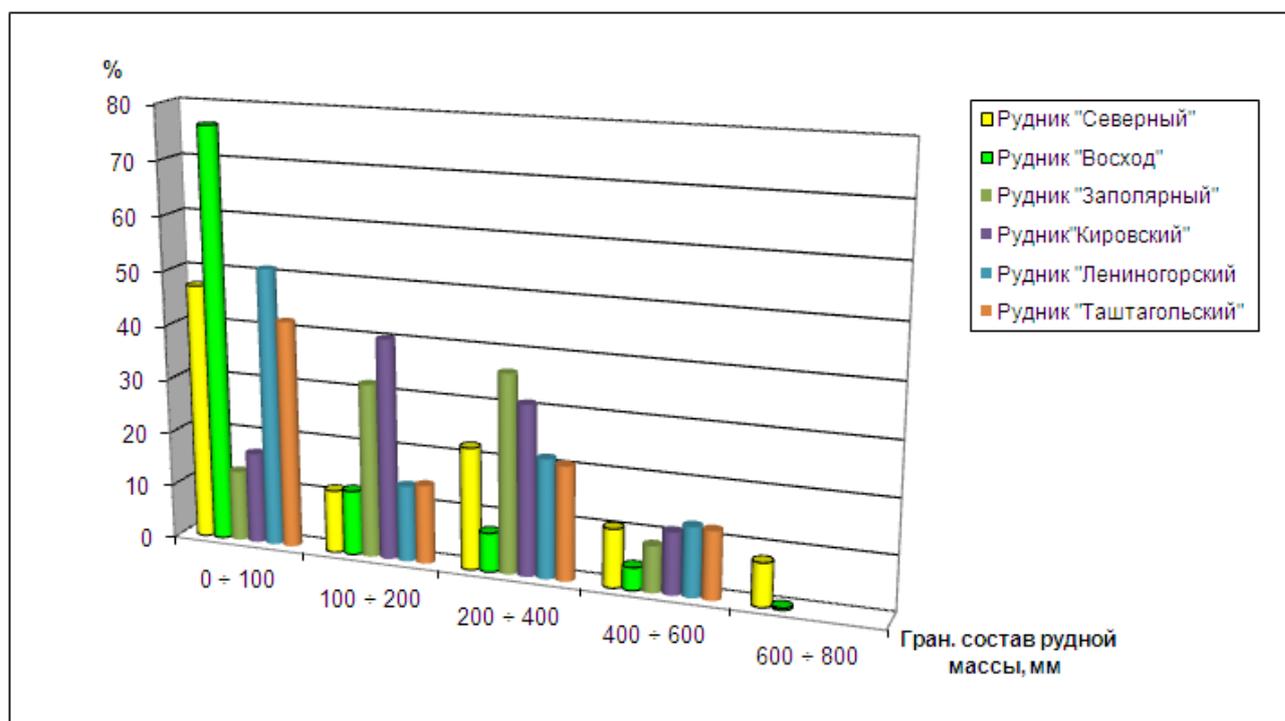


Рис.3.6. Гистограмма распределения granulометрического состава рудной массы

В процессе исследований было обработано множество фотоматериалов и результатов натуральных исследований гранулометрического состава на ряде горнодобывающих предприятий других ученых, что с достаточной степенью достоверности позволило установить средние значения содержания фракций и средневзвешенный размер куска, который составил: 218 мм для рудника «Северный», 101 мм для рудника «Восход», 227 мм для рудника «Заполярный», 246 мм для «Кировского» рудника, 150 мм для «Лениногорского» рудника, 145 мм для рудника «Таштагольский» (рис. 3.7).

Проведенный анализ гранулометрического состава на ряде предприятий, осуществляющих добычу руды системами с массовым обрушением, показывает, что средневзвешенный размер куска в натуре находится в диапазоне  $0,15 \div 0,25$  м, а в некоторых случаях не достигает и таких размеров. Это свойственно месторождениям с различными физико-механическими свойствами и типами руды. В основном получаемый в результате отбойки средний размер куска фракции от 0,1 до 0,15 м характерен для месторождений, склонных к мелкофракционному дроблению, с сильной трещиноватостью, остслаиваемостью и наличием прослоев мягких пород.

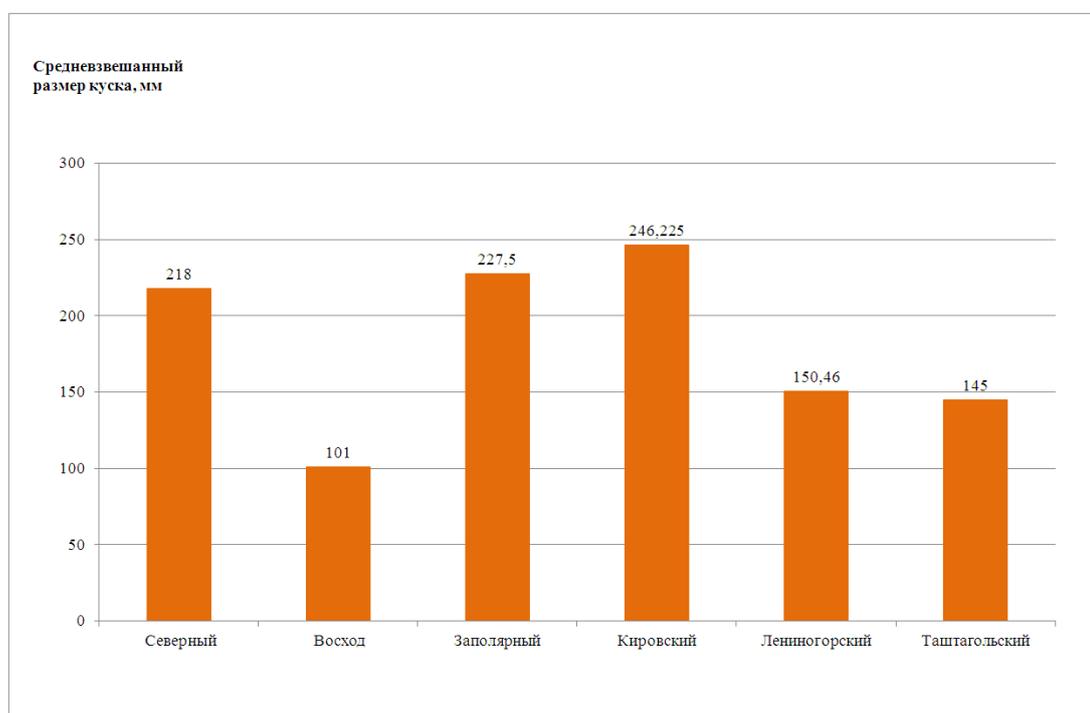


Рис. 3.7. Гистограмма средневзвешенного грансостава рудной массы на рудниках

Дальнейшие исследования на компьютерной модели проводились с полученным в результате анализа диапазоном фракционного состава рудной массы, что обеспечило минимальное расхождение показателей извлечения руды и компьютерной модели.

#### **3.4. Влияние параметров двухъярусного этажного торцевого выпуска на показатели извлечения руды**

В основе формирования положительных качественных и количественных характеристик добываемой руды лежит выбор и обоснование рациональных параметров системы.

При выборе параметров систем этажного обрушения с торцевым выпуском рудной массы необходимо учитывать следующие моменты:

- в случае высокого горного давления или неустойчивого рудного массива, при котором в целях сохранности буродоставочных выработок и безопасности ведения горных работ требуется увеличение расстояния между ними в вертикальной и горизонтальной плоскостях, показатели извлечения руды резко снижаются;
- расстояние между смежными выработками должно обеспечивать взаимодействие формируемых фигур выпуска посредством их пересечения, с учетом высоты отбываемого слоя;
- снижение уровня потерь и разубоживания, а также объема подготовительно-нарезных и капитальных выработок путем увеличения высоты этажа, должно учитывать современные технические возможности буровых машин;
- толщина слоя при торцевом выпуске в первом приближении принимается равной половине малой полуоси фигуры выпуска;
- для обеспечения приемлемых показателей извлечения при выпуске необходимо учитывать изменение содержания полезного компонента в руде и в соответствии с этим корректировать параметры системы разработки и порядок выпуска, с учетом геологических условий каждой конкретной рудной залежи.

### 3.4.1. Определение толщины отбиваемого слоя с учетом среднего размера куска рудной массы

Для определения рациональной толщины выпускаемого слоя  $W_{л.н.с}$  была проведена серия экспериментов на компьютерной модели. Как отмечалось ранее, средний размер куска рудной массы существенно влияет на ее сыпучие свойства и, как следствие, на параметры формируемой фигуры выпуска [61,68,72].

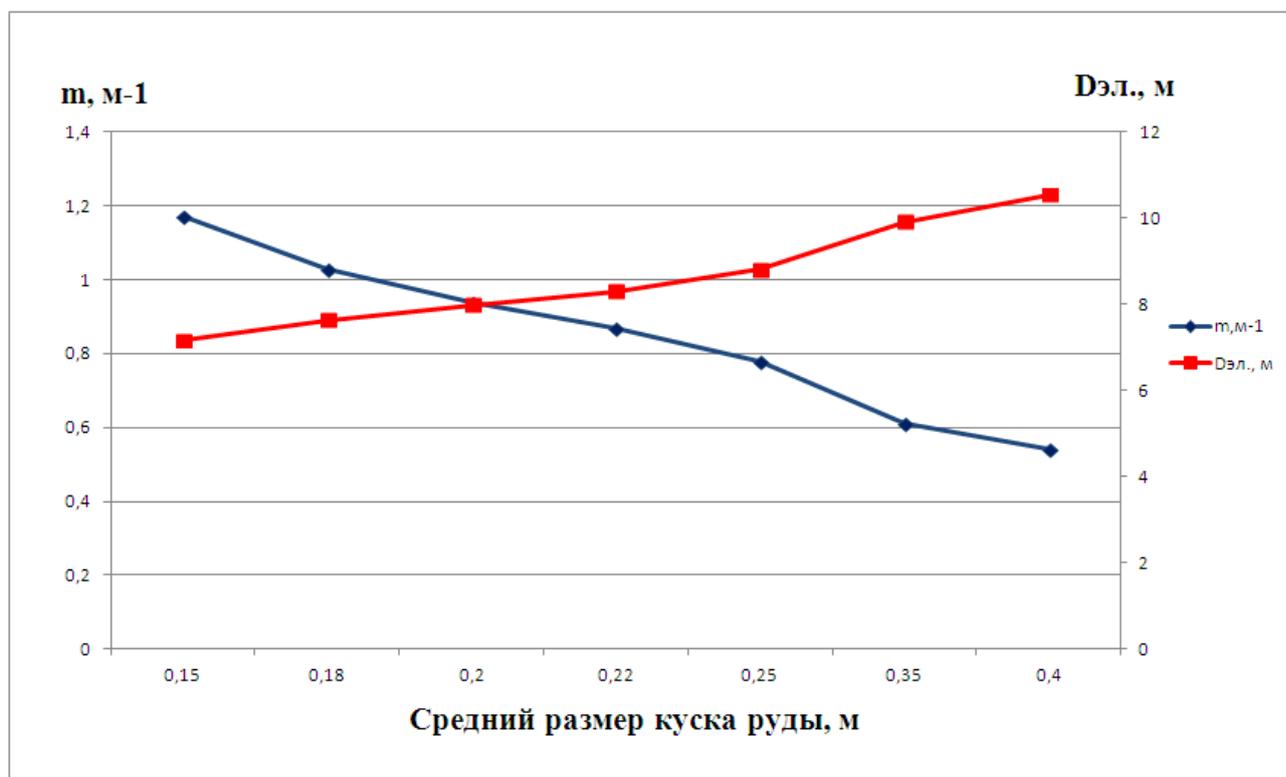
В качестве критерия, определяющего степень сыпучести руды, был выбран коэффициент пропорциональности  $m$ ,  $m^{-1}$ . Его определяли в процессе компьютерного моделирования эмпирическим путем по аналогии с физическим моделированием, для каждого из средних размеров куска в исследуемом диапазоне  $0,15 \div 0,25$  м. Для сравнения с результатами физического моделирования к полученному диапазону добавили куски большего диаметра 0,35 м и 0,4 м. Высота выпускаемого слоя не изменялась и составляла 60 м. Затем путем аналитических вычислений определяли максимальный диаметр формируемой фигуры выпуска. Результаты моделирования представлены в табл. 3.6

Таблица 3.6

#### Влияние гранулометрического состава на сыпучие свойства рудной массы

Средний размер куска, м	$m$ , $m^{-1}$	Дэл., м
0,15	1,17	7,16
0,18	1,03	7,63
0,2	0,94	7,98
0,22	0,87	8,3
0,25	0,78	8,8
0,35	0,61	9,91
0,4	0,54	10,54

Зависимость коэффициента пропорциональности (эксцентриситета) и диаметра формируемой фигуры выпуска от гранулометрического состава показана на рис 3.8.



**Рис.3.8** Зависимость коэффициента пропорциональности и диаметра фигуры выпуска от размеров среднего куска рудной массы

Таким образом, чем мельче фракционный состав руды, получаемой в результате отбойки, тем больше вытянутость эллипсоида в вертикальном направлении, при одной и той же высоте отбиваемого слоя. С укрупнением среднего размера куска увеличивается максимальный диаметр фигуры выпуска, в исследуемом фракционном составе рудной массы он изменяется от 7,2 до 8,8 м. При торцевом выпуске толщина отбиваемого слоя может составлять от половины малой полуоси до максимального диаметра фигуры выпуска, в нашем случае она составит  $3,6 \div 4,4$  м, а ее максимум- приблизительно 8 м.

Затем определяли зависимость показателей извлечения при изменении толщины отбиваемого слоя. Для получения более точных данных диапазон толщин был увеличен и составил  $3 \div 8$  м. Опыты проводили со средним значением размера куска в исследуемом диапазоне – 0,2 м и высотой этажа 60 м. Выпуск слоя руды с наличием торцевой породной стенки осуществляли из одиночной выработки.

В табл. 3.7 представлены уровни потерь при изменении толщины отбиваемого слоя, с фиксированным критическим уровнем разубоживания руды, равным 25 %.

