

Казахский национальный исследовательский технический университет имени  
К.И. Сатпаева

УДК622.27

На правах рукописи

**АБЕН ХАЙРУЛЛА ХАЛИДИЛЛАУЛЫ**

**Разработка технологии закладочных работ для отработки прибортовых и  
подкарьерных запасов**

6D070700 – Горное дело

Диссертация на соискание степени  
доктора философии (PhD)

Научные консультанты  
доктор технических наук,  
профессор  
Крупник Л.А.  
доктор технических наук,  
профессор  
Шапошник Ю.Н.

Республика Казахстан  
Алматы, 2018

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>1 АНАЛИЗ ОПЫТА ОТРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ</b> .....	7
1.1 Анализ опыта отечественных и зарубежных предприятий.....	7
1.2 Состояние горных работ на Майкаинском месторождении .....	20
1.2.1 Горно-геологические условия месторождения.....	201
1.2.2 Современное состояние горных работ .....	21
1.3 Постановка задач исследования.....	23
<b>2 ИЗЫСКАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ</b> .....	255
2.1 Применение закладки выработанного пространства .....	255
2.2 Предлагаемая технология отработки подкарьерных запасов системами с закладкой выработанного пространства.....	30
2.3 Методика исследования и выбора рациональных составов твердеющих закладочных смесей.....	322
2.4 Исследование характеристик местных материалов для использования в закладочных работах .....	433
2.5 Обоснование необходимой прочности закладки.....	455
2.5.1 Определение необходимой прочности закладки по условию ширины подработки .....	466
2.5.2 Определение необходимой прочности закладки по условию высоты обнажения .....	522
2.6 Исследование влияния на характеристики закладочной смеси вяжущего и химических добавок .....	566
2.6.1 Повышение тонкости помола цемента.....	566
2.6.2 Влияние химических добавок-пластификаторов на реологические свойства твердеющих закладочных смесей. ....	588
2.6.3 Влияние структуры и вещественного состава смеси на характеристики искусственного закладочного массива .....	777
2.7 Выводы по разделу .....	81
<b>3 ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ СОСТАВОВ ТВЕРДЕЮЩИХ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ</b> .....	833
3.1 Требования к искусственным закладочным массивам и твердеющим закладочным смесям .....	833
3.2 Исследование влияния компонентов закладочной смеси на прочность закладки. ....	855
3.2.1 Влияние на прочность закладки водо-вяжущего отношения .....	866
3.2.2 Влияние расхода вяжущего на прочность закладки.....	877
3.3 Выбор рецептуры закладки для условий рудника «Майкаин».....	899
<b>4 ОТБОЙКА РУДЫ НА КОНТАКТЕ С ЗАКЛАДКОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ</b> .....	91
4.1 Анализ работ по отбойке руды на контакте с закладкой.....	91

4.2	Технология заряжания вееров скважин при отбойке руды на контакте с закладкой.....	944
4.3	Предлагаемая схема расположения зарядов при отбойке руды на контакте с закладкой.....	966
4.4	Ожидаемая экономическая эффективность.....	999
	<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b> .....	101
	<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ</b> .....	1022
	<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А</b> – Акт о реализации научных результатов .....	1066

## ВВЕДЕНИЕ

По данным компании «NaturalResourceHoldings», в мире сегодня насчитывается 580 довольно больших месторождений золота с общими запасами 3,72 млрд. унций, при среднем содержании золота 1,01 грамма на тонну руды. Эти объекты принадлежат 312 компаниям, включая государственные, частные и спонсируемые правительством корпорации, 261 месторождение принадлежит независимым горнодобывающим юниорам [1].

Анализ рынка развития добычи и разведки золота за последние 25 лет в мире показывает, что тенденции одинаковы как на увеличение, так и на уменьшение производства золота. Географическая структура добычи золота в мире за последние три десятилетия сильно изменилась. Крупнейшими производителями стали Китай, Австралия, Россия и США. При том, что цена золота в долларах на рынке упала на 6% в 2015 году, она в действительности выросла в валютах 17 из 20 ведущих золотодобывающих стран. Несмотря на существенное падение цены на золото в 2013 году, объем первичной добычи металла продолжает расти.

Интенсивная отработка месторождений за последние 20-25 лет привела к истощению запасов с благоприятными горно-геологическими условиями. В связи с ростом глубины разработки, ухудшением горнотехнических и горно-геологических условий, снижением содержаний полезных компонентов, ужесточением экологических требований и т. д. возникает проблема поиска вариантов эффективной разработки месторождений.

В мире в настоящее время насчитывается более 2 тыс. месторождений, разрабатываемых комбинированным, открыто-подземным способом. Только за последние 10 лет их количество увеличилось практически в 1.5 раза, что связано в большинстве своем с достижением карьерами запредельных глубин и возможностью отработки запасов глубоких горизонтов только подземным способом. При переходе с открытых работ на подземные, между открытыми и подземными работами оставляют потолочину. Последующая же ликвидация потолочин искусственным путем или при самообрушении (что наиболее вероятно) неизбежно сопряжена не только с большими потерями руды и разубоживанием, но и с различными процессами и явлениями, последствия которых практически невозможно предусмотреть и рассчитать [2].

Вместе с тем, при комбинированной отработке месторождений в основании и бортах карьеров, остаются запасы руды, которые обрабатывать открытым способом не рентабельно.

В данном направлении имеется ограниченное число исследований, а существенные результаты были получены в единичных случаях [3, 4].

Поэтому, исследование технологии отработки запасов ниже отметки дна и на прибортовых участках карьера является актуальной задачей.

**Цель работы-** разработка технологии отработки подкарьерных и прибортовых запасов, обеспечивающей наиболее полное извлечение из недр

полезных ископаемых, безопасность, экологичность и экономичность горных работ.

**Идея работы** заключается в применении стадийной выемки подкарьерных и прибортовых запасов системами разработки с разнопрочной закладкой и рациональным размещением зарядов ВВ с учетом зон разгрузки при отработке камер смежных с заложенными твердеющей закладкой.

**Объектом исследований** является золотомедное месторождение Майкаин, которое является типичным при комбинированном открыто-подземным способе разработки.

**Предметом** исследований является технология выемки подкарьерных и прибортовых запасов месторождения.

**Задачи исследований:**

- анализ горнотехнической ситуации и опыта отработки подкарьерных и прибортовых запасов твердых полезных ископаемых;
- разработка технологии отработки подкарьерных запасов руды с применением системы разработки с закладкой;
- установление рационального состава закладочной смеси из отходов горно-обогажительного производства с учетом горнотехнических условий месторождения, обеспечивающего возведение устойчивого искусственного массива и порядка отработки камер;
- обоснование технологии и параметров отбойки руды на контакте «руда-закладка», снижающей разрушение закладочного массива;
- технико-экономическая оценка предлагаемых технологических решений.

**Научная новизна работы:**

- установлена закономерность необходимой прочности закладочного массива при стадийной выемке камер, что позволяет объективно определить прочность закладочного массива с учетом очередности и высоты выемки камер;
- выявлены закономерности влияния на реологические характеристики твердеющих закладочных смесей добавки поверхностно-активных веществ;
- установлены зависимости величины незаряжаемой части веерных комплектов скважин в их донной части со стороны закладочного массива от длины зоны разгрузки, что позволит снизить величину разубоживания руды от подрывки закладочной смеси.

При выполнении работы использовался комплексный **метод исследований**, включающий анализ и научное обобщение научно-технической информации и практики горного производства, экспериментальные исследования, статистическая обработка и анализ результатов экспериментальных исследований и расчетов, технико-экономическое обоснование принятых решений.

**Научные положения**

- прочность закладки определяется с учетом стадий выемки камер и высоты обнажения выработанного пространства;
- поверхностно-активные вещества приводят к изменению реологических характеристик твердеющих закладочных смесей, а именно повышают ее

подвижность и прочностные характеристики, позволяют снизить водосодержание смеси;

-величины незаряжаемой части веерных скважин в их донной части со стороны закладочного массива необходимо принимать в зависимости от длины зоны разгрузки, что снижает подрыв закладочного массива и разубоживания руды закладкой.

**Практическая ценность работы** заключается в разработке технологии отработки подкарьерных и прибортовых запасов со стадийной выемкой и закладкой с разной прочностью, и обосновании параметров отбойки руды на контакте «руда-закладка».

**Обоснованность и достоверность научных положений** подтверждается корректным использованием теоретических и экспериментальных исследований, представительным объемом и сходимостью теоретических и экспериментальных данных.

**Личный вклад автора:** анализ зарубежного и отечественного опыта разработки подкарьерных и прибортовых запасов, разработка технологии отработки подкарьерных запасов; проведение лабораторных исследований по определению состава закладочной смеси; обоснование параметров отбойки руды на контакте «руда-закладка»; определение технико-экономических показателей предложенных технологических решений.

**Апробация работы:** результаты работы докладывались на международной научно-технической конференции «Инновационное развитие горнодобывающей отрасли» (Кривой Рог, 2016), международных Байконуровских чтениях (Жезказган, 2015) и международных Сатпаевских чтениях (Алматы, 2017 и 2018), на научных семинарах кафедры «Горное дело» в КазНУТУ им.К.И.Сатпаева.

Публикации, включают три статьи в «Горном Журнале Казахстана», в научно-техническом сборнике «Взрывное дело» (Москва, 2017), а также в рейтинговом «Горном Журнале» (база Scopus), (Москва, 2017).

**Структура и объем работы:** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, библиографического списка из 52 наименования и содержит 106 страницы машинописного текста, 55 рисунков, 18 таблиц.

Автор выражает искреннюю признательность научным консультантам, профессору Крупнику Л.А. и Шапошнику Ю.Н., за ценные советы и оказанную помощь.

# 1 АНАЛИЗ ОПЫТА ОТРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ

## 1.1 Анализ опыта отечественных и зарубежных предприятий

Анализ практики применения комбинированной геотехнологии по отечественным и зарубежным рудникам, показал, что наибольшее число рудников, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на предприятия по разработке руд цветных металлов и алмазов — 60 %; около 16 % предприятий ведут добычу железных руд; более 10 % рудников разрабатывают месторождения нерудного сырья (известняк, строительный камень, асбест, магнезит); 7,4 % предприятий добывают урановые руды. При этом 60—65 % рудников осуществляют добычу подкарьерных запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, и 15—18 % предприятий разрабатывают прибортовые запасы.

При комбинированной отработке месторождений в основании и бортах карьеров, остаются запасы руды, которые отрабатывать открытым способом не рентабельно. Рудные зоны характеризуются сложной морфологией: невыдержанность контактов, сложные границы выклинивания рудных зон, непостоянность углов падения, растянутость рудных участков по простиранию и высоте бортов. Оработку таких рудных участков ведут подземным или открыто-подземным способами.

Надо отметить, что анализ литературных источников, показывает, что оставшиеся за контуром карьера запасы не имеют единого названия. Таким образом, в одних работах они называются прибортовыми или подкарьерными [5-7], в других законтурными [8-10].

Однако, конечно, каждый термин более применим в каком-то конкретном случае. Так, например, термины подкарьерные или прибортовые запасы объясняют пространственное расположение этих запасов относительно карьера, и могут быть считаться законтурными, если находятся за предельным проектным контуром. Поэтому в данной работе, авторы не ограничивались одним термином и использовали более подходящий для каждого отдельного случая.

Большое внимание вопросам комбинированной разработки месторождений уделяли видные ученые: Н.В. Мельников, М.И. Агошков, О.А. Байконуров, П.Э. Зурков, Б.П. Боголюбов, Б.П. Юматов, А.А. Вовк, В.В. Куликов, Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова, Д.М. Казикаев, В.И. Тереньгев, В.А. Щелканов, А.Д. Черный, Т.М. Мухтаров, С.А. Сашурин и др. [3-12].

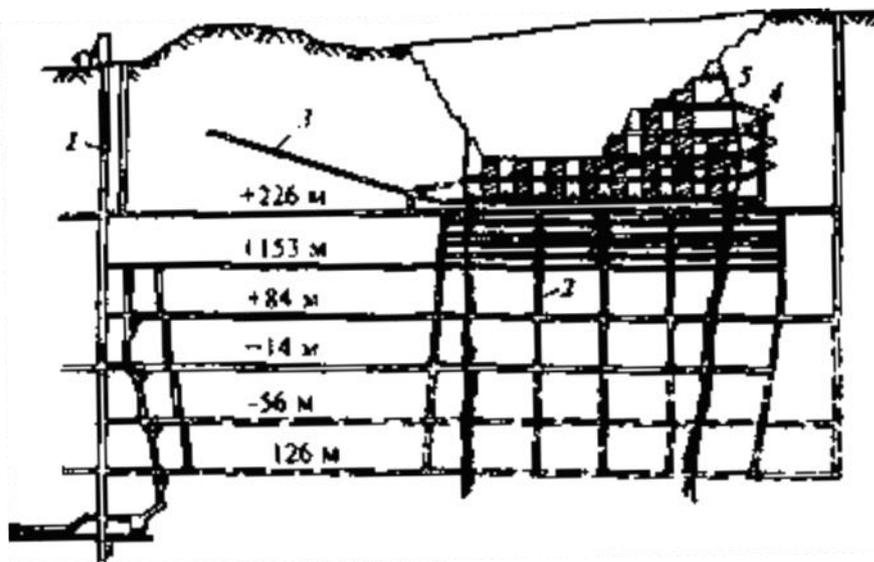
Еще в 50х годах профессор П.Э. Зурков занимался решением проблем комбинированной отработки, которые до сегодняшнего дня актуальны. Первой из этих проблем была: «Создание научно обоснованных способов доработки последних горизонтов карьеров и подземных способов разработки первых (одного-двух) подкарьерных этажей) [13].

Одной из систем разработки при отработке подкарьерных запасов является система с обрушением. Производство подземных работ системами с

обрушением руды и вмещающих пород обеспечивает высокую интенсивность освоения запасов и снижение себестоимости добычи руды. Однако, при применении указанной системы разработки наблюдаются высокие потери и разубоживание руды.

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород [14-16] нашли применение на железорудных рудниках («Шалым» и «Ново-Бакальском», «Высокогорском», «Лебяжинском») и полиметаллических («Куржункульском», «Естюнинском», «Ауэрбаховском», «Валуевском», «Лениногорском», «Расвумчоррском», «Тырныаузском», «Абаканском», «Каджаранском», «Западный Каражал»). Среди зарубежных интерес представляют рудники компании «Де Бирс» в ЮАР («Булфонтейн», «Дутойтспен», «Коффифонтейн», «Весселтон», «Премьер», «Финш»), «Кируна» (Швеция), «Сенрайз», «Торнотон», «Кинг и Джонсон», «Элен», «Фруд-Стаби», «Эрингтон» (Канада), «Принс-Лайэлл» (Австралия), применяемые системы подэтажного, этажного, блокового обрушения и на некоторых участках системы с открытым выработанным пространством. Некоторые из них рассмотрим более подробно.

Минерализованная зона, обрабатываемая карьером «Принс-Лайэлл», в 1972 г была подготовлена к подземной эксплуатации (рисунок 1.1). Рудные тела, представленные рядом параллельных линз, содержат 400 млн. т руды со средним содержанием меди 1 %. Длина их по простиранию 360 м, средняя мощность 61 м, угол падения 70-80°. Вмещающие породы представлены в основном кварц-серицитовыми кристаллическими сланцами с явно выраженной обширной трещиноватостью.



1 — рудоподъемный ствол; 2 — рудоспуск; 3 — наклонный съезд; 4 — спиральный уклон; 5 — штольня

Рисунок 1.1 - Схема отработки прибортовых запасов на руднике «Принс-Лайэлл» (Австралия)

При отработке прикарьерных запасов применяются системы подэтажного обрушения и подэтажной выемки с открытым очистным пространством. Большая часть запасов отрабатывается системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском, при которой исключается проблема выемки целиков и требуется меньший объем подготовительных работ. Расстояние между подэтажными штреками по высоте 13,7 м, по горизонтали 10,7 м. Потери и разубоживание руды составили 20—25 %.

Для отработки запасов, расположенных в бортах и под дном карьера, применяют систему подэтажной выемки с открытым очистным пространством. При этом подготовительные выработки проводились непосредственно из карьера. Низкое разубоживание и высокое качество руды, извлекаемой из забоев первой очереди, позволили добиться быстрой окупаемости затрат на первых стадиях перехода на подземную разработку. Заполнение дна карьера породой и предварительное обрушение бортов не производилось.

На Криворожском месторождении для отработки запасов переходного этажа применялись преимущественно камерные варианты систем разработки с последующим обрушением целиков. Заполнение дна карьера породой и предварительное обрушение бортов не производилось. Вследствие низкой устойчивости всячего бока в процессе выемки происходило самопроизвольное обрушение пород всячего бока, чем достигалась изоляция выработанного пространства [17].

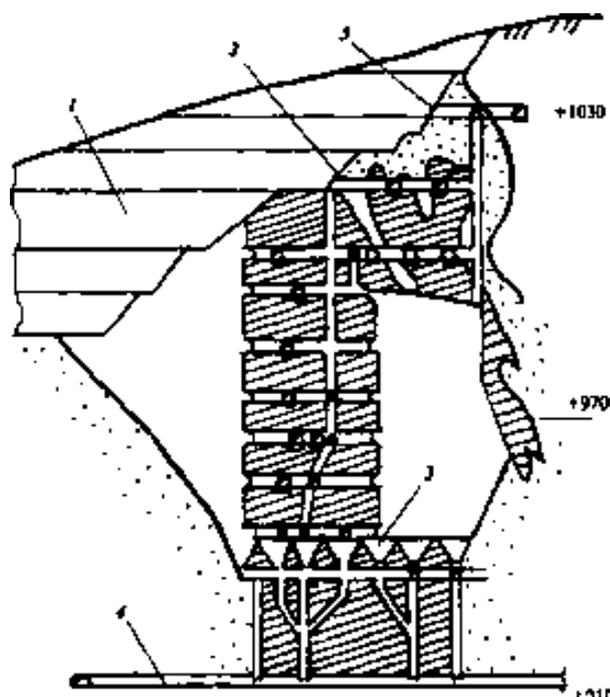
Рудник «Шалым» (Россия) [18] разрабатывает открыто-подземным способом месторождение магнетитовых руд. Первоначально это месторождение осваивали открытым способом карьерами №№ 2 и 4. Открытые работы были завершены на отметке +1010 м.

Прибортовые запасы карьера № 4 дорабатывали системой подэтажных ортов с выходом выработанного пространства в карьер. В зимний период для выпуска рудной массы, перемешанной со снегом; требовалось проведение повторных взрывных работ. Управление проветриванием подземных выработок было затруднено. В блоках с открытыми камерами высотой 100—120 м значительно снижалась устойчивость целиков.

Эти факторы обусловили переход на систему этажного принудительного обрушения (рисунок 1.2). Очистные работы вели от лежачего к всяческому боку. Проходка отрезных восстающих осуществлялась до их сбойки с бермами нерабочего борта карьера. В блоках сначала производили выемку запасов компенсационных камер, которые отбивали с помощью штанговых скважин. Основные запасы камер обрушали минными зарядами. Одновременно взрывали обуренные целики и потолочины камер №№ 6, 19 и 21. Массовый взрыв был приурочен к началу зимнего периода. Выпуск руды, находящейся под снежным покровом, проходил без затруднений.

Месторождение «Апатитовый Цирк» [18] расположено на Кольском полуострове и представляет собой залежи апатитовых руд мощностью 10—120 м с углом падения 30° и длиной по простиранию более 2000 м. Коэффициент

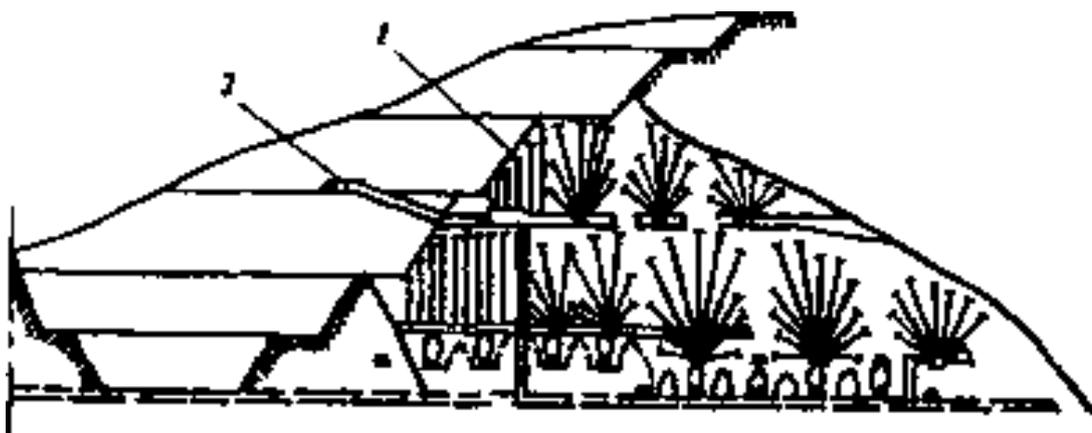
крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова: руд — 6—10, вмещающих пород — 8—12.



1 — отработанный карьер; 2 — откос борта карьера; 3 — воронки для выпуска руды; 4 — транспортный горизонт; 5 — буровая выработка, пройденная из карьера

Рисунок 1.2 - Схема отработки прикарьерных запасов на руднике «Шалым»

Месторождение обрабатывается совместно карьером «Расвумчорр-цирк» и подземным рудником «Расвумчорр». Рудные тела в борту карьера обрабатывали системой этажного обрушения на компенсационные камеры.



1 — борт карьера; 2 — наклонная выработка, пройденная из карьера

Рисунок 1.3 - Схема комбинированной отработки запасов апатитовых руд на руднике «Расвумчорр»

Предварительной засыпки дна карьера или обрушения вмещающих пород не производится. По мере выемки происходит самопроизвольное обрушение пород со стороны висячего бока. Одним из примеров данной технологии является извлечение запасов блока № 10/11 (рисунок 1.3). Его высота составляла 70 м, длина 65 м. В период интенсивного опускания открытых работ осуществлялись подготовительные и нарезные работы, а также выемка компенсационных камер в блоке.

Когда фронт открытых работ отодвинулся от границ блока на расстояние около 100 м, было проведено массовое обрушение целиков и потолочины толщиной 30 м. Обуривание части этих запасов осуществлялось из выработок, пройденных из карьера. В настоящее время почти все карьерное поле находится в зоне обрушения подземного рудника.

Применение пригрузки при комбинированной разработке месторождения производилось на следующих рудниках.

Канадские асбестовые месторождения «Кинг и Джонсон» [19] отрабатывались до гор.90м. открытым способом с применением для доставки руды кабелькранов. Для дальнейшего расширения открытых работ (в 30х годах) потребовался большой разнос довольно крутых бортов карьера, что было признано в то время экономически нецелесообразным. Указанное обстоятельство заставило осуществить переход на подземную разработку месторождений системами с обрушением. Перед переходом на подземные работы дно карьеров было засыпано хвостами обогатительной фабрики для создания дополнительных опорных плоскостей со стороны бортов карьера, предохранения подземных работ от атмосферных осадков и облегчения перехода к системам с обрушением.

«Высокогорское рудоуправление» (Россия) [19, с. 131] разрабатывает комбинированным способом с совмещением открытых и подземных работ серию пластообразных и линзообразных железорудных залежей мощностью от 2—6 до 15—20 м и более, а также залежи сложной конфигурации мощностью до 140 м. Эксплуатация месторождения осуществляется карьером «Главный» и шахтой «Магнетитовая».

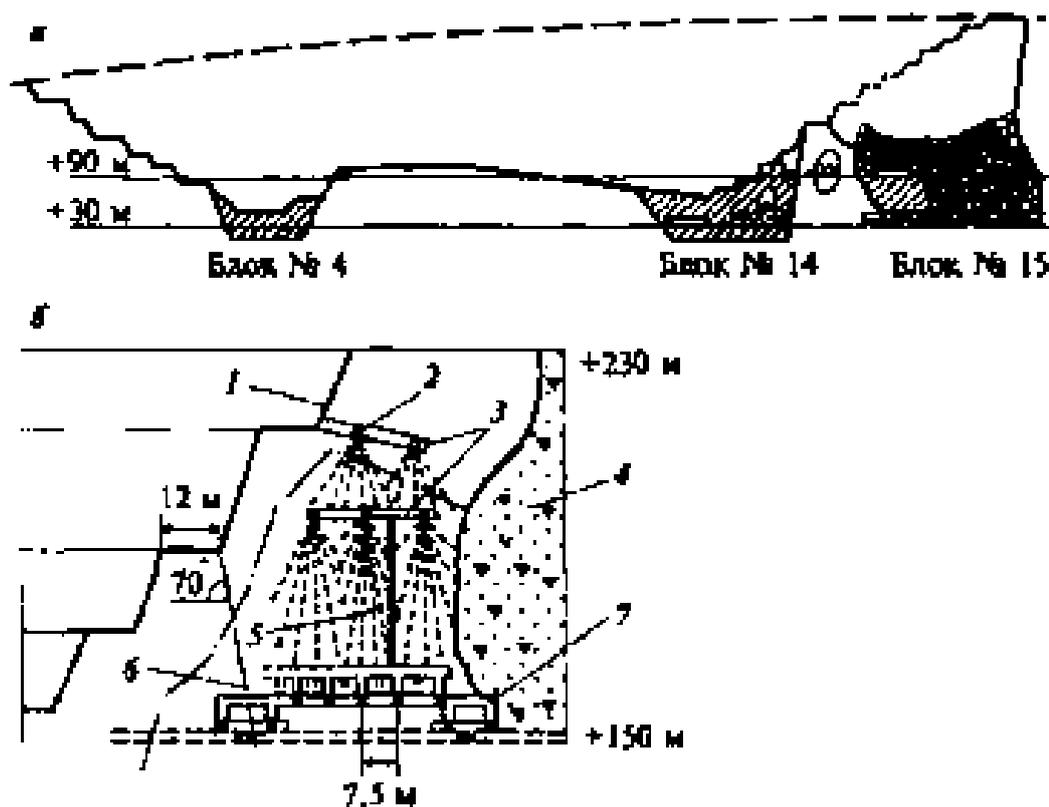
Отработка рудных тел в северо-восточном борту Главного карьера была начата в 50-х годах. Общая высота борта около 200 м (рисунок 1.4, а). Первый опытный блок массой 100 тыс. т руды был расположен между гор. +215 м и гор. +150 м. Подготовка блока осуществлялась проведением полевого откаточного штрека и двух ортов, расположенных на расстоянии 50 м друг от друга. Добычу производили согласно варианту системы разработки, предусматривающей обрушение основных запасов на вертикальную компенсационную камеру. Массив обуривали из буровых ортов и буровой штольни, пройденной из карьера (рисунок 1.4, б).

После извлечения запасов компенсационной камеры с размерами в плане 28 x13 м был осуществлен одновременный взрыв скважин и минных зарядов общей массой 35080 кг взрывчатых веществ (ВВ). После обрушения пород образовался провал площадью 2500 м<sup>2</sup> небольшой глубины, которая увеличивалась по мере

выпуска руды. Для обеспечения безопасности открытых работ в нижней части карьера на борту оставили предохранительную берму шириной 20 м, на которой образовали породный навал высотой 3—5 м.

Аналогичная технология была использована в последующем при выемке запасов блоков №№ 14 и 15, расположенных на гор.+30 м.

При производстве подземных массовых взрывов отмечалось незначительное осыпание бортов. Других деформаций в период выпуска руды отмечено не было. В 1962—63 гг. суммарная площадь провалов, образовавших широкую полосу в борту карьера, достигла 8000 м<sup>2</sup>.

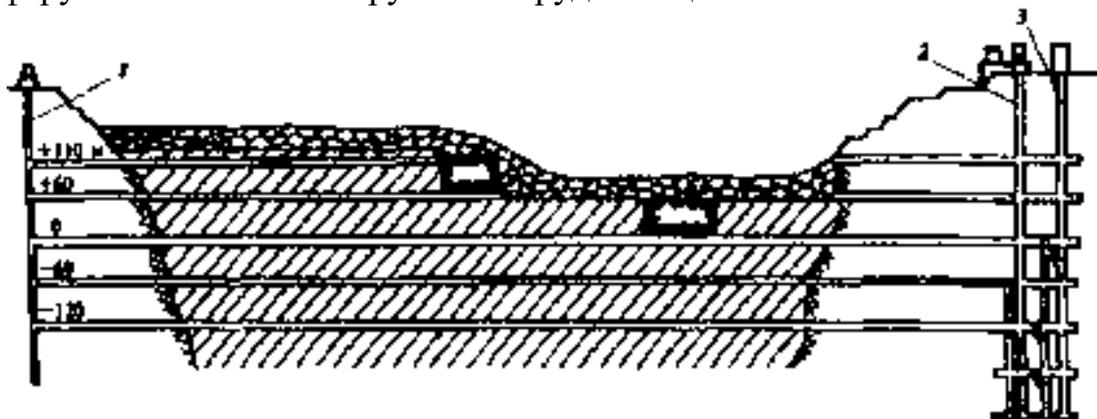


1 — борт карьера; 2 — буровая штольня; 3 — буровые орты; 4 — закладочный массив; 5 — отрезной восстающий; 6 — сброс; 7 — аккумулярующий штрек № 1

Рисунок 1.4 - Схема совместной отработки запасов на Высокогорском месторождении: а — продольный разрез; б — опытный блок на гор. +150 м

«Естюнинское месторождение» (Россия) [19, с. 131] железных руд разрабатывается последовательным открыто-подземным способом, при этом до глубины 140 м месторождение отработано карьером. Выемку подкарьерных запасов производят этажно-камерной системой разработки с погашением целиков и потолочины. На руднике принят комбинированный способ проветривания. Участки массива месторождения, проветриваемые в режиме разрежения, извлекаются под предварительно созданным изолирующим навалом скальных пород мощностью 30 м (рисунок 1.5). На участках, где навал

пород отсутствовал, для предупреждения замыкания вентиляционной струи на атмосферу оставляли слой обрушенной руды мощностью 15—20 м.



1- ствол шахты «Вентиляционно-Вытяжная»; 2-ствол шахты «Вентиляционно-Нагнетательная»; 3-ствол шахты «Естюнинская»

Рисунок 1.5 - Схема освоения запасов Естюнинского месторождения

Аналогичным образом обрабатывались Ауэрбаховское, Валуевское, Абаканское, Лебяжинское железорудные месторождения. В период перехода на подземные работы широко применялось обруивание потолочин из карьера, что позволило сократить объем подземных выработок, повысить производительность труда бурильщиков в 2—3 раза. Применялись системы разработки этажного и подэтажного принудительного обрушения, этажно-камерные. На Абаканском месторождении отдельные участки обрабатывали с совмещением открытых и подземных работ в вертикальной плоскости. При этом на участках взаимного влияния подземных и открытых работ ограничивалась область применения систем с массовым обрушением, согласовывалось время производства массовых карьерных и подземных взрывов, был организован совместный водоотлив.

«Бакальское рудоуправление» [19, с. 131] осуществляет комбинированную разработку железорудного сидеритового месторождения, расположенного на западном склоне Уральского хребта в Челябинской области. Ново-Бакальское и Северо-Шиханское месторождения разрабатываются Ново-Бакальским карьером и шахтой «Сидеритовая». Рудное тело представляет собой пластообразную рудную залежь, имеющую невыдержанные контакты с вмещающими породами. Угол падения висячего бока 45-60°, лежачего - 50- 70°. Мощность залежи 25—60 м. Консервация значительных запасов в охранных целиках борта карьера сдерживала развитие подземной добычи. Было принято решение об отработке запасов охранный целика в зоне погашенного борта карьера системами с обрушением.

Опытный блок был расположен на участке восточного борта карьера, где открытые работы достигли проектных границ до отметки +620 м (рисунок 1.6, а). Длина блока 95 м, ширина 50 м, высота 70 м. При добыче использована система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на вертикальную

компенсационную камеру и скреперной доставкой. Отрезная щель шириной 11 м, длиной 95 м и высотой 70 м, предназначенная для образования компенсационной камеры, располагалась в наиболее богатой части блока над потолочиной 20 м.

Однако при образовании отрезной щели после обнажения кровли на площади 500 м<sup>2</sup> произошло обрушение потолочины с выходом воронки в карьер. В ходе дальнейшей отработки блока для исключения аэродинамических связей с поверхностью в зимний период производился выпуск только 50 % отбитой руды. Остальные запасы были извлечены в летний период. Отсутствие породной засыпки выработанного пространства позволило повесить показатели извлечения. После окончания выпуска выработанное пространство заполнили породами вскрыши.

Блок № 13 (рисунок 1.6, б) был отработан системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды под налегающими породами вскрыши. Высота подэтажей изменялась от 10 до 20 м. Первоначально высота отвала вскрышных пород над блоком составляла 1 - 1,3 высоты отбиваемого слоя руды.

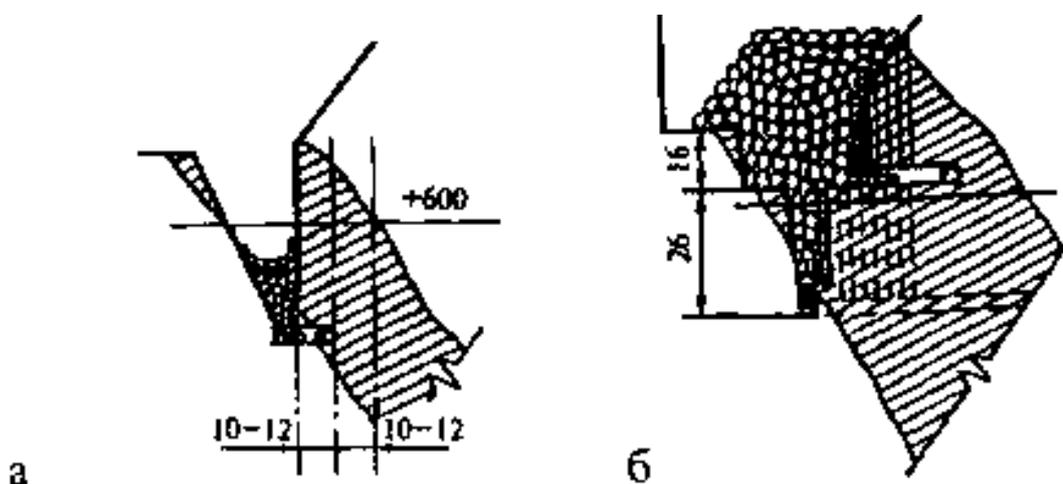


Рисунок 1.6 - Схема отработки месторождения: а - блок № 3; б - блок № 13

Было установлено, что для улучшения показателей выпуска крупность кусков породы должна превосходить кусковатость рудной массы в 3 - 4 раза. Отсыпка пород продолжалась в период выпуска руды для сохранения устойчивости борта и изоляции подземных выработок.

