

*На правах рукописи*



**Зозуля Артем Михайлович**

**Совершенствование технологии блочного подземного  
выщелачивания скальных урановых руд  
(на примере Стрельцовой группы урановых месторождений)**

25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

**Диссертационная работа**  
на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель: доктор технических наук,  
профессор Овсейчук Василий Афанасьевич

Чита 2022

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	4
Глава 1 Анализ геологических условий локализации урановых месторождений Стрельцовского рудного поля и существующей технологии подготовки руд к блочному подземному выщелачиванию.....	12
1.1 Анализ геологических особенностей руд месторождений Стрельцовского рудного поля.....	12
1.2 Анализ технологии подземного выщелачивания скальных урановых руд.....	19
1.3 Постановка задач исследования.....	43
Глава 2 Совершенствование технологии горных работ при рудоподготовке к блочному подземному выщелачиванию.....	44
2.1 Анализ процессов подземного блочного выщелачивания.....	44
2.2 Пути совершенствования рудоподготовки под блочное подземное выщелачивание.....	47
2.3 Исследование физико-механических свойств руд и вмещающих пород.....	49
2.4 Исследования параметров буровзрывных работ при подготовке руды к блочному подземному выщелачиванию.....	54
2.5 Исследования отклонения взрывных скважин от их проектного направления при подземном выщелачивании.....	61
2.6 Алгоритм расчета параметров блочного подземного выщелачивания для формирования оптимального размера куска выщелачиваемой руды.....	62
2.7 Выводы по главе.....	65
Глава 3 Повышение эффективности блочного подземного выщелачивания за счет снижения технологических потерь урана.....	67
3.1 Моделирование процессов фильтрации технологических растворов при блочном подземном выщелачивании.....	67
3.2 Геологические и физико-химические предпосылки успешного выщелачивания скальных урановых руд.....	74
3.3 Разработка технологии предотвращения переотложения гидроксида уранила.....	81
3.4 Рудоподготовка горнорудной массы.....	100
3.5 Выводы по главе.....	102
Глава 4 Повышение эффективности блочного подземного выщелачивания за счет ликвидации кольтматации и достоверного планирования показателей извлечения урана в раствор.....	104
4.1 Разработка технологии устранения кольтматации	

замагазинированной руды при блочном подземном выщелачивании.....	104
4.2 Разработка методики достоверного планирования показателей подземного выщелачивания на основе их взаимосвязи.....	108
4.3 Выводы по главе.....	122
Заключение.....	123
Список сокращений и условных обозначений.....	125
Библиографический список.....	127
Приложение А.....	142
1 Методика проведения испытаний физико-механических свойств горных пород.....	142
2 Построения паспорта прочности по данным определения пределов прочности при одноосном сжатии и растяжении.....	145
3 Определение основных параметров паспорта прочности.....	147
4 Определение деформационных характеристик при одноосном сжатии.....	147
5 Определение плотности, пористости и водопоглощения горных пород.....	151
6 Определение водопоглощения горных пород.....	153
7 Определение скорости распространения упругих продольных и поперечных волн в горных породах.....	155
Приложение Б. Расчет параметров БВР при подготовке руды к подземному блочному выщелачиванию (по Тюпину – Овсейчуку).....	158
Приложение В. Расчет основных параметров БВР для скважин диаметром 0,053 м; 0,077 м; 0,088 м, 0,11 м.....	165
Приложение Г. Расчет параметров буровзрывных работ для отбойки маломощных залежей комплектами параллельно-сближенных скважин. Диаметр шпуров (скважин) – 42,0 мм.....	177
Приложение Д. Экономическое обоснование предлагаемых технологических решений по повышению эффективности блочного подземного выщелачивания.....	192
1 Методика расчета ожидаемого экономического эффекта от внедрения предложенной в диссертационной работе технологии БПВ.....	192
1.1 Базовый вариант.....	195
1.2 Предлагаемый вариант.....	195
2 Расчет экономического эффекта от внедрения технических предложений по повышению эффективности блочного подземного выщелачивания.....	197
Приложение Е. Акт внедрения в учебный процесс ФГБОУ «ЗабГУ» результатов диссертационной работы.....	200
Приложение Ж. Акт внедрения в производство ПАО «ППГХО» .....	201

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы диссертации.** Сырьевая база ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», базирующаяся на запасах урановых руд месторождений Стрельцовского рудного поля, после многолетней работы предприятия очень сильно истощена. В то же время запасы рядовых и бедных по содержанию урана руд весьма значительны. Применение традиционных технологий добычи таких руд низкорентабельно или даже убыточно. Применение же физико-химических геотехнологий для добычи и переработки бедного уранового сырья имеет достаточно большие перспективы. Одно из направлений физико-химической геотехнологии – подземное блочное выщелачивание (БПВ) – с переменным успехом использовалось на рудниках ППГХО в разные периоды его работы. Но серьезного развития это направление так и не получило. Для того чтобы обосновать широкое применение БПВ, необходимо провести более детальное изучение условий его применения, установить зависимости горнотехнологических показателей от природных свойств руд и вмещающих пород, разработать эффективные технологические схемы подготовки разных морфологических типов рудных тел к БПВ, усовершенствовать и упростить методики расчета параметров буровзрывной рудоподготовки и разработать направления повышения извлечения урана в продуктивный раствор.

**Степень научной разработанности.** Вопросами отработки бедных урановых руд занимались такие российские ученые, как академик Н. П. Лаверов, д-р техн. наук Ж. Алферов, д-р техн. наук И. Г. Абдульманов, д-р техн. наук В. И. Голик, д-р техн. наук В. В. Кротков, д-р техн. наук Д. П. Лобанов, д-р техн. наук В. А. Овсейчук, д-р техн. наук А. Г. Секисов, д-р техн. наук М. Н. Тедеев, В. Ж. Аренс, В. А. Мамилов, Д. И. Скороваров, В. Н. Мосинец и др.

Анализ опыта применения подземного блочного выщелачивания для отработки убогих урановых руд зарубежными и отечественными предприятиями («Висмут» – Германская Демократическая Республика, Лермонтовское рудоуправление, Ленинадский и Целинный ГОКи в России) показывает, что отра-

ботке данной технологией подвергались преимущественно те запасы, которые остались на месторождениях после выемки более богатой части традиционными физико-техническими методами. В категорию запасов, подвергающихся БПВ, попадали руды с неблагоприятными горно-геологическими условиями; запасы в пределах эксплуатационных блоков, оставшихся в результате обрушения камер; запасы краевых частей месторождений с весьма низким содержанием урана; руды низкого качества, но локализованные в высокопроницаемых, трещиноватых породах, минерализация которых представлена легковыщелачиваемыми урановыми минералами окисного ряда. То есть технология подземного блочного выщелачивания выступала не в роли равноправного метода отработки запасов, а в роли вспомогательного подчиненного элемента добычи. Такое положение справедливо для месторождений, где доля убогих руд незначительна. При анализе же сырьевой базы месторождений Стрельцовского рудного поля после отработки богатой составляющей установлено, что запасы бедных и рядовых руд весьма значительны, но в современных экономических условиях нерентабельны к отработке. Учитывая то, что на ПАО «ППГХО» создана мощная инфраструктурная база горного предприятия, запасы урановых руд позволяют продлить на десятилетия срок существования уранового производства при разработке технологии добычи бедных и рядовых урановых руд, позволяющей вывести это производство на уровень рентабельности. Одной из таких технологий является подземное блочное выщелачивание на базе усовершенствованных методов ведения горных работ.

Таким образом, возникла актуальная научно-техническая задача масштабного внедрения в производство подземного блочного выщелачивания совершенствованием процессов рудоподготовки скальных урановых руд с помощью более совершенных технологических схем, подбора параметров буровзрывных работ (БВР) для получения наиболее эффективного размера куска выщелачиваемой руды и повышения извлечения урана в продуктивный раствор при выщелачивании.

Решение данной научной задачи требует более углубленных исследований физико-механических свойств руд и вмещающих пород, совершенствования методик расчета параметров БВР и процессов выщелачивания замагазинированной руды.

Диссертационная работа выполнена в рамках реализации отраслевой программы Росатома РФ «Повышение эффективности отработки Стрельцовской группы месторождений урана на период до 2025 г.» и Федеральной программы по государственной поддержке ведущих российских вузов «Создание технологии отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами» (Постановление Правительства РФ от 09.04.2010 г. № 218).

**Цель работы** – повышение эффективности подземного блочного выщелачивания разработкой технологических способов совершенствования процессов буровзрывной рудоподготовки бедных и рядовых урановых руд и повышением извлечения урана в продуктивный раствор.

**Идея работы** заключается в том, что эффективное управление качеством рудоподготовки горнорудной массы к блочному подземному выщелачиванию буровзрывным способом основывается на установлении зависимости параметров БВР от горно-геологических характеристик рудного сырья, а управление качеством процесса выщелачивания магазинированных руд осуществляется разработанными технологическими операциями предотвращения кольматации рудной массы и переотложения полезного компонента в виде гидроксида урана.

Для реализации цели работы необходимо решить **следующие задачи**:

- изучить физико-механические, геологические и технологические особенности урановых руд, влияющих на эффективность их рудоподготовки;
- усовершенствовать технологию взрывной рудоподготовки урановых руд для последующего подземного блочного выщелачивания;
- разработать мероприятия по повышению извлечения урана в продуктивный раствор при блочном подземном выщелачивании;
- оценить экономическую эффективность предложенных технологических решений.

**Объект исследований** – геотехнология отработки бедных и рядовых урановых руд методом подземного блочного выщелачивания.

**Предмет исследования** – технологические процессы физико-химической геотехнологии при блочном подземном выщелачивании и методы их оптимизации.