Таблица 3.7

**Показатели извлечения руды при изменении толщины отбиваемого слоя**

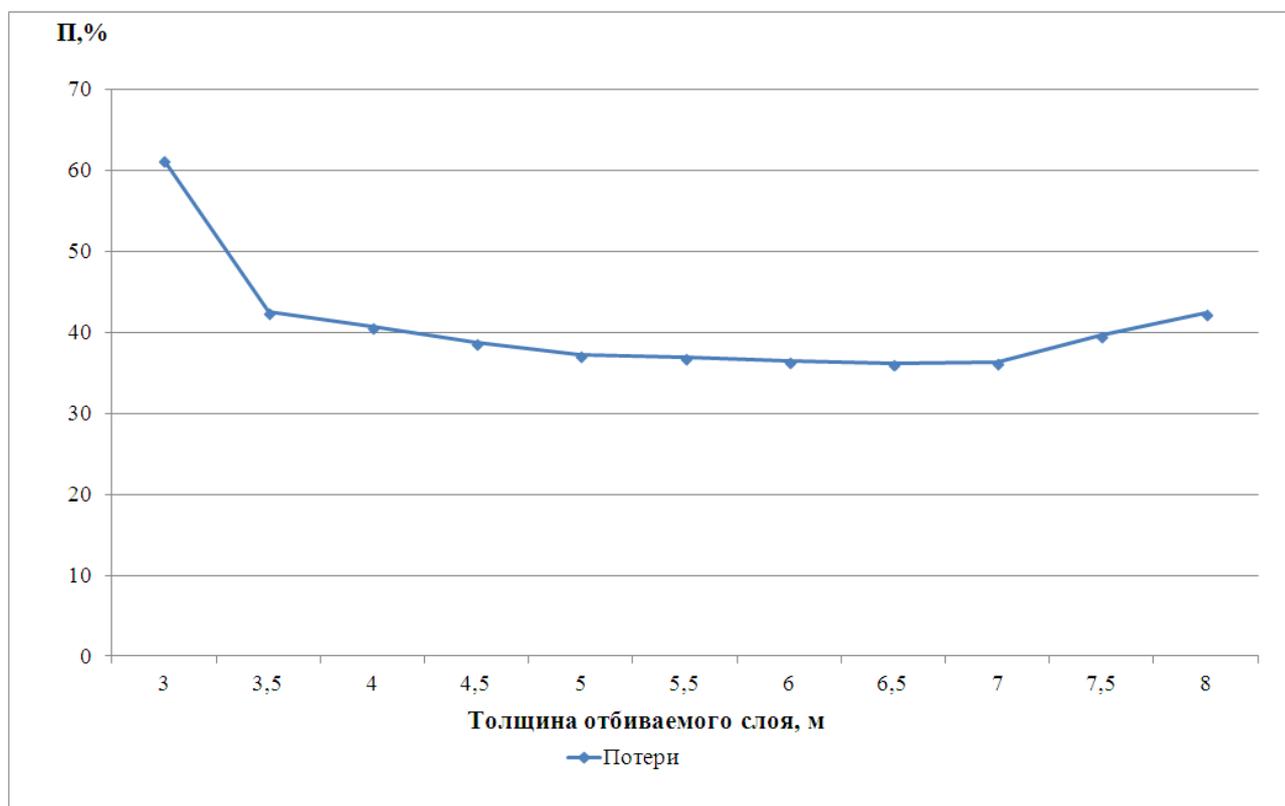
Толщина отбиваемого слоя $d_r$ , м	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5	8
Потери, %	61,45	42,51	40,69	38,77	37,18	36,9	36,5	36,22	36,3	39,66	42,4

На рис. 3.9 представлена зависимость уровня потерь руды от толщины отбиваемого слоя при высоте 60 м.

Установлено, что минимальный уровень потерь руды с одинаковым уровнем ее разубоживания может быть достигнут при толщине отбиваемых слоев  $6 \div 7$  м.

Таким образом, не во всех случаях толщину отбиваемого слоя следует находить как половину меньшей оси формируемой фигуры выпуска. Диапазон изменения толщины отбиваемого слоя по отношению к максимальному диаметру фигуры выпуска составляет  $0,75 \div 0,88$ , что в пересчете на высоту этажа составляет  $0,095 \div 0,12$ .

Используя выявленный диапазон коэффициента, характеризующего отношение толщины отбиваемого слоя к максимальному диаметру фигуры выпуска, можно найти рациональную толщину для любой высоты отбиваемого слоя, зная при этом средний размер куска в отбитой рудной массе и пользуясь зависимостью, представленной на рис.3.8.



**Рис. 3.9. Зависимость показателей извлечения от толщины отбиваемых слоев**

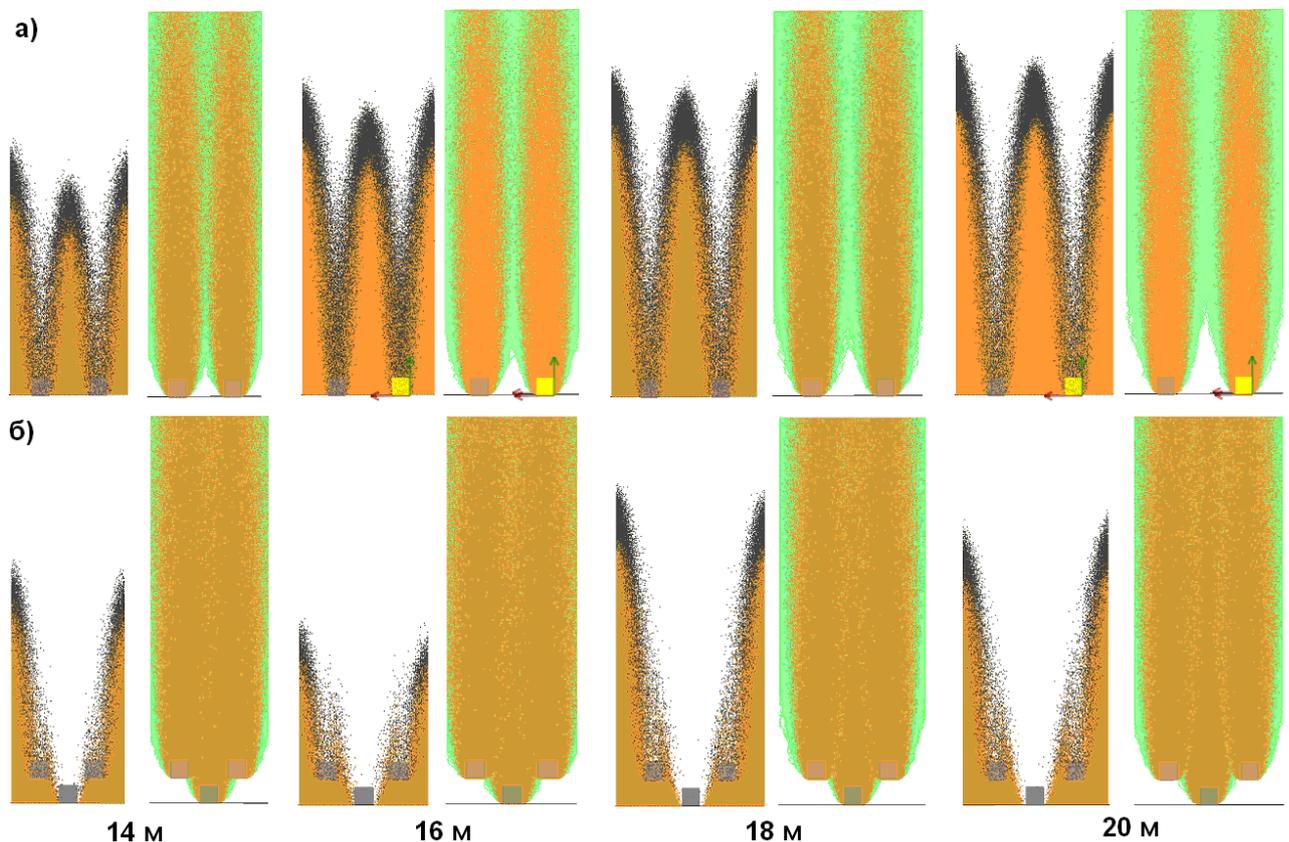
### *3.4.2. Изменение показателей извлечения при регулировании расстояния между буродоставочными выработками в горизонтальной плоскости*

Для обеспечения высоких показателей извлечения руды и максимальной эффективности торцевого выпуска необходимо регулировать расстояние между буродоставочными выработками. Известно, что при сближении пунктов выпуска зона взаимовлияния формируемых фигур увеличивается, за счет чего достигается снижение уровня потерь и разубоживания руды. Кроме того, при обосновании расстояния важно принимать во внимание получаемый в результате отбойки гранулометрический состав рудной массы, от которого, в свою очередь, зависят параметры формируемой фигуры выпуска.

С целью обеспечения сохранности буродоставочных выработок необходимо учитывать геомеханическую ситуацию, складывающуюся на выпускном горизонте, и глубину ведения очистных работ, а также в соответствии с требованиями безопасности определять форму, размеры и нагрузку на целики между ними. В практике разработки месторождений

ширина целика обычно принимается не менее 5 м, чаще всего 7÷8 м, на глубоких горизонтах и в зонах повышенного горного давления ширина целика находится в пределах 9,5÷14 и более метров.

Для определения зоны взаимовлияния выработок был проведен ряд исследований на компьютерной модели (рис. 3.10). Рассматривали варианты этажного торцевого выпуска руды с буродоставочными выработками, расположенными в одном и двух ярусах. Эти исследования позволили установить, при каком расстоянии между выпускными отверстиями отсутствует пересечение фигур выпуска. Расстояния между выработками изменяли в диапазоне 12÷20 м, высота отбиваемого слоя – 80 м, средний размер куска из установленного диапазона, толщина слоя составляла 6,5÷7,5 м.



**Рис.3.10. Взаимовлияние фигур выпуска при регулировании расстояния между буродоставочными выработками: а) вариант с одним горизонтом выпуска; б) двухъярусное исполнение**

Из рис. 3.10 видно, что классический вариант этажного торцевого выпуска руды с высотой этажа 80 м и средним куском 0,2 м не позволяет

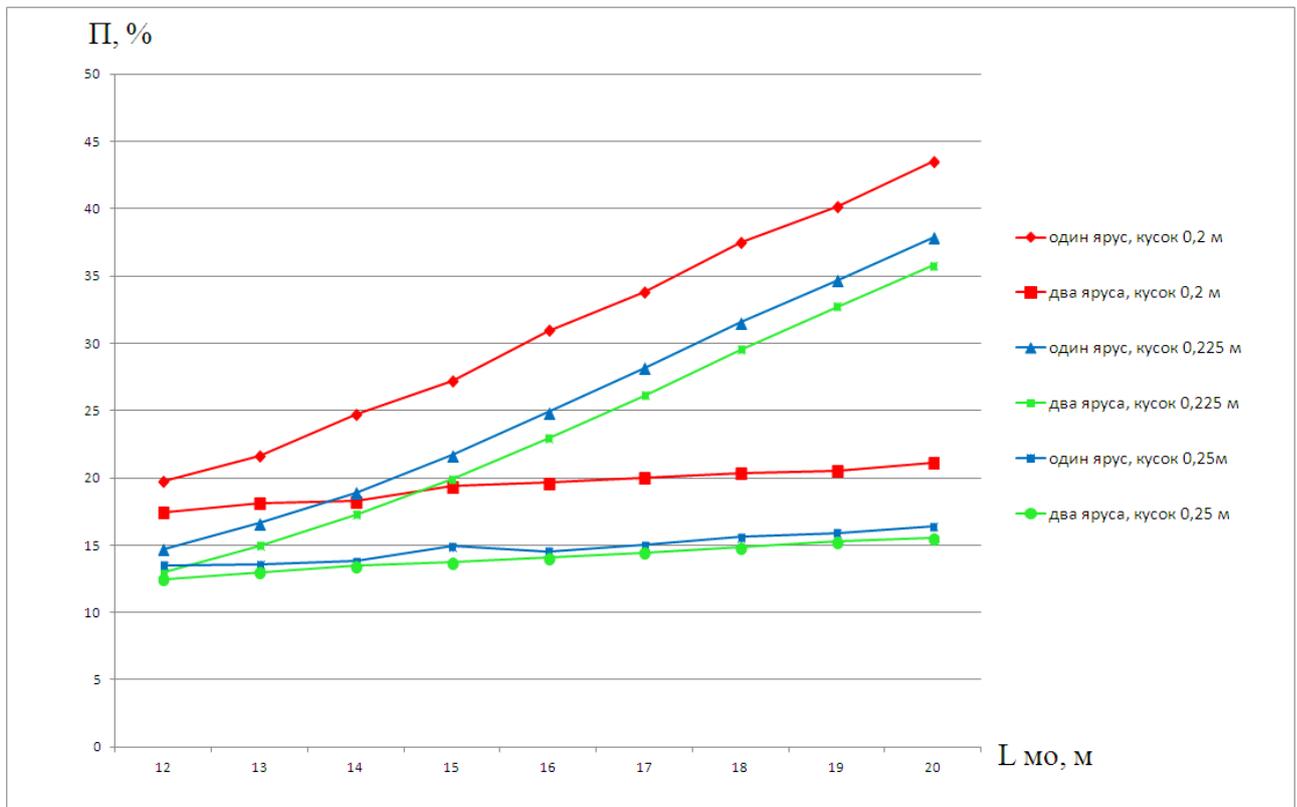
формируемым фигурам выпуска иметь контакт друг с другом при межосевом расстоянии между смежными выработками 14 и более. Из этого следует, что рудный гребень, образовавшийся между этими буродоставочными выработками, может достигать высоты отбиваемого слоя, что ведет к большим потерям руды. Таким образом, для достижения наибольшей полноты извлечения полезного ископаемого в классическом варианте этажного торцевого выпуска необходимо сближать смежные выработки до расстояния равного  $0,8 \div 0,9$  диаметра формируемой при заданной высоте отбиваемого слоя фигуре выпуска.

Однако включение в отработку выработки нижнего яруса компенсирует отсутствие зоны контакта фигур выпуска верхнего яруса. Таким образом, двухъярусное расположение выпускных выработок позволяет увеличивать расстояние между ними, что немаловажно для обеспечения рациональных показателей извлечения и достижения низкой себестоимости добычи, а также безопасности горных работ.

Затем исследовали показатели извлечения при различном расстоянии между буродоставочными выработками для одноярусного и двухъярусного варианта этажного торцевого выпуска. В пределах выемочной единицы (в данном случае секции) в один и два яруса располагали выпускные выработки, в зависимости от расстояния между ними регулировались ее параметры с таким расчетом, чтобы расстояние от оси выработки до границы выемочной единицы составляло половину межосевого расстояния между смежными выработками. Исследуемый диапазон расстояний  $12 \div 20$  м, толщину выпускаемого слоя варьировали в диапазоне  $7 \div 7,5$  м, максимальная высота слоя отбитой руды составляла 80 м, средний размер куска изменялся в диапазоне  $0,2 \div 0,25$  м как наиболее распространенный для кусковых типов руд на большинстве месторождений. Руда при моделировании, помимо верхнего контакта, имела торцевой контакт с вмещающими породами. Выпуск при двухъярусном исполнении осуществляли равномерно-последовательно, на

первом этапе в выпуске рудной массы участвовали только выработки, находящиеся на верхнем ярусе, по достижении предельного разубоживания (25%), установленного вручную, включались в отработку выработки нижнего яруса (второй этап), где предельное разубоживание также составляло 25%.

Полученные результаты сведены в таблицу 3.8. На основании данных таблицы построены зависимости уровня потерь руды от расстояния между выработками с учетом среднего размера куски рудной массы (рис. 3.11).