Риддер-Сокольное месторождение [19, с. 131] полиметаллических руд, расположенное в Восточном Казахстане, приурочено к антиклинальным складкам тектонического блока. Руды и вмещающие породы в основном крепкие (коэффициент крепости 14—18 по шкале проф. М. М. Протодяконова) и устойчивые.

Месторождение отрабатывалось комбинированным способом тремя рудниками, в число которых входит «Лениногорский», расположенный в одной вертикальной плоскости с Андреевским карьером. Подземные работы для выемки богатых руд были начаты в 30—40-е годы до начала открытых работ.

Затем междукамерные целики, фланговые участки, днища блоков и часть нижележащих запасов отрабатывали открытым способом при одновременном ведении подземных работ системами с обрушением руды и вмещающих пород. Часть воронок обрушения при выпуске прибортовых запасов вышла в нерабочую зону карьера.

Характерным примером выемки прибортовых запасов стала отработка блоков №18 и 19 (рисунок 1.7), первый из которых находится в южной части карьера, а второй — на 30 м восточнее. Верхняя граница блока № 18 располагалась на 3 м ниже уступа (отметка 710 м), по которому проходила основная дорога. Площадь блоков в плане составляла соответственно 5430 и 1632 м<sup>2</sup> при максимальной высоте 50 и 100 м, причем блок № 19 выходил непосредственно в карьер. Между указанными блоками располагался отработанный блок № 4, но потолочина была обрушена, а образовавшаяся воронка засыпана вскрышей с верхних уступов.

Блок № 9 был отработан в три стадии. На первой стадии системой с самообрушением налегающих пород извлекали запасы, расположенные за пределами охранного целика дороги с учетом угла обрушения, равного 75°. Вторая часть блока была извлечена после полного прекращения открытых работ. Воронка обрушения вышла на поверхность после создания площади обнажения в блоке более 1400 м<sup>2</sup>.

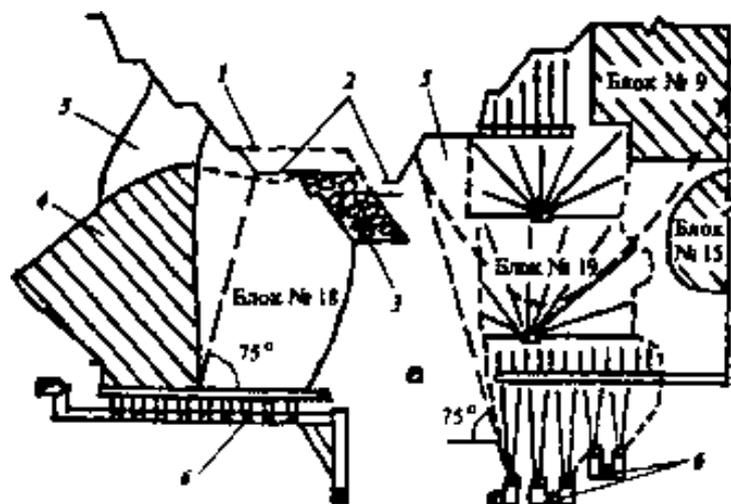
Блок № 11 западной линзы располагался в борту карьера на глубине 190 м от поверхности (рисунок 1.7). Высота блока 75 м, площадь на уровне днища 3500 м<sup>2</sup>, по верхней границе — 9520 м<sup>2</sup>. В пределах блока была образована компенсационная камера, объем которой вместе с объемом нарезных выработок составил 60400 м<sup>3</sup>. Непосредственно над блоком по нерабочему борту карьера проходила дорога. Через неделю при ежесуточной засыпке образующейся воронки породами вскрыши эксплуатация дороги была возобновлена. По аналогичной схеме были извлечены запасы блока № 13.

На уровне проектных проработок применения системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород при комбинированной разработке существуют варианты отработки запасов за предельным контуром Сибайского карьера [20].

Для отработки приконтурных запасов предлагалась система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды (рисунок 1.8) и созданием засыпки (пригрузки) борта карьера с целью компенсации снижения устойчивости борта карьера при выемке руды, предупреждения выброса отбитой руды в карьер и образования аэродинамической связи подземных выработок с дневной атмосферой. Объем пригрузки составляет 4,5 млн.м<sup>3</sup> с точки зрения минимума затрат на формирование засыпки бортов и дна карьера.

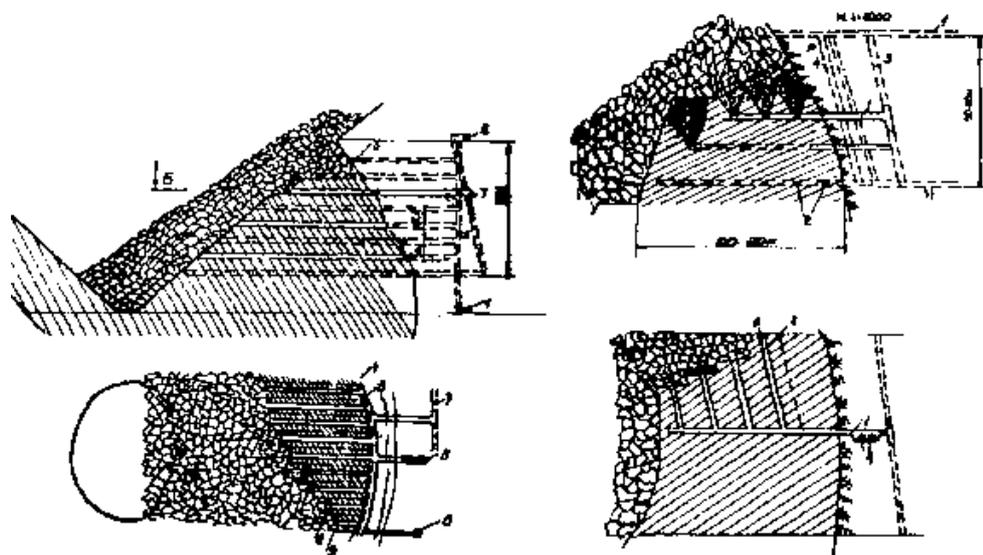
Задавая значения веса массового взрыва и длину зарядов возможно найти толщину слоя засыпки, при которой разброс взорванной руды исключается. Расчеты показывают, что мощность слоя засыпки должна быть не менее 12-15 м при весе заряда ВВ 1,0-1,5т.

При системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском уменьшается трудоемкость проведения подготовительно-нарезных работ, сокращается срок поддержания выпускных выработок, упрощается технология работ, повышается безопасность.



- 1 — контур уступов карьера на момент составления проекта; 2 — предельный контур карьера;  
 3 — внутренний породный отвал для отнесения въездной дороги; 4 — блок первой очереди отработки; 5 — воронки провала; 6 — скреперная выработка

Рисунок 1.7 - Параллельная отработка запасов Лениногорского рудника подземным и открытым способами



- а) с расположением панелей поперек борта; б) вдоль борта карьера

Рисунок 1.8 - Вариант отработки прибортовых запасов Сибайского карьера системой подэтажного обрушения с торцевым выпуском и формированием пригрузки

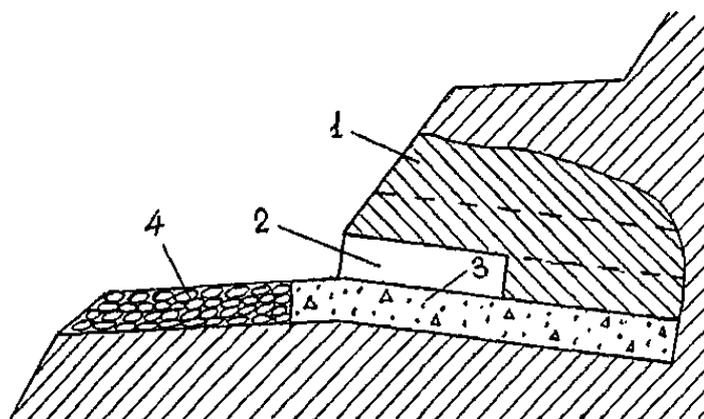
Предлагаемый вариант работ не был принят к реализации вследствие увеличения стоимости строительства рудника за счет заложения стволов на большем расстоянии от карьера.

Таким образом, на основе рассмотренной практики комбинированной отработки месторождений системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород представляется возможным сделать вывод, что отработку данной технологией ведется на многих месторождениях, при отработке некоторых из них дно и борта карьера засыпают хвостами обогащения для обеспечения устойчивости подрабатываемых дна и бортов карьера; при отработке других, пригрузка создается, но параметры ее принимаются без достаточного обоснования. К тому же, для систем отработки данного класса характерны высокие потери и разубоживание руды, что сужает область применения данных технологий до отработки бедных руд.

Наиболее эффективными для отработки подкарьерных запасов являются системы с закладкой. При доработке подкарьерных или прибортовых запасов, должно обязательно выполняться условие обеспечения безопасного ведения работ. Иногда это ограничивает и делает совсем невозможным применение производительных систем разработки с обрушением руды и налегающей толщи пород. Сохранение бортов и дна карьера достигается за счет применения закладки отработанных подземных камер, особенно твердеющими материалами.

Сложноструктурные месторождения характеризуются большой изменчивостью формы и размеров рудных тел, а также их разобщенностью, обуславливающих оставление за предельными контурами запасов кондиционных руд не только под дном карьера, но и выше его дна. Высокая ценность руд (например, полиметаллических месторождений) и необходимость полного использования недр предьявляет особые требования к способам извлечения законтурных запасов полезного ископаемого, в том числе и в охранных целиках карьеров, описание которых приведено в работе [21].

Способ разработки полезного ископаемого с помощью слоевой выемки рудных тел с последующей закладкой выработанного пространства представлен на рисунке 1.9.

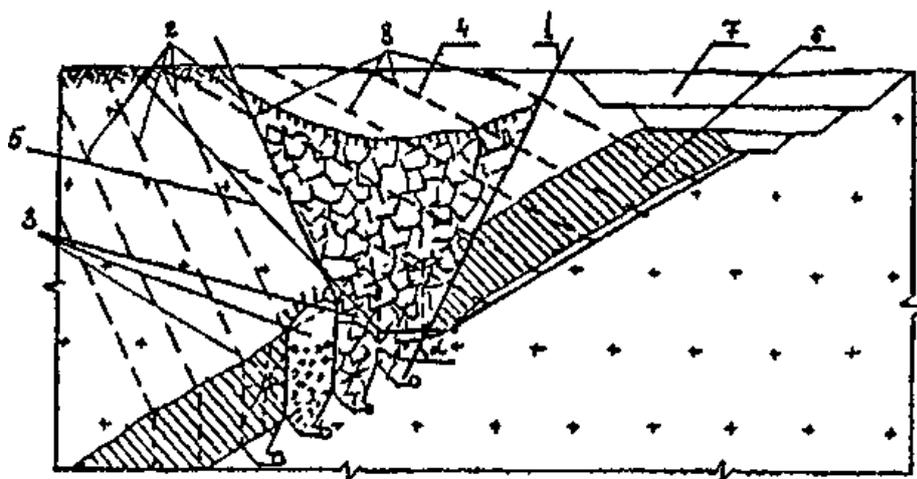


1 - полезное ископаемое; 2 - очистные заходки; 3 - закладочный материал; 4 - насыпь из вскрышных пород

Рисунок 1.9 - Схема способа разработки полезных ископаемых

Отработка запасов полиметаллических руд под дном карьера на руднике Пихосальми (Финляндия), осуществляется камерными системами и системой горизонтальных слоев с закладкой [22]. Создание единой системы подземных и открытых горных выработок и совместное использование подземных сооружений для дробления и транспортирования рудной массы, позволило обеспечить плавный переход с открытого способа на подземный.

В условиях Гороблагодатского месторождения [22, с. 224], представленного рудными телами наклонного падения 40-45° и большой мощности, осуществляется добыча запасов за контурами карьера камерной системой с закладкой воронок обрушения породами вскрыши (рисунок 1.10).



1 - угол сдвижения поверхности воронки обрушения; 2 - границы зоны обрушения; 3 - очистные блоки; 4 - зоны воронок обрушения от погашенных камер; 5 - проектный контур карьера; 6 - рудное тело; 7 - рабочая зона карьера в начальный период; 8 - рабочий борт карьера висячем боку

Рисунок 1.10 - Способ комбинированной разработки месторождения

На Ново-Бакальском карьере, доработка подкарьерных запасов шахтой «Молодежная» нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями вследствие сложных горнотехнических условий.

Использование закладки дало положительные результаты на медно-золотом руднике Челопеч в Болгарии, принадлежащем компании Данди ПрешосМеталс. После приобретения компания благополучно ушла от системы разработки с поэтажным обрушением из-за высоких показателей потерь и разубоживания, а также общей низкой эффективности работ и перешла на систему разработки с закладкой. При этом была достигнута плановая производительность в 2 млн. тонн руды в год, тогда как ранее рудник отработывал не более 500 тыс. тонн в год. В зависимости от условий и необходимых прочностных показателей закладки, использовались и используются цементная, гидро и пастовая закладки. На сегодняшний день рудник является одним из самых эффективных в мире.

Гайское месторождение медно-цинковых руд представлено пятью рудными залежами общим простиранием более 3 км. Вмещающие породы достаточно устойчивые (крепость 6-15). Рудные тела залегают на глубине 75-550 метров. Проектная глубина карьера 380 м.

Высокое содержание металлов в руде обусловило высокую рентабельность подземных горных работ. Поэтому отработку месторождения долгое время вели параллельно открытыми и подземными горными работами. Это позволило увеличить производительность в разы, при этом общая себестоимость снизилась.

На подземных горных работах внедрена новая на то время технология добычи руды методом сплошной выемки без оставления междукамерных целиков с последующей закладкой отработанного пространства дешевым твердеющим материалом. Первоначально по проекту подземным способом предусматривали отработать только первичные камеры, после чего подземный рудник должен был быть законсервирован на 20 лет и работа должна была быть возобновлена после отработки части залежи открытым способом. Отработанные камеры проектировали закладывать гравийно-песчаной смесью, междукамерные целики потом отработать открытым способом.

Однако, по примененной технологии первичные камеры заполняли твердеющим материалом со следующим составом: молотый доменный шлак, цемент, песок, вода. Материал готовили на поверхности. После достижения твердеющей закладкой нужной прочности отрабатывали междукамерные целики. В последнюю очередь отрабатывали продольные целики.

Применение системы с твердеющей закладкой на Гайском руднике позволило интенсифицировать разработку и снизить потери и разубоживание в два раза.

Медный рудник «Крейгмонт» (Канада) был введен в эксплуатацию в 1961 году. Рудная залежь находится в крутопадающих известняках, имеющих пологое склонение на восток. Руда представлена халькопиритом.

Месторождение до глубины 350 м отрабатывали карьером. Позже встал вопрос о совместной и позже подземной разработке. Ввиду высоких содержаний руды, а также неустойчивости вмещающих пород было принято решение о применении системы с закладкой.

На Тишинском месторождении, после перехода на подземный способ отработки, запасы верхних горизонтов отрабатывались горизонтальными слоями с твердеющей закладкой из-за сложных горнотехнических условий, а также высокой ценности полезных компонентов. На сегодняшний день, доработка запасов планируется также системами с закладкой.

Ввиду высокой ценности полезных компонентов и соответственно необходимости максимально полной отработки запасов, слоевая система разработки с закладкой планируются месторождении Бакырчик сразу после отработки карьера.

Анализ применения систем разработки с закладкой при комбинированной отработке позволяет сделать вывод о том, что указанные технологии

отличаются высокими материальными и трудовыми затратами, в то же время низким уровнем потерь руды и безопасностью работ. Применение систем с закладкой требует изыскания новых технологических решений для снижения себестоимости добычи руды.

## **1.2 Состояние горных работ на Майкаинском месторождении**

### **1.2.1 Горно-геологические условия месторождения**

Объектом исследования является золотомедное месторождение Майкаин. Месторождение «Майкаин» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, находится на территории Баянаульского района, Павлодарской области, Республики Казахстан.

Поселок Майкаин, который расположен на площади рудного поля, находится в 85 км севернее районного центра Баянаул и в 130 км к ЮЗ от г. Павлодара. С этими пунктами, а также с г. Экибастузом поселок Майкаин связан асфальтированными дорогами. Кроме того, п. Майкаин связан через станцию Ушкулын отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Первые разведочные работы на месторождении начались с 1915 года английскими акционерами проходкой канав, дудок, разведочных шахт глубиной 12-15 м и бурением 2-х скважин. С 1928-31 годы работы производились геологоразведочной Ленинградской экспедиций, а затем партией «Казмедьстрой», целью которых была разведка буровыми скважинами медноколчеданных сульфидных руд.

С 1932 по 1937 годы работы производились Майкаинским рудоуправлением. Они занимались продолжением работ, начатых партией «Казмедьстрой», т.е. проходкой канав, дудок, углубкой шахт, бурением скважин. Были проведены горизонтальные выработки (штреки и орты) на горизонтах 30-40-50-60 м с целью уточнения контура рудного тела.

С 1937 по 1939 годы партиями Внигрисолото, Золоторазведка и Академия наук СССР совместно с рудоуправлением «Майкаинзолото» была произведена полная ревизия всех геологоразведочных и топографических материалов. На основании всех этих данных был произведен подсчет запасов по состоянию на 01.01.1941 года.

С 1939 по 1944 годы производились эксплоразведочные работы, имевшие своей целью дальнейшее уточнение контуров рудных тел и распределение в них золота. Для этого были проведены дудки и горизонтальные выработки на горизонтах 30-55-66 м, а также штольни и траншей из карьера.

Колчеданное золотобарит-полиметаллическое месторождение Майкаин представлено серией сближенных рудных тел, залегающих в зоне гидротермальноизмененных пород на глубинах от 30–40 до 400–500 м. Простираение рудных тел северо-восточное, падение крутое на верхних горизонтах (60–90°) и постепенно выполаживающееся на глубине (35–55°). Форма рудных тел линзовидная, пластообразная, жилообразная. Размеры их по

простирацию и падению колеблются от первых десятков до нескольких сотен метров. Мощность изменяется от 1–5 до 80–100 м. По простирацию и падению рудные тела часто образуют резкие раздувы и пережимы, а также боковые ответвления. Выклинивания рудных тел как постепенные, так и довольно резкие.

В настоящее время поверхность горного отвода нарушена карьером и отвалами горных пород. Карьером, имеющим в плане округлую форму диаметром около 56 м, отработаны рудные тела месторождения до глубины 170 м. Рудные тела, подлежащие отработке подземными горными выработками, находятся в пределах контура карьера и его дна на глубине от 170 до 280 м. Руды месторождения подразделяются на два основных типа: сплошные и вкрапленные. Наиболее крепкими являются колчеданно-полиметаллические руды с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова  $f = 16$ , доля которых, по данным [23], составляет 47 % массы сплошных руд. К наименее крепким относятся вкрапленные руды ( $f = 5 \div 3$ ), которые составляют 20 % общей массы руд месторождения.

### 1.2.2 Современное состояние горных работ

Месторождение Майкаин «В» до глубины 170 м отработано карьером.

Строительство подземного рудника осуществлялось в соответствии с проектом «Реконструкция рудника Майкаин в связи с переходом на подземный способ добычи руды» [24], разработанным институтом «ВНИПИГорцветмет» и утвержденным МЦМ КазССР 16 марта 1970 г.

Месторождение вскрыто двумя вертикальными стволами шахт «Капитальная» и «Вспомогательная», пройденными до горизонта 340 м и соединенными между собой этажными квершлагами и штреками на горизонтах 220 и 280 м.

Ствол шахты «Капитальная» диаметром в свету 5,5 м оборудован двухклетевым подъемом, ходовым и трубно-кабельным отделениями, предназначен для выдачи горной массы, спуска-подъема людей, материалов и оборудования, подачи свежего воздуха.

Ствол шахты «Вспомогательная» диаметром в свету 4 м оборудован одноклетевым с противовесом подъемом и ходовым отделением, предназначен для выдачи загрязненного воздуха и подъема людей в аварийном случае.

Стволы закреплены бетоном, армировка - металлическая.

У ствола шахты «Капитальная» на горизонтах 220 и 280 м имеются кольцевые околоствольные выработки для механизированного обмена вагонеток. На горизонте 340 м у ствола оборудован комплекс водоотлива для откачки воды. На горизонте 220 м имеется водоотливный комплекс, предназначенный для выдачи шахтной воды по стволу шх. «Капитальная» на поверхность.

У ствола шх. «Вспомогательная» на горизонте 220 м околоствольный двор тупиковый, а на горизонте 280 м - кольцевой.

На горизонтах 220 и 280 м сооружены: камера ожидания, склад ППМ, электровозное депо, санузлы, инструментальная, камеры электроподстанций. На горизонте 220 м сооружен расходный склад ВМ.

Отработка запасов руды месторождения подземным способом велась непосредственно под дном отработанного карьера на гор. 220 м по локальным проектам, разработанным ПКО рудоуправления «Майкаинзолото» и СПКТБ Казминцветмета.

Под дном карьера было отработано шесть блоков (№№ 0; 1; 2; 3; 4; 5). Блоки № 0 и № 3 отработаны одной камерой по простиранию. Блоки № 1, № 2, № 4 были разделены на 3 камеры шириной по 15 м каждая, камеры отработывались вкрест простирания. В блоке № 5 камеры 2 и 3 отработывались по простиранию. Между блоками оставлены междублоковые целики шириной 15 м.

Применяемая система разработки - подэтажные штреки (орты) с отбойкой руды глубокими скважинами и обрушением вмещающих пород. Однако при применении данной системы разработки в марте 1986 года произошло обрушение потолочины блока № 3 с выходом в карьер. Весной 1987 года произошло обрушение северо-восточного борта карьера. Порода от обрушения борта сползла до места обрушения потолочины блока № 3 и на потолочину блока № 4. Впоследствии произошли обрушения потолочин камеры 3 (блок № 1) камеры 1 (блок № 2) и междублокового целика.

Добыча руды подземным рудником осуществлялась до 1995 года и затем была прекращена, рудник затоплен.

В настоящее время на месторождении ведется отработка запасов выше гор. 280 м в соответствии с проектом, разработанным институтом «Казгипроцветмет» (г. Усть-Каменогорск, 2002 г) и доработка запасов выше гор. 160 м в соответствии с проектом института «Гипроцветмет» (г. Москва, 2001 г) «Отработка бортовых запасов северо-восточного фланга месторождения «В» выше горизонта 160 м» [25].

Согласно принятому решению о осуществлении технического перевооружения рудника, ввиду отсутствия готовых к выемке запасов, проектом предусмотрено осуществить вскрытие запасов Северо-восточного фланга и горизонтов 340 и 400 м с двумя наклонно транспортными съездами, первый с борта карьера, с горизонта 140 м координаты портала  $x=2892,0$ ;  $y=56810,0$ ;  $z=110,0$ , первоначально до горизонта 160 м с последующей углубкой до горизонта 400 м, одновременно осуществляя работы по закладке первичных камер на горизонте 220 – 280 м, второй с территории обогатительной фабрики на гор. 160 м координаты портала  $x=3835,0$ ;  $y=56885,0$ ;  $z=263,0$ . Сечение наклонного транспортного съезда в свету на закруглениях составит  $14,1 \text{ м}^2$ , на прямолинейном участке  $13 \text{ м}^2$ . Наклонно-транспортный съезд является капитальной горной выработкой, срок службы которой равен сроку отработки запасов месторождения Майкаин.

Все выпущенные после 1989 года проекты не определяют общего порядка отработки запасов, предусматривающего безопасную работу рудника, и

дальнейшую технологию очистных работ в целом по месторождению «Майкаин «В». Из-за ряда произошедших на руднике обрушения потолочин, возникли трудности для полной отработки подкарьерных и прибортовых запасов руды. Кроме того, это привело к нарушению вентиляции подземного рудника, просачиванию карьерных вод и вод из-за различных осадков. Все это в конечном итоге привело к осложнениям при добыче руды и возрастанию себестоимости.

Отработку запасов руды подземного рудника первоначально предполагалось осуществить по системам с закладкой выработанного пространства, однако по разным причинам это решение не было реализовано, и выемка части запасов под дном карьера была произведена без закладки. Рабочим проектом 1989 г. Новосибирский филиал института «Гиналмаззолото» отработку оставшихся запасов под дном карьера определил по системам разработки с обрушением налегающих и вмещающих пород. Однако предложенная и частично осуществленная схема в действительности не подходила (и не могла быть полностью использована), так как в данном случае при уже отработанном карьере отсутствовали какие-либо налегающие породы, под прикрытием которых можно было бы (после их обрушения и снятия напряжения в массиве горных пород) вести очистные работы.

Указанные проблемы и трудности функционирования данного рудника, осложненные к тому же длительным затоплением карьера, а также отсутствие необходимого технологического регламента не дают возможности заложить в проект какие-либо конкретные решения по отработке этой части запасов. Поэтому для безопасной отработки запасов руды, находящихся между открытыми и подземными работами, т. е. непосредственно под дном и бортами карьера, необходимо предварительное создание искусственного целика из равнопрочной закладочной смеси или оставление временного рудного целика.

### **1.3 Постановка задач исследования**

Приведенный анализ показал, что наиболее эффективным путем извлечения подкарьерных и прибортовых запасов может быть использование систем разработки с твердеющей закладкой. Такие системы с минимальными потерями позволяют извлечь полезное ископаемое, при этом не нарушая земную поверхность и обеспечивая проветривание горных работ без утечек воздуха. Принципиально к условиям Майкаинского рудника выполнение работ по извлечению подкарьерных и прибортовых запасов требуют решения следующих задач:

- провести анализ горнотехнической ситуации и опыта отработки подкарьерных и прибортовых запасов;
- разработать технологию отработки подкарьерных запасов руды с применением системы разработки с закладкой;
- исследовать и установить рациональный состава закладочной смеси из отходов горно-обогатительного производства с учетом горнотехнических

условий месторождения, обеспечивающего возведение устойчивого искусственного массива, и порядка отработки камер;

– обосновать технологию и параметры отбойки руды на контакте «руда-закладка», снижающую разрушение закладочного массива;

– провести технико-экономическую оценку предлагаемых технологических решений.

## **2 ИЗЫСКАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ И ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ**

### **2.1 Применение закладки выработанного пространства**

В последние годы во всем мире явно наметилась тенденция значительного повышения удельного веса систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства. Это связано в первую очередь с необходимостью увеличения полноты извлечения полезного ископаемого из недр, а также снижения разубоживания его пустой породой. Практика показывает, что при системах разработки с закладкой выработанного пространства потери руды составляют 3-5 %, а разубоживание не превышает 7-10 %. Сравнительно высокая стоимость очистных работ при таких системах разработки компенсируется полнотой выемки полезного ископаемого и улучшением его качества.

Применение твердеющей закладки позволяет успешно решать целый ряд различных по своему характеру сложных проблем по обеспечению благоприятных условий ведения горных работ, важнейшими из которых являются: повышение безопасности очистной выемки, сохранение земной поверхности, улучшение проветривания горных выработок, экологические проблемы.

Следует отметить еще одну тенденцию в совершенствовании технологии добычи руд системами с закладкой. Ранее применявшаяся “сухая” породная закладка характеризовалась большой затратой ручного труда, большой усадкой возводимых искусственных массивов, повышенным пылеобразованием и широкого распространения не получила. В последние годы наибольшее применение в мировой практике получила упроченная или твердеющая закладка. Приготовленная на поверхности на специализированных закладочных комплексах упрочняющаяся закладка доставляется к месту укладки с помощью высокопроизводительного трубопроводного транспорта в самотечном режиме. Закладочные работы легко поддаются автоматизации, обеспечивают стабильность состава закладочной смеси и соответственно искусственного закладочного массива.

В Республике Казахстан практически все горные предприятия, ведущие добычу руд цветных металлов подземным способом, используют системы разработки с твердеющей закладкой. Это предприятия АО “Казцинк” – Риддерский и Зырянский горнообогатительные комплексы, предприятия ТОО “ВостокЦветМет” – Жезкентский ГОК, Артемьевский рудник и др. На этих предприятиях имеются высокопроизводительные закладочные установки производительностью 100-200 м<sup>3</sup>/ч. Эти предприятия используют эффективные системы разработки с применением буровых и погрузочно-доставочных самоходных машин.

Основными типами системы разработки с твердеющей закладкой в настоящее время являются:

- система с камерной выемкой;

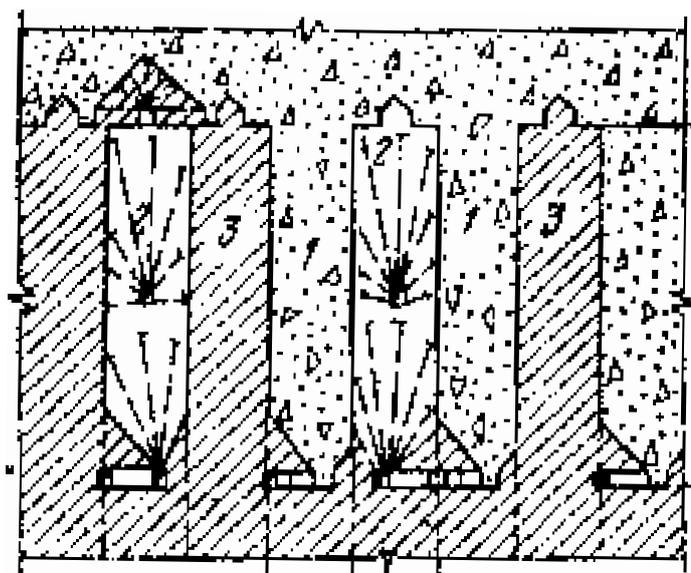
- система разработки горизонтальными слоями с восходящей или нисходящей выемкой.

Система разработки с камерной выемкой и закладкой применяется при разработке мощных и весьма мощных пологих и крутопадающих рудных залежей с устойчивыми вмещающими породами. Эти системы разработки расширяют фронт работы этажа, позволяют использовать мощное самоходное буровое и погрузочно-доставочное оборудование.

Принципиально отработка рудных тел такими системами представляет следующую цепочку. Запасы руды в пределах этажа вынимают камерами в несколько очередей с оставлением рудных целиков и заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Впоследствии рудные целики (камеры последующих очередей) извлекают под охраной искусственных. Идентичность параметров камер, отрабатываемых в различные очереди, позволяет применять одну технологию ведения очистных работ и способствует улучшению технико-экономических показателей по системе.

Ниже приводится типичная конструкция системы разработки с камерной выемкой, применяемая на Орловском руднике ТОО «ВостокЦветМет». В зависимости от характера руды и вмещающих пород очистная выемка может вестись на всю высоту этажа, либо этаж разбивается на 2-4 подэтажа и выемка ведется ступенчато.

Конструкция системы следующая (рисунок 2.1). Рудное тело разбивается по простиранию на участки длиной до 60 м. По вертикали этот участок (блок) делится на три подэтажа подэтажными выработками. Высота подэтажа 17 м. По простиранию блок делится на камеры шириной 10 м. Вкрест простирания в зависимости от мощности рудного тела блок делится на несколько панелей так, чтобы соотношение ширины камеры к величине панели не превышало 1:2.



1-отработанные и заложенные камеры; 2-камеры, разбуренные веерами скважин; 3-руда

Рисунок 2.1 - Камерная система разработки с поэтажной отбойкой и последующей закладкой

Подготовка блока заключается в проходке наклонного съезда под углом  $8\text{--}12^\circ$ , вентиляционно-закладочного восстающего, доставочных штреков и из них под углом  $+5\text{...}6^\circ$  погрузочно-доставочных ортов. С уровня откаточного горизонта проходится рудоспуск, восходящий на подэтажи. Каждый доставочный орт сбивается вентиляционно-закладочными сбойками с закладочными ортами, проходимыми из вентиляционно-закладочных штреков. Проходятся погрузочные заезды, буровые орты, отрезной восстающий. Очистная добыча начинается с разделки отрезной щели и с последующей отбойкой руды на эту щель скважинными зарядами. Диаметр скважин  $56\text{--}70$  мм. Подготовительные выработки в зависимости от устойчивости вмещающих пород крепятся штангами с торкретом или податливой крепью из спецпрофиля СВП-27. Бетонная закладка в отработанные камеры подается по трубопроводу, проложенному в закладочных выработках верхнего подэтажа. Для дозакладки камеры и выпуска из нее воздуха в процессе подачи закладки из закладочного штрека в камеру бурятся  $2\text{--}3$  скважины. Оборудование на проходческих работах такое же, как и при слоевых системах разработки.

На очистных работах бурение скважин предусматривается станками типа КБУ-50 или ПБУ-80. Погрузка, и доставка руды осуществляется погрузочно-доставочными машинами типа «Торо-200». Взрывание скважин — секционное электродетонаторами с замедлением в очереди  $25\text{--}50$  мс.

Проветривание доставочных, буровых и закладочных выработок в блоке осуществляется за счет общешахтной депрессии. Одновременная отработка смежных панелей допускается через две камеры, а одновременная отработка камер в двух смежных подэтажах должна производиться с опережением отработки верхних камер по отношению к нижним не менее, чем на  $30$  м.

Системы со слоевой выемкой и закладкой применяют для выемки ценных руд крутопадающих жильных, пластообразных, линзообразных и других залежей. Основным фактором, определяющим их применение, является стремление снизить потери в недрах полезного ископаемого и не допустить ухудшение его качества.

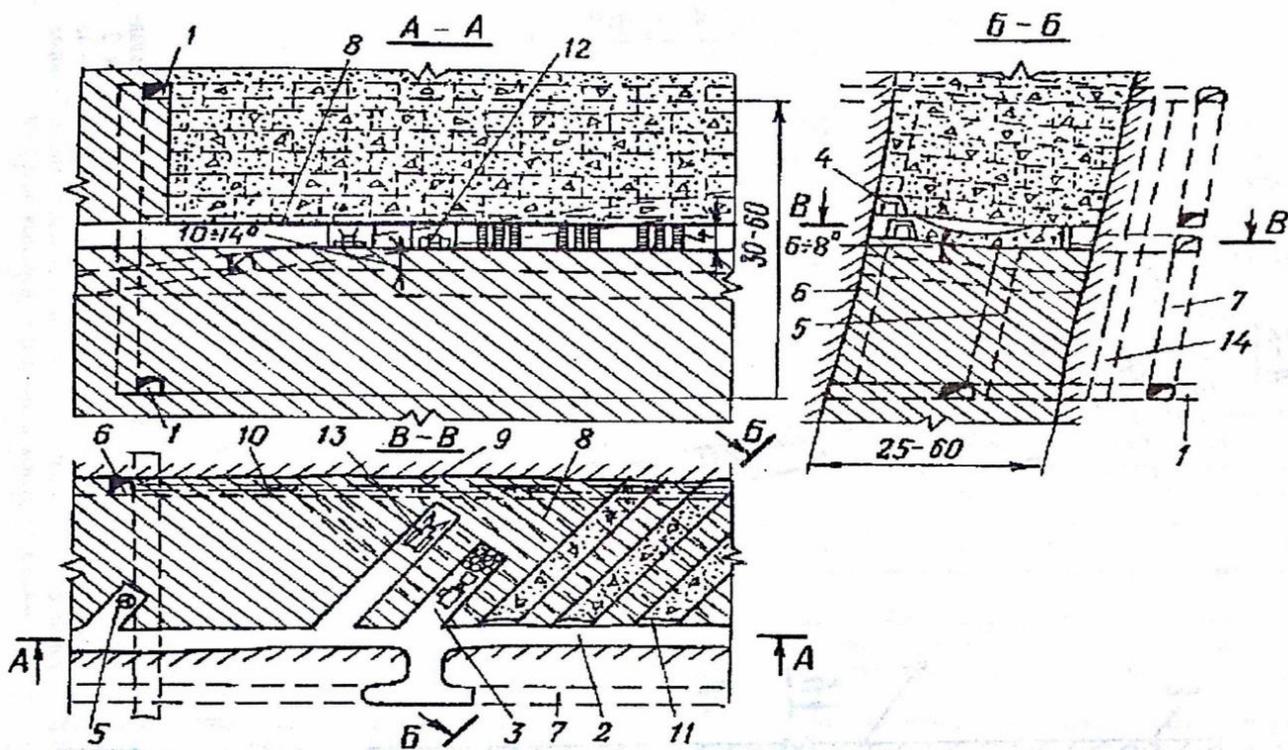
В зависимости от устойчивости руд и вмещающих пород применяют слоевую выемку в нисходящем и восходящем порядке.