**Научная новизна:**

1. Предложен комплекс достоверного прогнозирования оптимального гранулометрического состава урановых руд, включающий впервые полученные зависимости параметров буровзрывных работ от содержания свободного кремнезема в обрабатываемых рудах различного вещественного состава, что позволяет усовершенствовать методику расчета параметров буровзрывных работ.

2. Установлены аналитические зависимости высоты подэтажа при подготовке крутопадающих рудных тел к блочному подземному выщелачиванию от мощности рудного тела, угла наклона и длины взрывных скважин применительно к горно-геологическим условиям месторождений Стрельцовского рудного поля.

3. Разработана технология формирования рудного «магазина» с применением селективной укладки горнорудной массы разного содержания, позволяющая повысить извлечение урана в продуктивный раствор.

4. Разработана технология устранения механической кольматации при БПВ пневмоимпульсным воздействием на массив от специализированного устройства, генерирующего мощный водо-воздушный импульс через перфорированный трубопровод.

5. Предложена оригинальная методика анализа геолого-технологической ситуации, позволяющая прогнозировать показатели извлечения сырья в эксплуатационных блоках.

**Теоретическая значимость исследования состоит в усовершенствовании методики управления качеством отработки бедных и рядовых урановых руд, как одного из основных направлений разработки урановых месторождений с низким содержанием полезного компонента методом подземного блочного выщелачивания на основе выявленных автором зависимостей формирования**

выщелачиваемой горнорудной массы от горно-геологических характеристик руд и формирования рудного магазина с учетом качественной характеристики руд.

**Практическая значимость:**

– усовершенствована методика расчета параметров буровзрывных работ от содержания свободного кремнезема и от физико-механических свойств урановых руд, позволяющая достоверно прогнозировать оптимальный гранулометрический состав горнорудной массы;

– разработана схема формирования рудного магазина с послойной укладкой урановой руды с различным содержанием радиоактивного металла, позволяющая повысить извлечение урана в продуктивный раствор;

– предложена технологическая схема предотвращения переотложения выщелоченного урана, включающая селективную укладку горнорудной массы в камере-магазине и подачу рабочего раствора с повышенным содержанием серной кислоты в нижний слой;

– разработана схема устранения механической кольматации в процессе выщелачивания замагазинированной руды посредством использования специализированного устройства, генерирующего мощный воздушный или водовоздушный импульс на горный массив.

**Методология и методы исследований.** Методологической основой исследований по теме диссертационной работы является сумма знаний, полученных при разработке урановых месторождений с применением физико-химических геотехнологий (подземного блочного выщелачивания).

**Методология:** выявление зависимостей между горно-геологическими и технологическими показателями и влияния их на подготовку сырья к подземному блочному выщелачиванию; установление зависимости эффективности выщелачивания бедных и рядовых урановых руд подземным блочным выщелачиванием от горно-геологических и технологических показателей рудного сырья; установление соответствия результатов опытно-промышленных работ расчетным параметрам подземного блочного выщелачивания.

**Методы исследования:** анализ литературных источников и опыта работ



родственных предприятий по блочному выщелачиванию урановых месторождений; исследование физико-механических характеристик пород и руд; анализ влияния параметров буровзрывных работ на гранулометрический состав магазинируемой руды; анализ влияния на выщелачиваемость руд содержания в них урана и размера куска выщелачиваемой руды; математико-статистические методы обработки исходных данных с применением пакетов прикладных программ Correlay, Statistica, Microsoft Excel 10.0, Gold Surfer.; технико-экономический анализ; математическое компьютерное моделирование процессов выщелачивания; лабораторные и полупромышленные испытания.

**Научные положения, выносимые на защиту:**

**Первое защищаемое положение.** Достоверное прогнозирование оптимального гранулометрического состава урановых руд при блочном подземном выщелачивании обеспечивается расчетом параметров буровзрывных работ по усовершенствованной методике, учитывающей выявленные зависимости этих параметров от физико-механических и горнотехнических свойств горных пород и руд.

**Второе защищаемое положение.** Предотвращение переотложения урана при блочном подземном выщелачивании достигается размещением рядовой по содержанию урана (более 0,050 %) руды в нижних слоях «магазина», а бедной – в верхних. Перевод в подвижное состояние переотложенного урана в замагазинированной руде осуществляется подачей рабочего раствора с заданной концентрацией серной кислоты через пробуренные горизонтальные скважины, обсаженные перфорированными полиэтиленовыми трубами.

**Третье защищаемое положение.** Впервые разработана технология устранения кольматации при блочном подземном выщелачивании пневмоимпульсным воздействием на массив от специализированного устройства, генерирующего мощный воздушный или водо-воздушный импульс к перфорированным трубопроводам. Из сопл под высоким давлением подается сжатый воздух, разрушающий возникшие механические связи между кусками замагазинированной руды.

**Достоверность научных выводов, положений и рекомендаций** обоснована корректно поставленными задачами исследования, достаточным количеством отобранных проб и проведенных анализов, подтверждением итогами опытно-промышленных испытаний лабораторных результатов, высокой сходимостью теоретических показателей и результатов экспериментов, применением при проведении испытаний современных технических средств, использованием при обработке информации сертифицированных компьютерных программ, высоким экономическим эффектом от внедрения разработок в производство.

**Реализация результатов исследований:**

1. Результаты исследований внедрены в производство ПАО «ППГХО» (акт внедрения № 100-01 от 22.02.2022 г.).

2. Результаты исследований используются при подготовке горных инженеров в Забайкальском государственном университете (по специальности 21.05.04 – Горное дело, специализация – Подземная разработка месторождений полезных ископаемых) при чтении лекций и проведении практических занятий по дисциплинам «Физико-химическая геотехнология», «Управление качеством руд при добыче полезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников» (акт внедрения от 18.02.2022 г.).

Годовая расчетная экономическая эффективность реализации новых технологических решений составит 237 млн руб. в год.

**Личный вклад автора** состоит в определении цели и задач исследования, разработке методик исследований, сборе и анализе информации, проведении исследовательских работ по установлению логических связей между горно-геологическими и технологическими параметрами рудного сырья при рудоподготовке и подземном блочном выщелачивании, разработке технологических решений, позволяющих повысить эффективность подземного блочного выщелачивания с выведением технологии на уровень рентабельности, разработке методик прогнозирования результатов разработки для проектирования и планирования горных работ.

**Апробация полученных результатов.** Основные положения докладывались на XVII Международной научно-практической конференции «Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов» (ЗабГУ, г. Чита, 2017), XLV Научно-практической конференции молодых исследователей ЗабГУ «Молодежная научная весна» (г. Чита, 2018), XVIII Всероссийской научно-технической конференции с международным участием «Геонауки 2018: актуальные проблемы изучения недр» (г. Иркутск, 2018), XVIII Международной научно-практической конференции «Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов» (г. Чита, 2018), Международной научно-практической конференции «Физико-химическая геотехнология – инновации и тенденции развития» (11–12 февраля 2020 г., г. Чита; 20–21 октября 2020 г., г. Чита; 20–21 октября 2020 г., г. Москва).

**Публикации.** По результатам выполненных работ опубликовано 14 статей, в том числе 10 – в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки, из них 5 – в издании, входящем в международную реферативную базу данных и систем цитирования Scopus; получен один патент РФ на изобретение.

**Объём и структура диссертационной работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения и содержит 202 страниц машинописного текста, включая 76 рисунков, 14 таблиц, список использованной литературы из 108 наименований и 7 приложений.

Автор благодарен за консультативную и практическую помощь при проведении исследований, анализе материалов, формулировании научных положений научному руководителю д-ру техн. наук, профессору В. А. Овсейчуку, всему коллективу кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», канд. техн. наук А. А. Морозову и коллективу ЦНИЛ ПАО «ППГХО» за помощь в проведении исследований и организации опытно-промышленных работ.

# Глава 1 Анализ геологических условий локализации урановых месторождений Стрельцовского рудного поля и существующей технологии подготовки руд к блочному подземному выщелачиванию

## 1.1 Анализ геологических особенностей руд месторождений Стрельцовского рудного поля

Сырьевой базой ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» являются запасы урановых руд месторождений Стрельцовской группы, объединенных едиными условиями образования [37–39].

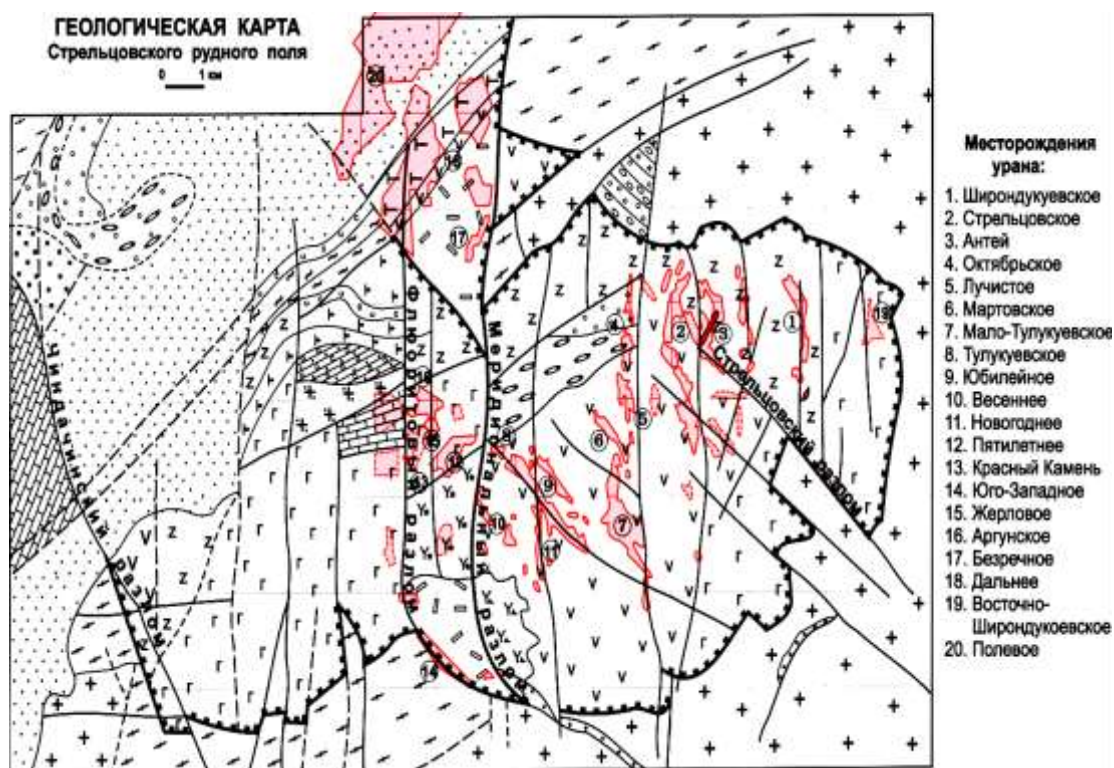


Рисунок 1.1 – Геологическая карта Стрельцовского рудного поля

Урановые месторождения приурочены к Стрельцовской кальдере обрушения площадью около 140 км<sup>2</sup>.