**Рис.3.11. Зависимость уровня потерь от конструкции горизонта выпуска и фракционного состава рудной массы**

Расположение выпускных выработок в два яруса на добычном горизонте с увеличением межярусного расстояния от 12 до 20 м между пунктами выпуска позволяет увеличивать расстояние между смежными буродоставочными выработками при одновременном снижении уровня конструктивных потерь на 43÷48%.

Таблица 3.8

## Показатели извлечения при различных вариантах конструкции выпускного горизонта

Вариант этажного торцевого выпуска рудной массы с одним горизонтом выпуска										Вариант двухъярусного этажного торцевого выпуска рудной массы								
<b>Средний размер куска 0,2 м</b>																		
Расстояние между БДВ по осям, м	12	13	14	15	16	17	18	19	20	12	13	14	15	16	17	18	19	20
П, %	19,78	21,66	24,71	27,24	30,94	33,8	37,53	40,19	43,5	17,44	18,15	18,26	19,39	19,62	20,04	20,38	20,54	21,15
Р, %	25,34	25,35	25,36	25,36	25,36	25,35	25,38	25,34	25,36	26,07	25,75	25,86	25,3	25,47	25,31	25,5	25,76	25,83
Кд., дол. ед.	1,07	1,05	1,01	0,97	0,93	0,89	0,84	0,80	0,76	1,12	1,10	1,10	1,08	1,08	1,07	1,07	1,07	1,06
<b>Средний размер куска 0,225 м</b>																		
Расстояние между БДВ по осям, м	12	13	14	15	16	17	18	19	20	12	13	14	15	16	17	18	19	20
П, %	14,72	16,62	18,9	21,68	24,88	28,19	31,56	34,7	37,88	13,52	13,57	13,79	14,92	14,54	15,02	15,61	15,92	16,41
Р, %	25,31	24,96	24,93	24,91	24,89	24,88	24,88	24,87	24,87	25,59	25,69	25,59	25,13	25,43	25,29	25,13	25,26	25,01
Кд., дол. ед.	1,14	1,11	1,08	1,04	1,00	0,96	0,91	0,87	0,83	1,16	1,16	1,16	1,14	1,15	1,14	1,13	1,12	1,11
<b>Средний размер куска 0,25 м</b>																		
Расстояние между БДВ по осям, м	12	13	14	15	16	17	18	19	20	12	13	14	15	16	17	18	19	20
П, %	12,99	14,91	17,24	19,88	22,9	26,13	29,52	32,74	35,75	12,49	13,01	13,46	13,73	14,06	14,46	14,82	15,28	15,52
Р, %	25,00	25,04	25,05	25,00	25,00	25,01	25,00	25,00	25,00	25,2	25,1	25,04	25,18	24,73	24,91	24,86	24,68	24,85
Кд., дол. ед.	1,16	1,14	1,10	1,07	1,03	0,99	0,94	0,90	0,86	1,17	1,16	1,15	1,15	1,14	1,14	1,13	1,12	1,12

Это обусловлено увеличением геометрических параметров рудных гребней, расположенных между выработками, т.е. конструктивными потерями. Благодаря особенности этажного торцевого выпуска в двухъярусном исполнении с разноской смежных выработок относительно друг друга в горизонтальной плоскости происходит незначительное увеличение уровня потерь - на 3÷4 % (т.е. в пределах ошибки вычислений). При этом конструктивные потери в предлагаемом варианте с увеличением расстояния между выработками находятся на одном уровне - 4÷5 % от общих потерь по блоку, если рассматривать один и тот же фракционный состав рудной массы и не изменять величину заглабления выработки нижнего яруса. Конструктивные потери  $\Pi_k$  в варианте двухъярусного этажного торцевого выпуска, можно определить по формуле

$$\Pi_k = \frac{h_z / 2 \cdot L_{mo} \cdot d_T}{V_{bl}} \cdot n \cdot 100\% , \quad \% , \quad (3.12)$$

где  $h_z/2$  – половина величины заглабления выработки нижнего яруса по отношению к выработке верхнего яруса, м;

$L_{mo}$  – межосевое расстояние между смежными выработками, м;

$d_T$  – толщина отбиваемого слоя, м;

$V_{bl}$  – объем блока (выемочной единицы), м<sup>3</sup>;

$n$  – количество выработок нижнего яруса в пределах выемочной единицы.

Таким образом, анализируя полученную графическую зависимость (рис. 3.11), можно сделать вывод о том, что вариант с двухъярусным расположением буродоставочных выработок при выпуске на всю высоту этажа позволяет увеличить расстояние между выработками в горизонтальной плоскости, при сохранении приемлемого уровня потерь и разубоживания, в отличие от одноярусного варианта, где показатели извлечения с увеличением межосевого расстояния существенно возрастают.

При этом минимальный уровень потерь обеспечивается при условии, что межосевое расстояние  $L_{\text{мо}}$  между буровыпускными выработками при их двухъярусном расположении одинаково и не превышает  $(0,85 \div 0,9)(D_{\text{н}} + D_{\text{в}})$ .

В практике для определения рационального расстояния между буродоставочными выработками необходимо также исходить из условий их устойчивости и сохранности [82], с учетом затрат на проведение и поддержание выработок и минимизации экономического ущерба от потерь и разубоживания руды.

#### *3.4.3. Исследование показателей извлечения при регулировании заглубления выработки нижнего яруса*

С целью определения рационального пространственного расположения буродоставочной выработки нижнего яруса по отношению к выработкам верхнего также проводились исследования на компьютерной модели [32]. В качестве выемочной единицы была принята секция, геометрические параметры которой устанавливались в зависимости от расстояния между выработками верхнего яруса с таким расчетом, чтобы ширина секции равнялась двум межосевым расстояниям. Высота секции составляла 80 м на протяжении всего хода эксперимента. Выпуск руды из выработок нижнего яруса производился на всю высоту отрабатываемого участка. Диапазон изменения величины заглубления выработки нижнего яруса составлял  $3 \div 17$  м с шагом в 1 м. Межосевое расстояние менялось от 12 до 20 м. При этом максимальная глубина заложения не превышала установленного межосевого расстояния с учетом высоты выработки.

Выпуск рудной массы осуществляли равномерно-последовательно, за постоянные величины, помимо высоты обрушенного слоя руды, брали толщину выпускаемого слоя 7 м и средний размер куска, который составлял 0,225 м. Предельно допустимый уровень разубоживания 25 %, как и в предыдущих опытах, задавали начальными настройками компьютерной программы.

Минимальное заглубление определяли с условием, что вредное

взаимовлияние выработок друг на друга исключено. При расчете устойчивости потолочины между ярусами необходимо учитывать глубину разработки и величину нагружения потолочины массой обрушенных вышележащих пород с учетом их сводообразования на критической глубине, при этом (согласно исследованиям ВНИМИ) существуют три принципиальные схемы к расчету:

*I схема.* Нагружение потолочины происходит за счет давления массы обрушенных налегающих пород и частичного пригружения от образующейся в результате повторной подработки обрушенных пород консоли. При этом минимально допустимая величина заглубления выработки нижнего яруса находится из выражения

$$h_{з(\min)} = K_c \cdot K'_K \cdot K_з \cdot l_в, \text{ м}, \quad (3.13)$$

где  $h_{з(\min)}$  – минимальное заглубление выработки нижнего яруса для I схемы нагружения потолочины, м;

$K_c$  – коэффициент характеризующий структуру и прочность пород кровли выработки, отражающий высоту зоны существенного расслоения пород кровли, принят равным 0,3;

$K'_K$  – коэффициент концентраций напряжения в потолочине, равный отношению массы столба пород и консоли над выработанным пространством к массе столба пород, по данным моделирования равный 1,5;

$K_з$  – коэффициент запаса, равный 2;

$l_в$  – ширина выработки, м.

Подставив данные моделирования в расчетную формулу для первой схемы нагружения, получим минимальную величину заглубления приблизительно равной заданной ширине выработки,  $h_{з(\min)} \approx l_в \approx 4,5$  м.

*II схема.* Нагружение потолочины происходит за счет целика-столба, находящегося в стадии упругой деформации. При этом в расчете учитывается отношение площади нагружающего столба пород к площади поперечного сечения потолочины.

Минимальное заглубление рассчитывается по формуле

$$h_{з(\min)} = K_c \cdot K_{\Pi} \cdot K_K \cdot K_3 \cdot l_{в}, \text{ м}, \quad (3.14)$$

где  $h_{з(\min)}$  – минимальное заглубление выработки нижнего яруса для II схемы нагружения потолочины, м;

$K_c$  – коэффициент характеризующий структуру и прочность пород кровли выработки,  $K_c = 0,3$ ;

$K_{\Pi}$  – коэффициент пригрузки, равный отношению площади основания столба пород, нагружающего потолочину, к площади поперечного сечения потолочины, в расчете принимаем его  $K_{\Pi} = 2$ ;

$K_K$  – коэффициент концентраций напряжения в потолочине, равный 1,8 при упругих деформациях;

$K_3$  – коэффициент запаса, ( $K_3 = 2$ );

$l_{в}$  – ширина выработки, м.

При этом минимальная величина заглубления выработки нижнего яруса,  $h_{з(\min)} \approx 2l_{в} \approx 9$  м.

*III схема.* Потолочина нагружается целиком-столбом, находящимся в упругопластической стадии деформирования.

Минимальная величина заглубления находится по формуле

$$h_{з(\min)} = K_c \cdot K_{\Pi} \cdot K'_K \cdot K_K \cdot K_3 \cdot l_{в}, \text{ м}, \quad (3.15)$$

где  $h_{з(\min)}$  – минимальное заглубление выработки нижнего яруса для III схемы нагружения потолочины, м;

$K_c$  – коэффициент, характеризующий структуру и прочность пород кровли выработки,  $K_c = 0,3$ ;

$K_{\Pi}$  – коэффициент пригрузки,  $K_{\Pi} = 2$ ;

$K'_K$  – коэффициент концентраций напряжения в потолочине,  $K'_K = 1,5$ ;

$K_K$  – коэффициент концентраций напряжения в потолочине,  $K_K = 2,5$  при упругопластических деформациях;

$K_3$  – коэффициент запаса,  $K_3 = 2$ ;

$l_{в}$  – ширина выработки, м.

Здесь минимальная величина заглубления  $h_{з(\min)} \approx 5l_{в}$ .

Таким образом, с учетом изложенного максимальное (достаточное) заглубление определяется исходя из того, что допустимое по геомеханическим соображениям межосевое расстояние между смежными выработками сохраняется и между выработками верхнего и нижнего яруса, и рассчитывается по формуле:

$$h_{z(\max)} = \sqrt{0,75 \cdot L_{mo}}, \text{ м} \quad (3.16)$$

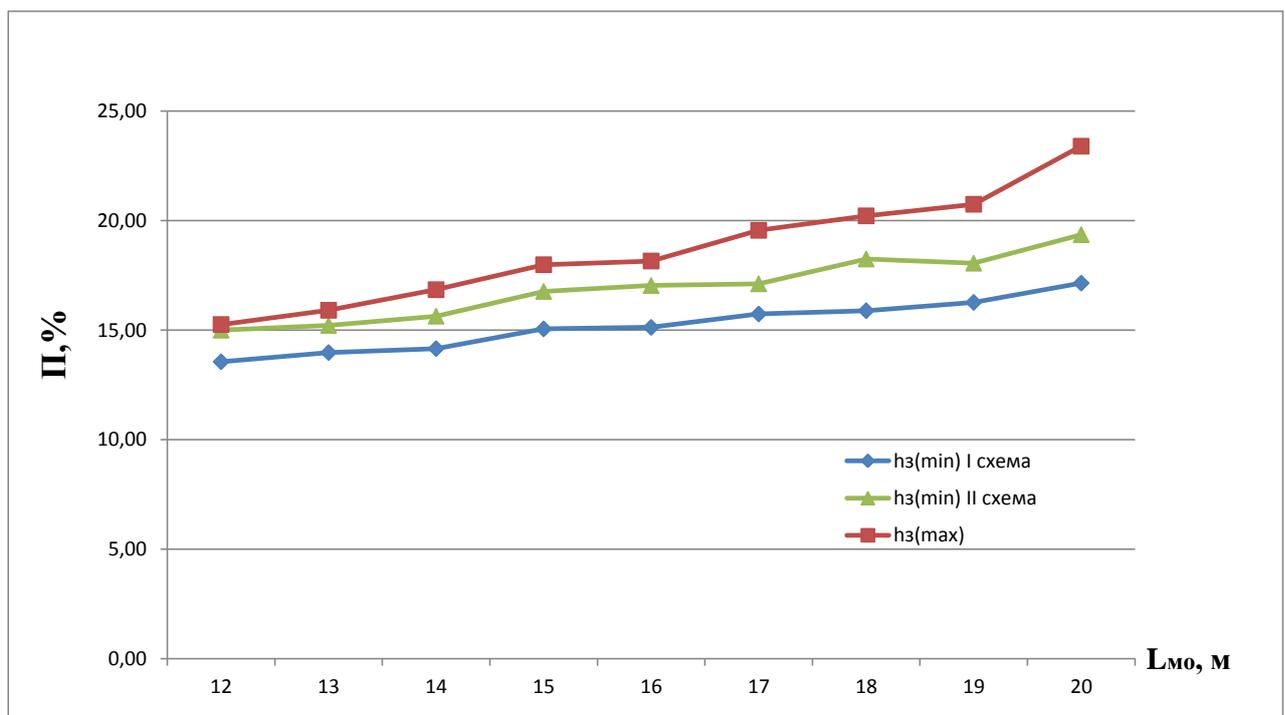
где:

$h_{z(\max)}$  – максимально достаточное заглубление выработок нижнего яруса;

$L_{mo}$  – межосевое расстояние между смежными выработками, м;

0,75 – выведенный постоянный множитель.

Полученные результаты были сведены в табл. 3.9. Построены графики зависимости уровня потерь от расстояния между выработками при изменяющемся заглублении нижележащего яруса относительно вышележащего (рис.3.12).