При нисходящей слоевой выемке (рисунок 2.2), рудное тело длиной до  $300$  мпо простиранию подготавливается наклонным съездом, проходимым в висячем боку по породе под углом  $8\text{--}12^\circ$  и серией рудо- и породоспусков, проходимых с откаточных ортов (по руде или породе) до уровня выработок отрабатываемого первого слоя в подэтажах. В лежащем боку на уровне верхнего откаточного горизонта или между подэтажами проходит сборный вентиляционный штрек. По каждому слою от наклонного съезда проходят сбойки с рудоспусками и слоевой орт под углом  $+3\text{...}5^\circ$  до середины рудного тела и далее к лежащему боку под углом  $-3\text{...}5^\circ$ . В конце орта проходят вентиляционный восстающий до сбойки с блоковыми вентиляционными выработками вышележащего (уже отработанного) слоя.

Нарезные работы в слое заключаются в проходке в обе стороны от орта рудных транспортных штреков по простиранию рудного тела под углом  $+3...5^\circ$ . Транспортные штреки на каждом слое сбиваются с рудоспусками и заканчиваются вентиляционными сбоями с вентиляционными восстающими. Очистная добыча в блоке заключается в проходке под углом  $3..5^\circ$  слоевых заходок сечением  $4 \times 3 \text{ м}^2$  от транспортных штреков в сторону висячего или лежачего бока. На почве заходки перед закладкой выставляется армировочная сетка с подвешенными штангами.

Крепление нарезных и подготовительных выработок— железобетонными штангами с последующим нанесением торкретбетона или установкой арочной податливой крепи из профиля СВП-27, в зависимости от устойчивости вмещающих пород.

Оборудование для всех работ при подготовке и отработке блоков принято однотипным: буровые каретки (типа Миниматик-Универсал) и погрузочно-доставочные машины типа «Торо-200». Для зарядки шпуров в забоях приняты пневмозарядчики ЗП-2 и ЗП-12.



- 1-орт; 2-слоевой штрек; 3-очистная заходка; 4-закладочный и вентиляционный штрек; 5-рудоспуск; 6-вентиляционно-закладочный восстающий; 7-наклонный съезд; 8-вентиляционный канал; 9-вентиляционный трубопровод; 10-закладочный трубопровод; 11-бетонная перемычка; 12-ПДМ; 13-самоходная буровая установка; 14-вентиляционный восстающий

Рисунок 2.2 - Слоевая система разработки с нисходящей выемкой

Проветривание в период ведения очистных работ в блоке осуществляется по следующей схеме. Свежий воздух в блоке поступает на слоевые орты и в

транспортные штреки из участкового наклонного съезда. Загрязненный воздух за счет общешахтной депрессии выдается по вентиляционным восстающим на сборный вентиляционный штрек и далее по выработкам горизонта направляется к вентиляционной шахте. Подача свежего воздуха осуществляется вентиляторами типа ВМ-8 по прорезиненным трубопроводам диаметром 800 мм.

Подготовительные, нарезные и очистные выработки в нижележащем слое необходимо располагать со смещением на половину их ширины. Закладочная смесь на выработки слоя может быть подана по трубопроводу, проложенному как по слоевому орту отрабатываемого слоя, так и по трубопроводу, проложенному по скважине, пробуренной с вышележащих закладочных выработок на отрабатываемый слой.

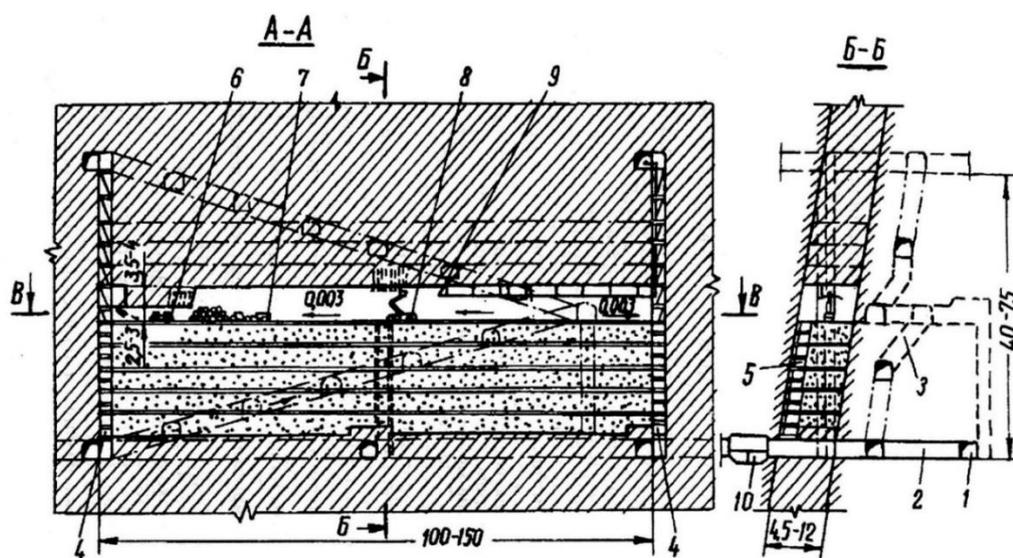
Практика эксплуатации систем с закладкой показала, что необходимо проходить наклонные заезды по лежащему боку и там же рудо- и породоспуски, поскольку с понижением очистных работ наклонные заезды, попадая в зону сдвига разрушаются.

Восходящий порядок выемки слоев (рисунок 2.3) применяется для отработки сравнительно устойчивых руд. В зависимости от мощности рудных тел, степени устойчивости руд и пород различают варианты с потолкоуступной выемкой слоев и временным их недозакладом, с развитием горных работ в слое на значительной площади и др.

Схемы подготовки залежей и доставки руды в границах панели взаимосвязаны. Возможны две схемы подготовки с доставкой руды: по выемочной ленте к границам панели и по выемочной ленте к флангам панели. Вторую схему целесообразно применять при мощности рудного тела меньше 12 м. Для этих схем характерно наличие трех основных горизонтов: откаточного (по породе, рельсовый транспорт), транспортного (по руде, безрельсовый транспорт) и вентиляционно-закладочного (по породе). На флангах панели проходят откаточные штреки грузового и порожнякового назначения, а на границах — откаточные панельные штреки для вскрытия участковых рудоспусков. По трассе откаточных штреков через 15—20 м проходят панельные рудоспуски. Панельные вентиляционно-закладочные штреки проходят через 50—60 м на границах или по центру панели. Диагональные уклоны, соединяющие нижний и верхний слоевые штреки панели, проходят через каждые 70 м.

Выемку лент слоями снизу-вверх производят в три стадии: отработка нижнего (подсечного), основных и подкровельного слоев. Нижний подсечной слой высотой 3—4 и шириной 8 м вынимают в три приема.

После отработки подсечного слоя высоту последующих основных слоев доводят до 6 м. Это наиболее производительная стадия очистных работ. Здесь ряд основных технологических операции совмещают, отбойку руды производят крутонаклонными (60—70°) шпурами при высоте очистного пространства 6 м. Уборка руды осуществляется погрузочно-доставочными машинами.



1-транспортный штрек; 2-орт; 3-наклонный съезд; 4-вентиляционно-ходовой восстающий; 5-дренажный восстающий; 6-буровая установка; 7-погрузочно-доставочная машина; 8-карета для осмотра и крепления кровли; 9-закладочный трубопровод; 10-отстойник

Рисунок 2.3 - Слоевая система разработки с восходящими порядком выемки

После выемки слоя выработанное пространство закладывают на высоту 3,5—4 м, а пространство высотой 2,5 м служит для проветривания очистных работ за счет общешахтной депрессии. Отбойку руды в очередном слое начинают при достижении закладкой прочности 1—1,5 МПа.

Отработку подкровельного слоя производят тупиковыми забоями шириной 4 м с креплением кровли штангами. При устойчивых рудах подкровельный слой отрабатывают по схеме первого слоя или как основные слои.

## 2.2 Предлагаемая технология отработки подкарьерных запасов системами с закладкой выработанного пространства

С учетом горно-геологических и горнотехнических условий месторождения, для разработки подкарьерных запасов месторождения была предложена система разработки с камерной выемкой и закладкой [26]. При этом рудное тело разбивается по простиранию на участки длиной до 60 м. По вертикали этот участок (блок) делится на три подэтажа подэтажными выработками. Высота подэтажа 17 м. По простиранию блок делится на камеры шириной 10 м. В крест простирания в зависимости от мощности рудного тела блок разделен на несколько панелей так, чтобы соотношение ширины камеры к величине панели не превышало 1:2. Подготовка блока заключается в проходке наклонного съезда под углом 8—12°, вентиляционно-закладочного восстающего, доставочных штреков и из них — под углом 5—6° погрузочно-доставочных ортов. С уровня откаточного горизонта проходят рудоспуск, восходящий на подэтажи. Каждый доставочный орт сбивают вентиляционно-закладочными сбойками с закладочными ортами, проходимыми из вентиляционно-

закладочных штреков. Проходят погрузочные заезды, буровые орты, отрезной восстающий. Очистную добычу начинают с разделки отрезной щели и последующей отбойки руды на эту щель скважинными зарядами. Диаметр скважин 56–70 мм. Подготовительные выработки в зависимости от устойчивости вмещающих пород крепят штангами с торкретом или податливой крепью из спецпрофиля. Твердеющую закладку в отработанные камеры подают по трубопроводу, проложенному в закладочных выработках верхнего подэтажа. Для дозакладки камеры и выпуска из нее воздуха в процессе подачи закладки из закладочного штрека в камеру бурят 2–3 скважины. Оборудование на проходческих работах такое же, как и при слоевых системах разработки. На очистных работах бурение скважин предусматривается станками КБУ-50 или ПБУ-80. Погрузку и доставку руды осуществляют погрузочно-доставочными машинами Торо-200. Взрывание скважин секционное электродетонаторами с замедлением в очереди 25–50 мс.

Одновременная отработка смежных панелей допускается через две камеры, а одновременная отработка камер в двух смежных подэтажах должна осуществляться с опережением отработки верхних камер по отношению к нижним не менее чем на 30 м.

Для отработки подкарьерных запасов руды предлагаются несколько этапов их выемки: первая стадия – выемка запасов камеры под защитой блоковых целиков, когда искусственный целик нагружен практически собственным весом (рисунок 2.4); вторая стадия – вынимается блоковый целик с полным обнажением одной блоковой стенки искусственного целика (рисунок 2.5); третья стадия – обнажение искусственного целика с двух сторон (рисунок 2.6).

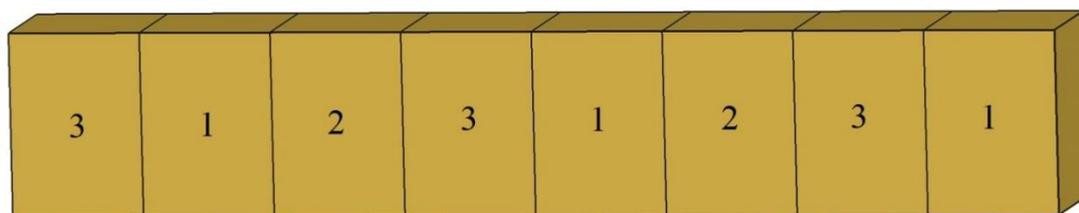


Рисунок 2.4 - Выемки камер 1 очереди

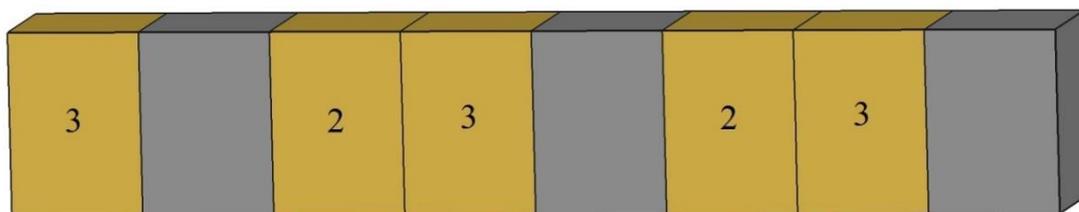


Рисунок 2.5 - Выемка камер с обнажением искусственных целиков с одной стороны

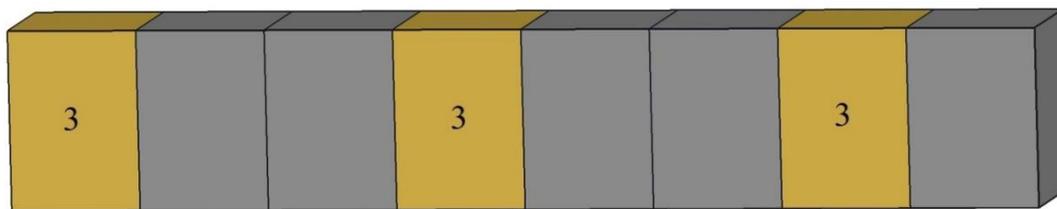


Рисунок 2.6 - Выемка камер с обнажением искусственных целиков с двух сторон

Преимуществом предлагаемой технологии является обеспечение максимальной безопасности горных работ и минимизация потерь руды.

### **2.3 Методика исследования и выбора рациональных составов твердеющих закладочных смесей**

Основной целью данного исследования было подбор состава закладки с необходимыми свойствами из местных материалов.

Рациональный состав закладки подбирают в зависимости от предъявляемого к искусственному закладочному массиву требований – прочности и к смеси – транспортабельности и подвижности.

На практике обычно приходится из одних и тех же материалов готовить закладочные смеси различных марок при разной консистенции в зависимости от горнотехнических условий закладываемых участков месторождения, дальности транспортирования, сроков отработки камер, смежных с закладываемыми и т.д.

В этом случае нецелесообразно производить предварительные испытания для каждой марки закладочной смеси. Рациональнее провести испытания, позволяющие выявить обобщенные зависимости, связывающие прочность, подвижность, водно-вяжущее отношение и расход вяжущего, которые позволяют назначить требуемые составы закладочных смесей.

При такой методике при минимальном количестве испытываемых составов можно получить необходимые зависимости для проектирования закладочных смесей. Выбор водно-вяжущих отношений и расхода, вяжущего при этом должен обеспечивать возможность получения необходимых диапазонов прочности закладки и консистенции закладочных смесей.

Проектирование составов твердеющих закладочных смеси должно решаться в свете того, что качество закладочного массива после его формирования нельзя улучшить никакими мерами последующего воздействия. Правильный выбор материалов, входящих в состав закладочной смеси, их рациональное соотношение, технология смесеобразования, возможность транспортирования по трубам в выработанное пространство, полнота его заполнения — это комплекс вопросов, решение которых гарантирует получение искусственного массива, отвечающего требованиям безопасной отработки месторождения.

Во-многом состав закладочной смеси определяется необходимой прочностью искусственного закладочного массива в определенном возрасте, при этом естественно стремятся к минимальной ее себестоимости.

Как правило, горные предприятия, использующие системы разработки с закладкой выработанного пространства, работают с вяжущим одного типа и заполнителем одного-двух типов. Следовательно, изменение прочности закладки возможно либо изменением водо-вяжущего отношения, либо варьированием расхода вяжущего при постоянном качественном и количественном составе заполнителей.

Таким образом, наиболее рациональным методом проектирования составов закладочной смеси следует считать выбор рационального типа и соотношения заполнителей, а затем для варьирования прочностью закладки в различном возрасте знать закономерности ее изменения в зависимости от расхода вяжущего и водо-вяжущего отношения. При этом естественно должны сохраняться необходимая подвижность смеси, обеспечивающая ее транспортабельность.

Для оперативного варьирования составами закладочных смесей необходимо иметь методику определения их рациональных составов. Для этого в начале изучаются характеристики вяжущих компонентов воды и заполнителя, производится отбор тех, которые удовлетворяют техническим условиям для приготовления закладки. Затем устанавливается рациональное соотношение заполнителей различных типов, если используется смешанный заполнитель и это соотношение принимается за постоянное. В дальнейшем, используя выбранное соотношение заполнителей как базовое удобно производить выбор требуемого состава смеси варьированием расхода вяжущего и воды.

Подбор составов закладочных смесей выполняется с учетом:

- характеристик исходных материалов;
- технологии приготовления закладочной смеси;
- реологических характеристик закладочных смесей, отвечающих условию их устойчивого трубопроводного транспорта;
- обеспечения требуемых прочностных показателей в установленные сроки.

Состав закладочной смеси выражают двумя способами:

- в виде массового (реже объемного) соотношения между вяжущим, мелким и крупным заполнителем с обязательным указанием водо-вяжущего отношение (В/Ц) и активности вяжущего. Количество вяжущего обычно принимают за единицу, поэтому соотношение между составными частями закладочной смеси записывают в виде 1:Х:У с указанием В/Ц (где Х- количество мелкого заполнителя, У- крупного);
- в виде расхода материалов по массе на 1 м<sup>3</sup> уложенной закладочной смеси.

В практике состав твердеющих закладочных смесей принято рассчитывать по методу «абсолютных объемов», разработанному на основании исследований для литых бетонных смесей и адаптированному к условиям закладочных

смесей В.П.Кравченко и В.В.Куликовым [27]. Эта методика состоит в следующем:

1) Устанавливается ориентировочно общий расход заполнителя на 1 м<sup>3</sup> закладки, задаваясь ориентировочно расходом вяжущего 50 ... 300 кг и расходом воды из условия необходимой транспортабельности смеси.

2) Сумма абсолютных расходов объемов исходных материалов в 1 м<sup>3</sup> готовой смеси должна быть равна единице и рассчитывается по следующей формуле:

$$\frac{Ц}{\rho_{ц}} + \frac{U}{\rho_{и}} + \frac{X}{\rho_{х}} + \frac{O}{\rho_{о}} + \frac{B}{\rho_{в}} = 1, \quad (1)$$

где Ц- расход цемента, кг/м<sup>3</sup>

U – расход извести, кг/м<sup>3</sup>

X – расход флотационных хвостов, кг/м<sup>3</sup>

O – расход отсевов ДСФ, кг/м<sup>3</sup>

B – расход воды, кг/м<sup>3</sup>

$\rho_{ц}, \rho_{и}, \rho_{х}, \rho_{о}, \rho_{в}$  – соответственно плотность цемента, извести, флотационных хвостов, отсевов ДСФ и воды;

3) рассчитывают минимально необходимый расход вяжущего и тонкого заполнителя с определением пустотности, соотношения масс крупных и мелких фракций;

4) с учетом установленных расходов количества вяжущего и заполнителей, расходуемых на приготовление 1 м<sup>3</sup> смеси, уточняют расход воды для обеспечения необходимой подвижности смеси- 12-15 см по осадке конуса СтройЦНИЛа;

5) подобранный расчетом состав твердеющей закладочной смеси пересчитывают на производственный с учетом естественной влажности применяемых материалов.

Однако эти расчеты являются весьма приблизительными и должны обязательно проверяться экспериментально.

Учитывая опыт ведущих горных предприятий Казахстана был принят мельничный способ приготовления закладочной смеси. Навеска из определенного количества исходных компонентов (вяжущего, заполнителя и воды) закладывалась в лабораторную мельницу (рисунок 2.7), в которой и осуществлялось смешивание компонентов в течении 5 минут. При этом осуществлялось доизмельчение зерен вяжущего, восстанавливалась его активность, а также измельчались зерна заполнителя, что позволило получать однородные закладочные смеси (рисунок 2.8).

Определение указанных выше зависимостей производилось путем приготовления и испытания стандартных образцов-кубиков закладочных смесей различного состава по следующей методике.

Прочность закладки определяется в лаборатории путем испытания образцов-кубиков раздавливанием на гидравлическом прессе.



Рисунок 2.7 - Лабораторная шаровая мельница



Рисунок 2.8 - Готовая закладочная смесь

Для закладки образцов-кубиков отбирали среднюю пробу закладочной смеси из смесителя. Массу средней пробы устанавливали в зависимости от числа подлежащих изготовлению и испытанию образцов. Объем отбираемой пробы смеси должен превышать требуемый для изготовления контрольных образцов в полтора-два раза. Для каждого испытания готовилось по три

образца. Стандартные сроки испытания составляли 28 и 90 суток в зависимости от принятой технологии горных и закладочных работ.

При изготовлении смесей из породы проходческих работ она доизмельчалась в щековой дробилке до крупности зерна 5 мм (рисунок 2.9).

Образцы изготавливались в разборных чугунных или стальных формах со строганной или шлифованной внутренней поверхностью. Формы должны быть достаточно жесткими, не деформирующимися во время формирования образцов с соединениями элементов, исключая потерю цементного молока при формировании. Размер форм для закладочных смесей (рисунок 2.10) составлял 100×100×100 мм.

Перед укладкой смеси формы очищали от остатков затвердевшей смеси и внутреннюю поверхность смазывали отработанным минеральным маслом, препятствующим сцеплению затвердевшей закладки с поверхностью форм. Укладка смеси в формы должна быть закончена не позднее, чем через 15 мин после ее приготовления.



Рисунок 2.9 - Лабораторная щековая дробилка

Закладочную смесь укладывали в формы в два слоя равной толщины и каждый слой уплотняли штыкованием металлическим стержнем диаметром 16 мм по спирали то краев к центру образцов. Число штыкований каждого слоя смеси принимали из расчета 10 погружений стержня на каждые 100 см<sup>2</sup> поверхности. По окончании штыкования верхнего слоя избыток смеси срезали металлической линейкой вровень с краями формы, а поверхность образца заглаживали (рисунок 2.11).

После уплотнения образцы в формах, покрытых влажной тканью, хранили при температуре 16-20<sup>0</sup>С в течении 2-3 суток, затем их вынимали из форм, маркировали и до момента испытаний хранили при температуре 20±2<sup>0</sup>С с относительной влажностью не менее 90 в опилках и регулярно поливали (рисунок 2.12).



Рисунок 2.10- Формы для изготовления образцов



Рисунок 2.11- Формы, заполненные смесью

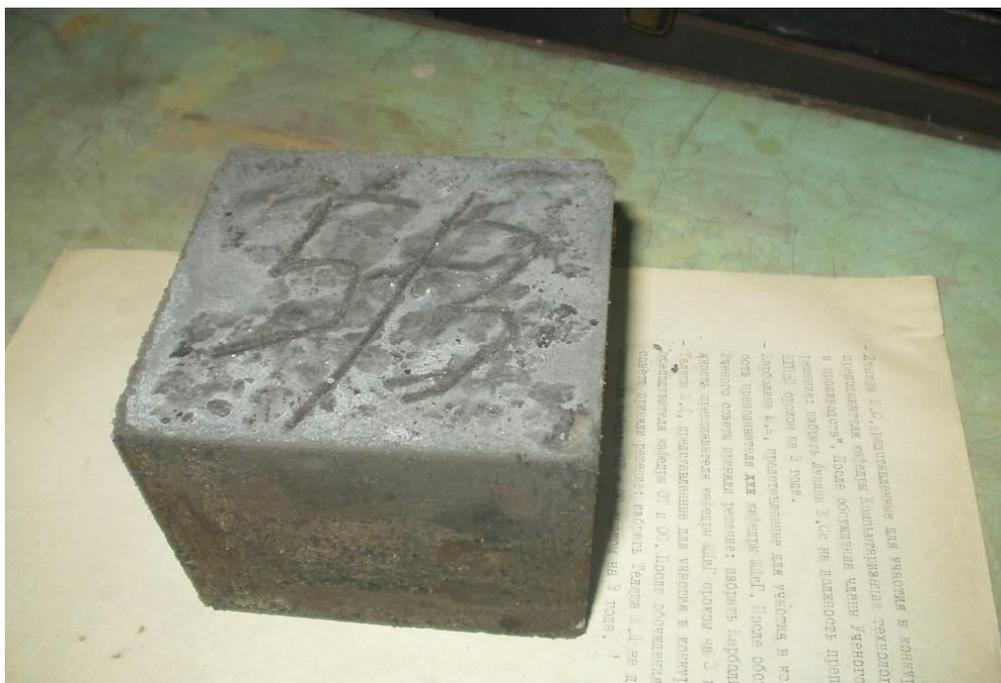


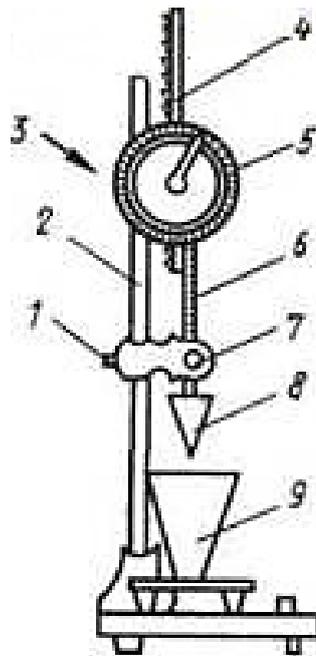
Рисунок 2.12 - Готовый образец-куб

Учитывая многообразие влияющих факторов, с целью снижения количества экспериментов была применена методика рационального планирования экспериментов Бокса-Уилсона (метод крутого восхождения) [28] (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Исходные примененные параметры, влияющие на реологические характеристики закладочной смеси

	Хвосты флотации, кг/м <sup>3</sup>	Вода, л/м <sup>3</sup>	Добавки, кг/м <sup>3</sup>		
			1	2	3
Верхний уровень	1400	510	1,5	1,5	1,5
Нижний уровень	1200	440	0	0	0
Основной уровень	1300	475	1,0	1,0	1,0
Интервал варьирования	100	35	0,5	0,5	0,5
Примечание - Добавка 1 - PozzolithMR 25; Добавка 2 - Pozzolith 100 XR; Добавка 3 - PozzolithMR 55					

Подвижность закладочной смеси без крупного заполнителя определялась по осадке стандартного конуса (рисунок 2.13). Конус, высота которого равна 150 мм, угол при вершине 30° и диаметр основания 75 мм имеет массу 300±2 г. Сосуд, в который укладывали испытуемую смесь, имеет форму усеченного конуса. Высота сосуда равна 180 мм, диаметр основания 150 мм.



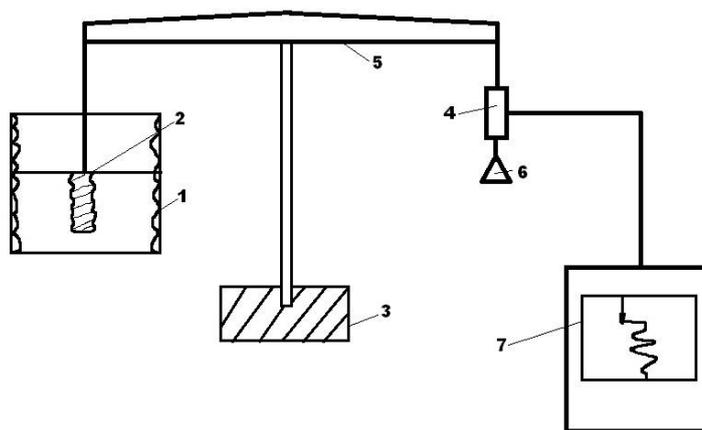
1 - держатель, 2 – штатив, 3 – держатель шкалы, 4 – штанга, 5 – циферблат, 6 – скользящий стержень, 7 – пружинная кнопка, 8 – конус, 9 – сосуд для смеси

Рисунок 2.13 – Прибор для определения подвижности закладочных смесей на мелком заполнителе

Испытуемая смесь укладывалась в сосуд и уплотнялась штыкованием (25 раз) стальным стержнем диаметром 10-12 мм, затем встряхивалась 5-6 раз, легко постукивая о стол. Сосуд устанавливался на подставку, острие конуса приводится в соприкосновение с поверхностью смеси. Затем, штанга опускалась до соприкосновения со стержнем конуса и устанавливался против стрелки нуль циферблата. Нажатием пружинной кнопки конус освобождался и свободно погружался в закладочную смесь. Через 10с штанга опускалась до соприкосновения со стержнем конуса и определялась глубина погружения с точностью до 0,2 см. Величина подвижности определялась, как среднее арифметическое двух испытаний.

Определение вязкости (внутреннего трения) закладочных смесей производилось на приборе Ребиндера-Вейлера (рисунок 2.14 и 2.15).

Прибор состоит из разборной кюветы, представляющей собой параллелепипед с длиной ребра 100 мм. В кювету помещается испытуемая смесь и в нее погружается пластина. Пластина имеет площадь рабочей поверхности  $2S = 1,56 \cdot 10^{-2} \text{ м}^2$ . На рабочей поверхности для улучшения ее сцепления с испытуемой смесью производится нарезка ребер с острой кромкой высотой 1,5 мм и шагом 3 мм. Две стенки кюветы параллельные пластинке на внутренней поверхности имеют такую же нарезку. Зазор между вершинами нарезки пластины и стенок кюветы составляет 10 мм. Пластина с помощью тяги присоединяется к одному плечу, уравновешивающей системы, а второе плечо связано с пером самопишущего прибора.



1 – закладочная смесь, 2 – пластина, 3 – кювета, 4 – датчик, 5 – коромысло, 6 – весы, 7 – прибор для записи диаграммы

Рисунок 2.14 - Схема прибора Ребиндера-Вейлера



Рисунок 2.15 - Прибор Ребиндера-Вейлера

Порядок проведения экспериментов следующий: кювета заполнялась закладочной смесью определённого состава, в нее погружалась пластина. Через определенные промежутки времени при помощи уравновешивающей системы пластина вытягивалась из смеси. Усилия на ее вытягивание записывались при помощи самописца на ленту.

По результатам замеров рассчитывалась вязкость  $n$  по формуле:

$$n = \frac{\tau - \tau_0}{\gamma}, \quad (2)$$

где  $\tau_0$  – предельное напряжение сдвига свежеприготовленной смеси, Па;  
 $\tau$  – то же через определенное время, Па;

$\gamma$  – градиент скорости.

Величина  $\gamma$  определялась по формуле:

$$\gamma = \frac{40x}{BC}, \quad (3)$$

Элементы формулы BC и X определяются путем геометрических построений на реологических кривых, описанных самописцем.

Предельное напряжение сдвига  $\tau_o$  рассчитывалось по формуле:

$$\tau_o = \frac{Fm}{2S}, \quad (4)$$

где  $Fm$  – усилие начала сдвига пластин, Н;

$S$  – площадь пластины,  $m^2$ .

Связность закладочной смеси характеризуется водоотдачей смеси после отстаивания ее в состоянии покоя в течение определенного промежутка времени в цилиндрических мерных сосудах стандартного размера.

Для определения водоотдачи закладочную смесь не позднее чем через 10 минут после ее приготовления укладывали в цилиндрический сосуд высотой 186 мм с внутренним диаметром 186 мм (рисунок 2.16). Сосуд наполняли смесью равными частями в три слоя и уплотняли ее штыкованием стальным стержнем. После окончания уплотнения срезали избыток смеси и поверхность тщательно выравнивали вровень с краями цилиндра.

Цилиндр устанавливали на выверенную горизонтальную площадку, накрывали стеклянным колпаком для того, чтобы вода с поверхности закладочной смеси не испарялась, и оставляли на 1,5 ч в спокойном состоянии, после чего стальной линейкой измеряли высоту отделившегося слоя воды с точностью до 1 мм.

Относительную водоотдачу  $B$  определяют по формуле:

$$B = \frac{h}{H}, \quad (5)$$

где  $h$  – высота отделившегося с поверхности закладочной смеси слоя воды, мм;

$H$  – высота мерного сосуда, мм.

При измерении объема отделившегося слоя воды с помощью пипетки относительную водоотдачу определяли по следующей формуле:

$$B = \frac{V_1}{V_2}, \quad (6)$$

где  $V_1$  – объем отделившегося с поверхности слоя воды, мл;

$V_2$  – объем мерного цилиндра, мл.

Для каждой пробы закладочной смеси производили два определения и вычисляли среднее арифметическое из них. Подвижность смеси определялась также по времени истечения 2-х литров смеси из виброворонки (рисунок 2.17).

Тесты на прочность образцов-кубов проводили в возрасте 14 и 28 суток по ГОСТ 10180-90 (образцы-кубы готовили в формах размером 100x100x100 мм в соответствии с ГОСТ 10105.2-80 и хранили на стеллажах во влажных опилках при температуре +20°C.

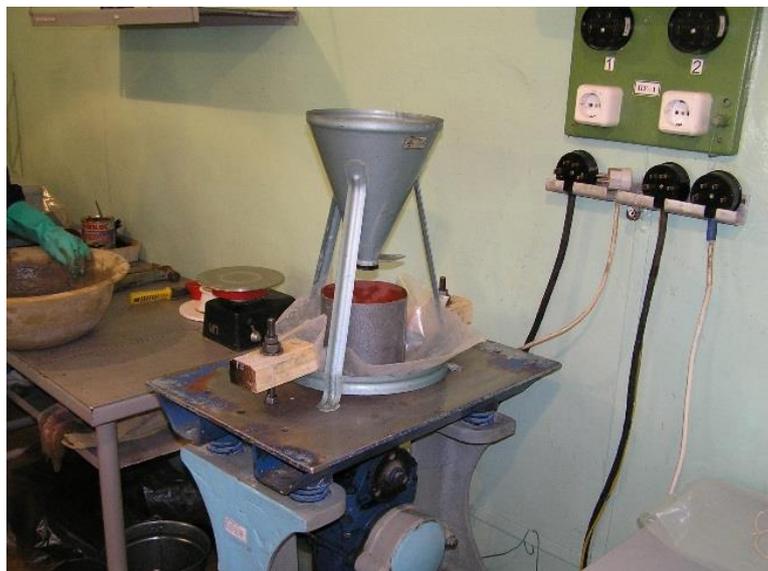


Рисунок 2.16- Виброворонка для определения подвижности смеси по времени истечения

Прочность образцов при сжатии устанавливалась испытанием на гидравлическом прессе. Для испытаний образцы устанавливали на опорную плиту прессы центрально относительно его оси.