В строении кальдеры участвуют два структурных этажа. Нижний этаж и борта кальдеры представлены породами преимущественно гранитного состава. Сама кальдера заполнена переслаивающимися эффузивно-осадочными образованиями кислого и среднего состава.

Породы и руды подверглись интенсивным тектоническим процессам, что привело к образованию крупных, средних и мелких тектонических разломов и трещин. Крупные и средние нарушения оперяются интенсивными зонами мелкой трещиноватости. Между литологическими разностями пород, обладающими различными физико-механическими свойствами, в процессе вертикальных тектонических подвижек образовались пологие срывы. В результате тектонической проработки горных пород создались благоприятные условия для отложения из гидротермальных растворов урановой минерализации.

Эффузивно-осадочная толща пород представлена покровами липаритов, фельзитов, трахидацитов, туфов кислого состава, андезитов, базальтов, перемежающихся осадочными образованиями: конгломератами, гравелитами и песчаниками. Максимальная мощность эффузивно-осадочной толщи достигает 1200 м.

Породы разного литологического состава имеют различные физико-механические свойства (таблица 1.1).

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства пород месторождений Стрельцовского рудного поля

Месторождение	Тип породы	Водопоглощение, %	Пористость, %		Временное сопротивление растяжению, МПа	Испытание на сжатие					Контактная прочность, МПа	Динамические константы			
			эффективная	полная		Прочность на сжатие, МПа	Удельная работа на разрушение кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент пластичности	Показатель дробности	Модуль деформируемости, МПа		Модуль упругости, МПа	Коэффициент Пуассона	Скорость распространения волн, м/с	
		Объемная масса, г/см <sup>3</sup>												продольных	поперечных
Антей	Граниты	2,62	1,98		91	1420	3,57	2,38	12,4	3,00	193	6,40	0,20	5110	3075
Дальнее	Фельзиты	2,29	11,43		144	1450	4,98	2,05	8,7	2,1	148	3,94	0,20	4225	2590
	Туфы фельзитов	1,96		19,2	40	485	2,55	2,05	5,3	0,49	52	1,75	0,6	3005	1895
	Конгломераты	233		11,8	76	790	2,70	2,18	11,8	1,24	153	5,48	0,43	5000	2950

Окончание таблицы 1.1

Малый Тулукуй	Фельзиты		2,43	9,00		111	1210	4,35	2,06	4,7	1,74	161	5,74	0,34	5580	2720
	Трахидацинты			5,5		154	1620	5,23	2,04	6,3	2,56	238	6,01	0,34	5630	2700
	Базальты		2,63	3,9	8,3	101	1200	4,87	2,07	4,0	1,87	150	5,43	0,36	5530	2490
Стрельцовское	Плагиокла- зовый трахибазальт	0,95	2,66	2,8	1,84		2972				2,19		5,56	0,26	5109	2880
	Базальт	1,11	2,65	2,68	5,15		1540				2,31		5,78	0,25	5065	2830
	Базальт осветленный	1,80	2,64	5,07	0,57		1824				2,01		5,55	0,21	4580	2732
	Трахидацинты (нижних и верхних покровов)	1,56	2,47	5,03	8,08		1869				2,02		5,05	0,24	4495	2766
	Трахидацинты альбитиз.	2,18	2,46	4,99	8,14		2090				1,88		4,82	0,28	5150	2766
	Трахидацинты окварц.	0,68	1,55	2,98							1,83		4,90	0,30	5020	2675
	Туфы трахи- дацитов (нижних по- кровов)	1,43	2,56	3,79	4,51		1497				2,32		5,38	0,19	5010	2984
	Фельзит	3,40	2,33	10,44	10,13		1748				0,87		4,04	0,18	3634	2568
	Туфолава фельзита	4,44	2,13	10,41	11,44		1964						3,29	0,20	3880	
	Конгломера- ты	3,78	2,41	7,54	9,29		1186				1,56		3,32	0,16	3433	2512
	Конгломера- ты разногал.	2,87	2,44	8,63			720				1,22		3,17	0,28	4232	2240
	Гравелит	3,76	2,42	7,41	8,85		1121				1,35		2,73	0,03	3400	2380
	Песчаники м/э, к/з поли- микт.	3,53	2,42	7,13	10,7		676				0,91		2,01	0,11	2942	1920
	Сиенит- порфир	4,38	2,26	10,55	15,03		686				0,50		1,32	0,42	2900	1480
Гранит сред- незернистый	0,41	2,61	1,4	1,90		1943				2,44		5,53	0,23	4390	3002	

Как видно из таблицы, породы кислого состава (липариты, фельзиты и трахидацинты) имеют высокую пористость, трещиноваты, обладают высокой хрупкостью, что при ведении взрывных работ приводит к образованию кусков небольшого размера. Породы среднего состава (андезиты и базальты) имеют невысокую пористость, более пластичны, поэтому при взрыве разрушаются на более крупные куски. Породы, представленные туфами разного состава и осадочными образованиями, обладают низкой пористостью, пластичны.

Урановое оруденение развито практически во всех литологических разновидностях пород, за исключением туфов. Петрографический состав пород благодаря своим физико-механическим свойствам определяет форму рудных образований. Множество форм рудных тел можно разбить на три группы по признаку их мощности: мощные столбообразные и уплощенной формы тела, жильные и пластовые рудные тела небольшой мощности и штокверкоподобные образования, состоящие из сложных сочетаний линз, прожилков, пропластков, объединенных в рудную залежь с достаточно высоким коэффициентом рудоносности [39, 60, 91].

В структурном отношении мощные рудные образования локализируются в зоне развития крупных тектонических разрывов и на контакте сильно трещиноватых пород с перекрытием сверху плохо проницаемыми пластичными породами. Данный тип оруденения локализуется в кислых эффузивных породах чехла и в интрузивных породах фундамента. Руды данного типа имеют высокое содержание урана (рисунок 1.2).

Жильное оруденение приурочено к разрывам средних размеров в основных породах (рисунок 1.3). Пластовые залежи размещаются на контакте пород с резко дифференцированными физико-механическими характеристиками в зоне контакта крутопадающих разрывов с пологими межпластовыми срывами.

Штокверкоподобные залежи локализованы преимущественно в эффузивах кислого состава в срединных частях покрова, разбитых крутопадающими разломами и оперяющей их мелкой трещиноватостью на небольшие блоки. Содержание урана в рудах данного типа низкое и рядовое (рисунок 1.4) [37, 38, 99].

Содержание урана в рудах данного типа колеблется от рядового до богатого (рисунок 1.5).

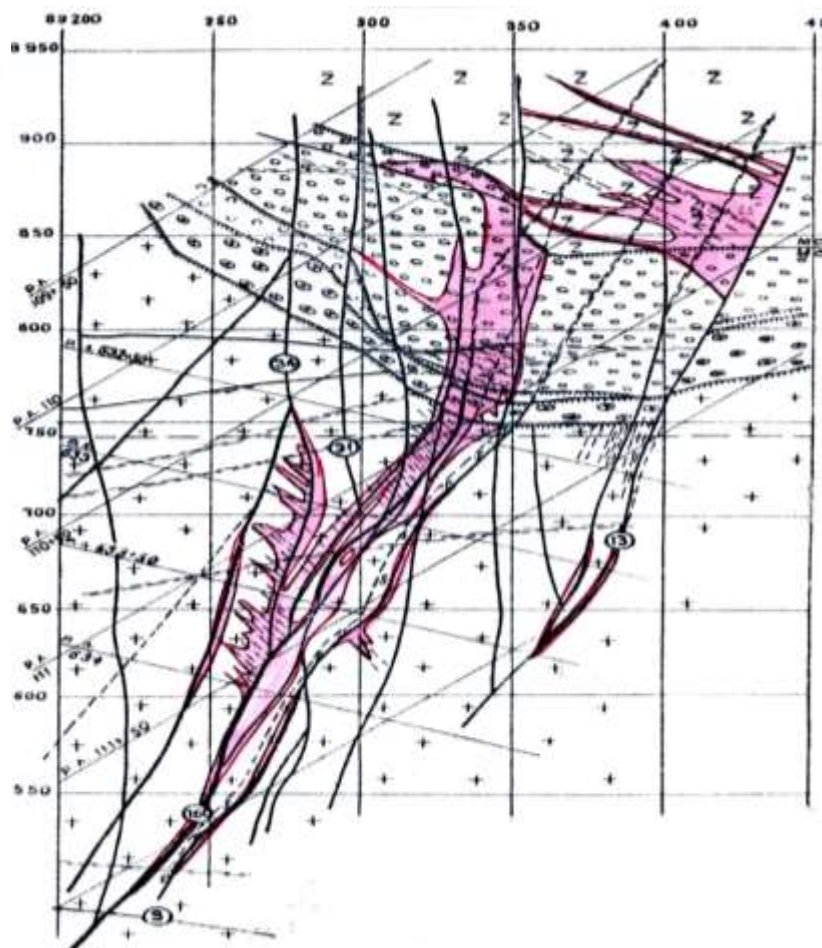


Рисунок 1.2 – Мощная рудная залежь

Распределение урановых минералов в рудах имеет прожилковый или вкрапленный характер. Оруденелые породы в большей своей части визуально не отличаются от пустых пород и диагностируются методом геофизического опробования.