**Рис.3.12. Зависимость уровня потерь от расстояния между выработками при различных схемах нагружения потолочины**

Показатели извлечения при регулировании величины заглубления нижнего яруса выработок

Расстояние, м		Величина заглубления, м														
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
12	П,%	13,52	13,56	13,68	14,17	14,65	14,96	15,00	15,26							
	Р,%	25,59	25,08	25,37	25,12	25,29	25,25	25,20	24,93							
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,16	1,15	1,16	1,15	1,14	1,14	1,14	1,13							
13	П,%	13,57	13,98	14,01	14,24	14,88	15,01	15,22	15,36	15,91						
	Р,%	25,69	24,99	25,39	25,33	25,28	24,93	25,19	24,84	25,10						
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,16	1,15	1,15	1,15	1,14	1,13	1,13	1,13	1,12						
14	П,%	13,79	14,16	14,28	14,32	15,25	15,29	15,64	15,86	16,07	16,85					
	Р,%	25,59	25,07	25,30	25,32	25,55	25,51	25,48	25,36	25,32	24,90					
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,16	1,15	1,15	1,15	1,14	1,14	1,13	1,13	1,12	1,11					
15	П,%	14,92	15,06	15,50	15,89	16,36	16,42	16,77	16,81	17,33	17,69	17,99				
	Р,%	25,13	24,78	25,10	24,98	24,88	24,95	24,91	24,97	24,79	24,16	25,07				
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,14	1,13	1,13	1,12	1,11	1,11	1,11	1,11	1,10	1,09	1,09				
16	П,%	14,54	14,90	15,63	16,35	16,75	16,94	17,04	17,23	17,88	18,01	18,16				
	Р,%	25,43	25,04	24,90	24,81	24,79	24,85	25,21	25,13	24,76	24,84	24,90				
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,15	1,14	1,12	1,11	1,11	1,11	1,11	1,11	1,09	1,09	1,09				
17	П,%	15,02	15,74	16,10	16,31	16,68	17,10	17,12	17,67	18,11	18,65	18,96	19,13	19,56		
	Р,%	25,29	24,74	25,00	25,05	25,10	25,08	24,21	24,86	25,02	24,98	25,01	24,99	25,01		
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,14	1,12	1,12	1,12	1,11	1,11	1,09	1,10	1,09	1,08	1,08	1,08	1,07		
18	П,%	15,61	15,89	16,60	17,03	17,44	18,08	18,25	18,63	19,00	19,15	19,35	19,68	19,92	20,22	
	Р,%	25,13	25,02	24,89	24,78	25,09	24,88	24,98	24,99	25,02	25,03	25,03	25,25	25,25	25,21	
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,13	1,12	1,11	1,10	1,10	1,09	1,09	1,08	1,08	1,08	1,08	1,07	1,07	1,07	
19	П,%	15,92	16,27	16,77	17,07	17,48	18,06	18,06	18,81	18,88	19,17	19,72	20,04	20,46	20,75	
	Р,%	25,26	24,97	24,97	25,02	25,09	24,92	25,28	24,99	25,2	25,07	25,21	25,24	25,27	25,34	
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,12	1,12	1,11	1,11	1,10	1,09	1,10	1,08	1,08	1,08	1,07	1,07	1,06	1,06	
20	П,%	16,41	17,15	17,65	18,01	18,30	18,98	19,36	19,89	20,41	21,01	21,56	21,98	22,57	23,02	25,40
	Р,%	25,01	25,00	25,13	25,09	25,01	25,18	25,00	25,03	25,09	25,11	25,04	25,03	25,08	25,12	25,16
	К <sub>д</sub> ,дол.ед	1,11	1,10	1,10	1,09	1,09	1,08	1,08	1,07	1,06	1,05	1,05	1,04	1,03	1,03	1,02

Анализируя полученные графические зависимости, можно сделать вывод о том, что при различной геомеханической обстановке (в частности, это уровень нагружения на потолочину выработки нижнего яруса) на отрабатываемом участке рудного тела количественные показатели извлечения изменяются в диапазоне  $13,5 \div 25,5$  %, при увеличении межосевого расстояния между пунктами выпуска с 12 до 20 м. При меньших межосевых расстояниях с увеличением величины заглубления нижнего яруса выработок от минимального до его максимального значения уровень потерь изменяется в диапазоне  $1,5 \div 3,5$  %, что находится в пределах ошибки инженерных вычислений.

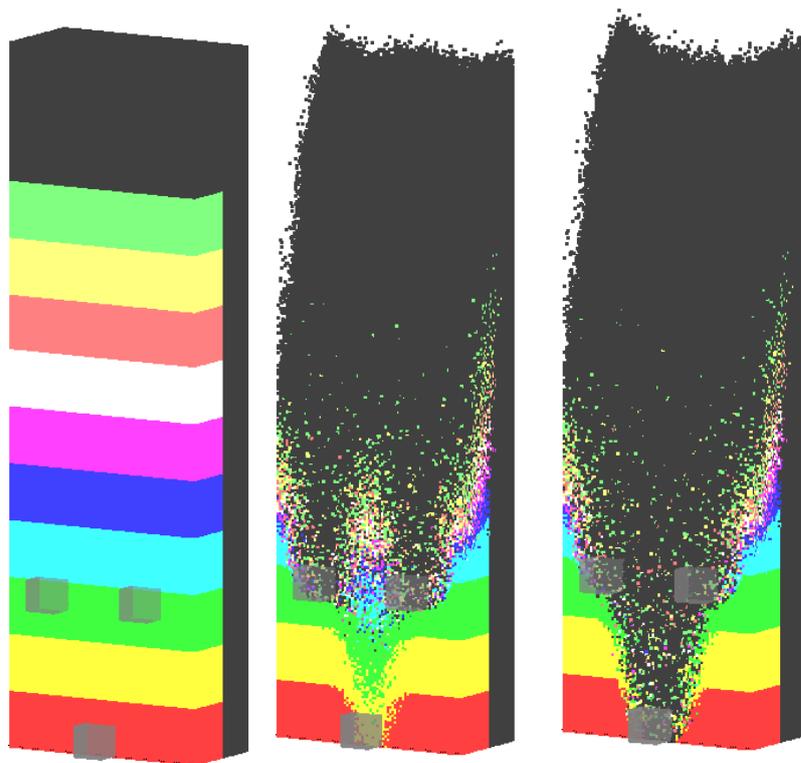
Таким образом, для варианта с двухъярусным расположением буродоставочных выработок при небольших межосевых расстояниях ( $12 \div 16$  м) можно принимать максимальную величину заглубления ( $10 \div 13$  м). В диапазоне больших межосевых расстояний ( $L_{\text{мо}} = 17 \div 20$  м и более) конструкция горизонта выпуска для предлагаемого варианта должна обосновываться исходя из минимизации величины заглубления выработок нижнего яруса и составлять  $(0,63 \div 0,65) L_{\text{мо}}$  в результате чего достигается снижение уровня потерь на  $5 \div 9\%$  и более.

#### *3.4.4. Показатели извлечения при различном удалении горизонтальных слоев руды от пункта выпуска*

При физическом и компьютерном моделировании предлагаемого варианта системы этажного торцевого выпуска рудной массы были установлены существенные различия в объемах выпущенной руды из каждого горизонтального слоя в зависимости от его положения по отношению к выпускным выработкам. Для получения более детальной информации по показателям извлечения каждого выпускаемого слоя руды провели дополнительную серию опытов на компьютерной модели (рис.3.13). Секцию делили по высоте на максимально допустимое (компьютерной программой) количество горизонтальных слоев (10 слоев). При высоте секции 80 м,

мощность каждого горизонтального слоя составляла 8 м. Как и в предыдущих опытах, руда в секции имела торцевой контакт с вмещающими породами. Расстояние между буродоставочными выработками и величина заглубления нижнего яруса были приняты в соответствии с физическим моделированием: межосевое расстояние 15 м, заглубление нижнего яруса 20 м. Толщина выпускаемого слоя 7 м. Торцевой выпуск рудной массы осуществлялся в равномерно-последовательном режиме. Средний размер куска отбитой руды изменяли в диапазоне  $0,2 \div 0,25$  м.

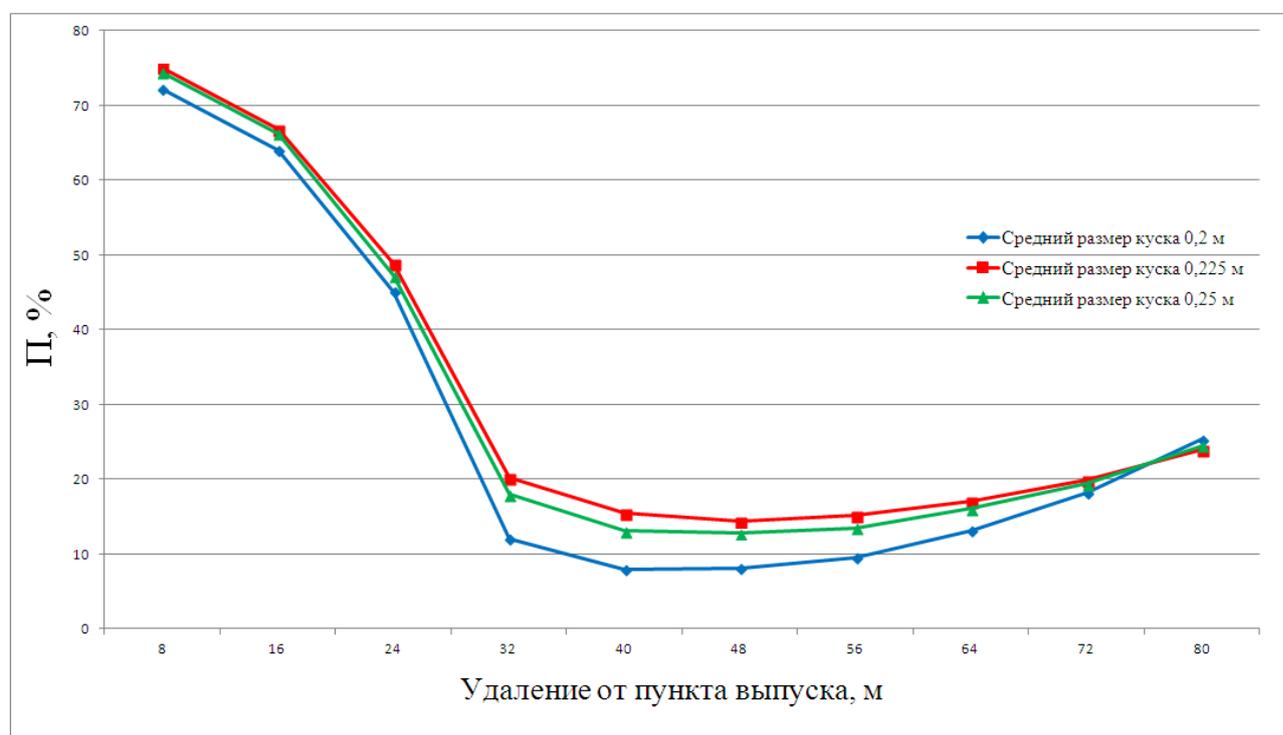
В результате проведенных исследований были получены объемы выпущенной руды и определен уровень потерь по каждому из горизонтальных слоев в зависимости от их удаления относительно почвы выпускных выработок. Данные были сведены в табл. 3.10. По полученным результатам были построены графики зависимости уровня потерь от пространственного положения горизонтальных слоев с учетом гранулометрического состава руды (рис. 3.14).



**Рис.3.13.** Компьютерная модель выпуска руды при различном удалении горизонтальных слоев от почвы буродоставочных выработок (средний размер куска 0,25 м)

**Изменение количественных показателей извлечения в зависимости от удаления выпускаемого рудного слоя от пункта выпуска**

Удаление от пункта выпуска, м	Средний размер куска руды, м					
	0,25		0,225		0,2	
	Объем, м3	П, %	Объем, м3	П, %	Объем, м3	П, %
80	1267,75	24,54%	1277,45	23,96%	1274,47	24,14%
72	1353,12	19,46%	1344,94	19,94%	1327,72	20,97%
64	1408,77	16,14%	1393,88	17,03%	1366,59	18,66%
56	1453,25	13,50%	1424,45	15,21%	1394,17	17,01%
48	1464,97	12,80%	1438,06	14,40%	1401,4	16,58%
40	1459,16	13,15%	1419,78	15,49%	1383,35	17,66%
32	1378,05	17,97%	1340,00	20,24%	1302,87	22,45%
24	886,09	47,26%	859,3	48,85%	848,81	49,48%
16	566,89	66,26%	557,71	66,80%	533,06	68,27%
8	429,58	74,43%	418,98	75,06%	392,16	76,66%



**Рис.3.14. Изменение уровня потерь по каждому горизонтальному слою в зависимости от фракционного состава и удаления от пункта выпуска при высоте этажа 80 м**

Как видно из рис. 3.14 при удалении горизонтального слоя руды от смежных пунктов выпуска верхнего яруса на  $\frac{2}{3}$  высоты отбиваемого слоя уровень потерь снижается на  $32 \div 35$  %, причем чем крупнее средний размер

куска, тем существеннее это снижение. При дальнейшем развитии фигуры выпуска на всю высоту отбиваемого слоя уровень потерь в горизонтальных слоях оставшейся 1/3 части отбиваемого слоя возрастает на  $7,5 \div 12$  %, но в этом случае потери руды увеличиваются с увеличением фракционного состава отбитой рудной массы.

Таким образом для получения приемлемых показателей извлечения необходимо располагать выработки верхнего яруса, с учетом формируемой фигуры выпуска при заданной высоте этажа, ниже зоны с высоким содержанием полезного компонента на 1/3 высоты отбиваемого слоя.

### **Выводы по главе**

1. Установлена тесная корреляционная связь между физической и компьютерной моделями. Коэффициент корреляции  $r=0,999$ , практически полная функциональная зависимость предопределяет дальнейшие исследования по обоснованию параметров систем с массовым обрушением с помощью компьютерных программ.

2. Анализ гранулометрического состава на ряде предприятий, осуществляющих добычу руды системами с массовым обрушением, показывает, что средневзвешенный размер куска в натуре находится в диапазоне  $0,15 \div 0,25$  м. Фракции от 0,1 до 0,15 м характерны для месторождений, склонных к мелкофракционному дроблению, с сильной трещиноватостью, остслаиваемостью и наличием прослоев мягких пород, в свою очередь, состав рудной массы фракции  $0,2 \div 0,25$  м встречается на большинстве рудных и нерудных месторождений.

3. Диапазон коэффициента, характеризующего отношение толщины отбиваемого слоя к высоте этажа, равен  $0,095 \div 0,12$ , используя его, можно найти рациональную толщину для любой высоты отбиваемого слоя, учитывая при этом средний размер куска в отбитой рудной массе.

4. Конструктивные потери в варианте двухъярусного исполнения горизонта выпуска с увеличением расстояния между выработками находятся на одном уровне - 4÷5% от общих потерь по блоку, если рассматривать один и тот же фракционный состав рудной массы и не изменять величину заглубления выработки нижнего яруса.

5. Уровень конструктивных потерь  $\Pi_k$  в варианте двухъярусного этажного торцевого выпуска удовлетворительно описывается выражением

$$\Pi = \frac{h_z / 2 \cdot L_{mo} \cdot d_T}{V_{bl}} \cdot n \cdot 100, \quad \%$$

6. Вариант с двухъярусным расположением буродоставочных выработок при выпуске на всю высоту этажа позволяет увеличивать расстояние между выработками, при этом сохранять уровень потерь и разубоживания в приемлемом диапазоне, в отличие от одноярусного варианта, где показатели извлечения с увеличением межосевого расстояния существенно возрастают.