Нагрузка повышалась с постоянной скоростью  $0,6 \pm 0,2$  МПа в секунду до разрушения образца. Максимальное значение нагрузки принимали за величину разгружающей нагрузки.

Предел прочности при сжатии  $\sigma_{сж}$ , МПа, вычисляли для каждого образца по формуле:

$$\sigma_{сж} = a \times 0,1 \times P \div F, \quad (7)$$

где  $a$  – масштабный коэффициент, учитывающий переход к эталонному кубу (размер масштабного коэффициента принимали по ГОСТ 10180);

$P$  – разрушающая нагрузка;

$F$  – средняя рабочая площадь образца.

## 2.4 Исследование характеристик местных материалов для использования в закладочных работах

Классически для приготовления твердеющей закладки, в качестве вяжущего используются – цемент марки 400, тонкомолотый гранулированный шлак, а также зола от котельных и ТЭЦ. В качестве заполнителя используются специально приготовленные материалы – дробленные породы, отсеvy дробильно-сортировочной фабрики, флотационные хвосты (лежалые и текущей переработки) и ряд других. В целях удешевления закладки стремятся использовать отходы производства.

Анализ местных материалов показал, что приготовление твердеющих закладочных смесей для рудника «Майкаин» возможно с использованием цемента, а для уменьшения его расхода – смеси цемента с известняком карьера «Керегетас», флотационных хвостов Майкаинской обогатительной фабрики, породы из проходческих работ и имеющихся отвалов вскрышных пород, а также отсеvов дробильно-сортировочной фабрики, имеющихся в достаточном количестве.

С учетом территориального размещения рудника, целесообразно использовать портландцемент заводов «Востокцемент» или Семейского цементного завода (таблица 2.2 и 2.3).

Таблица 2.2 – Физико-механические характеристики портландцемента

Наименование показателя	Завод «Востокцемент»	Семейский завод
Предел прочности при пропаривании, МПа: при изгибе при сжатии	4,0 27,36	3,95 24,28
Предел прочности при изгибе в возрасте 28 суток, МПа	5,69	5,27
Предел прочности при сжатии в возрасте 28 суток, МПа	41,2	37,52
Марка цемента	400	300
Удельная плотность, т/м <sup>3</sup>	3,08	3,04
Удельная поверхность, см <sup>2</sup> /г	2000	2100

Таблица 2.3 – Химический состав портландцемента

Наименование	Содержание, %	
	Завод «Востокцемент»	Семейский завод
1	2	3
Na <sub>2</sub> O	0,5	0,5
MgO	2,09	0,97

Продолжение таблицы 2.3

1	2	3
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,32	7,02
SiO <sub>2</sub>	21,91	20,27
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,09	0,11
K <sub>2</sub> O	0,46	0,37
CaO	55,13	57,23
TiO <sub>2</sub>	0,26	0,28
MnO	0,13	0,06
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,77	3,93
P.P.P.	6,35	3,81

Минералогический состав цемента, по данным рентгеноструктурного анализа показал, что эти цементы в основном состоят из алита (C<sub>3</sub>S) – около 50% и белита (C<sub>2</sub>S) – около 17%. Причем алитовый минерал, показывающий наибольшее влияние на прочность камня и будущий искусственный массив, в цементе завода «Востокцемент» на 7-8% больше, чем в цементе Семейского завода (таблица 2.4).

Таблица 2.4 – Ситовый анализ портландцемента

Номер сетки, мм	Остаток на сите, %	
	Завод «Востокцемент»	Семейский завод
04	0,02	0,09
0315	0,13	0,15
02	0,53	0,44
016	0,74	1,8
01	3,98	2,09
0063	6,35	4,57
005	12,18	11,14
004	28,19	27,13
000	47,88	52,59
Итого	100,0	100,0

Анализ показывает, что содержание зерен более 40 мкм в цементе завода «Востокцемент» составляет 52,12%, а в цементе Семейского завода 47,41%. Удельная поверхность цемента обеих заводов не соответствует требованиям ГОСТ, что подтверждает грубый помол, и как следствие несоответствие цемента марке 400 Семейского завода.

Для снижения расхода цемента в закладочной смеси целесообразно использовать известняк карьера «Керегетас», расположенного в непосредственной близости от рудника «Майкаин».

Добытый известняк подвергается обжигу при температуре 1000-1200°C. При этом удаляется двуокись углерода и образуется продукт, преимущественно из окиси кальция и некоторое количество окиси магния. В результате обжига получают комовую известь, которую превращают в рабочее состояние с помощью воды – гашением. Гашенная известь в смеси с цементом приобретает вяжущие свойства с активностью достаточной для приготовления твердеющих кладочных смесей.

Гранулометрический состав флотационных хвостов, отобранных из хвостохранилища представлен в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Гранулометрический состав флотационных хвостов, %

Класс крупности, мм						
+2	-2+0,5	-0,5+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,071	-0,074	-0,044
0,04	6,04	47,7	27,0	10,7	5,3	3,18

Гранулометрический состав отсеков дробильно-сортировочной фабрики подготовки заполнителя для строительных работ приведен в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Гранулометрический состав отсеков дробильно-сортировочной фабрики, %

Класс крупности, мм							
+1.25	-1.25	-0,63	-0,315	-0,14	-0,1	-0,074	-0,05
	+0,63	+0,315	+0,14	+0,1	+0,074	+0,05	
28,3	12,2	12,8	14,9	14,3	4,8	8,8	3,9

Отсевы дробильно-сортировочной фабрики представляют собой некондиционные отходы технологического процесса изготовления строительного щебня. Зерна отсеков преимущественно плитчатой формы, которые в процессе приготовления кладочной смеси меняют свою гранулометрию и форму.

Анализ качественных характеристик материалов, которые возможно использовать для приготовления кладки показал, что они в целом могут быть применены, однако нуждаются в улучшении.

## 2.5 Обоснование необходимой прочности кладки

На основании [29] «Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» необходимость и целесообразность кладочных работ, выбор способов кладки, технологии транспортирования кладочных смесей и материалов обосновывается проектом.

Оценка устойчивости кладочного массива производится соответствии с требованиями нормативной прочности твердеющей кладки: при обнажении в

боку очистной выработки - в зависимости от высоты обнажения, при обнажении в кровле очистной выработки - в зависимости от ширины пролета выработки.

Согласно [30] «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий подземным способом разработки», «целесообразность, необходимость и способ закладки очистного пространства обосновывается экономическим расчетом с учетом горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения, ценности полезного ископаемого, ущерба (при применении систем разработки с обрушением) от недропользования, затрат на рекультивацию и другие».

Состав компонентов закладочных смесей и их количественное соотношение следует принимать на основании рекомендаций специализированных организаций, в зависимости от требуемой прочности закладочного массива и необходимых геологических свойств по условиям транспортабельности по трубам. Нормы расхода материалов на  $1 \text{ м}^3$  закладываемых пустот определяется на основе рекомендуемых составов с учетом:

- естественной влажности материалов (по фактической влажности материалов);
- потерь при транспортировке к месту приготовления и складирования - до 1%;
- технологических потерь в процессе приготовления и транспортировании закладочной смеси - 2%;
- усадки закладочной смеси, уложенной в выработанное пространство - 5-10% (в зависимости от вида закладки).

Разнопрочностная закладка, согласно [31] "Руководство по определению нормативной прочности твердеющей закладки на рудниках цветной металлургии, ВНИМИ, Минэнерго РФ. 1993", должна применяться всегда, когда это целесообразно и возможно по горно-геологическим и горнотехническим условиям. При ведении горных работ с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями оставление незаложенных пустот нежелательно, а под охраняемыми объектами на поверхности или в толще вмещающих пород недопустимо.

При камерно-целиковых системах, камеры, граничащие с ранее возведенным закладочным массивом, можно заполнять любой закладкой если они расположены в районе выклинка рудного тела. Гидравлической или сухой закладкой можно заполнять части камер, отстоящие от будущих обнажений на расстояние больше 1.5-3 мощностей рудного тела, при условии, что усадка закладки за счет фильтрации воды или под действием собственного веса во времени будет меньше 1-2%. В противном случае эти части камер должны заполняться закладкой с прочностью 0,5...0.25 от нормативной.

#### 2.5.1 Определение необходимой прочности закладки по условию ширины подработки

Расчет нормативной прочности искусственного закладочного массива для условий Майкаинского месторождения проведен по следующей методике [32].

Сплошные системы разработки характеризуются тем, что закладочный массив обнажается на расстоянии, равном ширине одной камеры от рудного массива, независимо от того, отрабатывается рудное тело сразу на всю мощность или слоями с восходящим, нисходящим или комбинированным порядками выемки слоев. Закладочный массив при этих системах обнажается в стенке очистной выработки (вертикальное обнажение с горизонтальной или наклонной длиной осью) и в кровле при слоевых системах с нисходящим порядком выемки слоев, а на крутых залежах - в стенке и кровле выработок или искусственной потолочине на границе этажей (подэтажей), отрабатываемых с опережением верхними этажами (подэтажами) нижних.

Нормативная прочность закладки, слагающей вертикальное обнажение, должна удовлетворять условию:

$$\sigma_n = \frac{K_3}{K_d} \sigma_z^H, \quad (8)$$

где:  $\sigma_n$  – нормативная прочность закладки;

$K_3$  – коэффициент запаса прочности;

$K_d$  – коэффициент длительной прочности;

$\sigma_z^H$  – действующая вертикальная составляющая напряжений у обнажения.

Коэффициент запаса прочности подсчитывали по формуле:

$$K_3 = K_{31} K_{32} K_{33} K_{34}, \quad (9)$$

где  $K_{31}$  – коэффициент, учитывающий вариации прочностных свойств твердеющей закладки ( $K_{31}=1,3$ );

$K_{32}$  – коэффициент, учитывающий влияние взрывных работ при отбойке полезного ископаемого на устойчивость искусственных обнажений (при шпуровой отбойке  $K_{32}=1$ , при скважинной  $K_{32}=1,2$ );

$K_{33}$  – коэффициент, учитывающий влияние на устойчивость обнажения его высоты, а также присутствия горнорабочих в очистной выработке (при  $h_4 \leq 4$  м  $K_{33}=1$ ; при  $h_4 > 4$  м и при присутствии горнорабочих в очистной выработке  $K_{33}=1,2$ );

$K_{34}$  – коэффициент неучтенных факторов ( $K_{34}=1,3$ )

Величину коэффициента длительной прочности принимали в зависимости от времени стояния обнажения  $l_{об}$ :

– при  $l_{об} \leq 0,5$  года  $K_d=1$ ;

–  $0,5 < l_{об} < 1$  год  $K_d=0,7$ ;

–  $l_{об} > 1$  года  $K_d=0,5$ .

На основании данных технологического регламента геометрические параметры обнажений при подэтажно-камерной системе разработки:

– высота подэтажа - до 20 м;

– ширина камеры - 7,5-8 м.

Отработанные камеры закладываются при необходимости подработки

искусственного массива разнопрочными смесями, образующими несущий слой и слой пониженной прочности. В противном случае - смесями однородного состава, обеспечивающими только устойчивость его вертикального обнажения. Для камерных систем разработки, где очистные работы ведут без захода людей в выработанное пространство (коэффициент запаса принят равным 2) по рекомендациям ВНИМИ нормативную прочность твердеющего закладочного массива в несущем слое по условию устойчивости горизонтальных обнажений  $\sigma_H$  рекомендуется определять по формуле:

$$\sigma_H^z = \frac{2\gamma l^2(1+k_n)}{h_H} = \frac{2 \cdot 0.002 \cdot 7.5^2(1+1.5)}{2} = 2.8 \text{ МПа} \quad (10)$$

Нормативная прочность несущего слоя определяется его толщиной и пролетом подработки нижерасположенными выработками (таблица 2.7).

Несущий слой следует создавать путем единовременной непрерывной подачи твердеющей смеси в закладываемое пространство на 2÷4 м выше временно оставленной отбитой руды в гребнях между заездами или выпускными дучками.

При нисходящем порядке отработки, а также при наличии запасов руды на нижележащем этаже, в днищах камер предусматривается создание несущего слоя толщиной до 4 м.

Таблица 2.7 - Нормативная прочность в зависимости от пролета подработки несущего слоя при камерной системе разработки

Толщина несущего слоя, м	Нормативная прочность, МПа в зависимости от пролета подработки несущего слоя, м		
	7,5	8,0	10,0
2	3,0	3,5	5,5
4	1,5	1,8	2,8

Толщину упрочненного слоя следует принимать на 1,0÷1,5 м выше закладочной переемычки. Несущий слой совместно с упрочненным после твердения предохраняет закладочную переемычку от гидравлического давления закладочной смеси при дозакладке камеры. Состав смеси на создание упрочненного слоя принимается одинаковым с составом на несущий слой.

Нормативная прочность закладочного массива по условию устойчивости вертикальных обнажений по формуле ВНИМИ [32]:

$$\sigma_{сж}^B = [(E_3 \cdot \Delta h \setminus h_3) + \gamma_3 \cdot h_3] \cdot k_3, \quad (11)$$

где  $E_3$  - модуль упругости закладочного массива,

$$E_3 = 100 \div 400 \text{ МПа};$$

$\Delta h$ -уменьшение высоты выработанного пространства у искусственной стенки очистной выработки при продвижении забоя на шаг закладки, принимается для  $h_3 > 10$  м равным 0,02 м;

$h_3$ - высота вертикального обнажения закладочного массива, м;

$k_3$  – коэффициент запаса,  $k_3=2$

$$\sigma_{СЖ}^B = [(400 \cdot 0,02 \setminus 20) + 0,02 \cdot 20] \cdot 2 = 1,6$$

Нормативная прочность искусственного массива в слое пониженной прочности (дозаливка камеры) определяется устойчивостью вертикальных обнажений. При сплошном порядке отработки камер в подэтаже высотой до 20 м прочность закладки выше несущего слоя (прочность дозаливки) должна быть не менее 1,6 МПа.

Следует учитывать, что фактическая прочность искусственного массива отличается от марочной и зависит от состава смеси и давления на него вышележащих слоев. Прогнозная прочность закладочного массива в возрасте от 14 до 90 суток определяется по формуле:

$$\sigma_y = \sigma_x \times \frac{Lg(y)}{Lg(x)}, \quad (12)$$

где  $x$ - время твердения массива до испытания, сутки;  $y$  - прогнозное время обнажения закладочного массива, сутки;  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$  - фактическая и прогнозная прочность закладочного массива.

Таким образом, при проектировании составов закладочных смесей в соответствии с проведенными расчетами следует ориентироваться на данные таблицы 2.7.

Для первой стадии выемки запасов камеры под защитой блоковых целиков, когда искусственный целик нагружен практически собственным весом (рисунок 2.4). Нормативная прочность твердеющей закладки определяется по методике ВНИМИ [33] по формуле:

$$\sigma_{СЖ1}^U = \frac{K_\alpha \rho_{ПР} H_{ПР} l_{ПР} K_3}{a_U K_\phi}, \quad (13)$$

где:  $\sigma_{СЖ1}^U$  - нормативная прочность твердеющей закладки для первой стадии выемки запасов, МПа;

$K_\alpha$  - коэффициент, учитывающий наклон рудного тела;

$\rho_{ПР}$  - плотность пригружающей толщи пород, т/м<sup>3</sup>;

$H_{ПР}$  – высота пригружающей толщи пород;

$l_{ПР}$  – расстояние между осями рудных целиков, м;

$K_3$  – коэффициент запаса прочности;

$a_M$  - ширина искусственного целика, м;

$K_\phi$  – коэффициент формы, учитывающий высоту целика, определяемый по формуле:

$$K_\phi = 0,6 + 0,4 \frac{a_U}{h_o}, \quad (14)$$

где:  $h_o$  – высота искусственного целика (камер блока), м.

Исходные данные для расчета:

$K_\alpha = 1,02$  для угла наклона  $\alpha = 70^\circ$ ;

$\rho_{PP} = 2,8$  т/м<sup>3</sup>;

$H_{PP} = 20$  м;

$L_{PP} = 30$  м;

$K_3 = 1,5$ ;

$a_U = 15$ .

$$K_\alpha = \cos^2 \alpha + \eta \cdot \sin^2 \alpha = \cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \sin^2 \alpha = 0,8836 + \frac{0,55}{1 - 0,55} \cdot 0,1156 = 1,02 \quad (15)$$

$$K_\phi = 0,6 + 0,4 \frac{15}{60} = 0,7$$

при  $h_o = 60$  м

$$\sigma_{СЖ1}^U = \frac{1,02 \cdot 2,8 \cdot 20 \cdot 30 \cdot 1,6}{15 \cdot 0,7} = 261,1 \text{ тс/м}^2 = 2,6 \text{ МПа}$$

При отработке одиночной камеры для обеспечения бокового распора с учетом коэффициента усадки нормативная прочность должна составить.

Нормативная прочность твердеющей закладки для второй стадии нагружения, когда вынимается блоковый целик с полным обнажением одной блоковой стенки искусственного целика (рисунок 2.5):

$$\sigma_{СЖ2}^U = \frac{K_\alpha K_M \rho_{PP} H_{PP} L_{PP} K_3}{L_{Ц} K_\phi}, \quad (16)$$

где:  $K_M$  – коэффициент пригрузки,

$H_{PP}$  – высота свода пригружающей толщи пород, м;

$L_{PP}$  – ширина искусственного целика, м;

$L_{Ц}$  – расстояние между осями блоковых целиков, м.

Исходные данные при высоте камеры  $h = 60$  м.

$K\alpha = 1,02$   
 $K_M = 0,65$   
 $H_{\text{пр}} = 50 \text{ м}$   
 $L_{\text{пр}} = 40 \text{ м}$   
 $K_3 = 1,6$   
 $L_{\text{ц}} = 30 \text{ м}$   
 $K_{\phi} = 0,7$

$$\sigma_{\text{СК2}}^U = \frac{1,02 \cdot 0,65 \cdot 2,8 \cdot 50 \cdot 40 \cdot 1,6}{30 \cdot 0,7} = 2,92 \text{ тс/м}^2 = 3 \text{ МПа}$$

Нормативная прочность твердеющей закладки при расположении камеры в контакте с искусственным цементом, обнажаемым на высоту 60 м должна быть не менее 3,0 МПа

Расчет прочности твердеющей закладки при возможной схеме нагружения (рисунок 2.6) выполняем по максимальной пригрузке (обнажение искусственного цемента с двух сторон):

$$\sigma_{\text{СК3}}^U = \frac{K_{\alpha} K_M \rho_{\text{пр}} H_{\text{пр}} L_{\text{пр}} K_3}{L_{\text{ц}} K_{\phi}}, \quad (17)$$

Исходные данные для расчета

$K\alpha = 1,02$   
 $K_M = 0,65$   
 $H_{\text{пр}} = 70 \text{ м}$   
 $L_{\text{пр}} = 60 \text{ м}$   
 $K_3 = 1,6$   
 $L_{\text{ц}} = 40 \text{ м}$   
 $K_{\phi} = 0,7$

$$\sigma_{\text{СК2}}^U = \frac{1,02 \cdot 0,65 \cdot 2,8 \cdot 70 \cdot 60 \cdot 1,6}{40 \cdot 0,7} = 425,5 \text{ тс/м}^2 = 4,25 \text{ МПа}$$

Как показали результаты экспериментов закладочную смесь из породы получить не удалось, т.к. порода не измельчалась и смесь не удерживала воду.

Не набирали прочности также образцы, в которых в качестве заполнителя использовались хвосты №2.

Анализ результатов экспериментов показал, что для условий рудника “Майкаин” возможно использование смесей на основе цементного и цементно-известкового вяжущего.

В качестве заполнителя могут быть использованы сухие флотационные хвосты из хвостохранилища, отсева дробильно-сортировочной фабрики самостоятельно или в смеси друг с другом.

Такие закладочные смеси обладают достаточной транспортабельностью как по вертикальным, так и по горизонтальным участкам трубопровода и удовлетворяет условиям необходимой прочности.

#### 2.5.2 Определение необходимой прочности закладки по условию высоты обнажения

Основной целью данного исследования был подбор состава закладки с необходимыми свойствами из местных материалов.

В состав твердеющей закладки обычно входит 10-15 % активного вяжущего (по массе) и 85-90 % заполнителя и воды. Рациональный состав закладки подбирают в зависимости от предъявляемого к искусственному закладочному массиву требований прочности и к смеси транспортабельности и подвижности.

Как указывалась ранее на прочность твердеющего закладочного массива наиболее существенное влияние оказывают следующие факторы:

- активность вяжущего вещества и его количество в единице объема твердеющей смеси;
- качество и количество заполнителя;
- количество воды (водно-вяжущее отношение);
- способ приготовления, транспортирования и укладки закладочной смеси;
- условия твердения (температурный и влажностный режим);
- возраст твердения.

На практике обычно приходится из одних и тех же материалов готовить закладочные смеси различных марок при разной консистенции в зависимости от горнотехнических условий закладываемых участков месторождения, дальности транспортирования, сроков отработки камер, смежных с закладываемыми и т.д.

В этом случае нецелесообразно производить предварительные испытания для каждой марки закладочной смеси. Рациональнее провести испытания, позволяющие выявить обобщенные зависимости, связывающие прочность, подвижность, водно-вяжущее отношение и расход вяжущего, которые позволяют назначить требуемые составы закладочных смесей.

При такой методике при минимальном количестве испытываемых составов можно получить необходимые зависимости для проектирования закладочных смесей. Выбор водно-вяжущих отношений и расхода, вяжущего при этом должен обеспечивать возможность получения необходимых диапазонов прочности закладки и консистенции закладочных смесей.

Перед началом испытаний подготавливали усредненные пробы на основе заполнителей. Подбор составов закладочных смесей для лабораторных исследований выполнен с учетом рекомендуемой для условий рудника смесительной технологии закладочных работ с использованием дробленого и измельченного заполнителя, цементного вяжущего и технической воды для транспорта смеси в самотечном режиме.

В качестве заполнителя использовали следующие материалы:

- текущие хвосты обогатительной фабрики;
- дробленая порода из проходческих работ;
- отсев ДСФ.

В качестве композиции заполнителя использовали смесь дробленных пород, отсев ДСФ и текущих хвостов.

В качестве вяжущего использовался портландцемент марки 400 компании «Востокцемент» или его смеси с известью.

Прогнозируемая прочность закладки в массиве с учетом её твердения под давлением определялась из выражения:

$$\sigma_{max} = K_T \sigma_{куб}, \quad (18)$$

где:  $\sigma_{max}$  - прочность закладки в массиве;

$K_T$  - коэффициент, учитывающий условия твердения закладки в шахте ( $K_T=1,25-1,4$ ).

Результаты экспериментальных исследований представлены в таблице 2.8.

Таблица 2.8 - Нормативная прочность закладки в зависимости от высоты вертикального обнажения массива

Высота вертикальных обнажений закладки (среднее значение), м	Нормативная прочность, МПа
5-10(7.5)	1,2
10-15(12.5)	1,5
15-20(17.5)	2,0
20-30 (25)	2,5
30-40 (35)	3,0
свыше 40 (45)	4,0

Как показали результаты экспериментов закладочную смесь из породы получить не удалось, т.к. порода не измельчалась и смесь не удерживала воду (таблица 2.9).

Не набирали прочности также образцы, в которых в качестве заполнителя использовались хвосты №2.

Обработкой данных была получена зависимость нормативной прочности закладочного массива от высоты вертикальных обнажений (рисунок 2.17)

Зависимость можно отобразить в виде формулы:

$$\delta = 0.07H + 0.65, \quad (19)$$

$$5 < H < 45$$

где  $\delta$  – нормативная прочность закладочного массива, МПа,  $H$  – высота обнажения, м

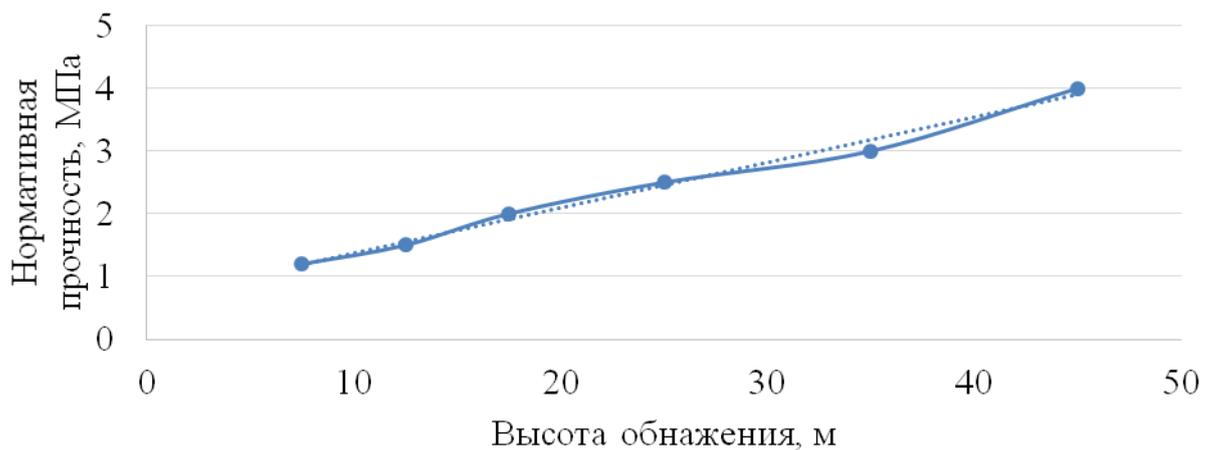


Рисунок 2.17 - Зависимость нормативной прочности от высоты обнажения

Проведенные лабораторные исследования прочности закладки из смесей различного состава позволили рекомендовать к использованию ряд составов закладочных смесей при мельничном способе их приготовления. Эти составы приведены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Результаты лабораторных исследований составов закладочных смесей

№	Состав смеси, кг/м <sup>3</sup>							Плотность смеси г/л	Подвижность смеси, см	Предельная нагрузка сдвига, Па	Прочность образцов, МПа								Ожид. прочн. в массиве, МПа
	Цемент	Известь	Порода	Хвосты ОФ №1	Отсевы ДСФ	Хвосты ОФ №2	вода				В возрасте 28 суток				В возрасте 90 суток				
											1	2	3	сред	1	2	3	сред	
1	240	-	-	-	1240		510	1990	14,4	22,07	1,06	1,2	0,96	1,08	2,73	2,79	3,0	2,85	3,7
2	200	-	-	-	1280		450	1980	14,1	23,5	0,76	0,62	0,90	0,76	1,95	1,87	1,95	1,92	2,5
3	150	-	-	-	1310		450	1980	14,0	25,1	0,34	0,40	0,48	0,40	0,94	1,09	1,34	1,12	1,5
4	200	-		1050	285		450	1985	14,8	22,8	1,4	1,18	1,24	1,28	3,67	3,53	3,38	3,53	4,6
5	150	-	-	650	730		450	1980	14,5	23,6	2,46	2,41	2,30	2,48	6,56	6,81	5,66	6,34	8,2
6	150	-	-	1230	-		500	1980	15,2	23,1	0,76	1,0	0,76	0,84	1,95	1,77	1,63	1,78	2,3
7	120	-	-	1350	-	-	500	1985	14,5	24,9	0,42	0,42	-	0,42	0,91	1,0	-	0,96	1,25
8	240	-	1275	-	-	-	500	1985	15,0	21,9									
9	200	-	1280	-			500	1980	14,7	23,1									
10	150	-	1335	-			500	1985	14,3	23,8									
11	240	-	-	-	-	1340	400	1980	15,5	22,4	0,108	0,14	0,12	0,12					
12	200	-	-	-	-	1380	400	1980	15,2	23,1	0,14	0,14	-	0,14					
13	180	-	-	-	-	1370	450	1990	14,1	23,6	0,18	0,18	0,22	0,2	0,34	0,27	0,23	0,28	0,36
14	200	50		1200	-	-	550	1990	14,7	22,3	1,86	1,42	1,42	1,6	4,59	4,73	4,4	4,58	6,0
15	180	75		1150	-	-	600	1990	14,3	22,7	1,38	1,47	1,40	1,42	4,80	4,32	4,28	4,45	5,75
16	200	50		1900	250	-	600	1985	14,5	22,5	1,6	1,88	1,84	1,78	4,88	4,77	4,91	4,87	6,3
17	180	75		1900	230		600	1985	14,1	22,8	1,27	1,28	1,36	1,32	4,21	4,6	4,15	4,32	5,6
18	180	75		600	650	-	550	1980	14,2	22,9	1,38	1,34	1,36	1,36	4,44	4,5	4,31	4,38	5,7

## 2.6 Исследование влияния на характеристики закладочной смеси вяжущего и химических добавок

### 2.6.1 Повышение тонкости помола цемента

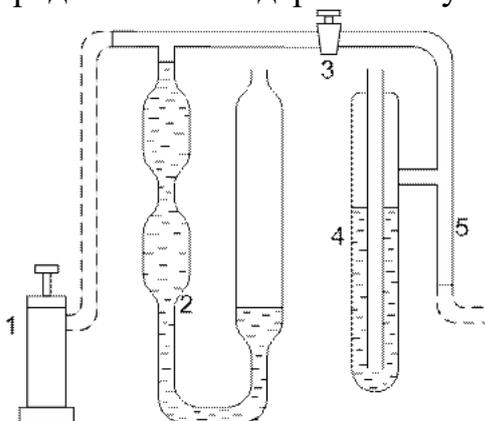
Тонкость помола цемента влияет на скорость схватывания и твердения, а также на прочность затвердевшей закладки. Чем тоньше измельчен цементный клинкер, тем быстрее и полнее протекает процесс взаимодействия цемента с водой и тем выше будет прочность закладки. Согласно техническим требованиям, через сито №008 должно проходить не менее 85% портландцемента от массы просеиваемой пробы. Более точной характеристикой помола является удельная поверхность, т.е. суммарная поверхность зерен, содержащихся в 1г цемента. Заводские цементы имеют удельную поверхность 2000...2100 см<sup>2</sup>/г. При этом зерна, имеющие крупность более 40 мкм, составляют 30...35% от всей массы цемента. Поэтому они не могут гидратировать полностью и активность цемента существенно снижается.

Для более полного использования активности цемента целесообразно производить домол цемента с целью повышения количества тонких фракций, что возможно при использовании мельничной технологии приготовления закладочной смеси.

Для исследования влияния повышения тонкости цемента на его характеристики и характеристики закладки были проведены специальные исследования.

Оценка повышения удельной поверхности на характеристики закладки осуществлялась домолом цемента до более высокого уровня удельной поверхности, растворением его в воде и образованием смеси с заполнителем из флотационных хвостов.

В экспериментах удельная поверхность определялась поверхностемером ТЗ (рисунок 2.18). Прибор основан на измерении сопротивления, которое оказывает уплотненный слой цемента воздуху, просачивающемуся через него. Слой цемента при этом имеет определенную толщину и площадь поперечного сечения и уплотнен до определенного содержания пустот в единице объема.



1 – гильза, 2 – манометр-аспиратор; 3 – кран; 4 – регулятор разрежения; 5 – резиновая груша

Рисунок 2.18 – Пневматический поверхностемер ТЗ

Уплотненная в специальной гильзе навеска цемента представляет с точки зрения проницаемости систему каналов различного сечения, причем сечение единичных каналов тем меньше, чем тоньше измельчен порошок. Определив воздухопроницаемость такой системы, можно вычислить удельную поверхность цемента по формуле:

$$S = \frac{K}{\rho_{\text{ц}}}, \sqrt{\frac{m^2}{(1-m^2)}} \sqrt{\frac{1}{n}} \sqrt{T}, \quad (20)$$

где  $K$  – постоянная прибора;

$\rho_{\text{ц}}$  – плотность цемента, г/см<sup>3</sup>;

$T$  – время снижения уровня жидкости манометра-аспиратора, с;

$n$  – вязкость воздуха, П;

$m$  – коэффициент пористости цемента, уплотненного в гильзе, в долях единицы, определяемый по формуле:

$$m = \frac{V\rho_{\text{ц}} - G}{V\rho_{\text{ц}}}, \quad (21)$$

где  $V$  – объем слоя цемента в гильзе, см<sup>3</sup>;

$G$  – навеска испытываемого цемента, г.

С целью выяснения влияния тонкости помола и активации цемента на полноту использования его активности были заложены контрольные партии закладки из хвостов флотации обогатительной фабрики. Изучение минералогического состава различных фракций цемента показало, что при практически постоянном содержании  $C_3A$  и  $C_4AF$  тонкие фракции характеризуются повышенным содержанием белита (таблица 2.10).

В таблице 2.11 приведены сведения о характеристиках закладочных смесей, приготовленных на цементе с различной удельной поверхностью.

Исследования прочности закладки в зависимости от тонкости измельчения зерен цемента показали, что при увеличении удельной поверхности значительно повышается начальная прочность.

Таблица 2.10 – Содержание алита  $C_3A$  и белита  $C_2S$  в различных фракциях цемента АО «Востокцемент»

Размер фракций, мк	$C_3A$	$C_2S$
Исходный цемент	72,5	18,75
0-10	74,1	18,2
10-20	75,3	17,7
20-44	67,0	21,8
44-74	54,2	24,1
74-100	51,5	25,8

Влияние тонкости помола цемента наиболее значительно в первое время, а затем уменьшается. Увеличение прочности в возрасте 7 суток составляет 120-160%, в возрасте 28 суток – 50-70%.

Результаты исследований показывают, что наибольший рост прочности в раннем возрасте дает цемент с максимальным содержанием частиц 10-25 мк. Увеличение удельной поверхности свыше определенной границы (3300-3500 см<sup>2</sup>/г) не имеет практического значения.

Анализ показывает, что для условий приготовления закладочных смесей из отходов горно-обогажительного производства наиболее перспективны методы механического воздействия на компоненты смеси и саму смесь, добавки поверхностно-активных веществ. В этом направлении были проведены специальные исследования.

Таблица 2.11 – Свойства закладочных смесей с цементом различной тонкости помола

Характеристики	Удельная поверхность цемента, см <sup>2</sup> /г			
	2250	2600	3000	3500
Связанная вода, %	28,6	30,5	32,7	34,3
Начало схватывания, ч	2,9	3,5	3,8	4,1
Окончание схватывания, ч	4,2	5,4	5,4	5,7
Показатель транспортабельности	0,65	0,62	0,6	0,61
Прочность на сжатие (МПа) в возрасте:				
7 суток	2,57	3,23	3,74	4,05
28 суток	4,35	5,20	6,12	6,22
90 суток	5,40	6,83	7,78	7,85
Относительная прочность (%) в возрасте:				
7 суток	0,478	0,60	0,69	0,75
28 суток	0,806	0,965	1,08	1,12
90 суток	1,00	1,27	1,34	1,37

2.6.2 Влияние химических добавок-пластификаторов на реологические свойства твердеющих закладочных смесей.