Урановая минерализация проявлена как в виде прожилков, так и в виде гнезд, вкрапленников и их различных сочетаний.

Визуально руды в большей своей части не отличаются от вмещающих пород и определяются по результатам геофизического опробования гамма-методом. Урановая рудная минерализация представлена преимущественно уранинитом, настураном, коффинитом и браннеритом.



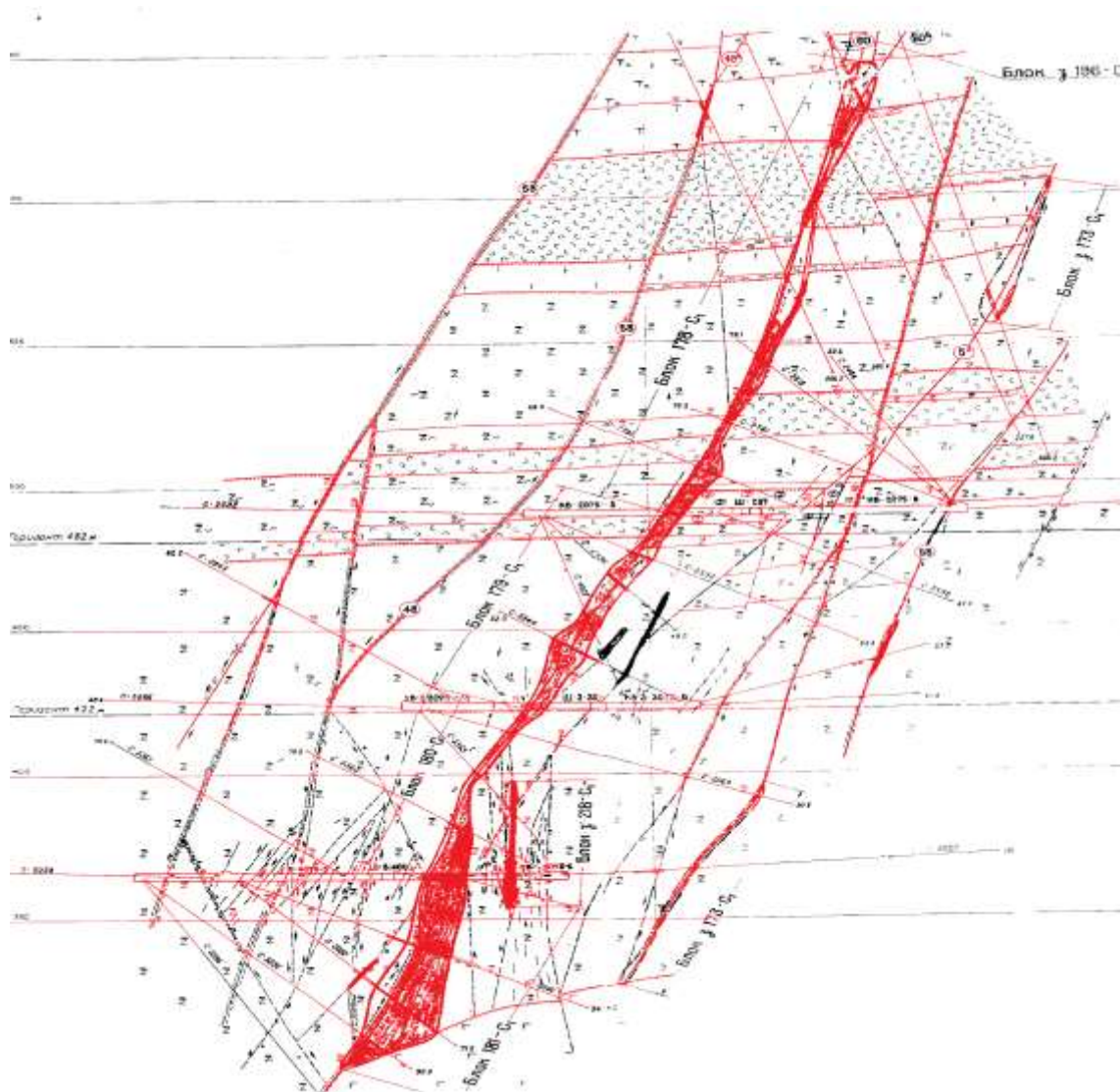


Рисунок 1.3 – Жилообразная рудная залежь (участок Западный Стрельцовского месторождения)

В процессе ведения геологоразведочных работ были изучены физико-механические свойства вмещающих пород и руд: удельный и объемный вес, полная и эффективная пористость, водопоглощение, прочность при сжатии и скалывании, упругие свойства (коэффициент Пуассона, модуль Юнга и модуль сдвига), трещиноватость, устойчивость.

Анализ горно-геологической обстановки локализации уранового оруденения месторождений Стрельцовского рудного поля показал недостаточность изученности связи технологических свойств руд с их физико-механическими характеристиками.

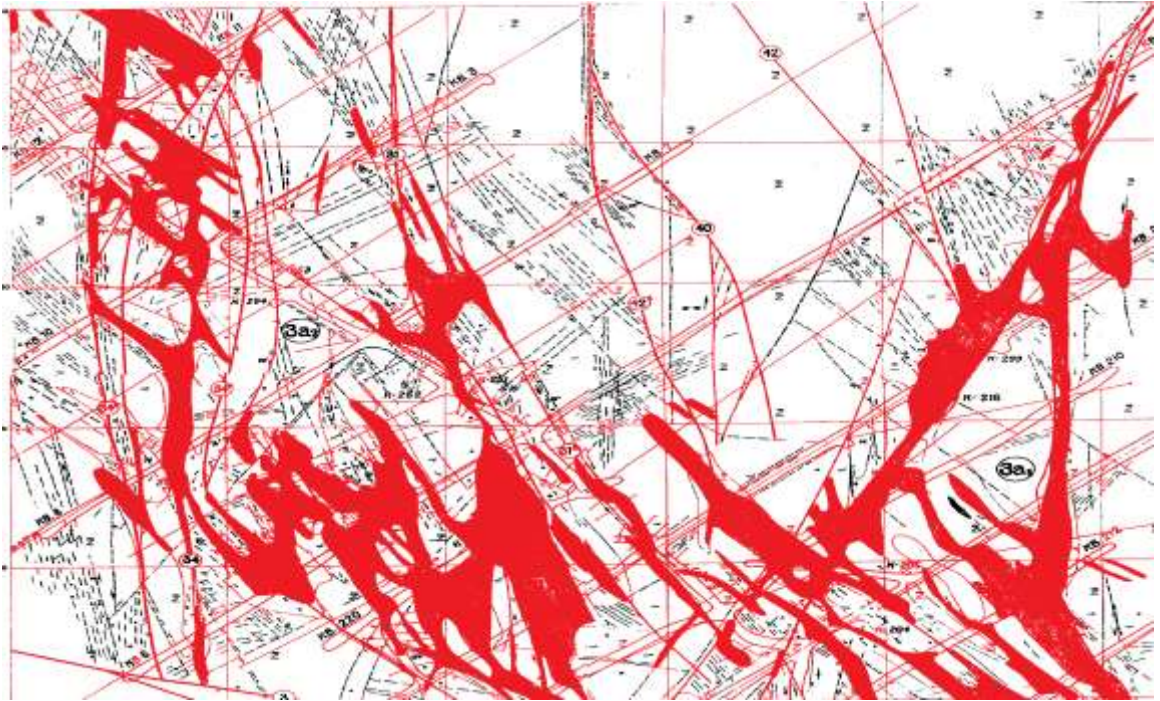


Рисунок 1.4 – Штокверкоподобная залежь. Месторождение Стрельцовское

За почти 50-летний период работы рудников ПАО «ППГХО» сырьевая база предприятия в значительной степени была обеднена. В результате анализа установлено, что оставшиеся запасы представлены 84 % руды и 67 % урана по сравнению с первоначальными цифрами, т. е. запасы обеднены ураном на 25 %.

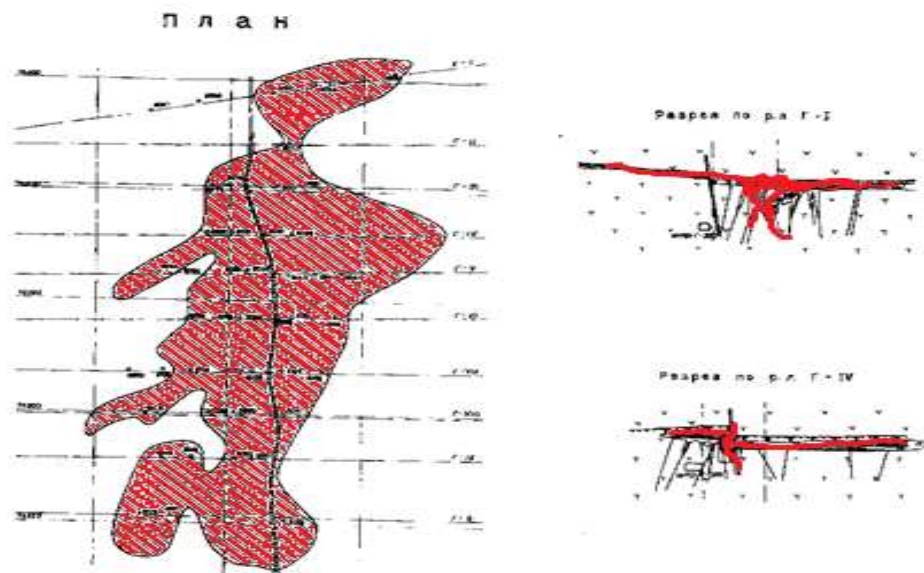


Рисунок 1.5 – Пластообразная рудная залежь. Месторождение Юбилейное

## 1.2 Анализ опыта применения подземного выщелачивания скальных урановых руд

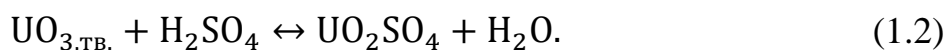
Технология подземного блочного выщелачивания (БПВ) состоит из взаимосвязанных технологических процессов. Подготовка эксплуатационного блока, включающего отдельное рудное тело или его часть, как правило, ведется поэтажной системой со скважинной отбойкой и магазинированием отбитой руды в «камере-магазине». Отбойка руды осуществляется буровзрывным способом. Четверть руды выпускается из камеры, а оставшаяся часть магазинируется и подвергается выщелачиванию [18, 88–90].