7. Для варианта с двухъярусным расположением буродоставочных выработок при небольших межосевых расстояниях (12÷16 м) можно принимать максимальную величину заглубления (10÷13 м). В диапазоне больших межосевых расстояний (16÷20 м) конструкция горизонта выпуска для предлагаемого варианта должна обосновываться исходя из минимизации величины заглубления выработок нижнего яруса и составлять (0,63÷0,65)  $L_{mo}$ , в результате чего достигается снижение уровня потерь на 5÷9% и более.

8. При удалении горизонтального слоя руды от смежных пунктов выпуска верхнего яруса на 2/3 высоты отбиваемого слоя уровень потерь снижается на 32÷35%, причем чем крупнее средний размер куска, тем существеннее это снижение. При дальнейшем развитии фигуры выпуска на всю высоту отбиваемого слоя уровень потерь в горизонтальных слоях оставшейся 1/3 части отбиваемого слоя возрастает на 7,5÷12 %, но в этом случае потери руды увеличиваются с увеличением фракционного состава отбитой рудной массы.

## **ГЛАВА 4. КОНСТРУКТИВНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СИСТЕМЫ С ДВУХЪЯРУСНЫМ ЭТАЖНЫМ ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ**

### **4.1. Конструкция системы и технология очистной выемки**

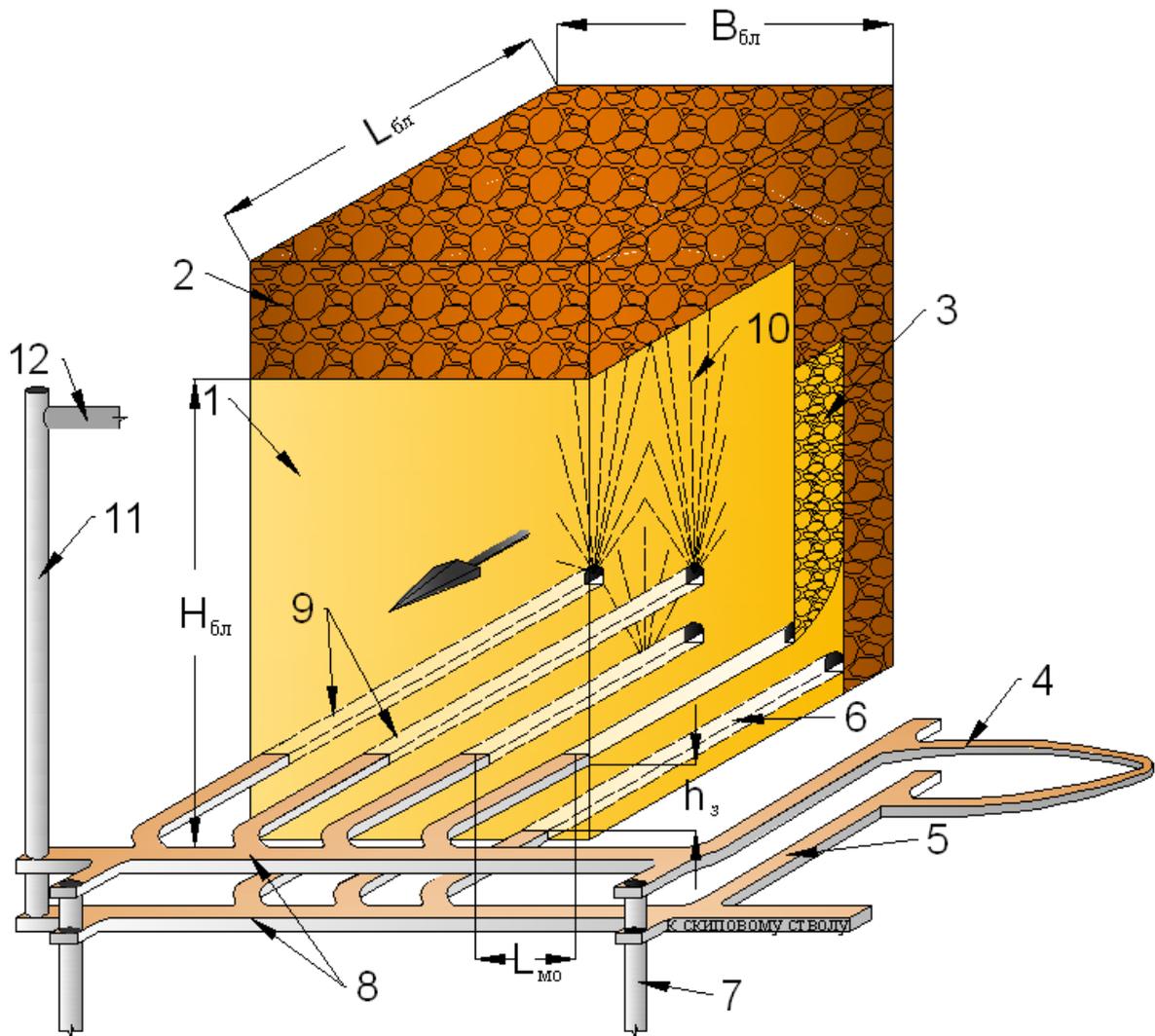
Как известно, при проектировании систем с массовым обрушением руды и вмещающих пород особое внимание следует уделять минимизации уровня потерь и разубоживания руды - это наиболее острая проблема, возникающая при их эксплуатации. В большинстве случаев повысить извлечение полезного ископаемого из недр можно путем обоснованного подхода к конструкции системы разработки и протекающим внутри нее технологическим процессам.

Поиск конструктивных и технологических решений, позволяющих обеспечить улучшение показателей извлечения при выпуске рудной массы, на наш взгляд должен быть обращен в сторону увеличения высоты подэтажа и перехода к этажному торцевому выпуску [78]. Это обусловлено возможностью снижения уровня потерь и разубоживания в совокупность с меньшей себестоимостью добычи руды. Так как установленный при проведении исследований средневзвешенный размер куска на многих подземных рудниках не превышает 0,25 м, это существенным образом затрудняет процесс истечения отбитой руды по сравнению с кусками больших фракций и препятствует нормальному формированию фигуры выпуска. Возникающие проблемы практически не могут быть решены при применении систем разработки, предусматривающих подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды, а в некоторых случаях нецелесообразно применение и этажного торцевого выпуска с классическим (одноярусным) вариантом конструкции днища блока.

В таких горнотехнических условиях, где, исходя из геомеханической обстановки, следует разносить смежные буродоставочные выработки на расстояние, превышающее диаметр фигуры выпуска, что ведет к увеличению потерь и разубоживания руды, наиболее целесообразно устраивать их

двухъярусное (возможно трех - и более) расположение, условно в двух (и более) подэтажах.

Таким образом, с целью снижения уровня потерь и разубоживания при применении систем с принудительным обрушением руды и вмещающих пород, а также интенсификации процессов очистной выемки предложен вариант этажного обрушения с торцевым выпуском руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок (рис. 4.1).



**Рис. 4.1.** Принципиальная схема системы этажного обрушения с торцевым выпуском при двухъярусном расположении буродоставочных выработок: 1 – рудное тело; 2 – вмещающие обрушенные породы; 3 – отбитая руда; 4 – спиральный съезд; 5 – транспортный штрек; 6 – штрек нижнего яруса; 7 – рудоспуск; 8 – транспортный орт; 9 – штреки верхнего яруса; 10 – взрывные скважины; 11 – вентиляционно-ходовой восстающий; 12 – вентиляционный горизонт

Предлагаемый вариант осуществляется следующим образом. Отработку запасов месторождения ведут в нисходящем порядке с отбойкой и выпуском рудной массы на буродоставочные штреки (в зависимости от горно-геологических и горнотехнических возможен вариант по ортовой схеме).

Схемы подготовки рудного поля вкрест или по простиранию (ортовая или штрековая подготовка) выбираются с учетом следующих факторов:

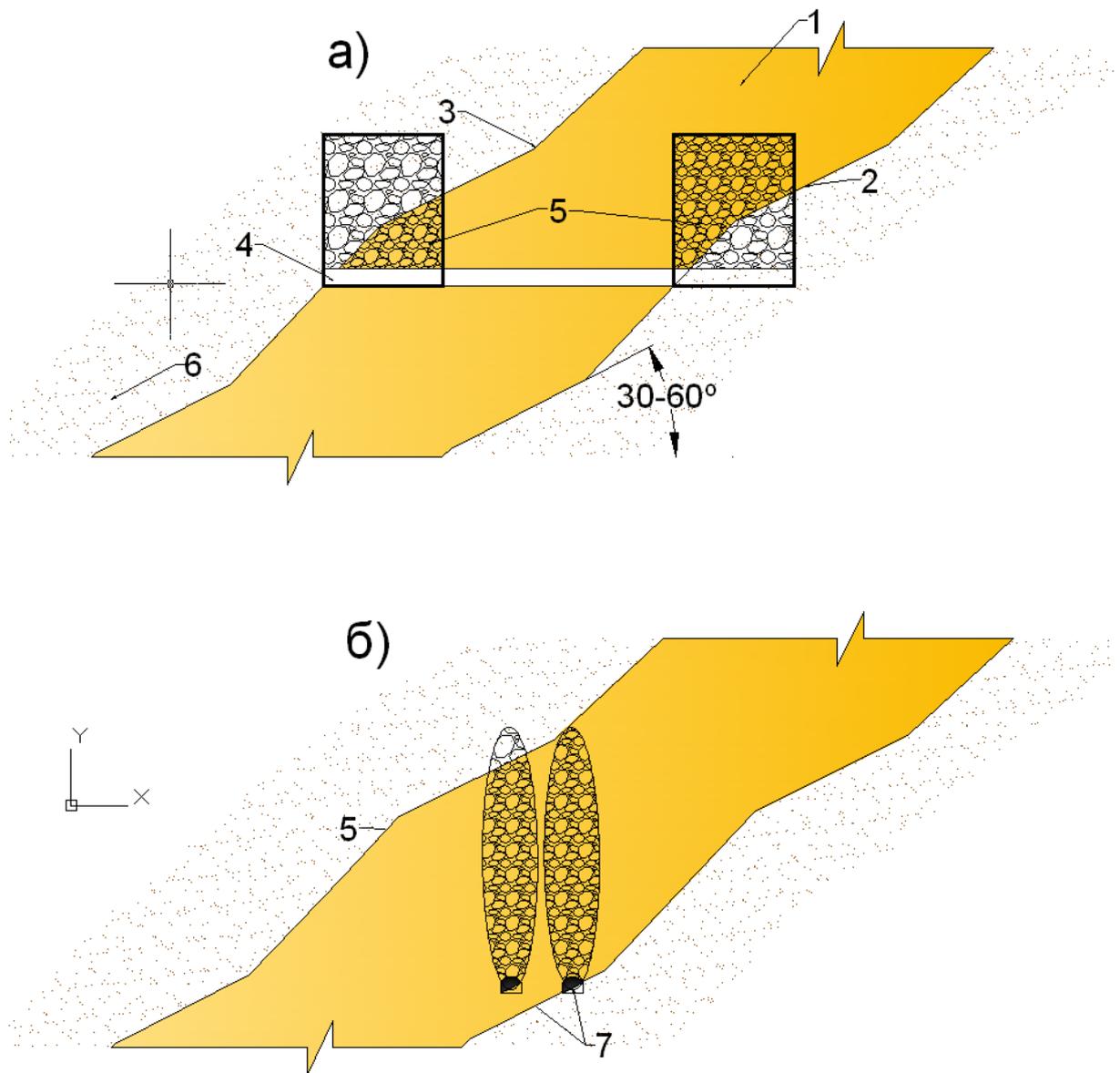
- основное направление действующих напряжений в массиве;
- угол падения и склонение рудного тела, его размеры и наличие основных систем трещин и нарушений, контакты с вмещающими породами.

К основным преимуществам ортовой подготовки можно отнести то, что:

- увеличивается число забоев, в связи с чем расширяется фронт очистных работ при условии достаточного количества оборудования;
- уменьшается длина доставки и облегчается местное проветривание, по сравнению со штрековой подготовкой;
- большая устойчивость выработок позволяет снизить затраты на их крепление и поддержание;

Штрековая подготовка обладает следующими достоинствами:

- подходит для любых мощностей крутопадающих месторождений (может применяться как в маломощных залежах, так и в залежах средней мощности и мощных рудных телах);
- в случае когда месторождение представлено крутопадающей залежью с углом падения 30-60°, при штрековой подготовке уменьшается разубоживание в зонах контакта лежачего и висячего боков с вмещающими породами по сравнению с ортовой схемой, в особенности при этажной выемке (рис. 4.2);
- меньший парк технологического оборудования как на отбойке, так и на доставке рудной массы.



**Рис.4.2. Схемы подготовки шахтного поля рудной залежи: а) ортовая схема подготовки; б) штрековая схема подготовки; 1 – рудное тело; 2 – лежащий бок залежи; 3 – висячий бок залежи; 4 – орт; 5 - отбитая рудная масса; 6 – вмещающие породы; 7 – штреки**

В случаях когда возможны несколько способов подготовки, наиболее рациональный из них выбирается на основе технико-экономического анализа (методом вариантов). Зачастую горнотехнические условия на различных участках месторождения изменяются в большом диапазоне, это вызывает необходимость в оперативной корректировке параметров системы разработки в соответствии с этими изменениями. Как показывает практика, на большинстве мощных месторождений успешно реализуется сочетание ортовой и штрековой подготовки.

*Подготовительно-нарезные работы* начинают с проходки полевых панельных штреков, которые предназначены для независимого доступа к двум ярусам днища блока (в этом случае полевая подготовка обусловлена необходимостью длительного поддержания капитальных транспортных выработок). Штреки с помощью заездов сбиваются со спиральным съездом. Далее осуществляют проходку ортов, предназначенных для отрезки флангов рудного тела от остального массива горных пород и подачи свежего воздуха в очистное пространство. В случае когда простирание рудного тела превышает оптимальную длину доставки, штреки сбиваются дополнительным одним или несколькими ортами, которые обеспечивают более гибкую транспортную сеть на горизонте выпуска. Затем на установленном расстоянии друг от друга производят нарезку буродоставочными выработками сечением, например, 4,5 x 4,5 м (минимальное расстояние определяется исходя из геомеханической ситуации на отрабатываемом участке месторождения и может быть увеличено без существенных потерь руды за счет нижнего яруса выработок). Выработки нижнего яруса располагают посередине между смежными выработками вышележащего яруса, а величину их заглубления определяют исходя из минимизации потерь и разубоживания руды (см. Гл. 2, п. 3.4.3). Расстояние между штреком на горизонте выпуска и контуром руды лежащего бока месторождения может быть любым, при этом расположение буродоставочного штрека в подэтаже должно выбираться с таким расчетом, чтобы обеспечить выемку вышележащего рудного массива. Таким образом, при крутом угле падения лежащего бока располагать буродоставочный штрек близко к контакту с лежащим боком нецелесообразно по причине небольшого объема руды для выпуска на этот штрек. Расположение буродоставочных выработок во вмещающих породах на контакте с рудным телом при двухъярусной конструкции горизонта выпуска позволит снизить потери на 5-9 %. Это может привести к некоторому увеличению разубоживания, но только в том случае,

если на первой стадии очистной выемки не будет организован отдельный выпуск руды и вмещающих пород.