Применение закладки сопряжено некоторыми проблемами, такими как сложности транспортирования твердеющих закладочных смесей (увеличение необходимой дальности транспортирования по горизонтальному трубопроводу, ограничение времени нахождения смеси в подвижном состоянии). Все это требует повышенного содержания воды в смеси – 450...550 л/м<sup>3</sup>. В свою очередь повышенное водосодержание снижает прочность закладки, поскольку в реакцию с цементным клинкером (вяжущим) вступает только 30...40% воды, [34]. Остальная вода остается в затвердевшей закладке в виде водяных пор, снижающих ее прочность.

Введение добавок – это один из способов улучшения реологических свойств закладочных смесей, таких как подвижность, а также прочностных характеристик закладочного массива, что в итоге ведет удешевлению закладки.

Изучение действия добавок неразрывно связано с прогрессом в области теории гидратации и твердения минеральных вяжущих веществ. Результаты изучения добавок в бетоны служат экспериментальной основой для теоретической разработки вопросов твердения вяжущих, а надежные данные о механизме гидратации и твердения цемента помогают находить оптимальные решения при использовании уже известных добавок, расширять сферы их применения и изыскивать новые высокоэффективные добавки [35-36].

На сегодняшний день выпускается достаточно большой ассортимент химических добавок отечественного и зарубежного производства. Добавки пластификатора очень сильно разжижают бетон, обволакивая зерна цемента и заполнителей, создавая совместно с водой скользящую пленку, благодаря чему снижается трение между твердыми компонентами бетона и увеличивается его подвижность. Также в значительной степени увеличивает количество центров кристаллизации при образовании цементного камня, что в свою очередь повышает прочностные характеристики получаемых бетонов и закладочных массивов при ведении закладочных работ в подземных условиях.

Закладочные смеси по своим характеристикам существенно отличаются от строительных бетонов. С целью выявления влияния этих добавок на основные характеристики твердеющих закладочных смесей были проведены специальные исследования. В качестве добавок были использованы химические добавки PozzolithMR 25, Pozzolith 100 XR, PozzolithMR 55, в качестве вяжущего – портландцемент М400, в качестве заполнителя – флотационные хвосты из хвостохранилища [37].

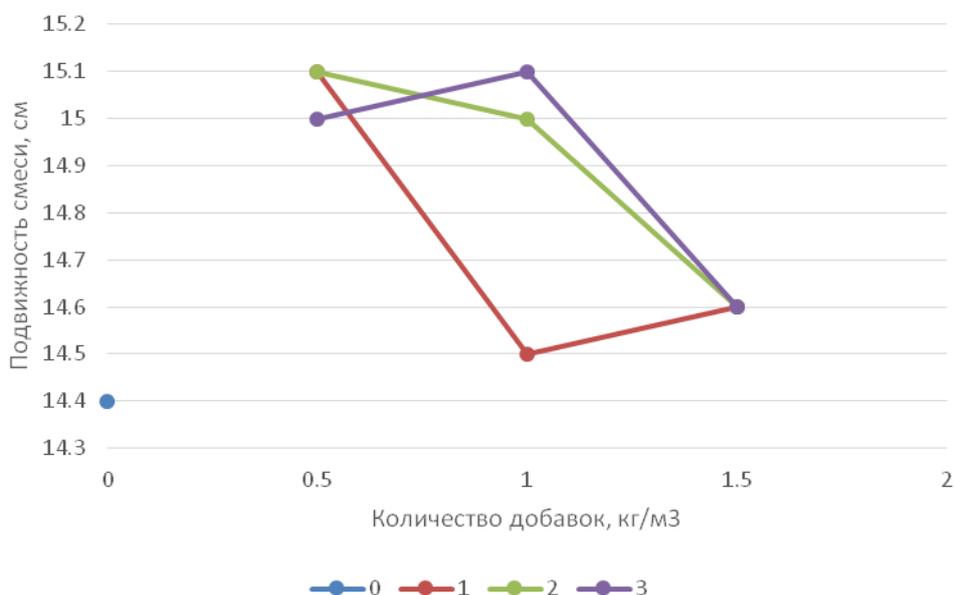
Жидкие добавки такого типа используются для изготовления более однородных смесей. Связываясь с цементом, они отталкивают частицы друг от друга за счет электростатических сил, что улучшает текучесть раствора при этом сокращая расход воды. Вследствие меньшего количества воды в смеси улучшается прочность закладочного массива при затвердевании. Всего было использовано три вида пластификаторов в количестве 0.5, 1.0 и 1.5 кг/м<sup>3</sup> смеси. Результаты испытаний сравнивались со смесью без добавок.

В качестве исследуемых критериев реологических характеристик, объективно описывающих состояние закладочной смеси и затвердевшей закладки, использовались:

- подвижность закладочной смеси, определяемой по осадке стандартного конуса СТРОЙЦНИЛ по ГОСТ 10181.2-81;
- предельное напряжение сдвига, определяемое с помощью модифицированного прибора Ребиндера-Вейлера;
- водоотдача закладочной смеси.

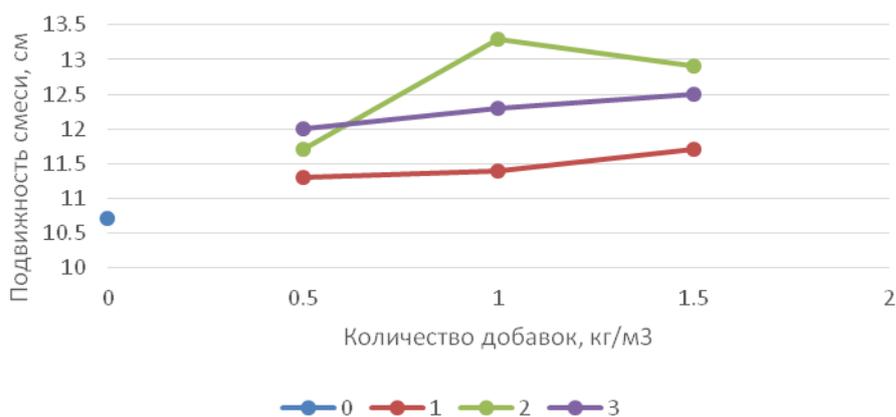
Для определения изменения подвижности закладочной смеси были проведены лабораторные испытания с замером осадки конуса СтроЦнил и времени истечения из виброворонки.

Результаты лабораторных исследований влияния химических добавок на подвижность закладочной смеси представлены в таблице 2.12, а их графическая интерпретация на рисунках 2.19-2.21.



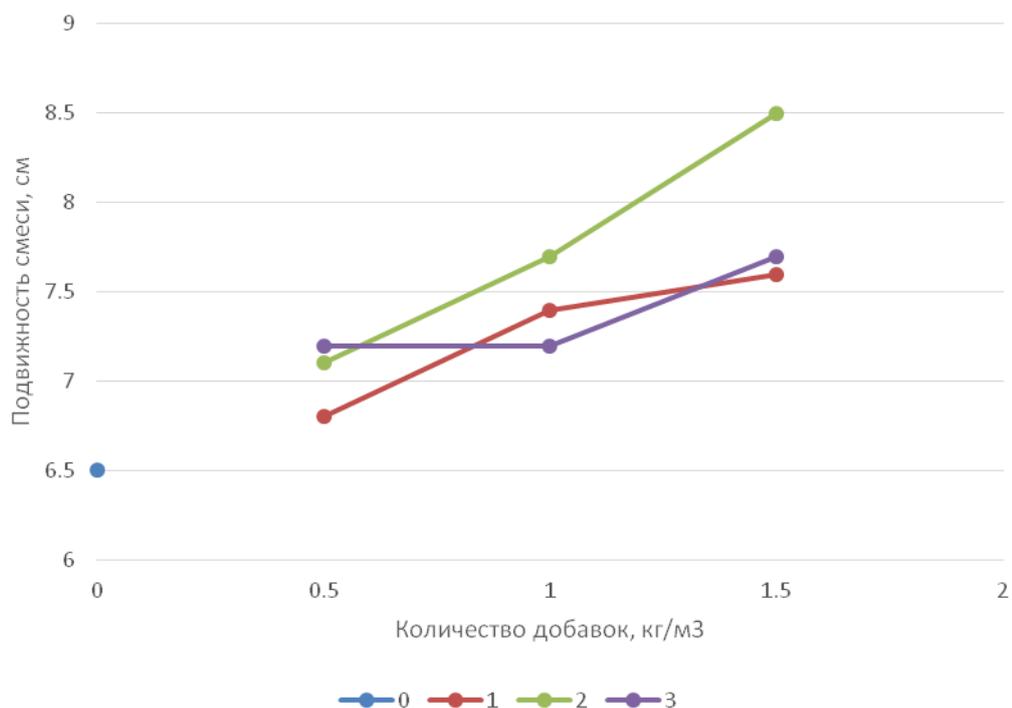
0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.19 -Изменение подвижности закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1193 кг/м³; вода – 511 кг/м³, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 70:30, плотность смеси: расчётная -1845 г/л, фактическая 1834-1859 г/л)



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.20 - Изменение подвижности закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1288 кг/м³; вода – 476 кг/м³, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 73:27, плотность смеси: расчётная -1904 г/л, фактическая 1835-1889 г/л)



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.21 - Изменение подвижности закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 76:24, плотность смеси: расчётная -1968 г/л, фактическая 1843-1902 г/л)

Анализ результатов лабораторных испытаний показывает, что добавка пластификатора в закладочную смесь повышает ее подвижность.

При отношении Т:Ж в смеси – 73:27 (состав закладочной смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1288 кг/м<sup>3</sup>; вода – 476 кг/м<sup>3</sup>) повышение подвижности смеси составляет следующие значения (рисунок 2.22):

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 0,5 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 5,6%, PozzolithMR 55 - на 6,5% и Pozzolith 100 XR - на 9,3%;

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 1,0 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 9,3%, PozzolithMR 55 - на 24,3% и Pozzolith 100 XR - на 20,5%;

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 1,5 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 12,1%, PozzolithMR 55 - на 14,9% и Pozzolith 100 XR - на 16,8%.

Таблица 2.12 – Результаты лабораторных исследований подвижности закладочных смесей с добавками пластификатора

№ п/п	Индекс состава (ТОО)	Состав смеси, кг/м <sup>3</sup>						Т:Ж в текущих хвостах	Плотность смеси		Подвижность смеси		
		Цемент	Хвосты	Вода	Добавки				расчет	факт	1-й замер	2-й замер	Среднее
					1	2	3						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1	M25	140	1193	511	0,0	0,0	0,0	70:30	1845	1850	14,3	14,4	14,4
2	M25-1	140	1193	511	0,5			70:30	1845	1840	>15	>15	>15
3	M25-2	140	1193	511	1,0			70:30	1845	1855	14,5	14,5	14,5
4	M25-3	140	1193	511	1,5			70:30	1845	1850	14,6	14,5	14,6
5	M25-4	140	1193	511		0,5		70:30	1845	1849	>15	>15	>15
6	M25-5	140	1193	511		1,0		70:30	1845	1859	14,5	>15	≈15
7	M25-6	140	1193	511		1,5		70:30	1845	1834	14,6	14,6	14,6
8	M25-7	140	1193	511			0,5	70:30	1845	1853	>15	14,6	≈15
9	M25-8	140	1193	511			1,0	70:30	1845	1846	>15	>15	>15
10	M25-9	140	1193	511			1,5	70:30	1845	1854	14,6	14,5	14,6
11	M25A	140	1288	476				73:27	1904	1884	10,7	10,7	10,7
12	M25A-1	140	1288	476	0,5			73:27	1904	1862	11,6	11,0	11,3
13	M25A-2	140	1288	476	1,0			73:27	1904	1870	11,7	11,0	11,4
14	M25A-3	140	1288	476	1,5			73:27	1904	1879	11,7	11,6	11,7
15	M25A-4	140	1288	476		0,5		73:27	1904	1847	11,5	11,9	11,7
16	M25A-5	140	1288	476		1,0		73:27	1904	1841	13,9	12,7	13,3
17	M25A-6	140	1288	476		1,5		73:27	1904	1863	13,3	12,7	12,9
18	M25A-7	140	1288	476			0,5	73:27	1904	1874	12,0	12,4	12,0
19	M25A-8	140	1288	476			1,0	73:27	1904	1835	12,4	12,2	12,3
20	M25A-9	140	1288	476			1,5	73:27	1904	1889	12,6	12,4	12,5

Продолжение таблицы 2.12

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
21	M25B	140	1389	439				76:24	1968	1902	6,5	6,4	6,5
22	M25B-1	140	1389	439	0,5			76:24	1968	1894	6,8	6,8	6,8
23	M25B-2	140	1389	439	1,0			76:24	1968	1882	7,1	7,7	7,4
24	M25B-3	140	1389	439	1,5			76:24	1968	1868	7,7	7,5	7,6
25	M25B-4	140	1389	439		0,5		76:24	1968	1843	7,0	7,1	7,1
26	M25B-5	140	1389	439		1,0		76:24	1968	1858	7,8	7,6	7,7
27	M25B-6	140	1389	439		1,5		76:24	1968	1849	8,4	8,5	8,5
28	M25B-7	140	1389	439			0,5	76:24	1968	1869	7,2	7,2	7,2
29	M25B-8	140	1389	439			1,0	76:24	1968	1858	7,2	7,2	7,2
30	M25B-9	140	1389	439			1,5	76:24	1968	1867	7,7	7,6	7,7
31		140	1288	476	5,0			73:27	1904	1923	13,8	13,4	13,6
32		140	1288	476		5,0		73:27	1904	1899	13,6	13,7	13,7
33		140	1288	476			5,0	73:27	1904	1907	13,3	13,5	13,4
Примечание - Обозначение добавок в таблице: 1 - PozzolithMR 25; 2 - PozzolithMR 55; 3 - Pozzolith 100 XR													

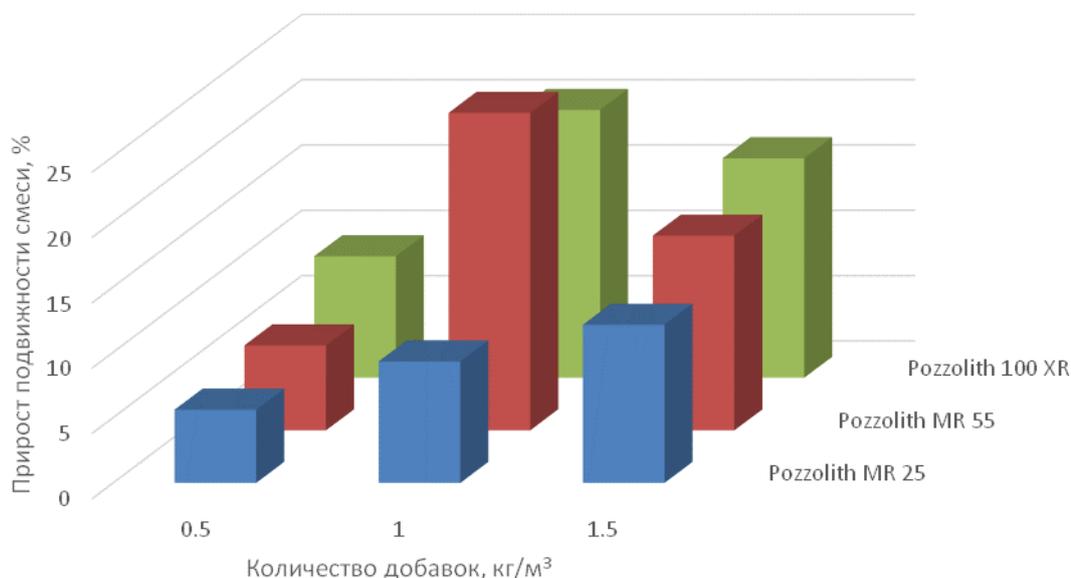


Рисунок 2.22 - Повышение подвижности смеси при отношении Т:Ж = 73:27

При отношении Т:Ж в смеси – 76:24 ( состав закладочной смеси: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1389 кг/м³; вода – 439 кг/м³) повышение подвижности смеси(рисунок 2.23) составляет следующие значения:

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 0,5 кг/м³ PozzolithMR 25 - на 4,6%, PozzolithMR 55 – на13,8% и Pozzolith 100 XR - на 16,9%;

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 1,0 кг/м³ PozzolithMR 25 - на 9,2%, PozzolithMR 55 - на 18,4% и Pozzolith 100 XR - на 30,7%;

– при введении в состав смеси добавок-пластификаторов в количестве 1,5 кг/м³ PozzolithMR 25 - на 10,7%, PozzolithMR 55 - на 10,7% и Pozzolith 100 XR - на 18,4%.

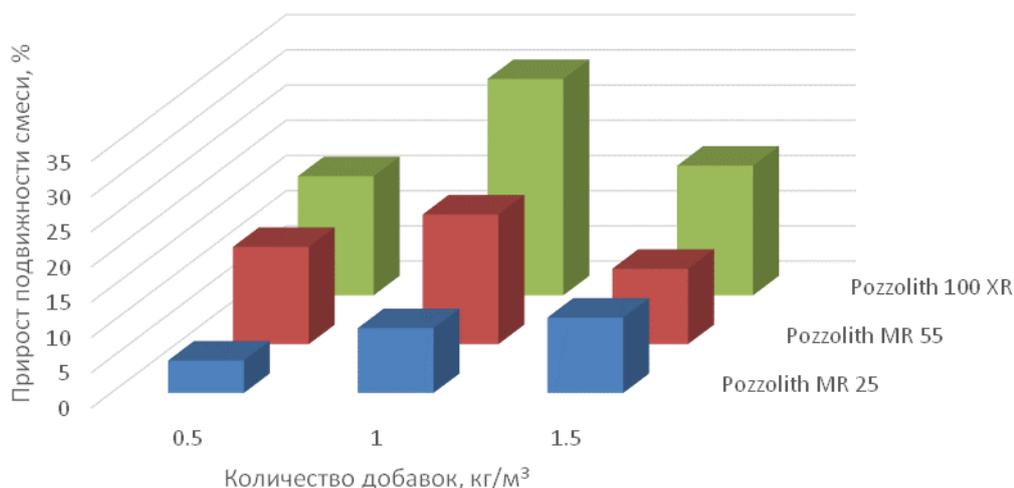
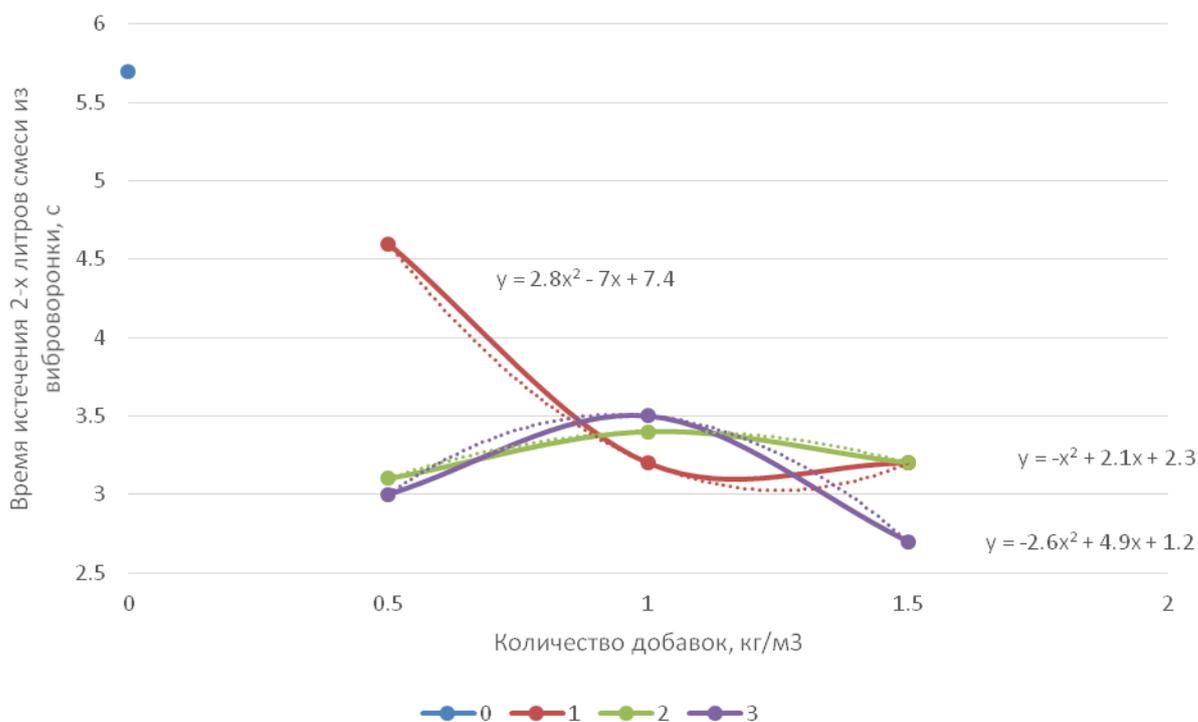


Рисунок 2.23 - Повышение подвижности смеси при отношении Т:Ж = 76:24

Одной из характеристик подвижности закладочной смеси является время истечения ее из виброворонки, поэтому далее были проведены исследования по установлению этого параметра.

Снижение продолжительности истечения закладочной смеси из виброворонки при использовании добавки пластификатора представлено на рисунке 2.24 и в таблице 2.13.



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.24 - Изменение времени истечения закладочной смеси из виброворонки

Далее определялось значение предельного напряжения сдвига.

Результаты исследований по установлению влияния химических добавок-пластификаторов на величину предельного напряжения сдвига представлены в таблице 2.15.

Как видно из представленных данных экспериментов введение в закладочную смесь добавок-пластификаторов повышает ее подвижность, текучесть и понижает предельное напряжение сдвига, что должно благоприятно сказаться на транспортабельности смеси в целом.

Таблица 2.13 – Результаты лабораторных исследований подвижности закладочных смесей с добавками пластификатора

№ п/п	Индекс состава (ТОО)	Состав смеси, кг/м <sup>3</sup>						Т:Ж в текущих хвостах	Время истечения 2-х литров смеси из виброворонки			Водо-отделение, %
		Цемент	Хвосты	Вода	Добавки				1-й замер	2-й замер	Среднее	
					1	2	3					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	M25	140	1193	511	0,0	0,0	0,0	70:30	5,67	5,68	5,7	8,3
2	M25-1	140	1193	511	0,5			70:30	4,51	4,76	4,6	8,9
3	M25-2	140	1193	511	1,0			70:30	3,36	3,03	3,2	9,8
4	M25-3	140	1193	511	1,5			70:30	2,80	3,60	3,2	10,0
5	M25-4	140	1193	511		0,5		70:30	3,10	3,13	3,1	7,3
6	M25-5	140	1193	511		1,0		70:30	3,48	3,41	3,4	н/д
7	M25-6	140	1193	511		1,5		70:30	2,51	3,13	3,2	6,4
8	M25-7	140	1193	511			0,5	70:30	3,16	2,89	3,0	6,7
9	M25-8	140	1193	511			1,0	70:30	3,44	3,48	3,5	6,5
10	M25-9	140	1193	511			1,5	70:30	2,76	2,73	2,7	6,2
11	M25A	140	1288	476				73:27	12,0	11,2	11,6	7,0
12	M25A-1	140	1288	476	0,5			73:27	10,8	9,7	10,3	5,2
13	M25A-2	140	1288	476	1,0			73:27	9,2	8,8	9,0	6,7
14	M25A-3	140	1288	476	1,5			73:27	9,6	8,9	9,3	4,5
15	M25A-4	140	1288	476		0,5		73:27	9,4	9,8	9,6	5,8
16	M25A-5	140	1288	476		1,0		73:27	9,7	9,2	9,5	3,2
17	M25A-6	140	1288	476		1,5		73:27	9,5	9,1	9,3	5,9
18	M25A-7	140	1288	476			0,5	73:27	10,4	9,7	10,1	3,5
19	M25A-8	140	1288	476			1,0	73:27	8,7	9,4	9,1	н/д
20	M25A-9	140	1288	476			1,5	73:27	9,3	9,9	9,6	н/д

Продолжение таблицы 2.13

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
21	M25B	140	1389	439				76:24	62,8	59,6	61,2	2,7
22	M25B-1	140	1389	439	0,5			76:24	42,9	54,3	48,6	2,8
23	M25B-2	140	1389	439	1,0			76:24	42,5	42,3	42,4	3,2
24	M25B-3	140	1389	439	1,5			76:24	50,4	54,4	52,4	3,4
25	M25B-4	140	1389	439		0,5		76:24	35,1	26,0	30,1	2,7
26	M25B-5	140	1389	439		1,0		76:24	20,3	23,8	22,1	0,7
27	M25B-6	140	1389	439		1,5		76:24	34,1	27,7	30,9	2,8
28	M25B-7	140	1389	439			0,5	76:24	33,3	41,7	37,5	4,6
29	M25B-8	140	1389	439			1,0	76:24	41,4	37,8	39,6	0,0
30	M25B-9	140	1389	439			1,5	76:24	40,1	48,2	44,2	2,6
Примечание - Обозначение добавок в таблице: 1 - PozzolithMR 25; 2 - PozzolithMR 55; 3 - Pozzolith 100 XR												

Таблица 2.14 – Результаты лабораторных исследований предельного напряжения сдвига закладочных смесей с добавками пластификатора

№ п/п	Индекс состава (ТОО)	Состав смеси, кг/м <sup>3</sup>						Т:Ж в текущих хвостах	Предельное напряжение сдвига			
		Цемент	Хвосты	Вода	Добавки				Усилие сдвига, г			t <sub>0</sub> Па (н/м <sup>2</sup> )
					1	2	3		1-й замер	2-й замер	Среднее	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	M25	140	1193	511	0,0	0,0	0,0	70:30	42,0	26,0	31,0	22,07
2	M25-1	140	1193	511	0,5			70:30	20,0	20,0	20,0	14,24
3	M25-2	140	1193	511	1,0			70:30	0,0	0,0	0,0	0,00
4	M25-3	140	1193	511	1,5			70:30	159,3	136,9	148,1	105,43
5	M25-4	140	1193	511		0,5		70:30	2,3	0,0	1,5	1,09
6	M25-5	140	1193	511		1,0		70:30	95,4	129,5	112,5	80,05

Продолжение таблицы 2.14

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
7	M25-6	140	1193	511		1,5		70:30	169,0	127,1	148,1	105,40
8	M25-7	140	1193	511			0,5	70:30	0,0	2,3	1,2	0,82
9	M25-8	140	1193	511			1,0	70:30	2,3	2,3	2,3	1,64
10	M25-9	140	1193	511			1,5	70:30	0,0	2,3	1,2	0,82
11	M25A	140	1288	476				73:27	64,0	43,0	53,5	38,09
12	M25A-1	140	1288	476	0,5			73:27	32,5	40,0	36,3	25,81
13	M25A-2	140	1288	476	1,0			73:27	47,0	36,0	41,5	29,54
14	M25A-3	140	1288	476	1,5			73:27	34,5	39,5	37,0	26,34
15	M25A-4	140	1288	476		0,5		73:27	58,0	52,5	49,2	35,00
16	M25A-5	140	1288	476		1,0		73:27	40,0	32,5	36,3	25,81
17	M25A-6	140	1288	476		1,5		73:27	64,5	66,5	65,5	46,63
18	M25A-7	140	1288	476			0,5	73:27	48,5	86,0	58,5	41,65
19	M25A-8	140	1288	476			1,0	73:27	52,5	42,5	47,5	33,82
20	M25A-9	140	1288	476			1,5	73:27	39,0	47,5	43,3	30,79
21	M25B	140	1389	439				76:24	153,5	170,0	161,8	115,15
22	M25B-1	140	1389	439	0,5			76:24	130,0	151,5	140,8	100,20
23	M25B-2	140	1389	439	1,0			76:24	128,0	124,0	126,0	89,70
24	M25B-3	140	1389	439	1,5			76:24	108,5	124,0	116,3	82,76
25	M25B-4	140	1389	439		0,5		76:24	118,0	109,0	113,5	80,80
26	M25B-5	140	1389	439		1,0		76:24	105,0	109,0	107,0	76,17
27	M25B-6	140	1389	439		1,5		76:24	94,0	114,0	104,6	74,04
28	M25B-7	140	1389	439			0,5	76:24	128,5	111,0	119,8	85,25
29	M25B-8	140	1389	439			1,0	76:24	124,0	115,0	119,5	85,07
30	M25B-9	140	1389	439			1,5	76:24	119,0	101,0	110,0	78,31

Примечание - Обозначение добавок в таблице: 1 - PozzolithMR 25; 2 - PozzolithMR 55; 3 - Pozzolith 100 XR

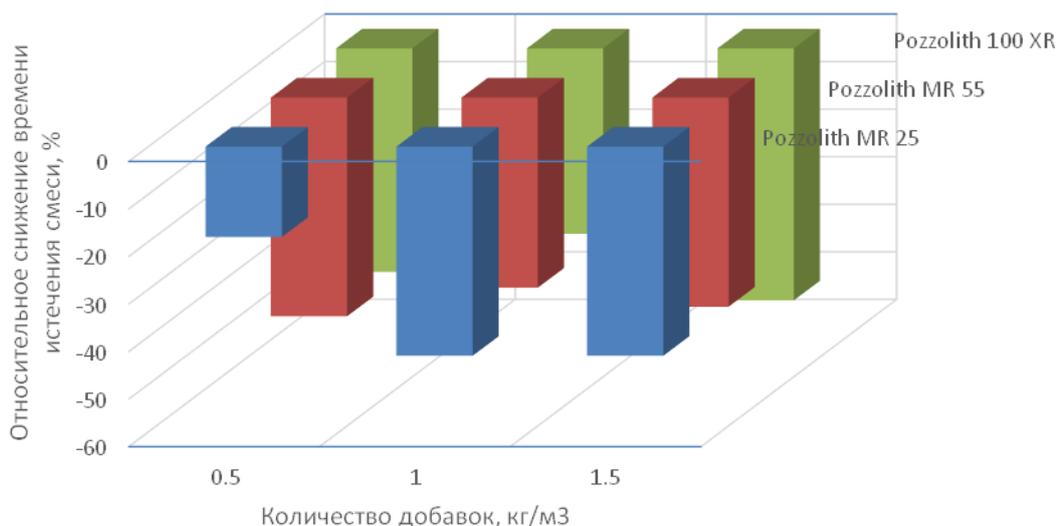


Рисунок 2.25 - Относительное снижение продолжительности истечения закладочной смеси из виброворонки

Повышение подвижности твердеющей закладочной смеси за счет введения в нее химических добавок позволяет снизить водосодержание смеси, а это в свою очередь должно привести к повышению прочности затвердевшей закладки [38]. С этой целью были заложены образцы закладки, которые испытывались в возрасте 14 и 28 суток раздавливанием на прессе по стандартной методике. Результаты экспериментов приведены в таблице 2.15, а их графическая интерпретация представлена на рисунках 2.26-2.31.

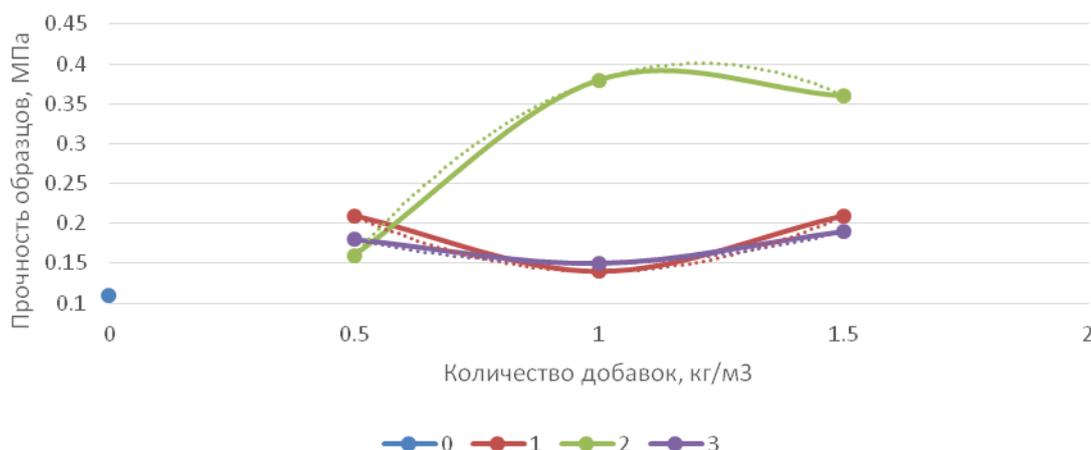
Таблица 2.15– Результаты лабораторных исследований прочности закладочных смесей с добавками пластификатора

№ п/п	Индекс состава (ТОО)	Прочность образцов, МПа, в возрасте, сут							
		R14				R28			
		1	2	3	Среднее	1	2	3	Среднее
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	M25	0,02	0,15	0,17	0,11	0,11	0,24	0,34	0,23
2	M25-1	0,22	0,20	0,20	0,21	0,47	0,58	0,69	0,58
3	M25-2	0,13	0,16	0,14	0,14	0,75	0,70	0,55	0,67
4	M25-3	0,24	0,18	0,20	0,21	0,37	0,28	0,19	0,28
5	M25-4	0,15	0,15	0,18	0,16	0,36	0,31	0,60	0,42
6	M25-5	0,40	0,38	0,37	0,38	0,80	0,86	0,80	0,82
7	M25-6	0,27	0,59	0,22	0,36	1,04	1,11	1,06	1,07
8	M25-7	0,25	0,11	0,18	0,18	0,69	0,77	0,71	0,72
9	M25-8	0,18	0,17	0,11	0,15	0,18	0,68	0,64	0,50
10	M25-9	0,16	0,23	0,17	0,19	0,70	0,69	0,71	0,70
11	M25A	0,17	0,22	0,24	0,21	0,67	0,66	0,68	0,67

Продолжение таблицы 2.15

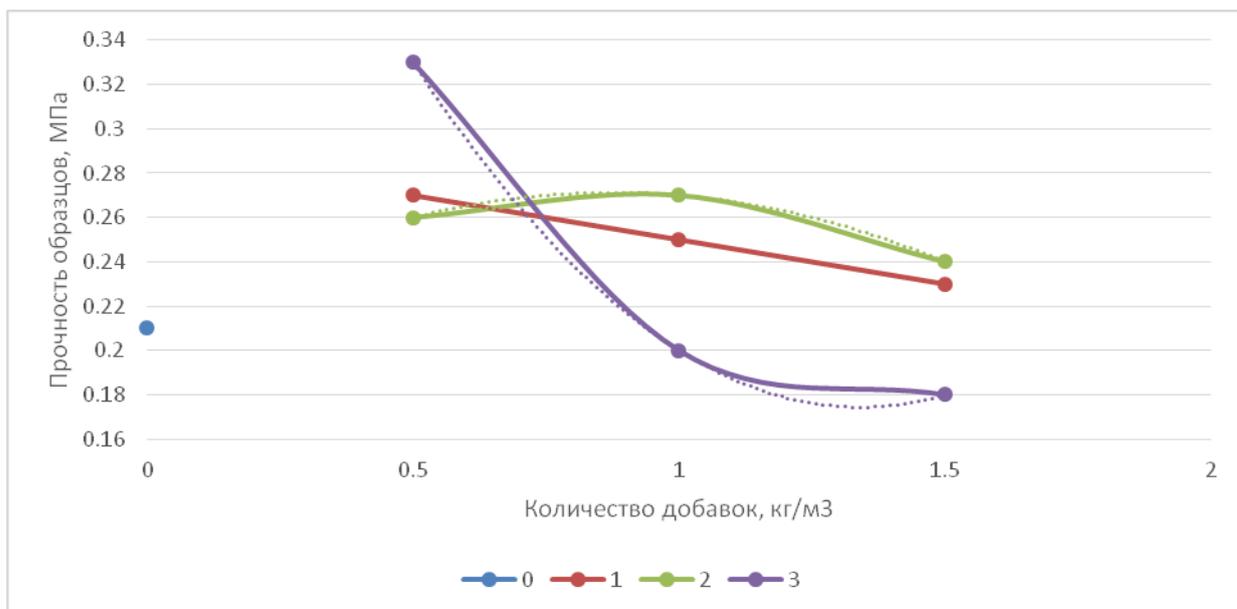
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
12	M25A-1	0,21	0,26	0,34	0,27	0,73	0,73	0,67	0,71
13	M25A-2	0,26	0,27	0,21	0,25	0,73	0,68	0,64	0,68
14	M25A-3	0,25	0,26	0,19	0,23	0,68	0,74	0,74	0,72
15	M25A-4	0,25	0,27	0,27	0,26	0,65	0,79	0,69	0,71
16	M25A-5	0,40	0,18	0,24	0,27	0,73	0,81	0,75	0,76
17	M25A-6	0,28	0,22	0,21	0,24	0,79	0,76	0,74	0,76
18	M25A-7	0,36	0,39	0,23	0,33	0,76	0,70	0,62	0,69
19	M25A-8	0,18	0,21	0,22	0,20	0,42	0,65	0,61	0,56
20	M25A-9	0,19	0,16	0,20	0,18	0,43	0,39	0,35	0,39
21	M25B	0,36	0,39	0,33	0,36	0,72	0,72	0,80	0,75
22	M25B-1	0,16	0,21	0,23	0,20	0,66	0,62		0,64
23	M25B-2	0,18	0,23	0,28	0,23	0,71	0,67	0,74	0,71
24	M25B-3	0,32	0,27	0,23	0,27	0,80	0,68	0,82	0,77
25	M25B-4	0,19	0,20	0,23	0,21	0,64	0,65	0,50	0,60
26	M25B-5	0,16	0,23	0,20	0,20	0,77	0,67	0,71	0,72
27	M25B-6	0,21	0,18	0,21	0,20	0,80	0,83	0,75	0,79
28	M25B-7	0,25	0,25	0,18	0,23	0,65	0,69	0,72	0,69
29	M25B-8	0,23	0,32	0,25	0,27	0,70	0,70	0,70	0,70
30	M25B-9	0,43	0,21	0,51	0,38	0,70	0,89	0,77	0,78

Изменение прочности образцов закладочной смеси в возрасте 14 суток для различных составов представлено на рисунках далее.