Процесс выщелачивания при применении в качестве активного вещества – серной кислоты происходит следующим способом: в режиме закисления горнорудной массы концентрация серной кислоты в рабочем растворе поддерживается на уровне 30 г/л, при переходе в режим активного выщелачивания содержание серной кислоты понижается до уровня 5...8 г/л.

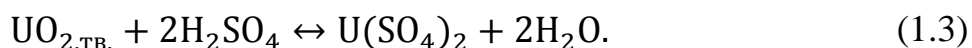
В выщелачивающем растворе происходит диссоциация  $\text{H}_2\text{SO}_4$  по схеме, описанной уравнением [12, 53]:



Минералы, в состав которых входит шестивалентный уран, достаточно эффективно растворяются в растворах на основе серной кислоты, согласно уравнению:

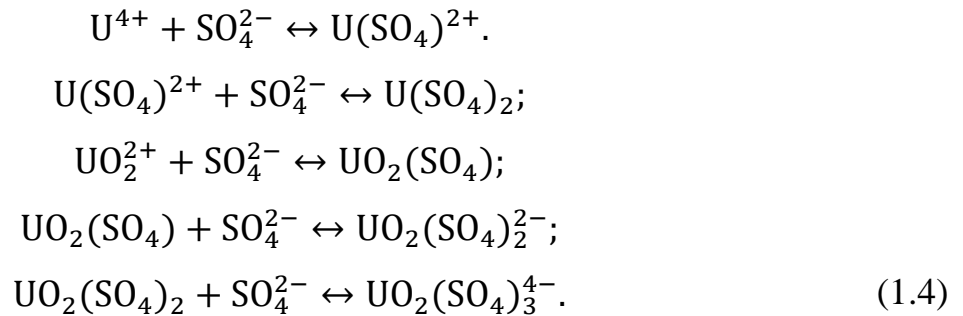


Реакция растворения минералов, в состав которых входит четырехвалентный уран, протекает в меньшей степени интенсивности, и взаимодействие с растворами серной кислоты протекает по схеме:



Миграция урана в жидкой фазе может происходить как в ионной форме в виде четырехвалентного урана и уранила, так и в комплексных соединениях.

Когда реагентом выступает серная кислота, уран, как правило, входит в состав сульфатных комплексов, образование которых описывается уравнениями:



По мере насыщения растворов ионными урановыми комплексами рабочий раствор приобретает статус продуктивного. Продуктивный раствор собирается выработками дренажного горизонта и подается на переработку по сорбционной технологии с получением товарного регенерата или желтого кека, которые поступают на переработку в гидрометаллургический передел, конечным продуктом которого является концентрат природного урана [4, 18, 51, 53].

История развития подземного выщелачивания скальных урановых руд ведет свое начало с 60-х годов прошлого столетия. Опыт отработки запасов данной технологией показывает, что применение ПВ эффективно на рядовых и убогих рудах. Первые работы по ПВ были начаты на урановом предприятии «Висмут» в Германской Демократической Республике. Этот опыт был перенесен на урановые ГОКи Советского Союза [56, 74, 76, 77, 85]. Убогие руды, локализованные в гранитоидах месторождений Бештау и Быкогорское, были отработаны методом ПВ. Рабочие растворы подавались через скважины в весьма трещиноватый массив забалансовых руд без их предварительного дробления, а продуктивные растворы улавливались дренажными выработками, пройденными в подошве эксплуатационного блока (рисунок 1.6).

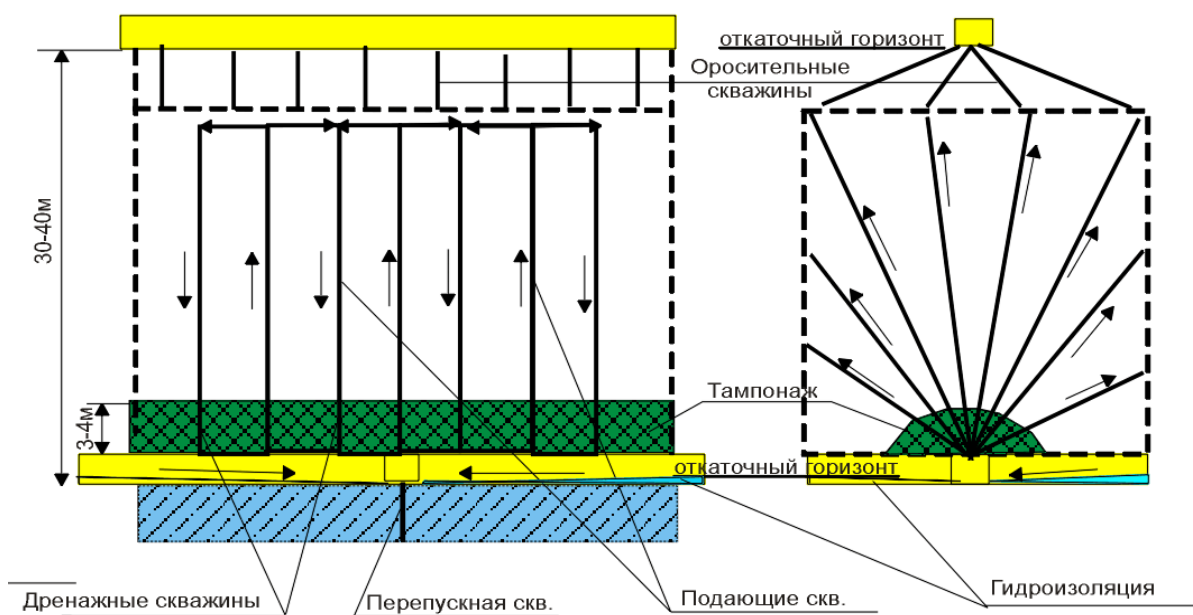


Рисунок 1.6 – Схема подготовки блока под ПВ

Доработка убогих урановых руд методом ПВ проводилась Ленинабадским ГОКом на месторождении Чаркасар-II. Среднее содержание урана в рудах составляло 0,023 %. Руды магазинировались в камерах и подвергались выщелачиванию рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 64 г/л. Период выщелачивания составил 300 суток при средних значениях концентрации урана в продуктивных растворах – 38 гм/л.

Убогие весьма трещиноватые руды месторождения Киик-Тал выщелачивались без предварительного дробления. Среднее содержание урана в забалансовых рудах составило 0,017 %. Урановые минералы, представленные урановыми чернями, легко вскрывались рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 35 г/л.

Забалансовые руды месторождения Табошар с содержанием 0,017 % были подготовлены взрывным способом и выщелачивались в гидростатическом режиме методом налива в блок рабочего раствора. Концентрация серной кислоты составила 224 г/л.

Данный опыт по подземному выщелачиванию скальных руд был использован для составления проектов отработки запасов урана на рудниках ПАО «ППГХО».

Для крутопадающих рудных тел подготовка запасов под БПВ осуществлялась на базе системы разработки «Подэтажное магазинирование со скважинной отбойкой руды» с параметрами блока:

- длина блока – 120...150 м;
- ширина блока – 30...40 м;
- высота блока – 40...60 м.

Выбор параметров камеры осуществлялся на основе работ по изучению геомеханических свойств руд пород месторождений Стрельцовского рудного поля [7, 34, 40, 44, 49, 69, 95].

По флангам блока проходятся восстающие выработки, из которых на всю длину камеры прорезаются подэтажные штреки, с расстоянием между которыми по вертикали в 12...15 м. Отрезная щель формируется по центру камеры. Отбойка руды на отрезную щель осуществляется взрыванием скважин диаметром 57...110 мм, пробуренных из подэтажных штреков, в отступающем порядке. Для создания компенсационного пространства после каждого взрыва выпускается 25 % взорванной горнорудной массы.

Оросительный горизонт формируется в 10 м выше вентиляционного проходкой оросительного штрека, из которого в камеру бурятся оросительные скважины.

В нижней части блока под камерой оформляется дренажный горизонт, включающий дренажный штрек и зумпф под продуктивные растворы.

Схема подготовки блока приведена на рисунке 1.7.

После проведения всех подготовительных работ и формирования камеры-магазина выполняются работы по установлению фильтрационных свойств камеры подачей воды в камеру. На основании водных испытаний ликвидируются установленные причины утечек раствора.

Закисление блока осуществляется рабочим раствором с концентрацией серной кислоты 25...30 г/л с интенсивностью орошения 45...50 л/ч · м<sup>2</sup>. По завершении закисления концентрация серной кислоты в рабочем растворе снижается до 5...7 г/л.