При валовом способе выемки для усреднения рудной массы в этом варианте конструкции системы заезды и полевые штреки оборудуют рудоспуском, связывающим оба яруса днища блока, а при селективном способе необходимо наличие двух и более рудоспусков.

Многолетняя практика разработки рудных месторождений системами с обрушением показывает, что наиболее безопасна и эффективна выемка сплошным фронтом от средней части месторождения (шахтного поля, этажа) к флангам. Прямолинейный (или уступный) фронт очистных работ должен быть ориентирован в соответствии с линией обрушения налегающих пород.

Для примера в табл. 4.1 представлен объем подготовительно-нарезных работ в блоке (выемочной единице) с размерами 60x100x80 м при этажном торцевом выпуске рудной массы с двухъярусной конструкцией днища, удельный вес руды 2,5 т/м<sup>3</sup>.

Таблица 4.1

**Объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) на выемочную единицу  
(без учета морфологии рудного тела)**

№ п/п	Наименование выработки	Сечение, м <sup>2</sup>	Кол-во, шт.	Длина, п.м.			Объем, м <sup>3</sup>			Удельный объем ПНР, п.м./1000т
				по породе	по руде	Всего	по породе	по руде	Всего	
<b>Горноподготовительные работы</b>										
1	Спиральный съезд	5x5	1	125	0	125	3125	0	3125	0,10
2	Панельный штрек	4,5x4,5	2	100	0	200	2025	0	4050	0,17
3	Заезды на панельные штреки	4,5x4,5	2	20	0	40	405	0	810	0,03
4	Отрезные орты	4,5x4,5	2	75	0	150	1519	0	1519	0,12
5	Рудоспуск	3x3	2	100	0	200	1800	0	1800	0,16
6	Вентиляционно-ходовой восстающий	3x3	1	80	0	80	720	0	720	0,06
7	Камеры рудоспусков	4,5x4,5	4	15	0	60	304	0	1215	0,05
			<b>ИТОГО</b>	<b>515</b>	<b>0</b>	<b>855</b>	<b>8643</b>	<b>0</b>	<b>9218</b>	<b>0,69</b>
<b>Нарезные работы</b>										
8	Буродоставочные штреки	4,5x4,5	7	0	100	700	0	2025	14175	0,59
9	Отрезной восстающий	3x3	1	0	80	80	0	720	720	0,07
			<b>ИТОГО</b>	<b>0</b>	<b>180</b>	<b>780</b>	<b>0</b>	<b>2745</b>	<b>14895</b>	<b>0,64</b>
			<b>ВСЕГО ГПР</b>	<b>515</b>	<b>180</b>	<b>1635</b>	<b>8643</b>	<b>2745</b>	<b>24113</b>	<b>1,35</b>

*Очистную выемку* начинают с обуривания массива взрывными скважинами по веерной схеме. Веерная схема имеет преимущества перед отбойкой параллельными скважинами и вариантом с параллельно-сближенными взрывными скважинами за счет меньшей трудоемкости на обуривание и существенного сокращения количества буровых выработок даже в высшей степени крепких рудах с коэффициентом крепости  $f = 20$  и более по шкале профессора Протодяконова.

На современном этапе развития буровой техники в предлагаемом варианте предусматривается обуривание большей части массива из буродоставочных выработок верхнего яруса с помощью буровой установки для бурения глубоких скважин Simba W6 C-ITN, при условии что высота отбиваемого слоя, приходящегося на эти выработки, не превышает  $60 \div 63$  м. Остальные скважины бурят из выработок нижнего яруса. В случае отработки неустойчивых рудных массивов, где глубина бурения ограничена или бурение затруднено по причине осыпи стенок взрывных скважин, предусматривается проходка дополнительных буровых горизонтов.

*Отбойку* осуществляют послойно в зажиме, зарядами ВВ, расположенными в скважинах. Перед отбойкой руды определяют толщину отбиваемого слоя с таким расчетом, чтобы после отбойки она с учетом коэффициента разрыхления соответствовала параметрам фигуры выпуска исходя из ее развития на полную высоту этажа. Это позволяет обеспечить снижение уровня потерь и разубоживания за счет соответствия параметров отбойки параметрам выпуска. Для сокращения объема нарезных работ возможно применение скважин увеличенного диаметра (до 165 мм).

*Доставка* рудной массы осуществляется самоходным оборудованием типа ПДМ, рекомендуемая модель - TORO 2500E, грузоподъемность 25 т. Электрический привод машины не выбрасывает выхлопных газов, из-за чего снижаются затраты на проветривание очистных тупиковых забоев, что важно при системах с массовым обрушением и торцевым выпуском, где возникают

трудности проветривания за счет общешахтной депрессии и свежий воздух нагнетается вентиляторами местного проветривания. Общее энергопотребление снижается на 70 %.

К тому же погрузо-доставочная машина TORO 2500E обладает большой вместимостью исполнительного органа (ковша) благодаря чему увеличивается глубина его внедрения в навал рудной массы, что положительным образом сказывается на показателях извлечения руды.

Расчет глубины внедрения ковша для TORO 2500E, осуществлялся по общепринятой методике:

1. Вместимость грузонесущего ковша с учетом плотности рудной массы

$$V_k = Q / \gamma_{p.m.} = 25000 / 2,5 = 10 \text{ м}^3, \quad (4.1)$$

где  $V_k$  – вместимость ковша ПДМ,  $\text{м}^3$ ;

$Q$  – грузоподъемность машины, кг;

$\gamma$  – плотность рудной массы,  $\text{т/м}^3$  ( для простоты расчетов принимаем 2,5  $\text{т/м}^3$ ).

2. Глубина днища ковша погрузо-доставочного средства

$$L_k = 11,4 \sqrt[3]{V_k} = 11,4 \sqrt[3]{10000} = 245,5 \text{ см}, \quad (4.2)$$

где  $L_k$  – глубина днища ковша ПДМ, см;

$V_k$  – вместимость ковша ПДМ,  $\text{м}^3$ .

3. Глубина внедрения ковша ПДМ в навал рудной массы

$$L_{вн} = (0,7 \div 0,8) \cdot L_k = (0,7 \div 0,8) \cdot 245,5 \approx 1,7 \div 2 \text{ м} \quad (4.3)$$

*Крепление* выбирается исходя из показателя устойчивости массива и параметров самих выработок. В сложных условиях (на большой глубине разработки, в удароопасных и структурно нарушенных массивах) безопасность работ могут обеспечить комбинированные виды крепей: различные сочетание анкеров и торкрет бетона (или полимерных пленок), а также металлической сетки (наиболее прочная из которых - плетеная рабица, предельно разрушающая нагрузка на которую 110-120 кН).

Таким образом, предлагаемый к реализации вариант подземной разработки месторождений выгодно отличается от классического подэтажного обрушения за счет сокращения удельного веса затрат на очистную выемку и неограниченности в формировании фигур выпуска. Двухъярусная конструкция днища блока позволяет существенно сократить потери руды в гребнях между выпускными выработками по сравнению с одноярусным торцевым выпуском. К тому же нижний ярус выработок страхует от повышенных потерь руды в случае преждевременного износа выработок верхнего яруса от налегающей массы отбитой руды и вмещающих пород, что присуще этажной выемке.

#### **4.2. Рациональный режим выпуска рудной массы**

Как было отмечено ранее, к основным мерам, обеспечивающим максимальное извлечение руды из выемочной единицы, при минимальных ее потерях и разубоживании относится организация выпуска, в частности его режим, при котором контакт руда - налегающие породы находится преимущественно в горизонтальном (возможно, слабонаклонном, не более  $25\div 30^\circ$ ) положении.

Планирование и учет выпуска руды, а также уровня показателей извлечения осуществляется путем подсчета балансовых запасов руды над каждой буродоставочной выработкой (при торцевом выпуске) до начала отбойки по маркшейдерским и геологическим данным о морфологии рудной залежи полученным в результате разведки, с последующим сравнением их с результатами очистной выемки.

В большинстве случаев при торцевом выпуске руды равномерное опускание контакта руда - налегающие (пустые) породы параллельно горизонту выпуска и максимальное извлечение руды достигается при отработке выемочной единицы в равномерно-последовательном режиме выпуска.

Отработку выемочной единицы в этом режиме ведут до момента соприкосновения линии контакта руда - налегающие породы с верхней фазой формируемой фигуры выпуска. Затем вмещающие породы начинают поступать

в выпускное отверстие, образуя при этом воронку внедрения, которая постепенно выполаживается к уровню линии контакта с покрывающими породами (рис. 4.3). На стадиях формирования воронки внедрения выпуск чистой руды прекращается и в выпускное отверстие поступает смесь из руды и вмещающих пород (рудная масса).

В зависимости от размеров и положения выемочной единицы в пределах залежи определяется количество выпускных отверстий и их пространственное размещение в массиве с таким расчетом, чтобы обеспечить наиболее полное извлечения руды и сохранность горных выработок, в связи с этим составление планограммы выпуска производится для каждого конкретного очистного блока (секции, панели) индивидуально.



**Рис. 4.3. Стадии формирования воронки внедрения**

Например, если выпускаемый слой руды не контактирует с рудным и породным массивами, а также с обрушенными породами, то в этом случае процесс выпуска ведется до достижения установленного предельного разубоживания в дозе выпуска. В случае наличия контакта с неотбитым рудным массивом следует уменьшить предельное разубоживание в дозе до уровня, не превышающего 20 % от балансовых запасов, приходящихся на выпускную

выработку, что обеспечит снижение бокового разубоживания при отработке смежного слоя. При отработке слоев, граничащих с обрушенными породами или с породным массивом, следует увеличить предельное разубоживание в дозе выпуска на 10 % для обеспечения наиболее полного извлечения руды в зонах контакта[9].

Однако при конструкции горизонта выпуска в два (и более) яруса и разноске смежных буродоставочных выработок на расстояние, исключающее наличие зоны пересечения фигур выпуска, возможно существенное увеличение уровня бокового разубоживания при равномерно-последовательном режиме выпуска из выработок нижнего яруса, что, в свою очередь, увеличит потери руды. В этой связи наиболее рациональным будет устраивать одновременный (параллельный) выпуск сразу с верхнего и нижнего яруса горизонта выпуска.

Далее в работе с помощью компьютерного моделирования устанавливали и сопоставляли показатели извлечения руды при ее выпуске равномерно-последовательным и параллельным режимами (табл. 4.2).

За постоянные параметры принимали:

- высоту этажа – 80 м;
- толщину отбиваемого слоя – 7 м;
- средний размер куска – 0,225 м;
- глубину внедрения ковша – 2 м;
- предельное разубоживание – 25 % (от балансовых запасов выемочной единицы).

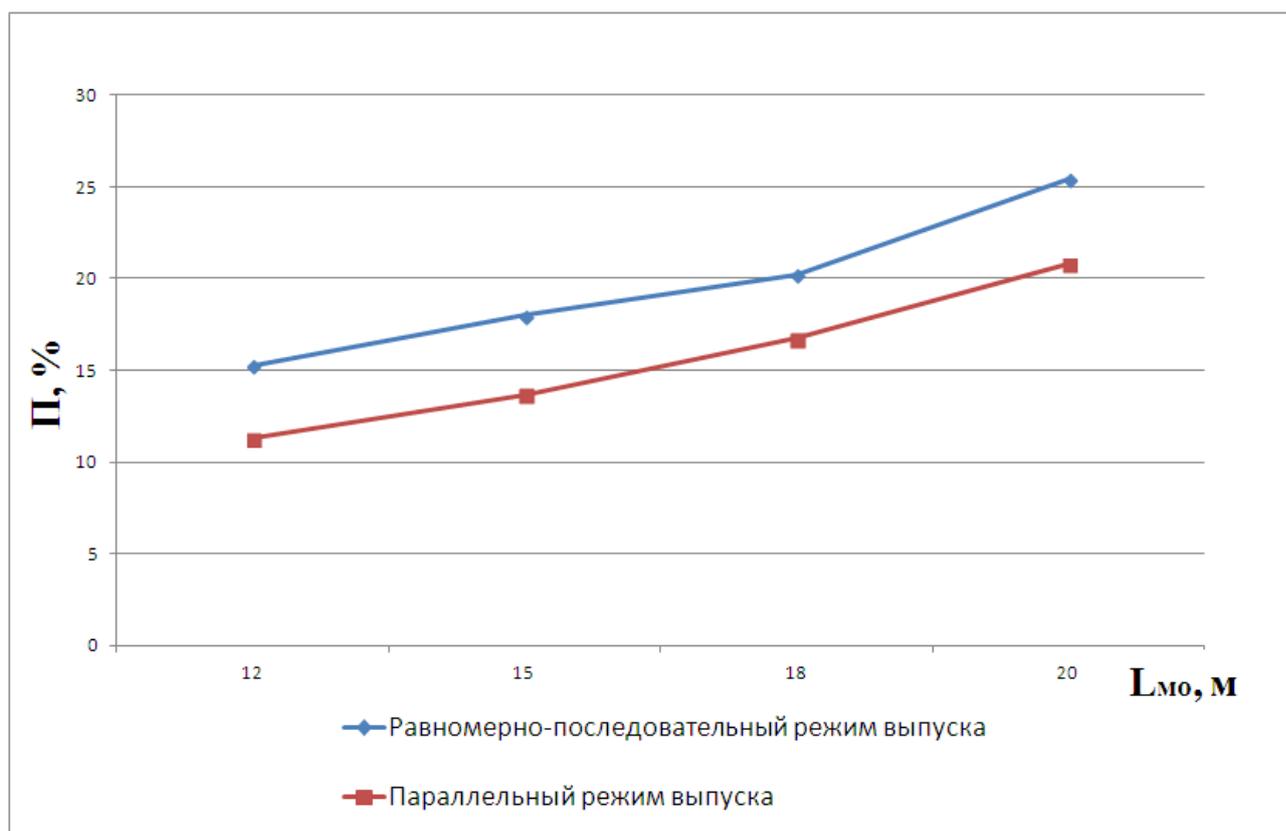
Регулируемые параметры:

- расстояние между выработками;
- глубина заложения выработки нижнего яруса (принимали максимальной в зависимости от расстояния между БДВ).

**Показатели извлечения при равномерно-последовательном и параллельном режиме выпуска**

Расстояние между смежными БДВ 12 м		
Режим выпуска	Равномерно-последовательный	Параллельный
Потери, %	15,26	11,28
Разубоживание, %	24,93	28,16
Расстояние между смежными БДВ 15 м		
Потери, %	17,99	13,66
Разубоживание, %	25,07	28,38
Расстояние между смежными БДВ 18 м		
Потери, %	20,22	16,73
Разубоживание, %	25,21	28,48
Расстояние между смежными БДВ 20 м		
Потери, %	25,40	20,79
Разубоживание, %	25,16	28,75

На основании данных табл. 4.2 были построены графики зависимости потерь руды от расстояния между смежными выработками с учетом режима выпуска (рис. 4.4).