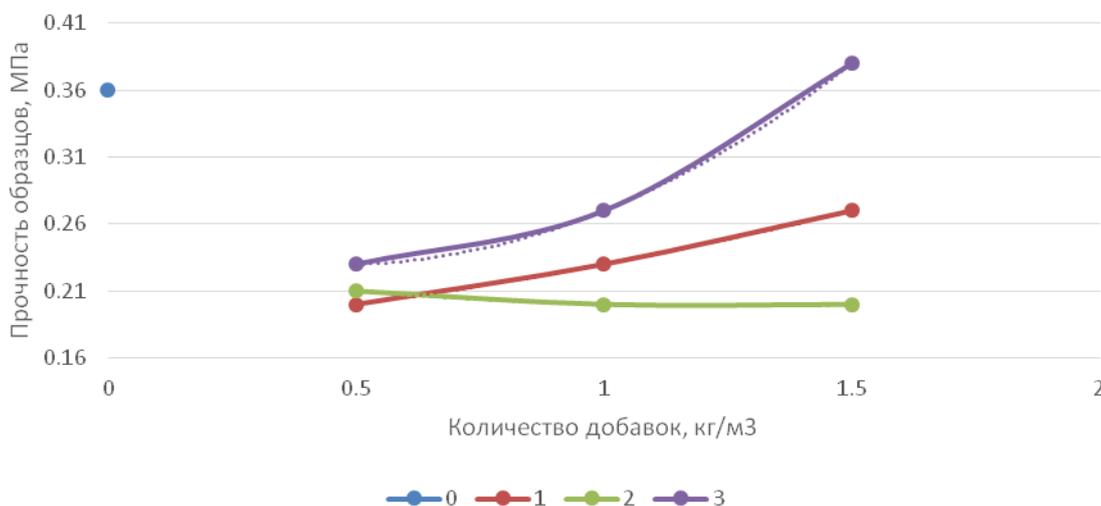
0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.26 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1193 кг/м³; вода – 511 кг/м³, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 70:30, плотность смеси: расчётная -1845 г/л, фактическая 1834-1859 г/л) в возрасте 14 суток



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

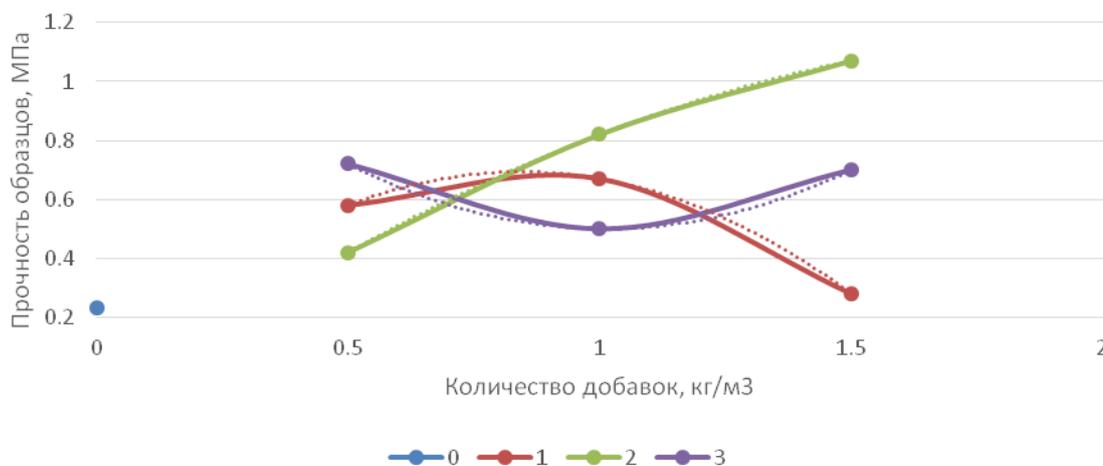
Рисунок 2.27 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1288 кг/м<sup>3</sup>; вода – 476 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 73:27, плотность смеси: расчётная -1904 г/л, фактическая 1835-1889 г/л) в возрасте 14 суток



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

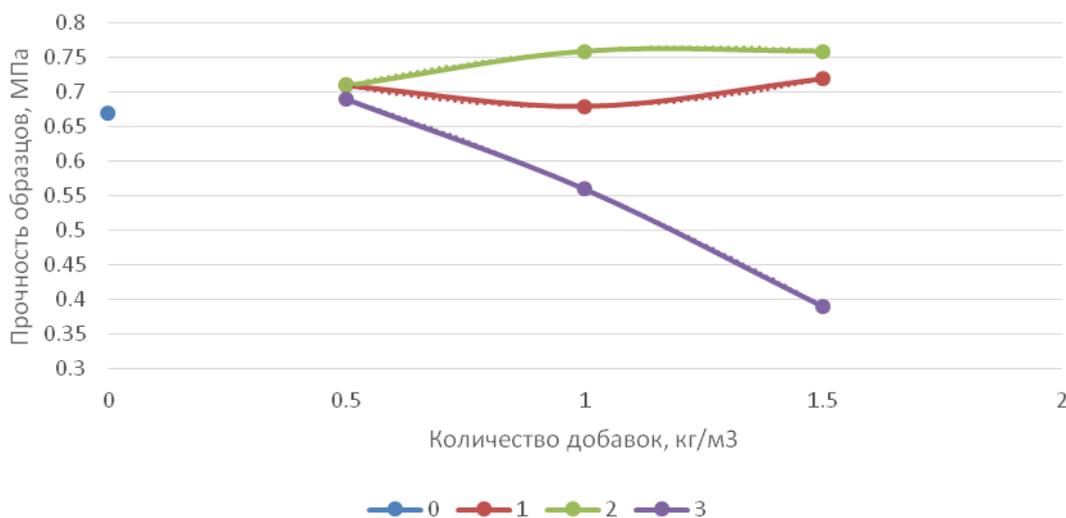
Рисунок 2.28 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 76:24, плотность смеси: расчётная -1968 г/л, фактическая 1843-1902 г/л) в возрасте 14 суток

Изменение прочности образцов закладочной смеси в возрасте 28 суток для различных составов представлено на рисунках далее.



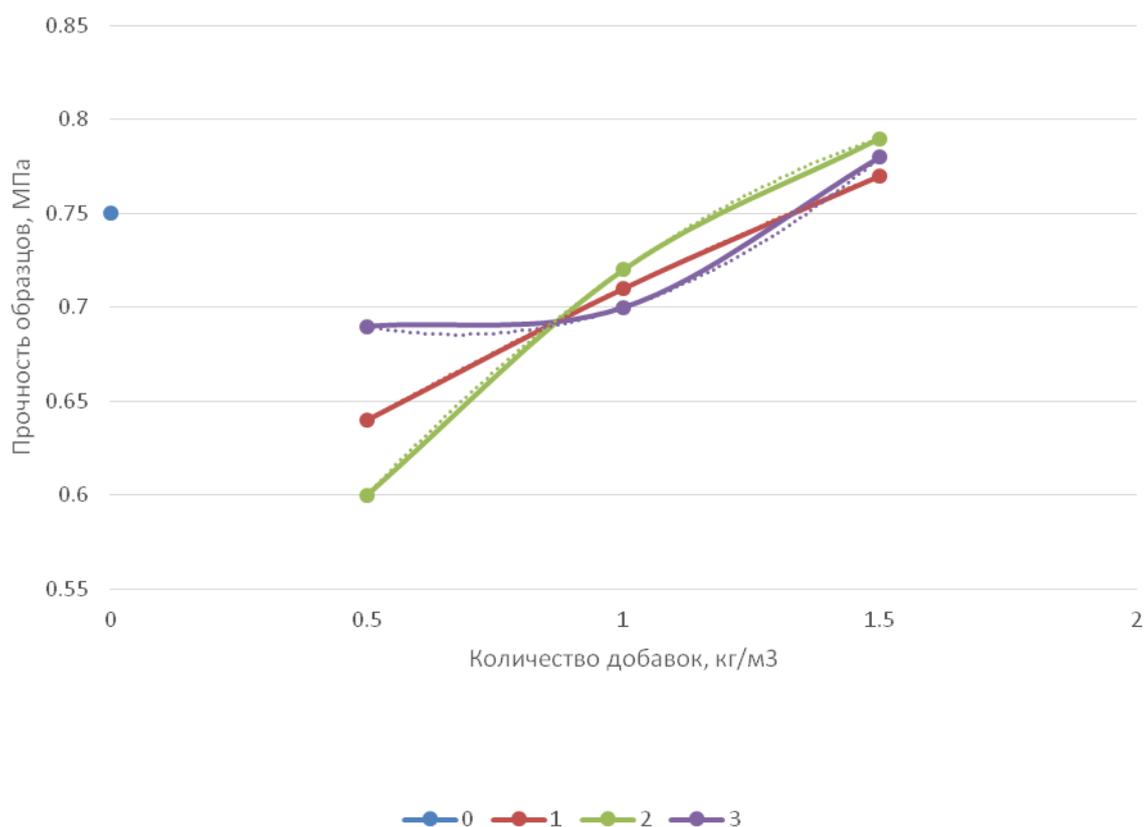
0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.29 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1193 кг/м<sup>3</sup>; вода – 511 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 70:30, плотность смеси: расчётная -1845 г/л, фактическая 1834-1859 г/л) в возрасте 28 суток



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.30 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 76:24, плотность смеси: расчётная -1968 г/л, фактическая 1843-1902 г/л) в возрасте 28 суток



0 – без использования добавок; 1, 2, 3 – с использованием добавок-пластификаторов, соответственно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.31 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м<sup>3</sup>, хвосты – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 76:24, плотность смеси: расчётная -1968 г/л, фактическая 1843-1902 г/л) в возрасте 28 суток

При повышении подвижности смеси примерно с введением в ее состав добавок-пластификаторов также повышается и прочность образцов закладки (рисунок 2.32).

Таким образом, нами было установлено, что для закладочных материалов, предлагаемых к использованию на Майкаинском руднике наиболее приемлемой является химическая добавка PozzolithMR 55.

Использование данной добавки в составе закладочной смеси дало возможность (в зависимости от дозировки добавки):

- повысить подвижность смеси в лабораторных условиях на 20%;
- увеличить прочность закладки в возрасте 28 суток примерно на 10-15%:

Все это в итоге позволяет снизить расход дорогостоящего цемента при приготовлении закладочной смеси при условии сохранения прочностных свойств закладочного массива.

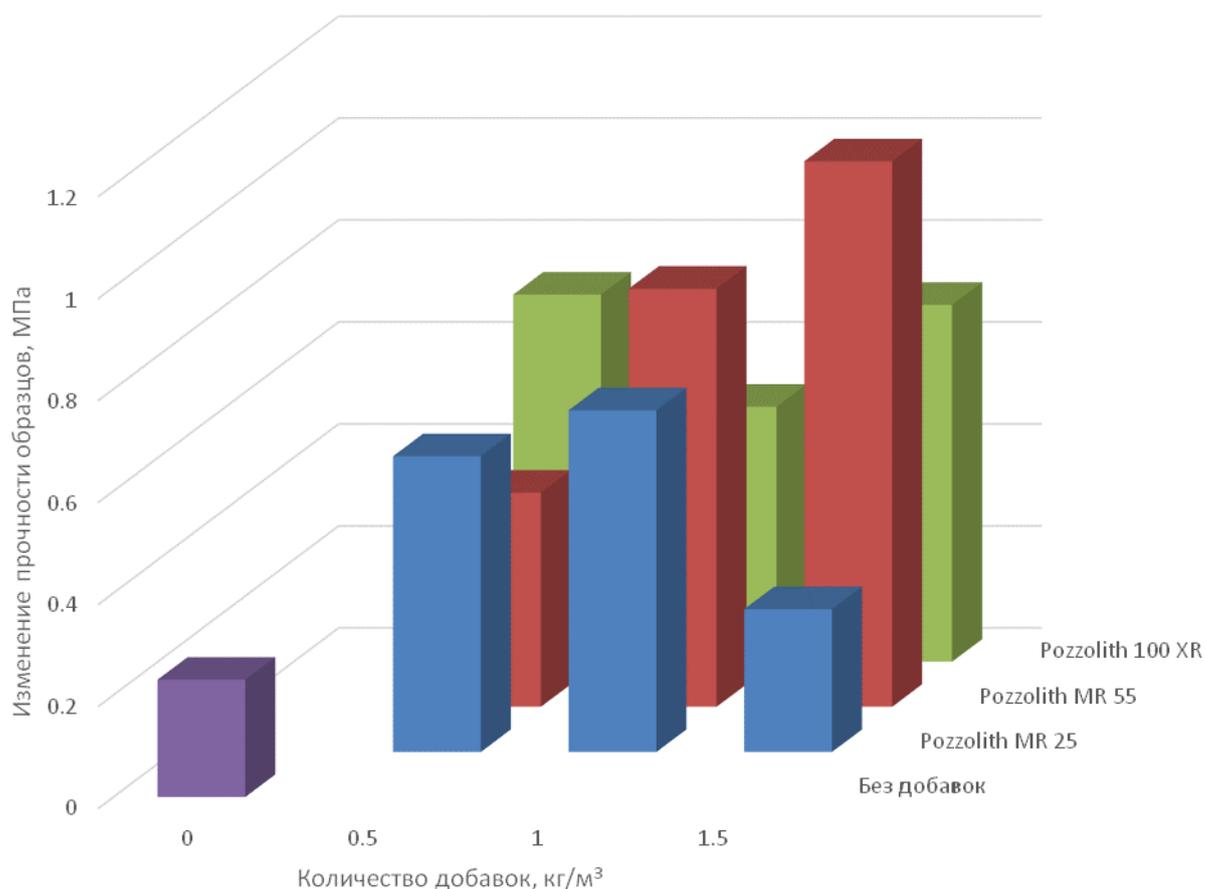


Рисунок 2.32 - Прирост прочности образцов закладки при использовании добавок-пластификатора при существующем составе смеси в возрасте 28 суток

Из проведенного выше анализа влияния химических добавок пластификатора на реологические свойства смеси и прочностные характеристики закладки можно сделать вывод, что введение добавок-пластификаторов в составы закладочных смесей позволяет улучшить реологические свойства закладочных смесей, снизить водопотребность, повысить динамику набора прочности закладки, улучшить прочностные характеристики закладочного массива, снизить расход вяжущих, увеличить дальность транспортирования закладочных смесей, повысить срок службы бетоноводов, снизить количество аварийных ситуаций. Исходя из вышесказанного, дальнейшие исследования данного вопроса на сегодняшний день являются весьма актуальными.

В таблице 2.16 приведены сводные данные о результатах исследований влияния поверхностно-активных веществ на реологические характеристики закладочных смесей и прочность затвердевшей закладки.

Таблица 2.16 – Результаты лабораторных исследований подвижности закладочных смесей с добавками пластификатора

№ п/п	Индекс состава (ТОО)	Состав смеси, кг/м <sup>3</sup>						Т:Ж в текущих хвостах	Плотность смеси		Подвижность смеси		
		Цемент	Хвосты	Вода	Добавки				расчет	факт	1-й замер	2-й замер	Сред.
					1	2	3						
1	M25	140	1193	511	0,0	0,0	0,0	70 : 30	1845	1850	14,3	14,4	14,4
2	M25-1	140	1193	511	0,5			70 : 30	1845	1840	>15	>15	>15
3	M25-2	140	1193	511	1,0			70 : 30	1845	1855	14,5	14,5	14,5
4	M25-3	140	1193	511	1,5			70 : 30	1845	1850	14,6	14,5	14,6
5	M25-4	140	1193	511		0,5		70 : 30	1845	1849	>15	>15	>15
6	M25-5	140	1193	511		1,0		70 : 30	1845	1859	14,5	>15	≈15
7	M25-6	140	1193	511		1,5		70 : 30	1845	1834	14,6	14,6	14,6
8	M25-7	140	1193	511			0,5	70 : 30	1845	1853	>15	14,6	≈15
9	M25-8	140	1193	511			1,0	70 : 30	1845	1846	>15	>15	>15
10	M25-9	140	1193	511			1,5	70 : 30	1845	1854	14,6	14,5	14,6
11	M25A	140	1288	476				73 : 27	1904	1884	10,7	10,7	10,7
12	M25A-1	140	1288	476	0,5			73 : 27	1904	1862	11,6	11,0	11,3
13	M25A-2	140	1288	476	1,0			73 : 27	1904	1870	11,7	11,0	11,4
14	M25A-3	140	1288	476	1,5			73 : 27	1904	1879	11,7	11,6	11,7
15	M25A-4	140	1288	476		0,5		73 : 27	1904	1847	11,5	11,9	11,7
16	M25A-5	140	1288	476		1,0		73 : 27	1904	1841	13,9	12,7	13,3
17	M25A-6	140	1288	476		1,5		73 : 27	1904	1863	13,3	12,7	12,9
18	M25A-7	140	1288	476			0,5	73 : 27	1904	1874	12,0	12,4	12,0
19	M25A-8	140	1288	476			1,0	73 : 27	1904	1835	12,4	12,2	12,3
20	M25A-9	140	1288	476			1,5	73 : 27	1904	1889	12,6	12,4	12,5
21	M25B	140	1389	439				76 : 24	1968	1902	6,5	6,4	6,5
22	M25B-1	140	1389	439	0,5			76 : 24	1968	1894	6,8	6,8	6,8
23	M25B-2	140	1389	439	1,0			76 : 24	1968	1882	7,1	7,7	7,4
24	M25B-3	140	1389	439	1,5			76 : 24	1968	1868	7,7	7,5	7,6
25	M25B-4	140	1389	439		0,5		76 : 24	1968	1843	7,0	7,1	7,1
26	M25B-5	140	1389	439		1,0		76 : 24	1968	1858	7,8	7,6	7,7
27	M25B-6	140	1389	439		1,5		76 : 24	1968	1849	8,4	8,5	8,5
28	M25B-7	140	1389	439			0,5	76 : 24	1968	1869	7,2	7,2	7,2
29	M25B-8	140	1389	439			1,0	76 : 24	1968	1858	7,2	7,2	7,2
30	M25B-9	140	1389	439			1,5	76 : 24	1968	1867	7,7	7,6	7,7

Продолжение таблицы 2.16

№ п/ п	Предельное напряжение сдвига				Время истечения 2-х литров смеси из виброворонки			Во до- от де ле ни е, %	Прочность образцов, МПа, в возрасте, сут							
	Усилие сдвига, г		Сред	Па (н/м2 )	1-й заме р	2-й заме р	Сред		R14				R28			
	1-й заме р	2-й заме р							1	2	3	Сред	1	2	3	Сре д.
15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
1	42,0	26,0	31,0	22,07	5,67	5,68	5,7	8,3	0,02	0,15	0,17	0,11	0,11	0,24	0,34	0,23
2	20,0	20,0	20,0	14,24	4,51	4,76	4,6	8,9	0,22	0,20	0,20	0,21	0,47	0,58	0,69	0,58
3	0,0	0,0	0,0	0,00	3,36	3,03	3,2	9,8	0,13	0,16	0,14	0,14	0,75	0,70	0,55	0,67
4	159,3	136,9	148,1	105,4	2,80	3,60	3,2	10,0	0,24	0,18	0,20	0,21	0,37	0,28	0,19	0,28
5	2,3	0,0	1,5	1,09	3,10	3,13	3,1	7,3	0,15	0,15	0,18	0,16	0,36	0,31	0,60	0,42
6	95,4	129,5	112,5	80,05	3,48	3,41	3,4	н/д	0,40	0,38	0,37	0,38	0,80	0,86	0,80	0,82
7	169,0	127,1	148,1	105,4	2,51	3,13	3,2	6,4	0,27	0,59	0,22	0,36	1,04	1,11	1,06	1,07
8	0,0	2,3	1,2	0,82	3,16	2,89	3,0	6,7	0,25	0,11	0,18	0,18	0,69	0,77	0,71	0,72
9	2,3	2,3	2,3	1,64	3,44	3,48	3,5	6,5	0,18	0,17	0,11	0,15	0,18	0,68	0,64	0,50
10	0,0	2,3	1,2	0,82	2,76	2,73	2,7	6,2	0,16	0,23	0,17	0,19	0,70	0,69	0,71	0,70
11	64,0	43,0	53,5	38,09	12,0	11,2	11,6	7,0	0,17	0,22	0,24	0,21	0,67	0,66	0,68	0,67
12	32,5	40,0	36,3	25,81	10,8	9,7	10,3	5,2	0,21	0,26	0,34	0,27	0,73	0,73	0,67	0,71
13	47,0	36,0	41,5	29,54	9,2	8,8	9,0	6,7	0,26	0,27	0,21	0,25	0,73	0,68	0,64	0,68
14	34,5	39,5	37,0	26,34	9,6	8,9	9,3	4,5	0,25	0,26	0,19	0,23	0,68	0,74	0,74	0,72
15	58,0	52,5	49,2	35,00	9,4	9,8	9,6	5,8	0,25	0,27	0,27	0,26	0,65	0,79	0,69	0,71
16	40,0	32,5	36,3	25,81	9,7	9,2	9,5	3,2	0,40	0,18	0,24	0,27	0,73	0,81	0,75	0,76
17	64,5	66,5	65,5	46,63	9,5	9,1	9,3	5,9	0,28	0,22	0,21	0,24	0,79	0,76	0,74	0,76
18	48,5	86,0	58,5	41,65	10,4	9,7	10,1	3,5	0,36	0,39	0,23	0,33	0,76	0,70	0,62	0,69
19	52,5	42,5	47,5	33,82	8,7	9,4	9,1	н/д	0,18	0,21	0,22	0,20	0,42	0,65	0,61	0,56
20	39,0	47,5	43,3	30,79	9,3	9,9	9,6	н/д	0,19	0,16	0,20	0,18	0,43	0,39	0,35	0,39
21	153,5	170,0	161,8	115,2	62,8	59,6	61,2	2,7	0,36	0,39	0,33	0,36	0,72	0,72	0,80	0,75
22	130,0	151,5	140,8	100,2	42,9	54,3	48,6	2,8	0,16	0,21	0,23	0,20	0,66	0,62		0,64
23	128,0	124,0	126,0	89,7	42,5	42,3	42,4	3,2	0,18	0,23	0,28	0,23	0,71	0,67	0,74	0,71
24	108,5	124,0	116,3	82,7	50,4	54,4	52,4	3,4	0,32	0,27	0,23	0,27	0,80	0,68	0,82	0,77
25	118,0	109,0	113,5	80,8	35,1	26,0	30,1	2,7	0,19	0,20	0,23	0,21	0,64	0,65	0,50	0,60
26	105,0	109,0	107,0	76,2	20,3	23,8	22,1	0,7	0,16	0,23	0,20	0,20	0,77	0,67	0,71	0,72
27	94,0	114,0	104,6	74,0	34,1	27,7	30,9	2,8	0,21	0,18	0,21	0,20	0,80	0,83	0,75	0,79
28	128,5	111,0	119,8	85,2	33,3	41,7	37,5	4,6	0,25	0,25	0,18	0,23	0,65	0,69	0,72	0,69
29	124,0	115,0	119,5	85,1	41,4	37,8	39,6	0,0	0,23	0,32	0,25	0,27	0,70	0,70	0,70	0,70
30	119,0	101,0	110,0	78,31	40,1	48,2	44,2	2,6	0,43	0,21	0,51	0,38	0,70	0,89	0,77	0,78

Примечание - Обозначение добавок в таблице: 1 - PozzolithMR 25; 2 - PozzolithMR 55; 3 - Pozzolith 100 XR

### 2.6.3 Влияние структуры и вещественного состава смеси на характеристики искусственного закладочного массива

На характеристики закладки должно последовательно влиять улучшение структуры закладочной смеси и условий кристаллизации на ранних этапах схватывания и структурообразования. Для этого было изучено влияние введения поверхностно-активного вещества в закладочную смесь, что должно улучшить равномерность распределения всех компонентов в объеме смеси и благоприятно сказаться на увеличении центров кристаллизации. В свою очередь большее число центров кристаллизации должно способствовать формированию микрокристаллической структуры цементного камня и увеличению прочности закладки [39].

С этой целью были проведены предварительные исследования по изучению структуры затвердевшей закладочной смеси при добавке в нее поверхностно-активного вещества PozzolithMR 55 в количестве 1,0 кг/м<sup>3</sup> и изучения изменения химического состава.

В качестве контрольных использовались образцы из смеси, приготовленной по обычной технологии без добавки поверхностно-активного вещества следующего состава (в расчете на 1 м<sup>3</sup>):

- цемент, кг – 140;
- флотационные хвосты, кг – 1200;
- вода, л – 510;
- отношение Т:Ж – 70:30;

В ходе исследований определялся химический состав, а также с помощью электронного микроскопа определялась структура образцов. Результаты исследований приведены на рисунках 2.33-2.40.

На рисунке 2.33 представлены результаты химического анализа закладки, сформированной из закладочной смеси без химических добавок.

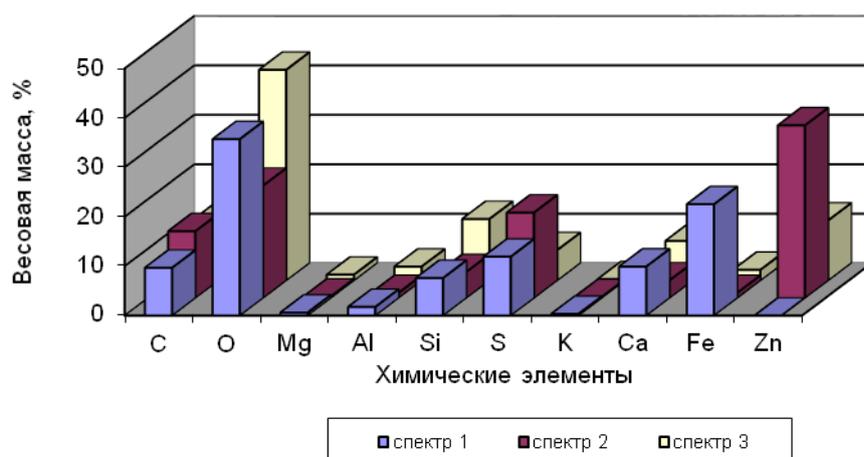


Рисунок 2.33- Химический состав образцов закладочного массива, сформированного из закладочной смеси, без химических добавок

На рисунке 2.34 приведены фотографии микроструктуры поверхности образцов закладки, приготовленной без химических добавок.

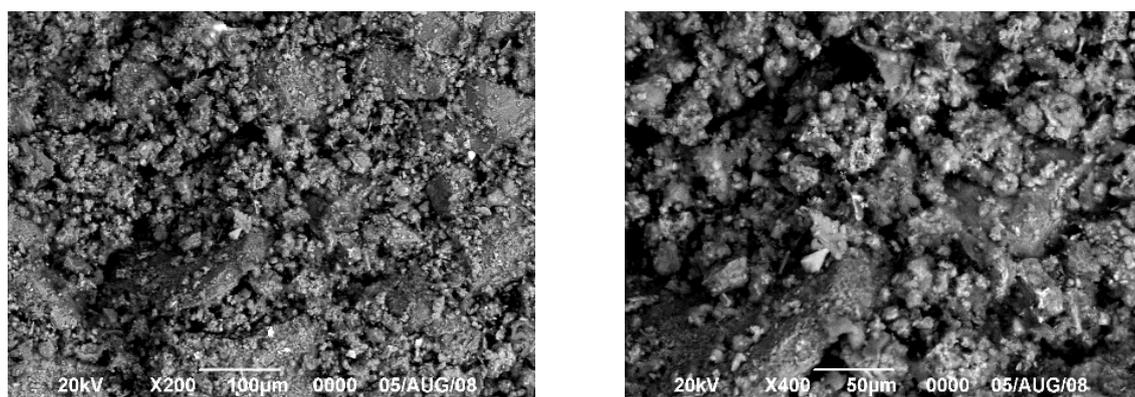


Рисунок 2.34 – Микроструктура поверхности образцов закладочного массива, сформированного из закладочной смеси, без химических добавок

На рисунках 2.35 приведены результаты аналогичных исследований образцов закладки с добавкой пластификатора PozzolithMR 55.

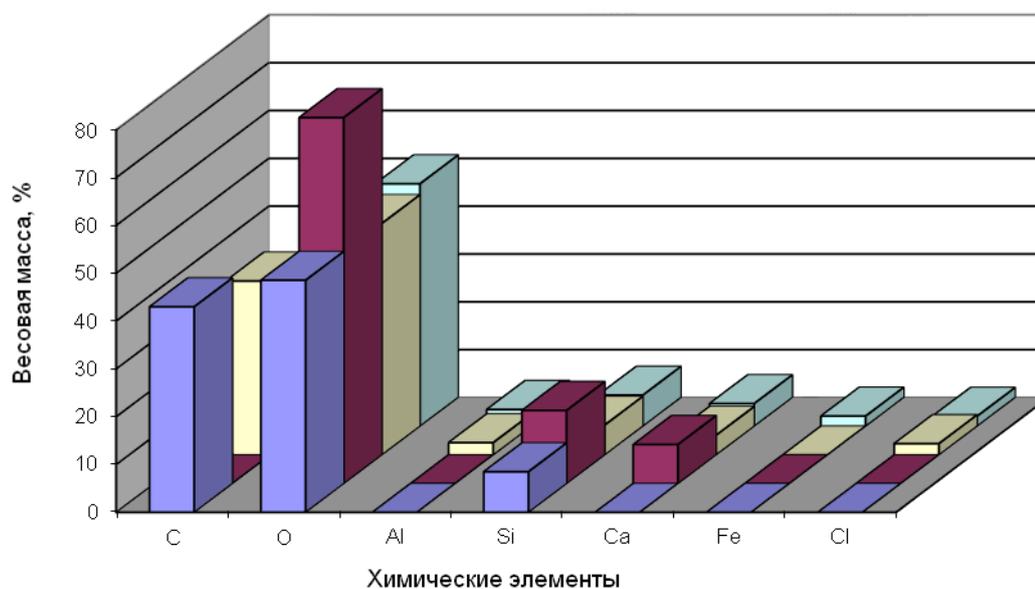


Рисунок 2.35 – Химический состав образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 в объеме 0,5 кг/м<sup>3</sup>

Микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 0,5 кг/м<sup>3</sup> приведена на рисунке 2.36.

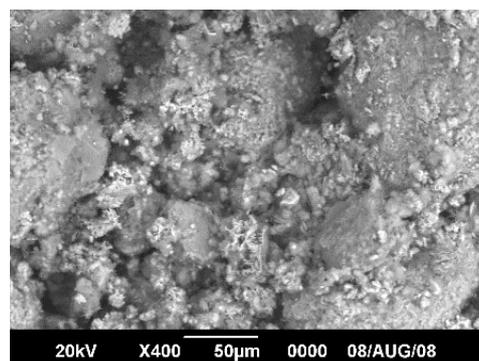
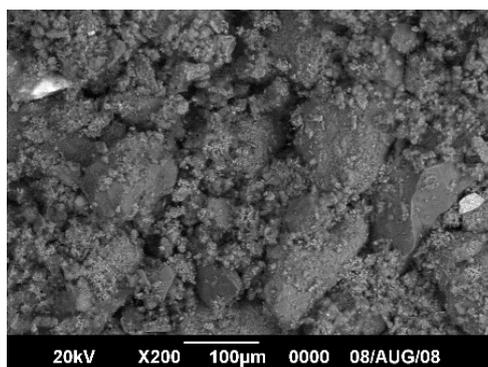


Рисунок 2.36 – Микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 0,5 кг/м<sup>3</sup>

На рисунке 2.37 приведены химический состав образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 в объеме 1,0 кг/м<sup>3</sup>.