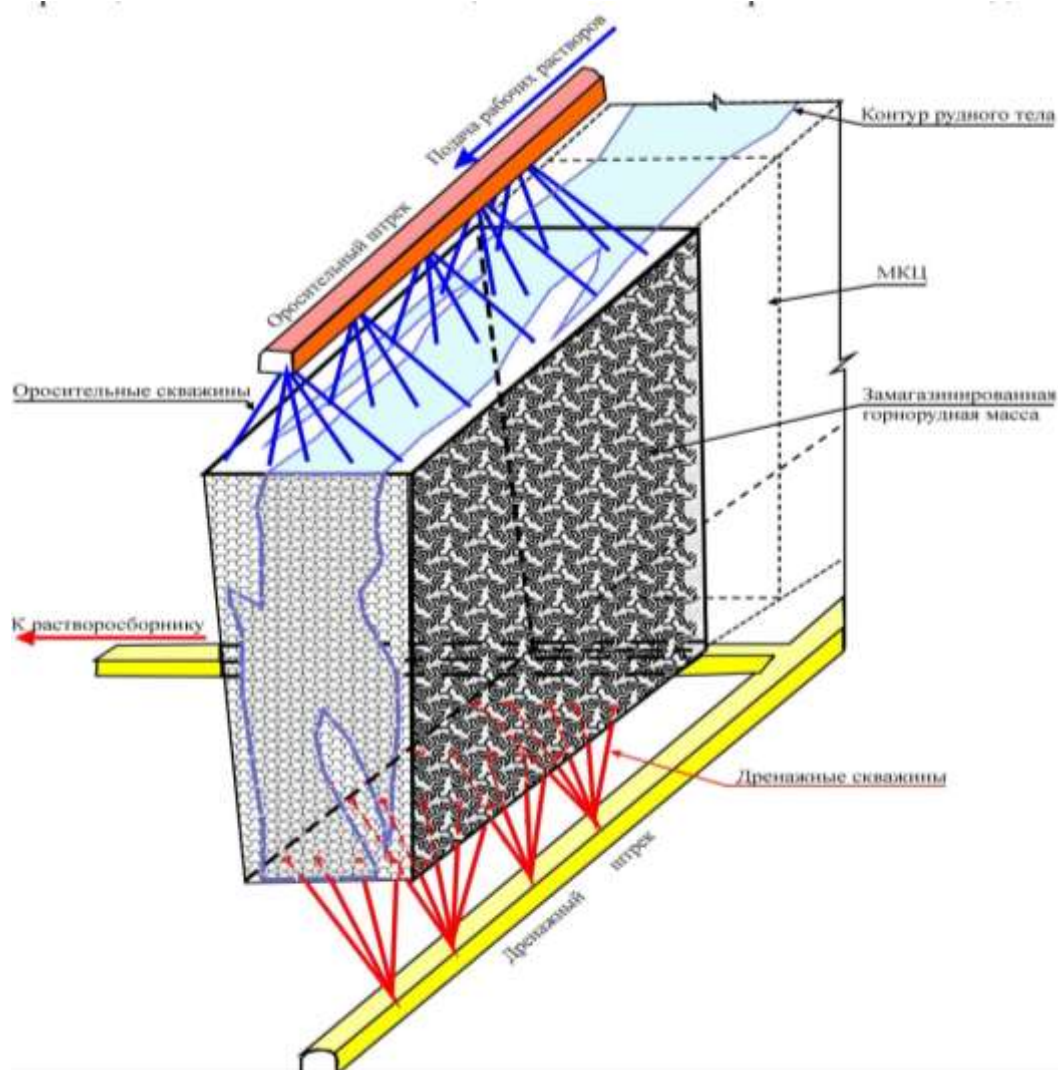


Рисунок 1.7 – Схема подготовки блока под подземное выщелачивание

Режим выщелачивания урана из мажанированной руды до того момента, когда концентрация урана в продуктивных растворах не упадет ниже уровня 20 мг/л, – инфильтрационный. Затем в течение 3...4 суток производится промывание блока маточными растворами при интенсивности их подачи на уровне 30...35 м<sup>3</sup>/час, после чего маточный раствор полностью дренирует в растворосборник. В блок подается вода, заполняет его, и происходит выстаивание в течение 15...20 суток.

Переработка продуктивных растворов осуществляется по сорбционной технологии на геотехнологической установке, расположенной на поверхности, с получением кристаллов АУТК (аммоний-уранил-трикарбоната). Готовая продукция БПВ – АУТК – затаривается в специальные контейнеры и направляется

на гидromеталлургический завод для переработки в закись-окись урана. Схема участка БПВ приведена на рисунке 1.8.

Технико-экономические расчеты показывают, что для условий ПАО «ППГХО» в настоящее время наиболее пригодными для пилотного опытно-промышленного внедрения способа БПВ являются участки месторождений Весеннее, Тулукуевское и Новогоднее подземного рудника № 8. К ним относятся маломощные и пологие рудные тела блоков 3-338, 3-335, 3-555, 2-405, 2-507, 2-506, которые уже имеют подходные выработки, готовые подземные раствороприемники, а также поверхностный комплекс по переработке продуктивных растворов. Суммарный объем запасов по металлу составляет 8396,5 т [97–99].



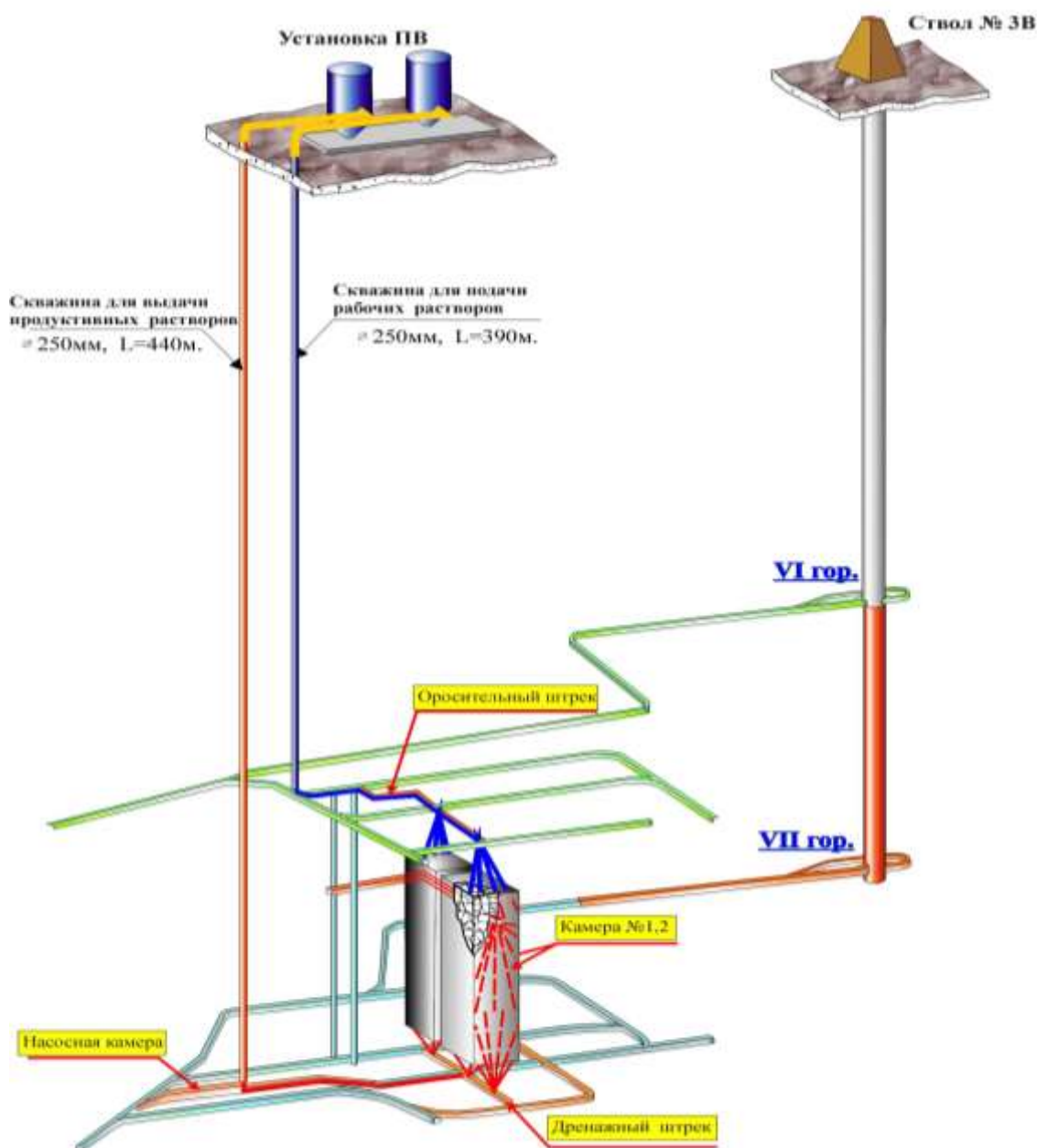


Рисунок 1.8 – Схема участка подземного выщелачивания

Пологие и слабонаклонные рудные тела следует подготавливать к выщелачиванию панельным способом, включающим в себя: сооружение подготовительных и нарезных выработок, создание сети оросительных, дренажных и контрольных скважин, формирование компенсационного пространства в виде отрезной щели, процесс непосредственной отбойки руды, сочетающий магазинирование с частичным выпуском горнорудной массы (пропорционально доли компенсационного пространства в камере), подачу в блок выщелачивающих растворов и дренаж с последующей откачкой продуктивного раствора. Для

осуществления орошения и дренажа производится бурение системы специализированных скважин из горизонтов орошения и дренажа, проведенных выше и ниже камеры соответственно. На схему расположения заряда влияние оказывает мощность рудного тела: при мощности до 3,0 м расположение параллельное, от 3,0 до 15,0 м – веерное (рисунок 1.9).