**Рис. 4.4. Влияние режима выпуска руды на количественные показатели извлечения**

Таким образом, параллельный режим выпуска рудной массы позволяет снизить уровень потерь руды на 4÷5 % по сравнению с равномерно-последовательным режимом выпуска, однако несколько увеличивается общее разубоживание на 3÷3,5%, опускание линии контакта руда – налегающие породы протекает с меньшим экстремумом образующихся провисаний, в отличие от равномерно-последовательного режима при двухъярусной конструкции горизонта выпуска. Увеличивается интенсивность отработки выемочной единицы, тем самым обеспечивается высокая производительность. Также при параллельном режиме выпуска существенно снижаются отклонения содержания полезного компонента в рудной массе за счет ее усреднения в процессе выпуска.

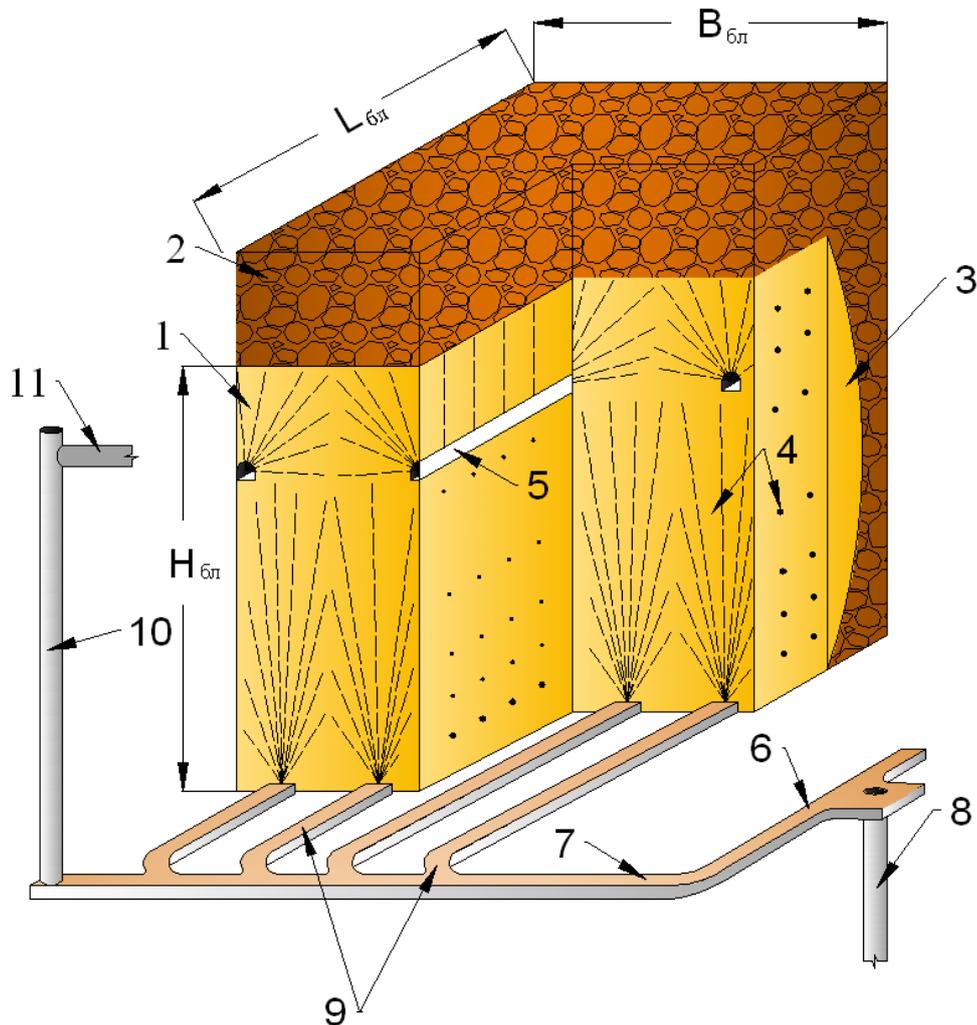
#### **4.3. Техничко-экономическая оценка эффективности**

При проектировании новых систем подземной разработки или усовершенствования вариантов конструкций типовых систем необходимо выявлять технико-экономические показатели предлагаемого к реализации проекта и сравнивать их с показателями уже применяемых на действующих горнодобывающих предприятиях технологий [66]. Выбор конкурентоспособных проектных решений путем прогнозирования и сопоставления их технико-экономических показателей должен основываться на постоянных и переменных факторах, установленных на исследуемом месторождении или конкретном его участке.

При сравнительной экономической оценке проектных решений по части систем подземной разработки учитывали рекомендации и методики таких ученых, как М.И. Агошков, П.И. Городецкий, К.М. Чарквиани, Р.П. Каплунов, В.Р. Именитов, В.В. Куликов, О.А. Байконуров, Н.Г. Дубынин, С.Л. Иофин, В.А. Шестаков, А.А. Петросов и др.

В качестве конкурирующих вариантов системы разработки выбраны:

- этажное принудительное обрушение с торцевым выпуском руды (вариант с классическим горизонтом выпуска) (рис 4.5.);



**Рис. 4.5. Принципиальная схема системы этажного обрушения с торцевым выпуском руды и вмещающих пород (вариант с классическим горизонтом выпуска): 1 – рудное тело; 2 – вмещающие обрушенные породы; 3 – отбитая руда; 4 – взрывные скважины; 5 – буровая выработка; 6 – полевой штрек; 7 – транспортный орт; 8 – рудоспуск; 9 – буродоставочные штреки; 10 – вентиляционно-ходовой восстающий; 11 – вентиляционный горизонт**

- этажное принудительное обрушение с торцевым выпуском руды (вариант с двухъярусным расположением буродоставочных выработок).

#### *4.3.1. Экономическая оценка по критерию максимизации удельной приведенной прибыли*

Сравнение конкурентных вариантов горнотехнических систем основывается на максимизации дохода от разработки месторождения или его участка, но чаще при расчетах пользуются величиной удельной приведенной прибыли от отработки 1т запасов руды. Прибыль определяется как ценность произведенной товарной продукции за вычетом затрат на ее получение:

$$d = K_D (\beta C - E_n k_k - (C_{доб} + C_m + C_n)), \text{ руб/т}, \quad (4.4)$$

где  $K_D$  - выход рудной массы (доли ед), рассчитывается по формуле (2.21)

$P$  - потери руды (доли ед.);

$P$  - разубоживание руды (доли ед.);

$C$  - ценность конечного продукта (руб/т);

$\beta$  - выход товарного продукта из рудной массы (доли ед.):

$$\beta = \frac{A_{руд}(1-P)}{A_k} \eta, \text{ дол.ед.} \quad (4.6)$$

$A_{руд}$  - содержание товарного продукта в руде, доли ед.;

$A_k$  - содержание товарного продукта в конечном продукте, доли ед.;

$\eta$  - извлечение при переработке, доли ед.;

$E_n$  - процентная ставка за кредит, доли ед.;

$k_k$  - удельные капитальные вложения, руб/т;

$C_{доб}$ ,  $C_m$ ,  $C_n$  - соответственно себестоимость добычи, транспортировки и переработки, руб/т.

В рассматриваемом случае варианты этажной системы разработки с торцевым выпуском руды отличаются по нескольким технико-экономическим показателям:

- вариант с классическим горизонтом выпуска имеет несколько меньший удельный расход подготовительно-нарезных работ по сравнению с предлагаемым вариантом;

- двухъярусное исполнение горизонта выпуска, в отличие от классического варианта, позволяет существенно улучшить показатели извлечения руды при увеличении расстояния между буродоставочными выработками.

Сравним представленные варианты по критерию максимизации удельной, приведенной прибыли от разработки участка месторождения с аналогичной

горнотехнической и горно-геологической ситуацией, при этом условие эффективности и лучшей конкурентоспособности варианта системы будет:

$$d \rightarrow \max \quad (4.7)$$

Для упрощения расчетов примем за реализуемый товарный продукт - рудную массу. Таким образом, себестоимость транспортировки  $C_m = 0$  и переработки  $C_n = 0$ , а выход товарного продукта из рудной массы  $\beta = 1$ . За основной критерий предопределяющий себестоимость добычи, примем удельные затраты по статье «подготовительно-нарезные работы»:

- для двухъярусного варианта удельный объем подготовительно-нарезных работ на выемочную единицу с условными размерами 100х60х80 в зависимости от межсосевого расстояния буродоставочных выработок равен от 1,19÷1,33 п.м./1000т (см. табл. 4.1);

- для этажного торцевого выпуска с классическим вариантом горизонта выпуска объем подготовительно-нарезных работ для тех же размеров выемочной единицы равен 0,935÷1,095 п.м./1000т (наименование выработок представлено в табл. 4.3).

Остальные статьи расходов, составляющие себестоимость добычи, примем одинаковыми для каждого из рассматриваемого варианта и исключим их из расчета.

Расстояние между буродоставочными выработками в обоих случаях варьируем в диапазоне 12÷20 м, средний размер куска 0,225 м.

Коэффициент выхода рудной массы ( $K_d$ , дол.ед.) для этих вариантов был получен ранее в табл. 3.7, для двухъярусного и классического варианта соответственно он изменялся в диапазоне 0,83÷1,14 и 1,11÷1,16 при одинаковом уровне разубоживания.

**Объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) на выемочную единицу  
(без учета морфологии рудного тела)**

№ п/п	Наименование выработки	Сечение, м <sup>2</sup>	Кол-во, шт.	Длина, п.м.			Объем, м <sup>3</sup>			Удельный объем ПНР, п.м. /1000т
				по породе	по руде	Всего	по породе	по руде	Всего	
<b>Горноподготовительные работы</b>										
1	Панельный штрек	4,5x4,5	1	100	0	100	2025	0	2025	0,08
2	Отрезные орты	4,5x4,5	2	75	0	150	1519	0	1519	0,13
3	Рудоспуск	3x3	1	100	0	100	1200	0	1200	0,08
4	Вентиляционно- ходовой восстающий	3x3	1	80	0	80	640	0	640	0,06
5	Камеры рудоспусков	4,5x4,5	1	20	0	20	405	0	405	0,02
			<b>ИТОГО</b>	<b>285</b>	<b>0</b>	<b>450</b>	<b>5789</b>	<b>0</b>	<b>5789</b>	<b>0,375</b>
<b>Нарезные работы</b>										
8	Буродоставочные штреки	4,5x4,5	4	0	100	400	0	2025	8100	0,33
9	Отрезной восстающий	3x3	1	0	80	80	0	720	720	0,06
10	Буровая выработка	4,5x4,5	3	0	100	300	0	2025	6075	0,25
			<b>ИТОГО</b>	<b>0</b>	<b>180</b>	<b>880</b>	<b>0</b>	<b>4770</b>	<b>14895</b>	<b>0,73</b>
			<b>ВСЕГО ГПР</b>	<b>285</b>	<b>180</b>	<b>1330</b>	<b>5789</b>	<b>4770</b>	<b>20684</b>	<b>1,015</b>

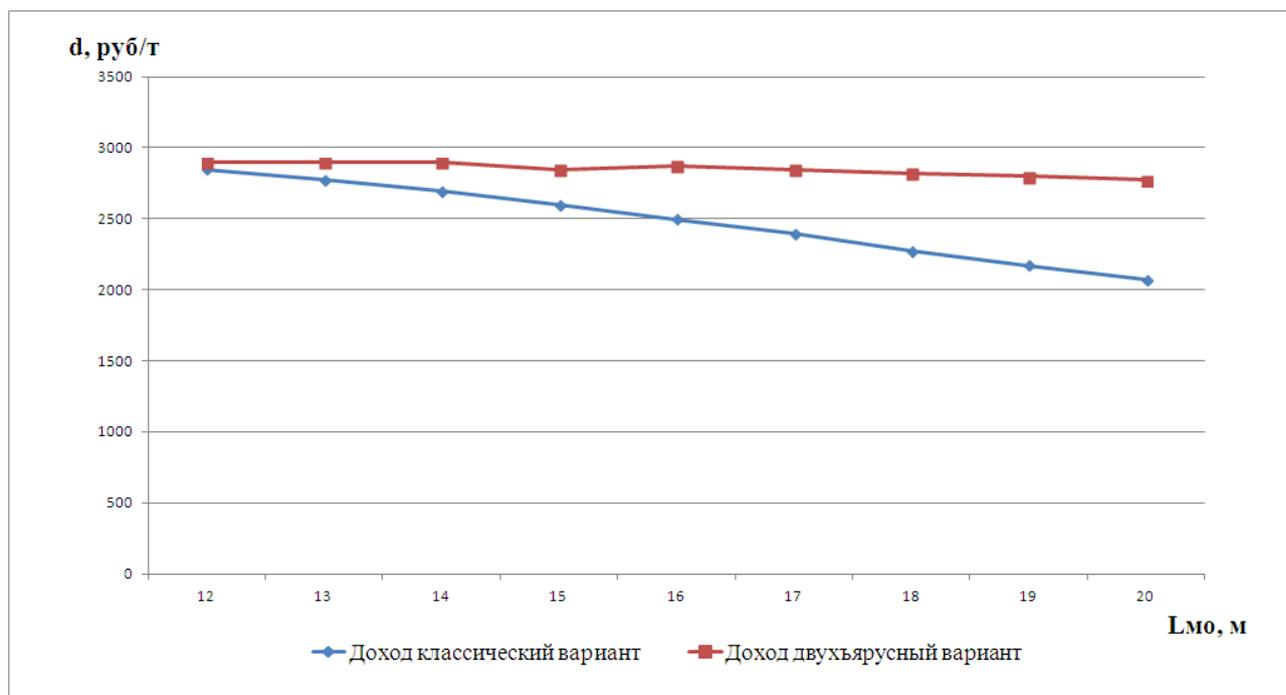
Результаты технико-экономического расчета конкурентоспособности рассматриваемых вариантов приведены в табл. 4.4.