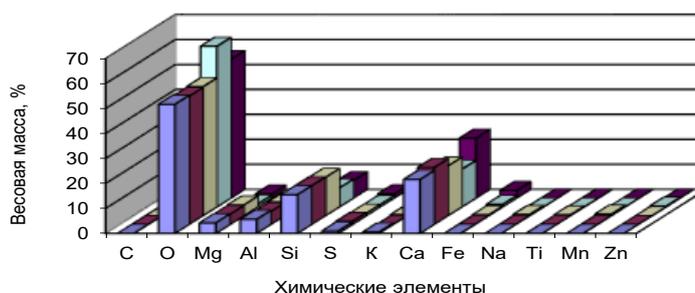


Рисунок 2.37 – Химический состав образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 в объеме 1,0 кг/м<sup>3</sup>

На рисунке 2.38 приведены микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 1,0 кг/м<sup>3</sup>.

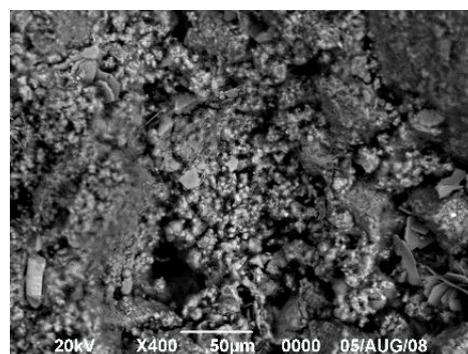
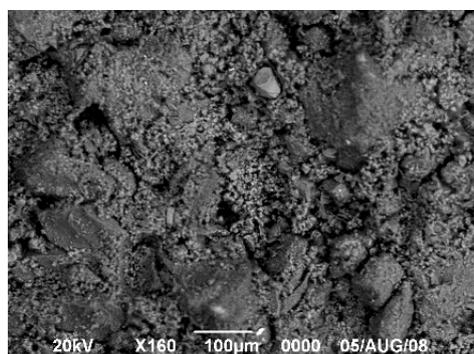


Рисунок 2.38 – Микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 1,0 кг/м<sup>3</sup>

На рисунке 2.39 приведен химический состав образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 в объеме 1,5 кг/м<sup>3</sup>.

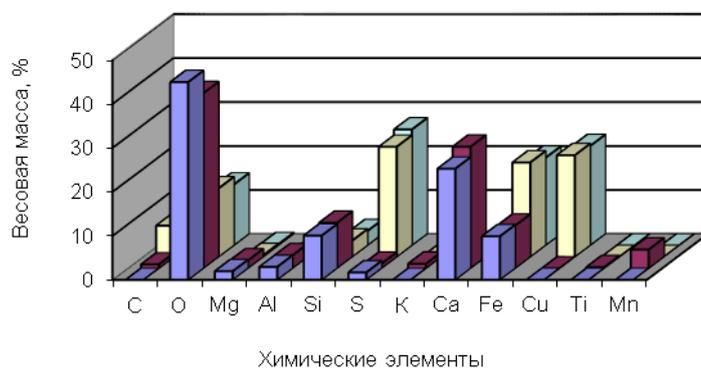


Рисунок 2.39– Химический состав образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 в объеме 1,5 кг/м<sup>3</sup>

На рисунке 2.40 приведены микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 1,5 кг/м<sup>3</sup>.

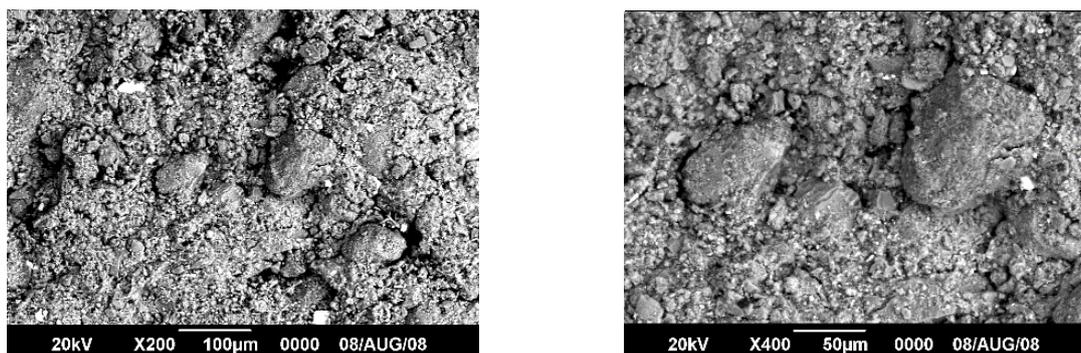


Рисунок 2.40 – Микроструктура поверхности образцов закладочного массива с добавкой пластификатора PozzolithMR 55 1,5 кг/м<sup>3</sup>

Сравнительный анализ образцов закладки, приготовленных из контрольной партии и из смеси с добавкой поверхностно-активного вещества PozzolithMR 55 свидетельствует о более полной степени гидратации и кристаллизации цементного камня. Гидратированная масса в них при визуальном наблюдении производит впечатление более мелкой зернистости. В горной массе гидратированного цемента отчетливо видны кристаллы новообразованной гексагональной формы и менее выраженной округлой формы. Меньшее количество негидратированных зерен цемента, уменьшаются также их размеры. Подсчет количества негидратированных цементных зерен различных размеров и площадей, занимаемых ими, свидетельствует о более глубокой степени гидратации цемента в смесях, содержащих поверхностно-активное вещество.

Результаты определения вещественного состава образцов затвердевшей закладочной смеси с добавкой поверхностно-активного вещества показали существенное повышение содержания кислорода. Также в отличие от образцов без поверхностно-активного вещества в составе закладки появилось незначительное присутствие хлора, воздействие которого необходимо изучить.

Таким образом, анализ результатов проведенных экспериментов позволяет сделать вывод о технической целесообразности использования поверхностно-активных веществ для улучшения реологических характеристик твердеющих закладочных смесей. Повышение подвижности закладочных смесей при вводе в них поверхностно-активных веществ позволяет снизить водосодержание смеси, а это естественно должно привести к повышению прочности закладки.

Добавка поверхностно-активного вещества в закладочную смесь приводит к улучшению структуры закладки, появлению большего количества центров кристаллизации, получению мелкокристаллической структуры закладки с равномерным распределением кристаллов, что также должно привести к упрочнению закладки.

## **2.7 Выводы по разделу**

1. Анализ характеристик местных материалов: известняка, породы из проходческих работ и отвалов вскрыши карьера, отсеков дробильно-сортировочной фабрики и флотационных хвостов из хвостохранилища показал, что они могут использоваться в качестве компонентов твердеющей закладочной смеси.

2. С целью более эффективного использования активности цемента целесообразно осуществлять дополнительное доизмельчение крупных зерен (более 40 мкм) для увеличения степени их гидратации. Это позволяет сделать мельничная технология приготовления закладочной смеси.

3. Установлено, что с увеличением удельной поверхности цемента с 2250 см<sup>2</sup>/г до 3500 см<sup>2</sup>/г количество связанной воды в цементном тесте увеличивается на 19%, отодвигается время начала и окончания процесса схватывания, возрастает прочность затвердевшей закладки на 57% в возрасте 7 суток и на 35-40% в возрасте 90 суток.

4. Добавка гашеной извести дает возможность снизить расход цемента с обеспечением достижения нормативной прочности затвердевшей закладки.

5. Для улучшения реологических характеристик закладочной смеси целесообразно использовать химические добавки-пластификаторы. Из исследованных добавок PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 и Pozzolith 100 XR наиболее целесообразно использовать добавку PozzolithMR 55 в дозировке 1,0 л/м<sup>3</sup>.

6. Добавка в закладочную смесь PozzolithMR 55 позволяет повысить подвижность смеси на 20%, снизить предельное напряжение сдвига, при этом прочность закладки за счет снижения водосодержания в возрасте 28 суток повышается на 12-15%.

7. Исследования микроструктуры затвердевшей закладки и ее вещественного состава с добавкой поверхностно-активного вещества показали улучшение структуры закладки, появление большего количества центров кристаллизации, получение микрокристаллической структуры закладки с равномерным распределением кристаллов.

### **3 ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ СОСТАВОВ ТВЕРДЕЮЩИХ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ**

#### **3.1 Требования к искусственным закладочным массивам и твердеющим закладочным смесям**

Искусственный закладочный массив при подземной разработке твердых полезных ископаемых характеризуется особыми, присущими только ему свойствами, которые зависят от ряда факторов: характеристики исходных материалов, технологии приготовления закладочных смесей, технологии возведения массива и условий его формирования. Естественный горный и искусственный закладочный массивы взаимодействуют между собой в процессе разработки месторождения, что оказывает влияние на их напряженно-деформированное состояние (НДС). Требования к характеристикам искусственных закладочных массивов устанавливаются в зависимости от типа искусственного массива и его назначения.

Анализ практики закладочных работ в мире позволяет выделить три типа искусственных массивов.

Первый тип - это сплошной искусственный массив, состоящий из суммы смежных одиночных массивов (камер) в пределах этажа разрабатываемого месторождения с практически одинаковыми характеристиками.

Второй тип - это сплошной искусственный массив, состоящий из чередующихся искусственных целиков из твердеющей закладки и камер с днищами из твердеющей закладки, остальная часть которых заполнена породой или низкопрочной закладкой.

Третий тип – это искусственные целики, возводимые путем заполнения монолитной закладки первичных камер и оставления свободным остального выработанного пространства.

Для первого типа искусственных закладочных массивов наибольший интерес представляют устойчивость их обнажений при очистных работах и величина относительной деформации. Нормативная прочность здесь имеет подчиненное значение, так как от ее величины может зависеть только относительная деформация. При возведении комбинированной закладки расчет ведут только на устойчивость ее обнажений, так как такие массивы применяют в условиях, где строго не лимитированы размеры допустимых смещений земной поверхности или где используют уплотненную сыпучую закладку

Для искусственных целиков первостепенное значение имеет прочность, достигнутая к определенному сроку после его возведения, которая обеспечивает безопасность ведения горных работ в конкретных условиях. От величины принятой прочности во многом зависят себестоимость закладочных работ и эффективность технологии разработки месторождения

Кроме прочности на сжатие искусственные закладочные массивы характеризуются также рядом других характеристик: пределом прочности на растяжение и изгиб, пористостью, плотностью, слоистостью, трещиноватостью, усадкой и т.д.

Для искусственных массивов из твердеющей закладки основными характеристиками, определяющими их состояние следует считать прочность, модуль упругости, коэффициент Пуассона, компрессионные свойства.

Качество искусственных массивов из твердеющей закладки оценивается несколькими прочностными показателями: пределом прочности на сжатие, растяжение и изгиб. Решающее значение при этом имеет предел прочности на одноосное сжатие. Он определяется раздавливанием образцов кубов, цилиндров, выбуренного керна на гидравлическом прессе.

Предел прочности на сжатие определяется по ГОСТам 310.2-76, 310.3-76, 310.4-81.

Таким образом, определив опытным путем, предел прочности затвердевшего искусственного закладочного массива на одноосное сжатие можно установить другие прочностные показатели, которые являются исходными данными для расчета линейных размеров искусственных массивов в конкретных горнотехнических условиях.

Искусственный закладочный массив должен обладать определенными упругими и деформационными характеристиками. Они необходимы для определения устойчивости обнажений массива горными выработками в процессе выемки смежных камер или слоев.

Для оценки устойчивости обнажений искусственного массива к сейсмическому воздействию взрывных работ при отбойке руды в смежных с заложеными камерами, необходимо знать численные значения динамического модуля упругости и коэффициента Пуассона.

Искусственный закладочный массив в ранние сроки твердения обладает свойствами упругопластической среды. Как упругопластическая среда, он вначале деформируется упруго. Далее наблюдаются пластические деформации, которые переходят в хрупкое или вязкое разрушение. Чем выше набранная прочность закладочного массива, тем больше проявляются упругие свойства и меньше - пластические. По мере набора прочности со временем твердения пластичность закладки снижается [40-41].

Прочный закладочный массив может характеризоваться возможностью хрупкого разрушения при малых деформациях, что приводит к внезапным ее отслоениям, в то время как менее прочный закладочный массив, но более пластичный, выдерживает большие деформации, так как к энергии упругой деформации добавляются затраты энергии на пластическое деформирование. Поэтому с точки зрения обеспечения безопасных условий горных работ и наименьшего разрушения закладочного массива при выемке руды в смежных камерах целесообразно использовать закладку с вязким характером разрушения.

Важное значение имеют также компрессионные характеристики твердеющих закладочных массивов. Массив должен быть таким, чтобы деформации и сдвиги пород или земной поверхности не превышали допустимые, заранее установленные пределы.

Для того, чтобы гарантированно получить искусственный закладочный массив с требуемыми характеристиками, указанными выше, необходимо его возводить из смесей, которые определяются следующими факторами:

- горнотехническими условиями разработки месторождения;
- необходимой прочностью возводимого искусственного массива, его упругими характеристиками;
- условиями доставки смеси в выработанное пространство и режимом возведения закладочного массива;
- экономической целесообразностью.

Исходя из изложенного, твердеющие закладочные смеси должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- обеспечивать проектную прочность возводимого искусственного массива в заданные сроки твердения;
- обеспечивать способность транспортироваться по трубам без расслоения, а также сохранять связность и однородность структуры во время заполнения выработанного пространства;
- гарантировать требуемую длину растекания в выработанном пространстве и полному заполнению последнего;
- иметь минимальную усадку смеси при ее твердении;
- быть экономически конкурентоспособными.

Основными реологическими характеристиками твердеющих закладочных смесей, обеспечивающими эти требования, являются: подвижность, вязкость, предельные напряжения сдвига, угол растекания.

Описанные выше параметры закладочной смеси оказывают существенное влияние на режим транспортирования смеси и структуру возводимого искусственного закладочного массива.

### **3.2 Исследование влияния компонентов закладочной смеси на прочность закладки**

На прочность искусственного закладочного массива наиболее существенное влияние оказывают следующие факторы:

- активность вяжущего вещества и его количество в единице объема твердеющей смеси;
- качество, гранулометрический состав заполнителя, а также его количество в единице объема смеси;
- количество и качество воды (водо-вяжущее отношение);
- способ смешивания компонентов;
- способ транспортирования и укладки закладочной смеси;
- условия твердения;
- возраст твердения.

Представляет научный и практический интерес анализ этих факторов и их влияние на реологические и прочностные характеристики закладочных смеси и затвердевшей закладки.

Особый интерес представляют сведения о влиянии на реологические и прочностные характеристики водо-вяжущего отношения, расхода вяжущего и способа приготовления закладочной смеси. Для этого были проведены специальные исследования.

### 3.2.1 Влияние на прочность закладки водо-вяжущего отношения

Выяснение данной зависимости важно не только для обложения необходимой прочности закладочного массива. Важное значения имеет водо-вяжущее отношение для обеспечения необходимой транспортабельности закладочной смеси. Увлечение водосодержания смеси до определенного предела улучшает транспортабельность смеси. Однако прочность затвердевшей закладки при перенасыщении ее водой существенно уменьшается. Поэтому здесь есть ограничения, которые должны обеспечивать оба параметра: транспортабельность и прочность.

Водовяжущее отношение характеризует отношение массы воды к массе вяжущего в свежеприготовленной смеси, причем учитывается только свободная не поглощенная заполнителем вода. Для твердения закладочной смеси вполне достаточно 15-20 % воды от массы вяжущего [34, с. 624]. Вместе с тем для придания твердеющей закладочной смеси необходимой подвижности, в нее добавляет значительно больше воды – 400-500 л/м<sup>3</sup>, что составляет водо-вяжущее отношение 3-4, так как при водо-вяжущим отношении 0,15-0,2 закладочная смесь получается практически сухой. При существующих смесительных устройствах компоненты смеси невозможно тщательно перемешать и смесь является абсолютно нетранспортабельной. Как показали исследования, зависимость прочности затвердевшей закладки от водо-вяжущего отношения соблюдается лишь в определенных пределах. При очень низких водо-вяжущих отношениях даже при повышенных расходах вяжущего не удастся получить необходимую плотность закладки. При значительном уменьшении водо-вяжущего отношения прочность закладки начинает уменьшаться и не отвечает требованиям.

Содержание воды в смеси является одним из определяющих факторов. Существующая на горных предприятиях технология закладочных работ характеризуется наличием в смесях значительного количество воды (450-550 л /м<sup>3</sup>) при расходе вяжущего 150-300 кг/м<sup>3</sup>. Это резко снижает прочность искусственного массива и ухудшает технико-экономические показатели применения систем разработки с твердеющей закладкой. Высокое водосодержание смеси обуславливает значительную усадку закладочного массива (на 6-10 %).

Массовая доля твердого в закладочной смеси является одним из определяющих параметров, увеличение, которого представляет собой существенный резерв для уменьшения расхода вяжущего при обеспечении необходимой прочности закладки.

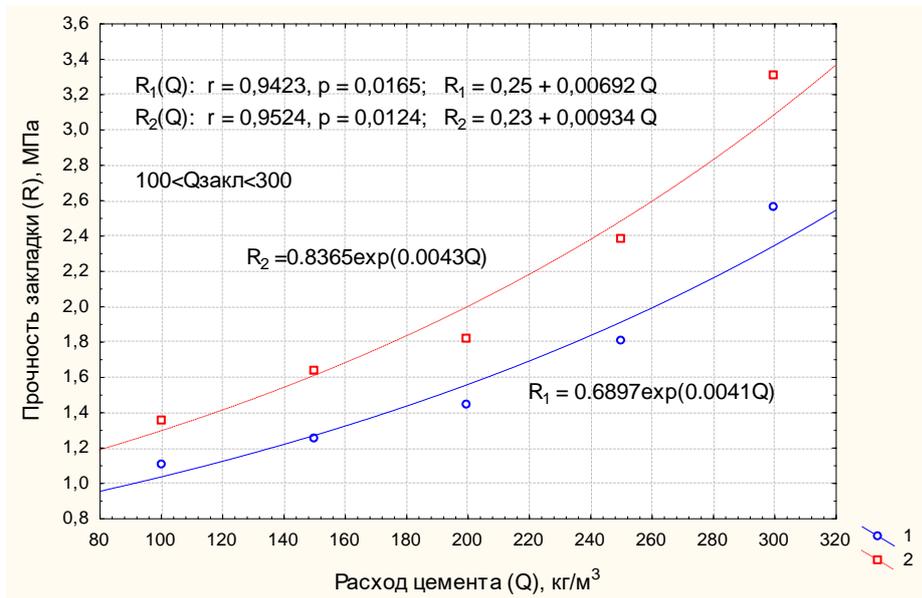
### 3.2.2 Влияние расхода вяжущего на прочность закладки

Вяжущее в закладочной смеси необходимо для связывания в монолит зерен заполнителя. Это происходит в результате химических реакций при гидратации зерен вяжущего. Вяжущее также создает базу для подвижности закладочной смеси, что обеспечивает ее транспортабельность.

Следует отметить, что вяжущее – цемент в настоящее время весьма дорого стоит, поэтому для достижения экономической эффективности закладочных работ важно получить необходимые прочностные и реологические характеристики смеси и затвердевшего искусственного массива при минимальном расходе вяжущего. Это возможно при равномерном распределении вяжущего в объеме смеси и рациональном использовании его активности.

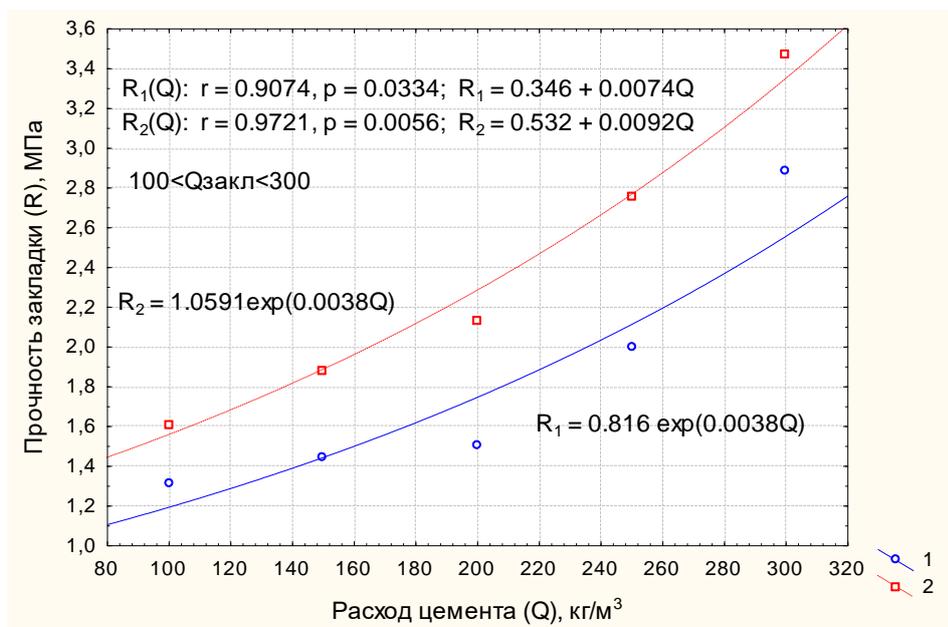
На цементных заводах Республики Казахстан производится цемент с минимальной маркой 400. Для получения искусственного массива прочностью 4...5 МПа эта марка завышена, поскольку теоретически достаточна марка вяжущего 200-250. С этой целью эффективно снижение марки цемента путем добавления к заводскому цементу извести. Это позволяет снизить расход дорогостоящего цемента при сохранении необходимых качественных характеристик вяжущего.

С целью установления влияния расхода, вяжущего и способов приготовления смеси на прочность закладки были проведены специальные эксперименты, результаты которых представлены на рисунках 3.1-3.4.



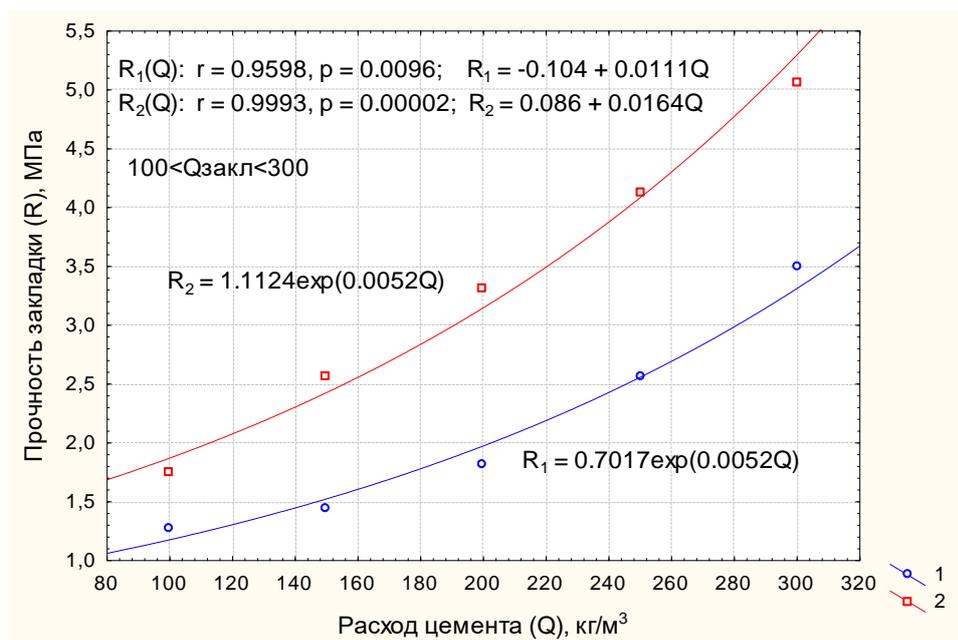
1-смесь приготовлена в лопастном смесителе; 2- в шаровой мельнице

Рисунок 3.1- Зависимость прочности закладки в возрасте 28 суток от расхода цемента с массовой долей твердой фазы в смеси 70%



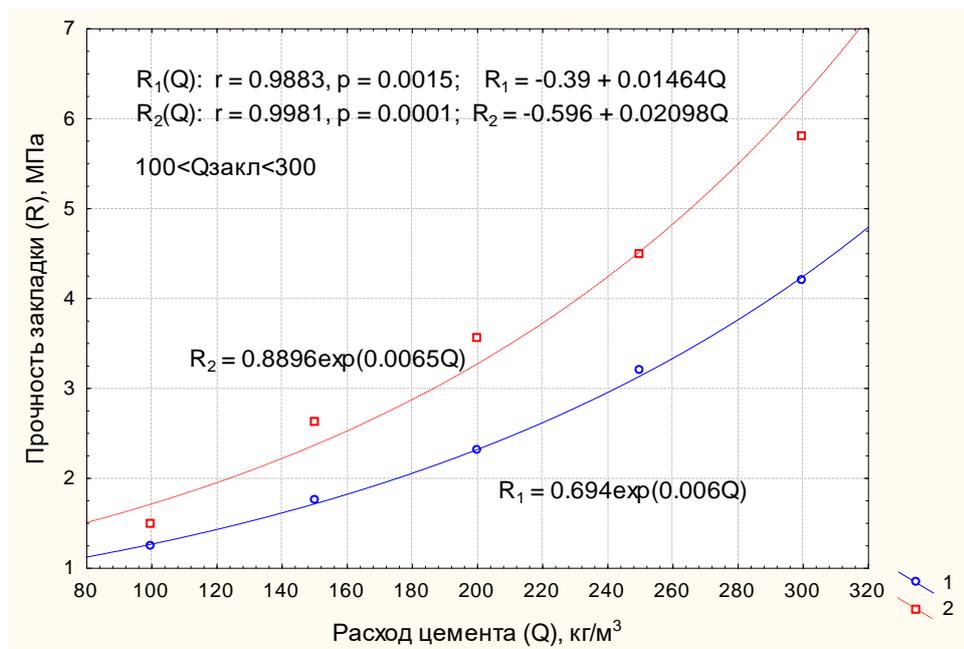
1-смесь приготовлена в лопастном смесителе; 2- в шаровой мельнице

Рисунок 3.2- Зависимость прочности закладки в возрасте 28 суток от расхода, вяжущего с массовой долей твердой фазы в смеси 75%



1-смесь приготовлена в лопастном смесителе; 2- в шаровой мельнице

Рисунок 3.3- Зависимость прочности закладки в возрасте 28 суток от расхода вяжущего с массовой долей твердой фазы в смеси 80%



1-смесь приготовлена в лопастном смесителе; 2- в шаровой мельнице

Рисунок 3.4- Зависимость прочности закладки в возрасте 28 суток от расхода вяжущего с массовой долей твердой фазы в смеси 83%

Анализ результатов экспериментов показал, что расход вяжущего неодинаково влияет на прочность закладки. При относительно низкой массовой доле твердого в смеси (70-75%) изменение расхода вяжущего с 200 до 300 кг/м³ приводит к увеличению прочности в 1,5 ... 1,7 раза, а при увеличении доли твердого до 80% в 2,2 раза.

Существенное влияние на прочность закладки оказывает также режим смесеобразования, зависящий от характеристик смесительного оборудования.

### 3.3 Выбор рецептуры закладки для условий рудника «Майкаин»

Анализ результатов экспериментов показал, что для условий рудника «Майкаин» возможно использование смесей на основе цементного и цементно-известкового вяжущего.

В качестве заполнителя могут быть использованы сухие флотационные хвосты из хвостохранилища, отсева дробильно-сортировочной фабрики самостоятельно или в смеси друг с другом.

Такие закладочные смеси обладают достаточной транспортабельностью как по вертикальным, так и по горизонтальным участкам трубопровода и удовлетворяет условиям необходимой прочности.

Проведенные расчеты по установлению необходимой прочности искусственного закладочного массива показали, что она составляет в зависимости от очередности выемки камер и площади их вертикального обнажения [33, с. 496-500] величину 2,6-4,25 МПа (таблица 3.1).

Таблица 3.1- Рекомендуемые составы закладочных смесей

Марка смеси	Удельный расход компонентов, кг/м <sup>3</sup>							Плотность смеси, кг/м <sup>3</sup>	Прочность кубиков		Ожидаемая прочность в массиве R90, МПа
	Вяжущее			Заполнитель			Вода		МПа		
	Всего	в том числе		Всего	в том числе				R28	R90	
		цемент	известь		хвосты флот	отсевы ДСФ					
M301	240	240	-	1240	-	1240	500	1990	1,1	2,85	3,7
M302	200	200	-	1280	-	1280	450	1980	0,76	1,9	2,5
M303	150	150	-	1310	-	1310	450	1980	0,4	1,1	1,5
M304	200	200	-	1330	1050	285	450	1985	1,3	3,5	4,0
M305	150	150	-	1350	650	700	450	1980	1,5	3,4	3,8
M306	150	150	-	1330	1350	-	500	1980	0,85	1,8	2,3
M307	120	120	-	1350	1350	-	500	1985	0,4	0,95	1,25
M308	170	160	50	1250	1250	-	550	1990	1,2	3,0	3,8
M309	150	180	70	1280	1280	-	580	1990	1,0	2,4	3,1
M310	170	120	50	1310	-	1310	550	1985	1,25	2,75	3,5
M311	140	480	60	1310	-	1310	550	1985	0,65	1,7	2,1
M312	170	120	50	1300	950	350	550	1980	1,15	3,0	3,3
M313	140	170	70	1350	650	600	550	1980	0,6	1,75	2,2
M314	170	80	90	1350	600	650	550	1980	0,9	2,5	2,85
M315	220	100	120	1250	1250	-	550	1990	1,2	3,4	4,2

## **4 ОТБОЙКА РУДЫ НА КОНТАКТЕ С ЗАКЛАДКОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ**

Одним из важнейших вопросов перехода к подземной разработке является доработка подкарьерных и прибортовых запасов с закладкой. Проблема заключается в том, что остающиеся запасы, как правило, имеют сложную конфигурацию, изменяющуюся как по высоте, так и по ширине. Кроме того, их отработка, как правило, сопровождается сложными геотехническими условиями и высокими рисками обрушений [42, 43]. Практически эти участки можно рассматривать как отдельные рудные тела, для эффективной отработки которых требуется объединение этих фрагментов в единый рудник. Это не всегда удается осуществить, и доработка ведется несколькими обособленными участками с довольно низкой производительностью и эффективностью.

При переходе с открытых работ на подземные при разработке залежей известны примеры из отечественной и зарубежной практики, когда между открытыми и подземными работами образуется единое выработанное пространство. Камеры, отработанные со дна карьера и подземных выработок, не имеют потолочины и выходят непосредственно в карьер. Существуют два основных варианта образования единого выработанного пространства с карьером. В первом случае при подземной доработке руд непосредственно под дном карьера между карьером и подземными выработками оставляют подкарьерную потолочину, которую впоследствии обрушают по мере опережающей выемки руд подземными камерами. Потолочину обрушают, используя бурение карьерными станками со дна карьера и шахтными буровыми установками из подземных выработок.

Во втором варианте подкарьерный блок одновременно обуривают со дна карьера и из подземных буровых выработок глубокими скважинами диаметром 200...300 мм и глубиной 30...100 м. Обуривание и подготовку блоков ведут различными вариантами систем: этажно-камерной, подэтажных и этажных штреков и т. п. Независимо от применяемой системы разработки под дном карьера образуют открытые камеры высотой от 40 до 300 м. В ряде случаев для уменьшения потерь руд в нерабочих бортах карьера, расположенных непосредственно выше уровня дна карьера, производят одновременное обрушение и бортов карьера.

### **4.1 Анализ работ по отбойке руды на контакте с закладкой**

Наиболее перспективным направлением, с точки зрения сокращения потерь и разубоживания руды является применение систем разработки с закладкой выработанного пространства [44].

Поэтому, нами для отработки данного месторождения комбинированным способом была предложена система разработки с камерной выемкой и закладкой, с поэтапной отработкой. Принципиально отработка рудных тел такими системами представляет следующую цепочку. Запасы руды в пределах этажа вынимают камерами в несколько очередей с оставлением рудных

целиков и заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Впоследствии рудные целики (камеры последующих очередей) извлекают под охраной искусственных. Идентичность параметров камер, обрабатываемых в различные очереди, позволяет применять одну технологию ведения очистных работ и способствует улучшению технико-экономических показателей по системе. Для различных стадий обработки необходимы разные составы закладочной смеси, с разными прочностными характеристиками, которые были определены в ходе лабораторных исследований. Необходимая прочность искусственного массива при разработке Майкаинского месторождения составляет:

- камер I очереди – 2,6 МПа;
- камер II очереди – 3,0 МПа;
- камер III очереди – 4,25 МПа.

Однако, при системах разработки с закладкой при отбойке руды закладочный массив может быть поврежден в результате взрывания скважин. На многих рудниках разубоживание руды закладочным материалом приводит к резкому ухудшению извлечения металлов при обогащении (потери при обогащении соизмеримы с разубоживанием при добыче). Иногда ущерб от снижения извлечения при обогащении из-за разубоживания закладочным материалом может значительно превышать всю сумму затрат на закладку [45]. Поэтому, отбойка руды на контакте с твердеющей закладкой вопрос весьма серьезный. Потому что, закладочный материал, попадая в руду, снижает извлечение металла в концентрат. Разубоживание руды закладочным материалом на 1% снижает извлечение руды в концентрат на 3%. В этой связи в первую очередь необходимо принимать меры по уменьшению разубоживания руды закладочным материалом.

На руднике Булянхулу в Танзании [46], наблюдались высокие показатели потерь и разубоживания. В связи с чем, было принято решение использовать пастовую закладку и изменить параметры буровзрывных работ (БВР).

Для каждого типа пород, а также в контактных зонах использовались разные параметры: длины скважин и зарядов, разные замедления и даже типы взрывчатых веществ.

В результате расчетов и нескольких тестовых взрывов, удалось уменьшить разубоживание, преимущественно за счет изменения параметров БВР, а потери за счет использования закладки и уменьшения количества целиков.

Группа австралийских ученых проводила исследования [47] и попыталась моделировать механизм разубоживания руды закладочным материалом при отбойке на контакте с использованием известной консалтинговой компании и программного обеспечения. Авторы считали количество материала, симулировали механизм самого разубоживания. В целом результаты по количеству разубоживания не сильно отличны, но вот механизм предсказать на сегодняшний день не представляется возможным ввиду различия физико-механических свойств пород в пространстве, неточностей в бурении, зарядке, человеческих факторов и т.д.

Разубоживание руды было одной из главных проблем на подземном руднике СиндесареХурд компании Хиндустан Цинк, Индия. Влияние разубоживания руды, как напрямую, так косвенно отражалось на полной себестоимости производства. В результате полного пересмотра всех циклов от моделирования рудных тел и содержаний, до проектирования камер их очередности, и самое главное бурения и отбойки были получены положительные результаты. Разубоживание на руднике снизилось с более чем 17% в 2011 году до 5% в 2014-2015 годы [48].