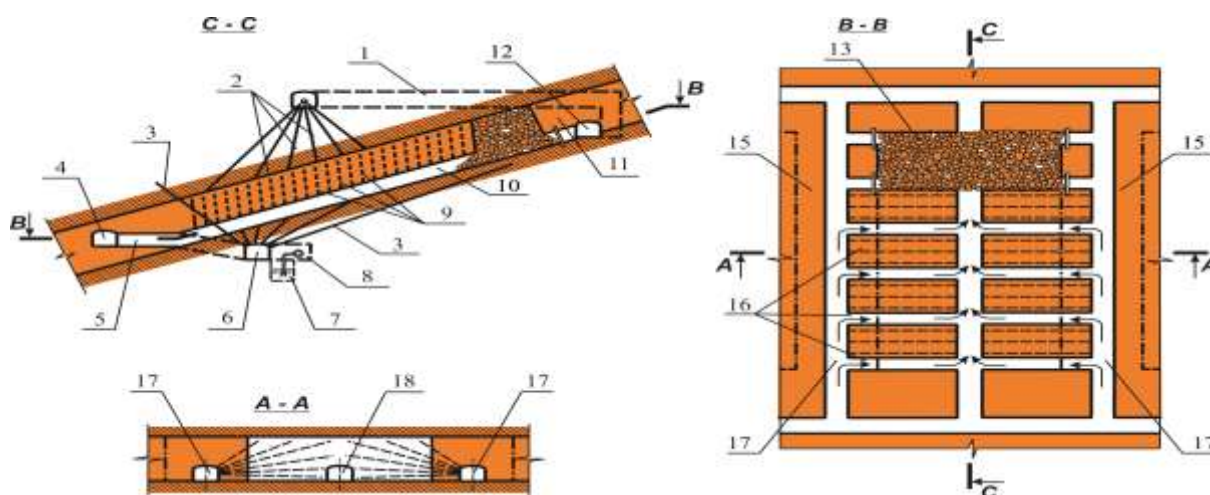


Рисунок 1.9 – Технологическая схема подготовки блока к подземному выщелачиванию на пологих рудных телах мощностью 3,0...15,0 м: 1 – оросительный штрек; 2 – оросительные скважины; 3 – контрольная скважина; 4 – доставочный штрек; 5 – погрузочный заезд; 6 – дренажный штрек; 7 – растворосборник; 8 – насосная ПВ; 9 – взрывные скважины; 10 – буровой восстающий; 11 – потолочина; 12 – вентиляционный восстающий; 13 – камера; 14 – потолочина; 15 – междукамерные целики; 16 – вентиляционные сбойки; 17 – вентиляционно-буровой восстающий; 18 – доставочный восстающий

С целью щадящего воздействия на магазинируемый массив единовременно рекомендуется осуществлять отбойку не более 2...3 слоев руды. Основная цель при этом – получение оптимального объема компенсационного пространства в пределах 30...32 %, что можно достигнуть, частично выпуская из камеры руду через транспортные и буровые выработки эксплуатационного блока.

Непосредственно технологическая схема блочного подземного выщелачивания приведена на рисунке 1.10.

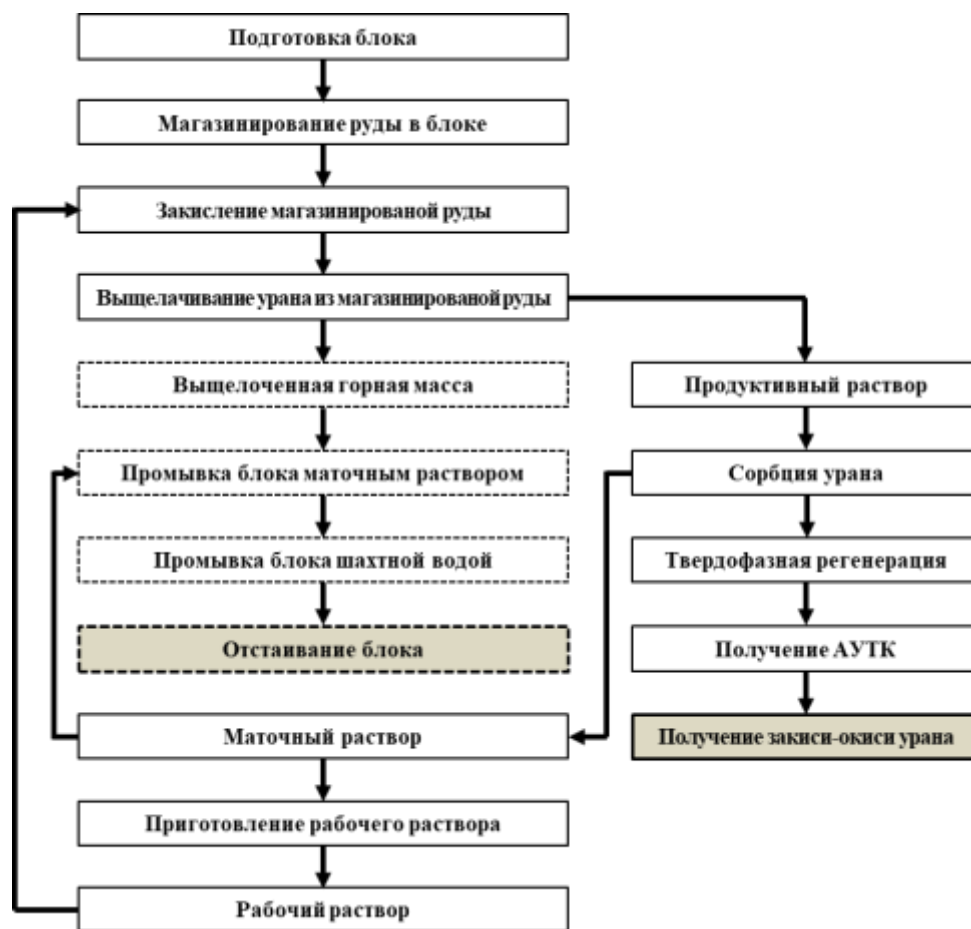


Рисунок 1.10 – Технологическая схема подземного выщелачивания скальных урановых руд

За годы существования на ПАО «ППГХО» неоднократно предпринимались попытки внедрения способа блочного подземного выщелачивания в промышленном масштабе, для чего на отдельных блоках проводились опытно-промышленные испытания указанной технологии. С 1986 по 2005 год в ходе проведенных испытаний БПВ было опробовано в различных горно-геологических условиях на различных типах руд (таблица 1.2) [83]. Были продемонстрированы как положительные результаты, так и отрицательные сдерживающие факторы, которые не способствуют широкому внедрению физико-химической геотехнологии на подземных рудниках. Рассмотрим наиболее характерные примеры.

Таблица 1.2 – Результаты опытно-промышленных работ по ПВ, проведенных на различных месторождениях

Номер рудника	Рудник 4					Рудник 2				Рудник «Глубокий»		
МЕСТОРОЖДЕНИЕ	Юбилейное	Весеннее		Новогоднее		Лучистое				уч. «Восточный»		
НОМЕРА БЛОКОВ	2-204, 2-204А	4-310	4-302	3-301	3-337	2-203	2-302		2-313	4Д-701		
ПОКАЗАТЕЛИ							камер.1	камер.2		1-3 камера	2 ка- мера	5 ка- мера
1. Запасы блока: руда, т	850000	11900	21149	990000	36422	62900	48749	10500	45865	80800	40300	15500
содержание, %	0,023	0,116	0,183	0,015	0,077	0,149	0,143	0,093	0,151	0,039	0,080	0,050
металл, кг	195000	13900	38800	144000	28200	93600	69950	9800	69079	31400	32200	7720
2. Получено U с нач. экс- плуатации, кг	172760	9315	19705	45672	13909	69576	49213	1363	18214	15643	10775	3458
3. Коэф. извлечения план/факт, %	75 / 88,6	70/67	75/50,8	75/31,7	75/49,3	75/74,3	75/70,4	70/13,9	70/26,4	75/49,8	75/33,5	75/40,9
4. Период эксплуатации, мес.	67	17	23	28	16	24	25	3	25	18,5	26	6
5. Получено продуктивных растворов, с нач. экспл. тыс. м <sup>3</sup>	2303,9	132,5	491,2	1021,6	318,9	1133,6	1213,8	95,55	638,4	301,5	260,9	78,7
среднее содержание г/м <sup>3</sup> : в продукт. растворах,	85	83,3	40,1	58,7	58,6	81,3	62,8	42,3	53,5	55	58,3	54,9
в маточниках	10	13	14	14	15	20	22,2	28	25	18	17	11
6. Ж / Т	2,7 / 1	11 / 1	23,2 / 1	1,03 / 1	8,8 / 1	18 / 1	25 / 1	9/1	16,3/1	3,7	5,5	4,9
7. Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/кг	35	43	38	45	30	59	71	94	93	72,4	70,6	46,7
8. Остаток на 01.01.2000 г.: руды, т	850000	11900	21149	990000	36422	62900	48749	10500	45865	80800	40300	15500
содержание, %	0,0026	0,039	0,090	0,01	0,039	0,038	0,043	0,080	0,110	0,020	0,053	0,028
металл, кг	22240	4585	19095	98328	14291	24024	20737	8437	50865	15757	21425	4262
8. Рудовмещающие породы	Фельзиты	Конгломераты, туфопесчаники		Фельзиты, лавобрек- ции фельзитов		Фельзиты, конгломераты, гравелиты			Трахи- дациты	трахидациты, туфы тра- хидацитов, базальты		

Наиболее высокие результаты были получены при освоении Юбилейного (88,6 % извлечения) и Лучистого месторождений (74,3 и 70,4 % извлечения в блоках 2-203 и 2-302 соответственно). Объясняется это применением комбинированного открыто-подземного способа рудоподготовки эксплуатационных блоков, что способствовало равномерному наполнению верхней части камер отсортированной горнорудной массой оптимального класса крупности (рисунки 1.11–1.13).