Таблица 4.4

**Технико-экономические показатели по рассматриваемым вариантам**

<b>Этажное принудительное обрушение (классический вариант)</b>									
Лмж, м	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Кд., дол. ед.	1,14	1,11	1,08	1,04	1	0,96	0,91	0,87	0,83
Ипнв, п.м.	1230	1230	1230	1330	1330	1330	1430	1430	1430
Упнв, руб/т	2,61	2,68	2,76	2,66	2,77	2,89	2,82	2,95	3,09
d, руб/ т	2847,02	2772,02	2697,02	2597,23	2497,23	2397,23	2272,44	2172,44	2072,44
<b>Этажное принудительное обрушение (двухъярусный вариант)</b>									
Лмж, м	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Кд., дол. ед.	1,16	1,16	1,16	1,14	1,15	1,14	1,13	1,12	1,11
Ипнв, п.м.	1845	1845	1845	1645	1645	1645	1445	1445	1445
Упнв, руб/т	3,31	3,31	3,31	3,01	2,98	3,01	2,66	2,69	2,71
d, руб/ т	2896,16	2896,16	2896,16	2846,57	2871,57	2846,57	2822,00	2797,00	2772,00

Разница между расчетными удельными (маржинальными) доходами рассматриваемых вариантов от погашения 1 т балансовых запасов представлена на рис. 4.6.



**Рис.4.6. Удельная приведенная прибыль от погашения 1 т балансовых запасов для рассматриваемых вариантов**

Как видно из рисунка, с увеличением расстояния между выработками удельная величина приведенной прибыли в классическом варианте стремительно снижается по сравнению с двухъярусным вариантом. Экономия от эксплуатации составляет от 50 до 700 руб./т. Таким образом, предлагаемый к реализации вариант с двухъярусным исполнением имеет превосходящую конкурентоспособность и экономически наиболее эффективен.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой изложены основные принципы проектирования системы подземной разработки с этажным обрушением и торцевым выпуском руды при двухъярусном расположении буродоставочных выработок, научно обоснован диапазон регулирования ее пространственно-конструктивных параметров в зависимости от условий разработки и нормативных показателей извлечения для обеспечения высокой экономической эффективности освоения ресурсного потенциала рудных и нерудных месторождений России.

**Основные научные и практические результаты работы** заключаются в следующем:

1. Определено, что повышение эффективности очистной выемки за счет снижения объема подготовительно-нарезных работ и улучшения качественных характеристик рудной массы в системах с этажным обрушением и торцевым выпуском руды достигаются при двухъярусном их расположении на расстояниях, обеспечивающих наличие контакта между фигурами, развивающимися при торцевом выпуске из верхнего и нижнего ярусов на всю высоту этажа.

2. Установлено, что на отечественных горнодобывающих предприятиях, осуществляющих добычу руды системами с массовым обрушением руд и вмещающих пород, средневзвешенный размер кусков, составляющих рудную массу, в натуральных условиях находится в диапазоне 150÷250 мм, что препятствует развитию фигуры выпуска в ширину, приводит к «трубообразованию» и, как следствие раннему разубоживанию с существенным увеличением потерь руды.

3. Обоснованы параметры системы этажного обрушения с торцевым выпуском руды для подземной разработки рудных и нерудных залежей, предусматривающей двухъярусную конструкцию горизонта выпуска, позволяющую увеличивать расстояние между смежными буродоставочными

выработками при одновременном снижении уровня конструктивных потерь на 43÷48% .

4. Установлено, что минимальный уровень потерь и разубоживания при средневзвешенном размере куска в рудной массе, изменяющемся в диапазоне 150÷250 мм, может быть достигнут при условии, что толщина отбиваемого слоя изменяется в зависимости от высоты этажа в диапазоне  $d_T = (0,095 \div 0,12) H_{эт}$ .

5. Выявлено, что уровень потерь руды зависит от ее пространственного расположения в блоке по высоте отбитого слоя до начала выпуска, условно разделенного на верхнюю, среднюю и нижнюю части. Так, при развитии фигуры выпуска на  $2/3$  высоты слоя для объемов руды, находившейся в средней его части, уровень потерь на 32÷35 % ниже по отношению к нижней, при этом чем крупнее средний размер куска, тем существеннее это снижение. В дальнейшем при выпуске всего отбитого слоя уровень потерь руды из верхней его части ( $1/3$  от общего объема) возрастает на 7,5÷12 %, но в этом случае больший уровень потерь руды соответствует большему фракционному составу отбитой рудной массы.

6. Установлено, что рациональный диапазон изменения заглубления  $h_3$  кровли буродоставочных выработок нижнего яруса по отношению к верхнему зависит от расстояния между буродоставочными выработками по осям, определенного в соответствии с геомеханическими условиями разработки, при обеспечении минимального уровня потерь руды, и составляет  $(0,63 \div 0,65) L_{мо}$ .

7. При двухъярусном расположении буродоставочных выработок следует применять параллельный режим выпуска одновременно из верхнего и нижнего ярусов. Параллельный режим обеспечивает практически горизонтальный контакт руда - налегающие породы по сравнению с равномерно-последовательным выпуском и позволяет снизить уровень потерь руды на 4÷5 % при минимальном увеличении общего разубоживания на 3÷3,5 %.

**СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Агошков М.И., Будько А.В., Кривенков Н.А. Торцевой выпуск руды // Горный журнал. – 1964. – №2.
2. Агошков М.И. Перспективы применения системы блокового обрушения на рудниках цветной металлургии // Горный журнал. – 1949. – №3. – С.3-7.
3. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 664 с.
4. Алехичев С.П. Пути повышения интенсивности работ по выдаче руды из блока при системе этажного самообрушения. Дисс. ... канд. техн. наук.- М.: МГИ, 1955.
5. Андреев Б.Н. и др. Перспективы эксплуатации шахты «Первомайская» в геотехнологической системе «карьер - шахта» // Наукові ДонНТУ. Гірнично-геологічна № 7 (135), 2008.- С.54-60.
6. Андреев В.В., Баранов А.О., Пепелев Р.Г., Чурсин С.М., Компьютерное моделирование.- М.: МГГУ, 1995.- 54.
7. Артемьев Б.В, Веретеннова Т.А. Практикум по математическим методам и моделям в горном деле: Уч. пособ.- Красноярск, ГАЦМиЗ, 1997.-88 с.
8. Атлас И.Е. Математико-статические и экономические расчеты в горном деле.-М.: Недра, 1971.-175 с.
9. Баранов А.В. Обоснование режимов стадийной отработки очистных блоков системами с самообрушением руды // Дисс. ... канд. техн. наук. – М.: МГГУ, 2010.
10. Барон Л.И. . Кусковатость и методы ее измерения. – М.: Изд-во АН СССР, 1982. – С. 121.
11. 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.

12. Беркалиев Б.Т. Параметры разработки и полнота извлечения руд.- М.: Недра, 1988.-144 с.
13. Борисенко С.Г., Недин В.В., Шостак А.Г. Системы разработки железорудных залежей в Криворожском бассейне.- М.: «Металлургиздат», 1953.- 231 с.
14. Бусырев В. М., Гушин В. В. Эффективность разработки апатито-нефелиновых руд системой этажного принудительного обрушения.- М.: Изд-во «Наука», 1964.
15. Вольфсон П.М. Подэтажное обрушение. – М.: Недра, 1968. -183 с.
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. Глаголев П.М. Савич И.Н. Технология отработки подкарьерных запасов трубки «Удачная».- М.: Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – №12. – С. 281 – 285.
19. Городецкий П.И. Разработка рудных месторождений.- М.: «Госгортехиздат», 1962.- 176 с.
20. Гушин В.В., Бусырев В.М. Этапы совершенствования системы этажного обрушения на апатитовых месторождениях // Инновационный потенциал Кольской науки: сб. науч. тр. – Апатиты: КНЦ РАН, 2005. – С. 71-75.
21. Демидов Ю.В., Аминов В.Н. Подземная разработка мощных рудных месторождений.- М.: Недра, 1991.-208 с.
22. Дорофеенко С.О. Моделирование сыпучих сред методом дискретных элементов // Дисс. ... канд. техн. наук.- Черноголовка: Институт проблем химической физики РАН, 2008.
23. 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.

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. Ермолин А.Ф. Совершенствование режима и прогнозирования качества руды при выпуске под обрушенными породами на месторождениях с неравномерным оруденением (на примере Расвумчоррского рудника П/О «Апатит») // Дисс. ... канд. техн. наук. – М.: Геолого- разведочный институт им. Серго Орджоникидзе, 1982.

27. 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.

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

29. Жигалов М.Л., Ярунин С.А. Технология, механизация и организация подземных горных работ.- М.: Недра,1990.-423с.

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

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

43. Ищенко В.Л. Обоснование конструктивных параметров системы поэтажного обрушения при разработке неустойчивых рудных массивов // Дисс. ... канд. техн. наук. – М.: МГГУ, 2013.

44. 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».

45. 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.

46. Каплунов Р.П., Черемушенцев И.А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений.- М.: Изд. «Высшая школа», 1966.- 544 с.

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

48. Кузьмин Е.В. Особенности движения случайной частицы в граничных условиях // В сб: Научные труды МГИ.- М.; 1973.

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

50. Куликов В.В. Повышение эффективности использования природных ресурсов Кривбасса // Дисс. ... док. техн. наук. – М.: –Институт стали и сплавов.- 1963 г.

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

52. Любченко Е.А., Чуднова О.А. Планирование и организация эксперимента // Уч. пособ. Ч.1.-Владивосток: Изд.ТГЭУ, 2010.-156с.

53. Лебедев В.Н. Управление качеством в процессе очистной выемки при торцевом выпуске руды.- Норильск: Научный вестник Норильского индустриального института.- № 4, 2009.- С. 11 – 15.

54. 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.

55. Леонтьев А.А., Демидов Ю.В., Белоусов В.В. Методика расчета показателей извлечения полезного ископаемого для системы разработки с поэтажным обрушением и торцевым выпуском руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – №7. – С. 48 – 55.

56. Малахов Г.М., Черноус А.П. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах.- М.: «Госгортехиздат», 1960.- 300 с.

57. 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.

58. 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.

59. 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.

60. 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.

61. 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.

62. Медведев В.А., Арбачакова Г.И., Погребняк О.С., Черствяков А.Я. Варианты систем разработки с применением самоходного оборудования на подземных апатитовых рудниках // Технология подземной разработки

месторождений горнохимического сырья: труды ГИГХСа/ под.ред. Дегтярева В.А.- вып. 76. – М: Изд. ВНИИПМ, 1988.- с.5-8.

63. Миняев Б.К., Дементьев И.В., Тумаков В.А., Акулов Ф.И., Панченко В.И., Харахоничев В. П. Применение систем с массовым обрушением руды при разработке медноколчеданных месторождений Урала.- Свердловск: УНИПРОМЕДЬ, 1960.-235 с.

64. Мустафин В. И. Анализ опыта применения систем с принудительным обрушением руды и вмещающих пород на территории РФ.- М.: Научный вестник МГГУ. - 2012. - № 3 (24). - С. 77-84.

65. Мустафин В.И., Смирнов И.А. Анализ применения различных вариантов системы с принудительным обрушением руды и вмещающих пород на примере апатит-нефелиновых месторождений Кольского полуострова // материалы 9 международной научной школы «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых».- Изд. ИПКОН РАН. -2012.- № 2.- С. 250-255.

66. Никаноров В.И., Тарасюк. О.П. Экономическая оценка полноты и качества отработки блоков системой этажного принудительного обрушения // М.: Ротапринт Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ,1970.- 55с.

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

68. 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».

69. 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.

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

71. Романько Е.А. Методика определения потерь и разубоживания руды при освоении запасов подземной геотехнологией системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород.- Магнитогорск: Вестник МГТУ им. Носова, 2008.

72. 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.

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

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

75. 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.

76. 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.

77. 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».

78. Савич И.Н., Мустафин В.И. Перспективы применения и обоснование проектных решений при этажном и подэтажном торцевом выпуске руды // ГИАБ.-2015.-ОБ-1.-С.419-429.- М.: изд. «Горная книга».

79. Садовская О.В., Садовский В.М. Математическое моделирование в задачах механики сыпучих сред.- М.: ФИЗМАТЛИТ, 2008.- 368 с.

80. 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.

81. Серeda Б.К., Сажин Д.И., Бубок К.Г. Предупреждение и тушение эндогенных пожаров заиливанием при разработке месторождений сульфидных руд.- М.: «Металлургиздат», 1959.- 308 с.

82. Сидоров Д.В. Геомеханическое обоснование безопасных параметров целиков между буродоставочными выработками в зонах повышенного горного давления. -Тула: Известия ТулГУ.- Вып.1.- 2011. -С. 374-378.

83. Скачков М.С. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых Норильского промышленного района.- Норильск: Норильский индустриальный институт, каф. РМПИ, 2005.- 82 с.

84. Смогунов В.В., Филипов Б.А., Першенков П.П. Основы механики сплошных сред: Уч. пособ.- Пенза: Изд-во Пенз. гос. ун-та, 2005 - . Ч. 1. - 2005. - 61 с.

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

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

87. Учитель А.Д., Гущин В.В. Вибрационный выпуск горной массы// М.: «Недра», 1981. – 232 с.

88. Успенский А.К. Выбор вида и нахождение параметров эмпирической формулы.- М.: МГЭИ.-1960.-75 с.

89. Фаткулин А.А., Марков Е.Е., Андреев А.В. Совершенствование

разработки рудных месторождений Приморья.- Владивосток: Изд. Дальневост. ун-та, 1991.- 188 с.

90. Филипов П.А. Разработка и научное обоснование геотехнологий добычи железных руд при освоении природных и техногенных месторождений Западной Сибири // Дисс. ... док. техн. наук. – Новосибирск: УРАН ИГД СОРАН. – 2012.

91. Цыганов Ю.В. Прогнозирование извлечения руды при отработке высоких блоков камерной системой // Дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ. – 1984.

92. Шашурин С.Л., Плакса Н.Р., Леднев А.П. Разработка мощных рудных месторождений системами с одностадийной выемкой. - М.: Недра, 1971.- 200 с.

93. Шестаков А.Н. Вторая молодость рудника «Заполярный» // Горный журнал. – 2010. – №6. – С. 21-27.

94. Шиляев Н.С., Богуславский Э.И. Физическое моделирование торцевого выпуска руды / Российская академия естествознания // Научный журнал "Успехи современного естествознания".- №4, 2007.- 4 с.

95. 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.

96. 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

97. 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

98. 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

99. Horvazabal E., Villegas F., Rovira E., Carranza-Torres C. Geomechanical

evaluation of caving macro-block at Chuquicamata Underground Project in Chile using three- dimensional modeling // Caving 2010 papers.- Second internationale Symposium Block and Sublevel Caving.-2010

100.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.

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

102.Munro D.D. Inclined caving as a massive mining method // The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. - Diamonds Source 10 Use.- 2010.- page 117-134.

103.Morton K.L. Comparison of designs for the dewatering of coal, gold and diamond mines in Southern Africa // The International Mine Water Conference, Pretoria, South Africa.- 2009.- page 277-288.

104.Melo F., Vivanco F., Fuentes C., Apablaza V. Kinematic model for quasi static granular displacements in block caving: dilatancy effects on drawbody shapes // Preprint submitted to IJRMMS.- 2006.- 22 page

105.Ngidi S., Boshoff P. Cave management and secondary breaking practices at palabora mining company // The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.- 6 th Southern African Base Metals Conference.- 2011.- page 209-220.

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

107.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.

108.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.