В работах [43, р. 528; 45, с. 19-25; 49] сделан вывод, что применение послышной отбойки руды в зажиме и торцевым выпуском для повторения при отбойке сложного геологического контура и полного извлечения руды недостаточно ограничиваться выбором минимальных размеров отрабатываемых слоев. Технологические процессы по отбойке и выпуску при данной системе своеобразно связаны с морфологией оруденения, поэтому для качественного выполнения процессов необходимо создать соответствующие условия. Так, для отбойки руды необходимо обеспечить обнаженную поверхность и компенсационное пространство по направлению отбойки с требуемыми параметрами. Таким образом, в целях уменьшения потерь и разубоживания руды, технологии комбинированной отработки рудных тел сложного строения должны предусмотреть создание обнаженной поверхности и необходимого компенсационного пространства для приконтурных участков слоя путем бурения скважин (наиболее точно повторяющих изменчивый контур оруденения) со дна карьера и из подземных выработок и оптимальным расположением выпускных выработок.

В основу следующего способа заложен способ подземной разработки рудных тел с высокой изменчивостью контура рудного тела, изложенный в работе [44, р. 478]. Сущность способа заключается в опережающей отбойке секций у контуров рудного тела с целью создания для приконтурных участков обнаженной поверхности. Затем отбивается оставшаяся часть слоя. Отработка производится следующим образом. После завершения открытых горных работ из карьера разбуриваются скважины параллельно контуру рудного тела на расстоянии до 4-6м от лежачего бока и до подземного буро-доставочного горизонта. Оставшуюся часть слоя, расположенную у висячего бока обуривают из подземной выработки. При этом граница отбойки между двумя секциями располагается параллельно контуру лежачего бока рудного тела. Первым взрывается слой, обуренный из подземной выработки. Для создания необходимого разрыхления руды производят частичный выпуск (15-20% от запасов секции) из подземной выработки, расположенной у висячего бока. Затем взрывают оставшуюся часть у лежачего бока. Отбойку второй секции, обуренную из карьера, производят на образованную обнаженную поверхность короткозамедленно, увеличивая интервал замедления между рядами скважин от обнаженной поверхности к контуру. По окончании отбойки всего слоя производят выпуск руды и переходят на следующий слой. В результате, потери

руды на выемочном контуре снижаются в 3-4 раза, а разубоживание на 15-20% по сравнению с обычной технологией.

#### **4.2 Технология заряжения вееров скважин при отбойке руды на контакте с закладкой**

Напряженно-деформированное состояние массива горных пород в районе заложённой камеры формируются с учетом направления действия максимального и минимального напряжения. С другой стороны, во время ведения скважинной отбойки руды на контакте с закладкой, т. е. в контактируемой зоне руда – закладка, происходит действие волн напряжения возникающих при детонационном давлении, что разрушает как горный, так и закладочный массив.

Кроме того, в [50] указано «Для наиболее эффективного использования заключающейся в газах взрыва энергии при отбойке пород на параллельную открытую поверхность процесс трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении, должен несколько опережать время начала расширения газов в зарядной полости, т.е. должно выдерживаться условие»:

$$t_{раз} \leq t_{рас}, \quad (22)$$

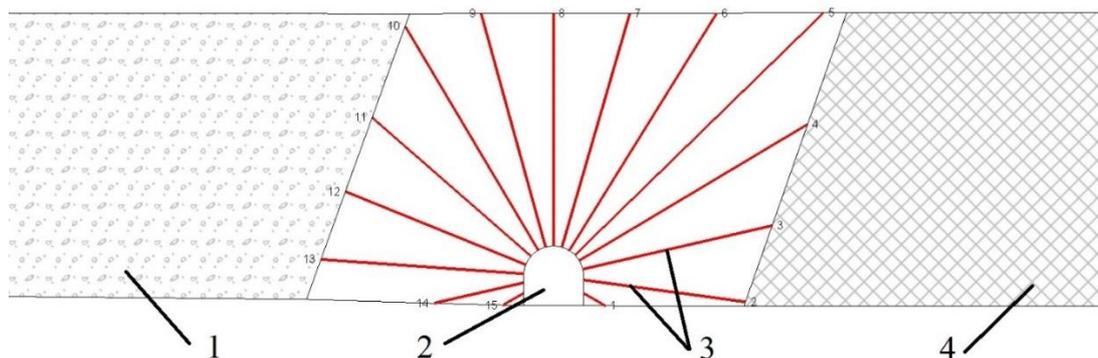
где  $t_{рас}$  – время начала расширения газа взрыва во взрывной полости с момента инициирования заряда;  $t_{раз}$  – время начала разрушения массива.

Отсюда возникает вопрос, о необходимости эффективного использования газа взрыва в условиях отбойки руды на контакте с закладкой.

Из вышеизложенного следует, что во время взрыва в контакте массив - закладка должно быть минимальное напряжение, но в то же время веерные скважины с помощью взрыва должны отделить горную породу от массива.

Таким образом, прилагаемое усилие на отделение горных пород от массива должно быть минимальным, что соответственно позволяет снижать возникновение напряженно-деформированного состояния закладочного массива, что в свою очередь снижает ее разрушение и разубоживание руды закладочным массивом.

На рисунке 4.1 показано крутопадающее рудное тело, отработанный слой, который заложён твердеющей закладкой (1), обуренные веерные скважины (3) на контакте с закладкой с одной стороны и неотработанное рудное тело с другой стороны (4).

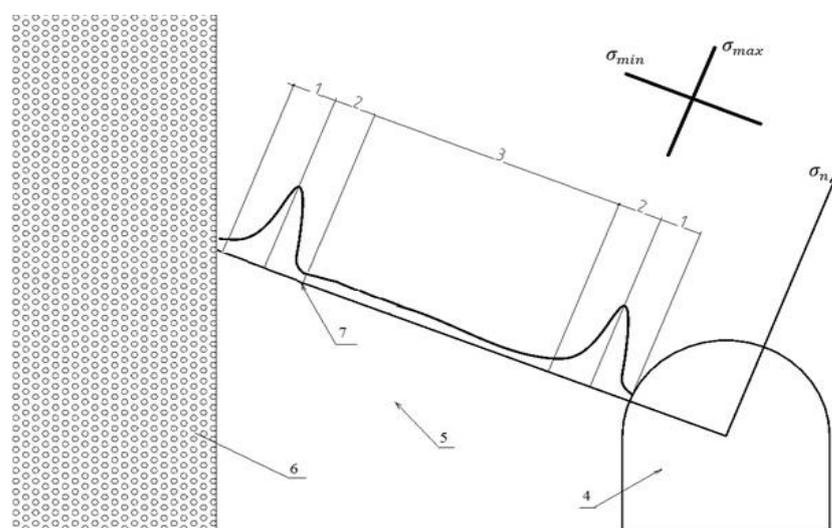


1 - отработанный слой руды, заложённая твердеющей закладкой; 2 - буровая выработка; 3- веерные скважины; 4 – рудное тело

Рисунок 4.1–Схема отработки крутопадающего рудного тела

Известно, что в ближней зоне заложённых закладкой камер возникает различное напряженно-деформированное состояние массива горных пород под воздействием гравитационных сил, в зависимости от направления действия главных напряжений и ослабления устойчивости пород под воздействием массовых взрывов. В этой связи, напряжение, необходимое для разрушения массива горных пород вокруг заложённых камер, создаваемое с помощью взрывных работ, может быть различным.

На рисунке 4.2 показано теоретическое распределение вертикальных напряжений вдоль скважины, расположенной в направлении действия минимального главного напряжения.



1- зона разгрузки; 2 – зона концентрации напряжения; 3 – зона рудного массива, находящаяся в естественном напряженном состоянии; 4-буровая выработка; 5 – рудный массив; 6 – закладочный массив; 7 - контрольная скважина

Рисунок 4.2 - теоретическое распределение вертикальных напряжений вдоль скважины, расположенной в направлении действия минимального главного напряжения

Из рисунка 4.2 видно, что в ближней зоне к закладочным массивам напряженно-деформированное состояние массива снижается, а при дальнейшем увеличении этого расстояния напряженно-деформированное состояние массива увеличивается и достигает максимальной величины, после чего снижается до напряженного состояния в естественном массиве, а затем в ближней зоне буровой выработки вновь возрастает.

Для исследования распределения напряжений вдоль скважины, расположенной в направлении действия суммарного напряжения было проведено компьютерное моделирование с использованием программы Examine2D.

Для условий месторождения Майкаин, на рисунке 4.3 приведены суммарные напряжения (с зоной разгрузки) для камер первой очереди после закладки. Как видно, меньшие напряжения от выемки руды камеры первой очереди приходятся на середину камеры, а максимальные - к верхнему и нижнему углам камеры первой очереди.

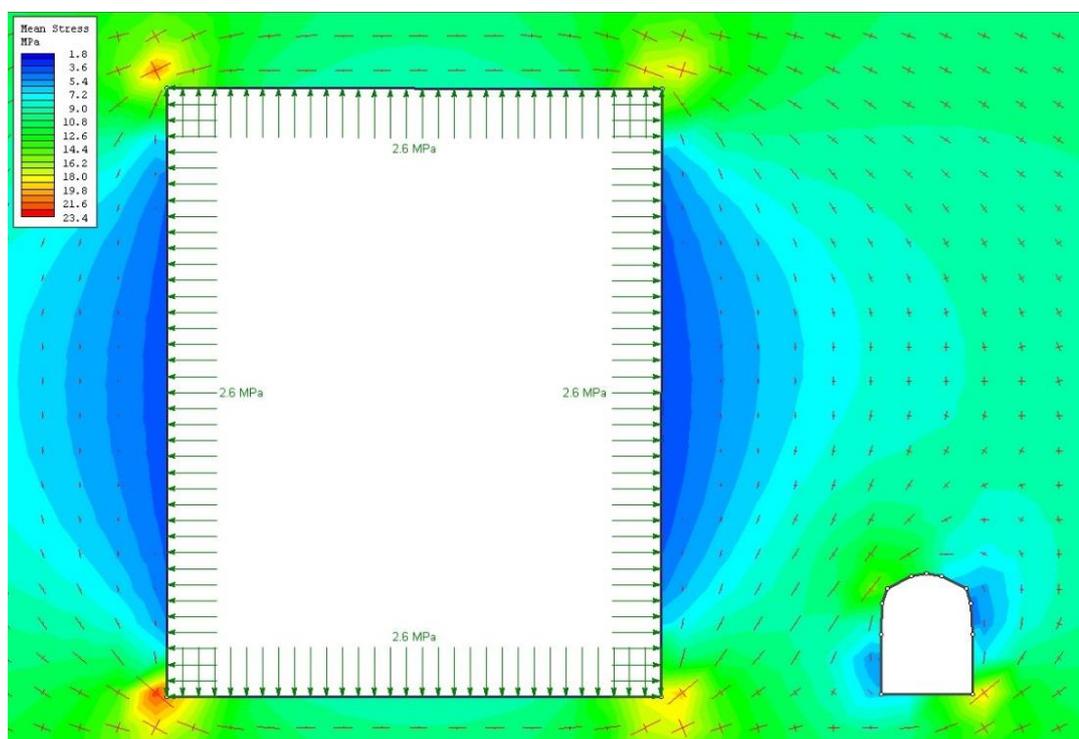


Рисунок 4.3- Напряжения вокруг заложённой камеры и буровой выработки

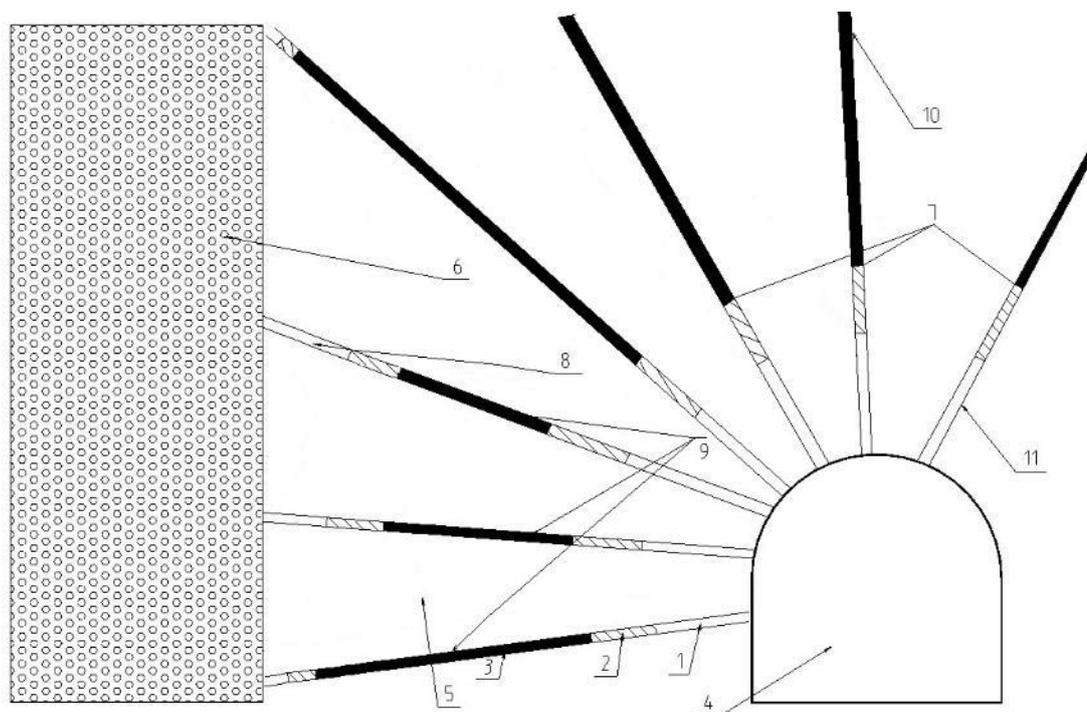
С учетом этого можно сделать вывод, что необходимые величины незаражаемой части некоторых веерных комплектов скважин в их донной части должны быть установлены с учетом длины зоны разгрузки [51].

### 4.3 Предлагаемая схема расположения зарядов при отбойке руды на контакте с закладкой

В наиболее жестких условиях находится слой закладочного массива по его контакту с полезным ископаемым. В процессе выемки рудных запасов

контактный слой выдерживает максимальные нагрузки от взрывов, а при его обнажении на поверхностный слой действует нагрузка от горного давления и давления со стороны закладочного массива. Воздействие взрывных волн проявляется в этих условиях в виде вывалов и обрушений бетонной закладки, что вызывает увеличение разубоживания руды и приводит к повышенной опасности горных работ. Исследованиями было установлено, что при применении камерной системы с отбойкой руды скважинами и с закладкой, наименее напряженно-деформированной частью массива в контакте с закладкой является средняя часть массива в камере второй очереди, а наиболее нагруженной частью – верхняя и нижняя части камеры. В результате было определено распределение вертикальных напряжений вдоль скважины, расположенной в направлении действия минимального главного напряжения. С учетом данного факта и для снижения разубоживания руды была установлена незаряжаемая часть некоторых верных комплектов скважин в их донной части на величину длины зоны разгрузки.

На рисунке 4.4 представлена рекомендуемая схема расположения скважин и размещения в них ВВ [52].



1-зона разгрузки; 2 – зона концентрации напряжения; 3 – зона рудного массива; 4-буровая выработка; 5 – рудный массив; 6– закладочный массив; 7 – взрывные скважины, в рудном массиве; 8 – взрывная скважина, ориентированная в направлении действия  $\sigma_{\min}$ ; 9 – взрывные скважины, контактирующие с закладочным массивом; 10–величина недозаряда взрывных скважин в донной части; 11-величина недозаряда взрывных скважин в их устьевой части;  $\sigma_{\max}$ ,  $\sigma_{\min}$  – соответственно, максимальные и минимальные главные напряжения

Рисунок 4.4- Схема расположения скважин и размещения в них ВВ

По результатам исследований была получена зависимость недозаряда от общей длины скважины. Результаты отражены в таблице 4.1

Таблица 4.1 - Зависимость недозаряда от общей длины скважины

№ п/п	Лскв, м	Инд, м	Коэффициент недозаряда
1.	6,2	0,4	0,26
2.	8,1	0,6	0,3
3.	13,0	1,0	0,34
4.	9,3	0,7	0,31
5.	10,4	0,8	0,33
6.	11,5	0,9	0,34

По полученным результатам был построен график, представленный на рисунке 4.5.

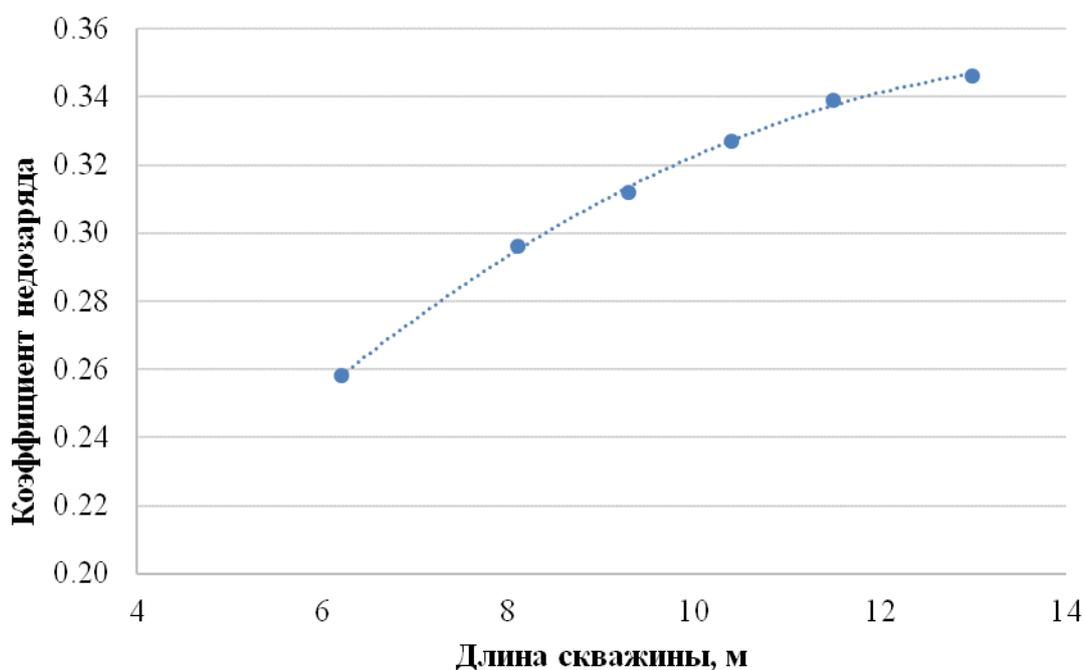


Рисунок 4.5 - Зависимость коэффициента недозаряда скважин со стороны закладочного массива от длины скважины

Статистическая обработка данных экспериментов позволила получить зависимость величины коэффициента недозаряда от длины скважины

$$K_{нед} = -0.0013 \times L_{скв}^2 + 0.04 \times L_{скв} + 0.07 \quad (23)$$

$$6 < L_{скв} < 13.$$

где  $L_{скв}$  — длина скважины в метрах;  
 $K_{нед}$  — суммарный коэффициент недозаряда.

Эту технологию необходимо выполнить в следующей последовательности.

Используя исходные данные, а именно физико-механические свойства руды и вмещающих пород, глубину разработки, параметры камеры и буровой выработки рассчитывается суммарные напряжения на контакте камер соседних камер. Суммарные напряжения и параметры камер и буровой выработки заносятся с учетом масштаба. С учетом того, что интенсивная зона разгрузки составляет 0,2-0,25 от величины нормального напряжения, определяем величину недозаряда скважин в их донной части.

Таким образом, определение величины заряда с учетом напряженно-деформированного состояния массива позволяет снизить удельный расход ВВ, потери и разубоживание руды закладочным материалом.

#### 4.4 Ожидаемая экономическая эффективность

Ожидаемая экономическая эффективность от использования предложенных технологии рассчитывается с учетом снижения разубоживания руды закладочной смесью от взрывных работ на контакте с закладкой, экономии цемента в закладочной смеси:

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_p + \mathcal{E}_c - \mathcal{Z}_d, \text{ тг}, \quad (24)$$

где  $\mathcal{E}_p$  – экономия средств от снижения разубоживания руды закладочной смесью от взрывных работ;

$\mathcal{E}_c$  – экономия средств за счет снижения количества цемента в закладочной смеси при использовании добавки;

$\mathcal{Z}_d$  – затраты на приобретение добавки.

Экономия средств от снижения разубоживания руды закладочной смесью от взрывных работ определяется:

$$\mathcal{E}_p = (Q_{pb} - Q_{pp}) \times \mathcal{Z}_p, \text{ тг}, \quad (25)$$

где  $Q_{pb}$  и  $Q_{pp}$  – соответственно объемы разубоженной закладочной смеси при базовом и предлагаемом технологиях, т;

$\mathcal{Z}_p$  – затраты на доставку, транспортировку и другие операции разубоженной закладочной смеси, т/т.

$$\mathcal{E}_p = (25000 - 15000) \times 3060 = 30600000 \text{ тг}$$

Экономия средств за счет снижения количества цемента в закладочной смеси при использовании добавки:

$$\mathcal{E}_c = (q_b - q_p) \times Q_z \times \mathcal{C}, \quad (26)$$

где  $q_b$ ,  $q_p$  – соответственно расход цемента на кубометр закладочной смеси при базовой и предлагаемой технологиях, т;

$Q_z$  – необходимый годовой объем закладки,  $m^3$ ;

$C$  – цена 1 т цемента, тг/т.

Тогда

$$\text{Эц} = (0,14 - 0,123) \times 89000 \times 16000 = 24208000 \text{ тг}$$

Дополнительные затраты на приобретение добавки

$$Z_p = Q_d \times Q_z \times C_d, \text{ тг}, \quad (27)$$

где  $Q_d$  – необходимый годовой объем добавки, т;

$C_d$  – цена 1 т добавки

Тогда

$$Z_p = 0,001 \times 89000 \times 280\,000 = 24920000 \text{ тг}$$

Тогда, ожидаемый экономический эффект составит

$$\text{Э} = 30600\,000 + 24208000 - 24920000 = 29888000 \text{ тг}$$

Общий ожидаемый экономический эффект будет равен 29,8 млн.тенге.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе дано решение актуальной проблемы отработки подкарьерных и прибортовых запасов руды при комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых.

По результатам проведенных исследований можно сделать следующее заключение.

1. Проведенный анализ мирового опыта выемки подкарьерных и прибортовых запасов руды позволяет сделать вывод о том, что для условий Майкаинского рудника эффективным способом отработки руды, находящейся под дном карьера и в его бортах целесообразно применить этажно-камерную систему разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства и стадийной выемкой.

2. Установлена рациональная прочность закладки с учетом стадийности выемки камер. Необходимая прочность искусственного массива при разработке Майкаинского месторождения составляет:

- для закладки камер I очереди – 2,6 МПа;
- для закладки камер II очереди – 3,0 МПа;
- для закладки камер III очереди – 4,25 МПа.

3. Прочность искусственного закладочного массива должна удовлетворять условию устойчивости вертикальных обнажений с учетом стадийности выемки камер. Например, с изменением высоты обнажения от 5м до 40 м, прочность закладочного массива изменяется от 1,2 МПа до 4,0 МПа.

4. Для получения закладочных смесей, обеспечивающих необходимую подвижность и прочность закладочного массива для условий рудника Майкаин, с целью снижения затрат в качестве заполнителя целесообразно использовать местные флотационные хвосты из хвостохранилища и отсева дробильно-сортировочной фабрики, а в качестве вяжущего – смесь портландцемента с известью.

5. Установлено, что добавка в закладочную смесь поверхностно-активного вещества PozzolithMR 55 в дозировке 1,0 л/м<sup>3</sup> закладочной смеси, улучшает ее подвижность на 20% и способствует повышению прочности на 12-15%.

6. Разработана методика и предложены рациональные составы закладочных смесей для закладки камер при выемке подкарьерных и прибортовых запасов Майкаинского рудника, обеспечивающих безопасную и экономически целесообразную технологию горных работ.

7. Предложена технология отбойки руды на контакте с закладочным массивом, с учетом зоны разгрузки. При этом величину незаражаемой части верных комплектов скважин в их донной части со стороны закладочного массива необходимо принимать равной длине зоны разгрузки. При длине скважины от 6м до 13м, величину недозаряда со стороны закладочного массива необходимо принимать равной от 0,4 м до 1,0 м.

8. Расчетный экономический эффект от предлагаемых технологических и технических решений составляет 29,8 млн. тенге на годовой объем добычи.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Крупник Л.А., Юсупов Х.А., Абен Х.Х. Рынок золота: состояние и перспективы // Горный журнал Казахстана. – 2016.- №1. – С. 5-9.
- 2 Абен Х.Х. Формирование закладочного материала с учетом изменения его свойств // Международная конференция «Инновационное развитие горнодобывающей отрасли». - Кривой Рог, 2016. - 101 с.
- 3 Мухтаров Т.М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. - М: Наука, 1988. – 230 с.
- 4 Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. - М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. – 560 с.
- 5 Терентьев В.И., Черных А.Д. Комплексная открыто – подземная разработка подкарьерных и прибортовых запасов рудных месторождений – М.: ИПКОН РАН, 1988. – 244 с.
- 6 Романько А.Д., Романько Е.А. Уменьшение потерь и засорения руды при обработке прибортовых запасов подземным способом с засыпкой карьера (тезисы) // Комбинированная геотехнология: развитие способов добычи и безопасность горных работ. Тезисы докладов международной научно-технической конференции. - Магнитогорск, 2003. – С. 80-81.
- 7 Аминов В.Н. Развитие технологии разработки подкарьерных запасов namощных рудных месторождениях в условиях Севера: дис. ... док.техн.наук. - Апатиты, 2000. – 285 с.
- 8 Ивашов Н.А. Обоснование способов вскрытия запасов за контурами карьеров при комбинированной разработке месторождений: дис. ... канд.техн.наук. – Магнитогорск, 2007. -169 с.
- 9 Рыльникова М.В., Зинуров А.В. Обоснование технологии отработки законтурных запасов в основании юго-восточного борта Учалинского карьера комбинированными горными работами // Горные науки на рубеже 21 века: сб науч. тр. - Пермь: УрО РАН, 1997. - С. 67-72.
- 10 Соловьев А.А., Зобнин В.И. Схемы выемки законтурных запасов руды на карьерах // Горный журнал. - 2007. - №5. - С. 12-14.
- 11 Гордеев П. Системно-оптимизационная оценка комбинированных геотехнологий (на примере медноколчеданных месторождений Учалинской группы). - Магнитогорск, 2000 – 151 с.
- 12 Коротких Л.М., Лубенец Н.П., Сашурин А.Д., Беркутов В.А. Проблемы комбинированного способа разработки Гороблагодатского железорудного месторождения // Горный журнал. - 1985. - №9.
- 13 Зурков П.Э. Классификация открыто-подземных методов разработки переходных этажей // Действия промышленных взрывов на массив горных пород и сооружений. - 1965. - Вып. 51.- С. 49-55.
- 14 Волков Е.С. Выбор параметров подэтажного обрушения и режима выпуска руды при повторной разработке наклонных залежей: автореф. ... канд.техн.наук. -М., 1978.
- 15 Калмыков В.Н., Мещеряков Э.Ю., Носков С.С. Анализ геомеханического состояния прибортового массива при доработке запасов с

обрушением руд и пород // Геомеханика в горном деле. Доклады международной конференции. -Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2005. - С. 141-147.

16 Неверов С.А. Обоснование технологии поэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды в условиях мощных крутопадающих залежей: автореф. ... канд. техн. наук. - Новосибирск, 2006. – 23 с.

17 Титов В.Д. Ярусный способ вскрытия и подготовки этажей в условиях шахт Криворожского бассейна // Горный журнал. - 1973. - №8.

18 Некерова Т.В. Геомеханическое обоснование параметров бортов карьеров при комбинированной разработке рудных месторождений: дис. ... канд. техн. наук. - Магнитогорск, 2010. - 163 с.

19 Романько Елена Александровна. Обоснование параметров технологии отработки приконтурных запасов карьеров системами разработки с обрушением: дис. ... канд. техн. наук. -Магнитогорск, 2007.- 131 с.

20 Ярмухаметов З.Г. Обоснование технологии подземной разработки приконтурных запасов карьеров (на примере Сибайского месторождения): дис. ... канд. техн. наук. - Магнитогорск, 1998. – 185 с.

21 Шеховцов В.С. Создание технологии разработки сложноструктурных залежей под мощными рыхлыми отложениями с защитным слоем руды: дис. ... док. техн. наук. - Новокузнецк, 1997. - 308 с.

22 Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. - М.: Недра, 1984. - 224 с.

23 Проект: «Добыча золотосодержащих руд месторождения Майкаин «В» подземным способом», «КазГорПроект». - Алматы, 2011.

24 Проект: «Реконструкция рудника Майкаин в связи с переходом на подземный способ добычи руды». - Институт «ВНИПИгорцветмет», 1970.

25 Проект: «Отработка бортовых запасов северо-восточного фланга месторождения «В» выше горизонта 160 м». - Институт «Гипроцветмет». – М., 2001.

26 Крупник Л.А., Абен Х.Х. Технология отработки подкарьерных и прибортовых запасов месторождения Майкаин «В» // Сборник материалов Международных XV Байконуровских чтений. - Жезказган, 2015. - С. 53-55.

27 Кравченко В.П., Куликов В.В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1974. - 200 с.

28 Крупник Л.А., Агапова Н.П., Абдикалыкова Р.С. Улучшение реологических характеристик твердеющих закладочных смесей и упрочнение закладочных массивов добавкой поверхностно-активных веществ // Вестник КазНТУ. - Алматы, 2011. - №2. – С. 160-165.

29 Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года, №352.

30 Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки. Согласованы приказом комитета по государственному надзору за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 4 декабря 2008 г., №46.

31 Руководство по определению нормативной прочности твердеющей закладки на рудниках цветной металлургии. - СПб.: ВНИМИ, 1993.

32 Методические указания по определению нормативной прочности твердеющей закладки и оценке прочностных свойств искусственных массивов. - ВНИМИ, 1975.

33 Абен Х.Х., Юсупова Б.Р. Нормативная прочность закладочного массива для условий рудника «Майкаин» // Труды Международных Сатпаевских Чтений. - Алматы, 2017. - С. 496-500.

34 Битимбаев М.Ж., Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых. - Алматы, 2012.- 624 с.

35 Паурс К.Ф., Шаповалов Н.А., Ломаченко В.А., Смось А.А. Влияние суперпластификатора СБ-3 на подвижность бетонной смеси и прочность бетона // Изв. вузов. Сер. Стр-во и архитектура. - 1986. - №11.- С. 52-54.

36 Глазкова С.В., Сергиенко Л.Н., Харченко А.В. и др. Новая пластифицирующая добавка // Бетон и железобетон. - 1989. - №6. - С. 19-20.

37 Aben Kh. Effect of chemical additives-plasticizers on the properties of backfill // Горный журнал Казахстана. – 2018. - №2. - С. 14-16.

38 Битимбаев М.Ж., Крупник Л.А., Абен Х.Х., Абен Е. Х. Подбор состава закладочной смеси при отработке подкарьерных запасов // Горный журнал (Scopus). – М., 2017. - №2. - С. 57-61.

39 Влияние добавок-пластификаторов на структуру закладки // Труды Сатпаевских чтений: Инновационные решения традиционных проблем: инженерия и технологии. - Алматы, 2018. - С. 824-826.

40 Фаустов С.И. Разработка эффективных технологических схем добычи руды и формирования закладочного массива при нисходящей слоевой системе разработки: дис. ... канд. техн. наук. - Усть-Каменогорск: Восточ. научно-исслед. горно-металлург. ин-т цв. металлов, 2002. – 105 с.

41 Ананин А.И. Оценка уровня надежности системы «массив-закладка» при разработке крутопадающих залежей с твердеющей закладкой: дис. ... канд. техн. наук. - Алматы: ИГД им. Д.А.Кунаева, 1992. - 99 с.

42 Савич И.Н. Комбинированная разработка кимберлитовых месторождений // Горная Промышленность. - М., 2004. - №1. - С. 25-28.

43 Brady Rock V.H.G. Mechanics: For Underground Mining. - Springer Science& Business Media, 2012. - 528 p.

44 Ping Wang, Huiqiang Lia, Yan Lib. Bo Cheng Stability analysis of backfilling in subsiding area and optimization of the stoping sequence // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. – 2013. – Vol. 5, issue 6. - P. 478–485.

45 Битимбаев М.Ж., Крупник Л.А., Шапошник Ю.А. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. - Алматы, 2012. - №5. - С. 19-25.

46 Chilala G.C., de Assuncao J., Harris R., Stephenson R.M. 'Initial effects of improved drill and blast practices on stope stability at Acacia's Bulyanhulu Mine', in Y Potvin (ed.), Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 241-254.

47 Veenstra R.L. A methodology for predicting dilution of cemented paste backfill', in Y Potvin (ed.), Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 527-539.

48 Dutta S., Lal A., Chittora V., Chordia L., Tailor D. Ore dilution control practised at Sindesar Khurd Mine of Hindustan Zinc Ltd', in Y Potvin (ed.), Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 553-568.

49 Ajoy K. Ghose, Akhilesh Joshi Blasting in Mining. – New Trends; CRC Press, 2012. - 150 p.

50 Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкевич К.П. и др. Физика взрыва. - М.: Наука, 1975. - 704 с.

51 Крупник Л.А., Абен Х.Х., Мырзахметов С.С., Юсупова Б.Р. Отбойка руды на контакте с закладкой при разработке подкарьерных запасов. Взрывное дело. – М.: ИПКОН РАН, 2017. - С. 205-213.

52 Aben Kh., Krupnik L.A., Shaposhnik Y.N. Technology of blasting at the contact with backfilled stopes // Горный журнал Казахстана. – 2017. - №11. - С. 4-5.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

**УТВЕРЖДАЮ**  
**Директор НИПИ «Казгорпроект»**  
**Утебаев Д.А.**  
*«10» января 2018 г.*



### А К Т

**о реализации научных результатов, полученных в диссертации Абен Х.Х. на соискание степени доктора PhD по специальности «6D070700 – Горное дело» на тему: «Разработка технологии закладочных работ для отработки прибортовых и подкарьерных запасов»**

Мы, нижеподписавшиеся представитель НИПИ «Казгорпроект», главный инженер проектов Маханов Б. и докторант НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И.Сатпаева» Абен Х.Х. составили настоящий акт о том, что результаты, полученные в диссертации, а именно технология отработки покарьерных и прибортовых запасов руд со стадийной выемкой и закладкой с разной прочностью, технология отбойки руды на контакте с закладкой, приняты к использованию при проектировании месторождений с аналогичными горно-геологическими условиями.

От НИПИ «Казгорпроект»  
Главный инженер проектов  
*Маханов Б.* Маханов Б.

От КазНТУ им.К.И.Сатпаева  
докторант  
*Абен Х.Х.* Абен Х.Х.