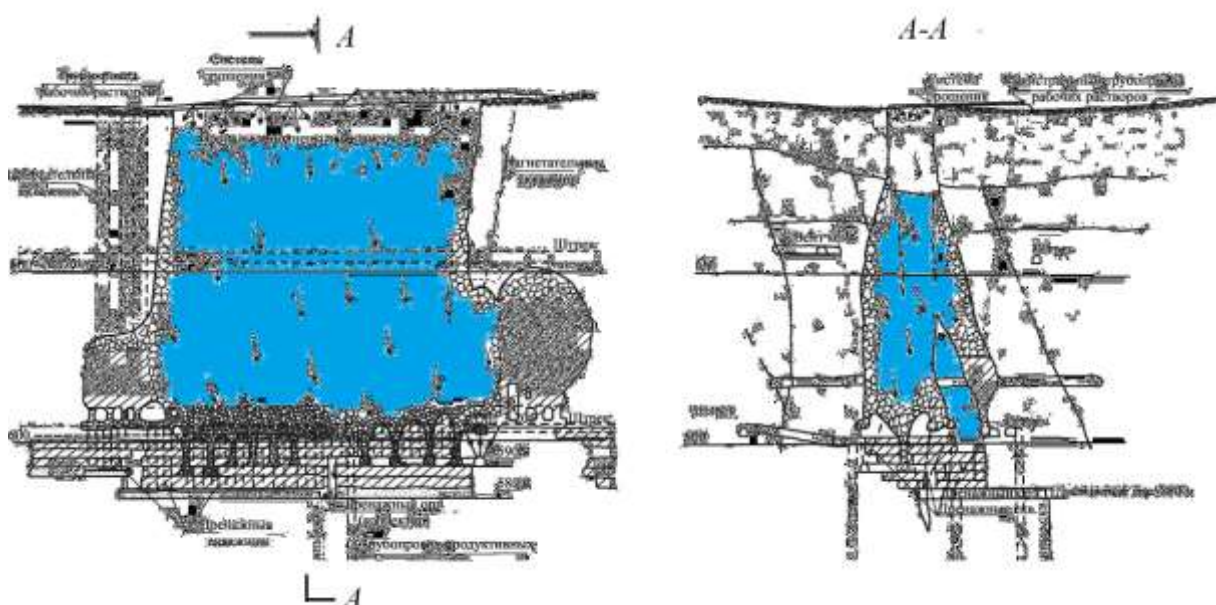


Рисунок 1.11 – Схема опытно-промышленных блоков БПВ месторождения Юбилейное (блоки 2-204, 2-204А)

Кроме того, выщелачивание проводилось в рудах, представленных фельзитами и конгломератами, отличающихся низкой кислотоемкостью и высокой проницаемостью, что благотворно влияет на растворение урана и вынос его в продуктивные растворы.

Другим фактором, обеспечивающим высокую степень извлечения, явилась достаточная аэрация массива кислородом воздуха, попадающим в него естественным путем при форсуночном способе орошения выходящей на поверхность значительной части площади поверхности magazинированной горнорудной массы.

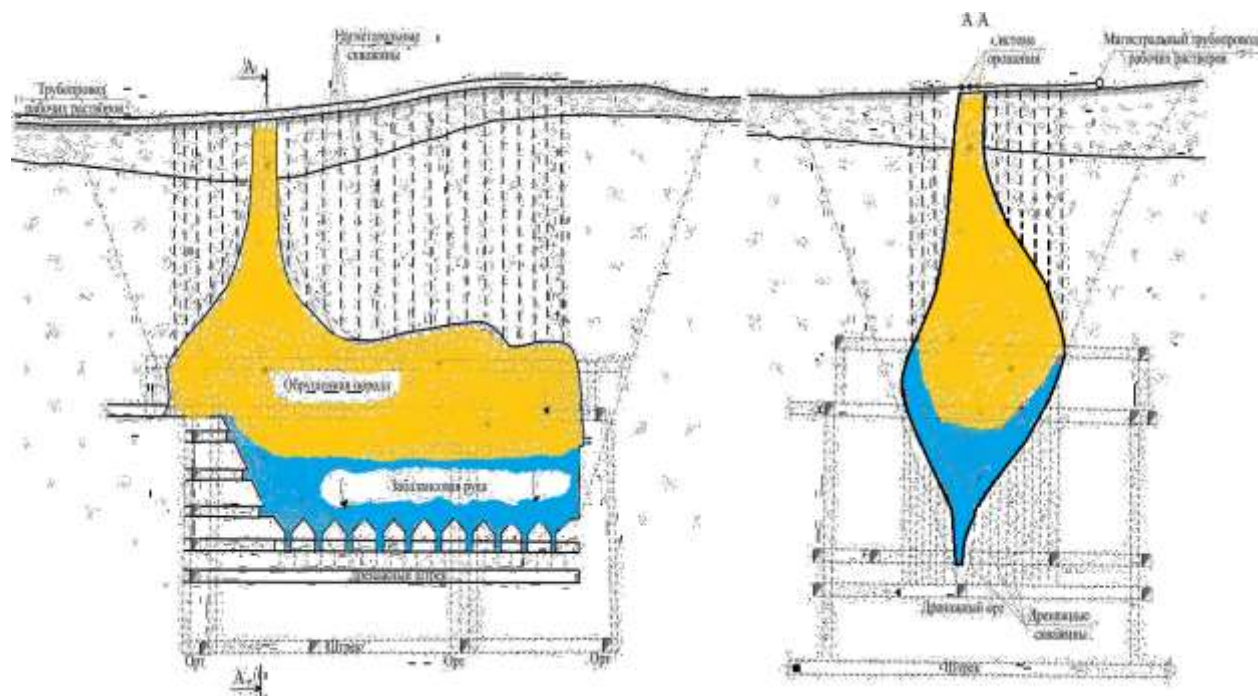


Рисунок 1.12 – Схема опытно-промышленных блоков БПВ месторождения Лучистое (блоки 2-203, 2-302, 2-313)

Особенно сильно этот эффект проявился в блоках 2-204, 2-204А месторождения Юбилейное, где среднее значение окислительно-восстановительного потенциала растворов показало значение 450...480 мВ, что способствовало образованию трехвалентного железа в рабочих растворах с повышенной концентрацией 1,47 г/л относительно двухвалентного, где концентрация составила 1,5 г/л. В результате в растворах возникло большое количество катализатора, повышающего интенсивность образования шестивалентного урана из четырехвалентного, что благотворно сказалось на выводе его в подвижное состояние. Потери же урана на уровне 12...30 % в обоих случаях, вероятнее всего, были обусловлены выпадением в осадок гидроксида уранила.

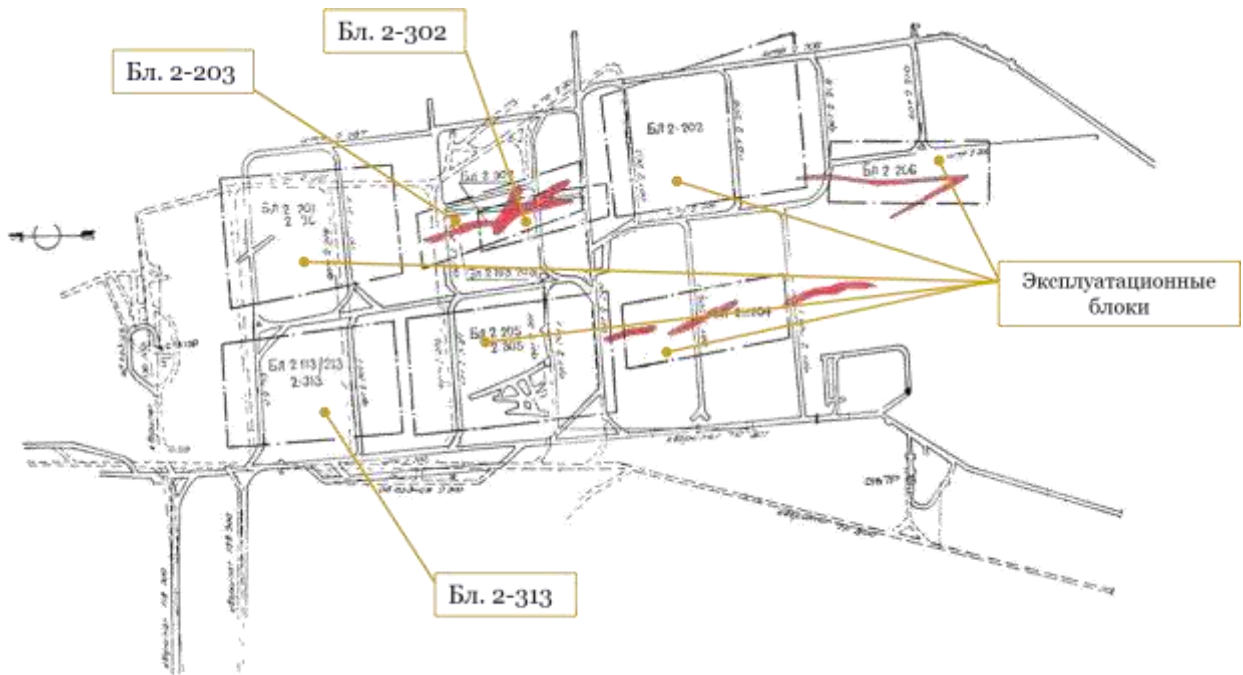


Рисунок 1.13 – Схема расположения опытно-промышленных блоков БПВ месторождения Лучистое в плане

Боле скромные результаты на уровне 50...67 % удалось достичь при освоении крутопадающих рудных тел блока 3-337 месторождения Новогоднее (49,3 % извлечения) и пологих рудных тел месторождения Весеннее (рисунки 1.14, 1.15) на уровне 67 % (блок 4-310) и 50,8 % (блок 4-302).

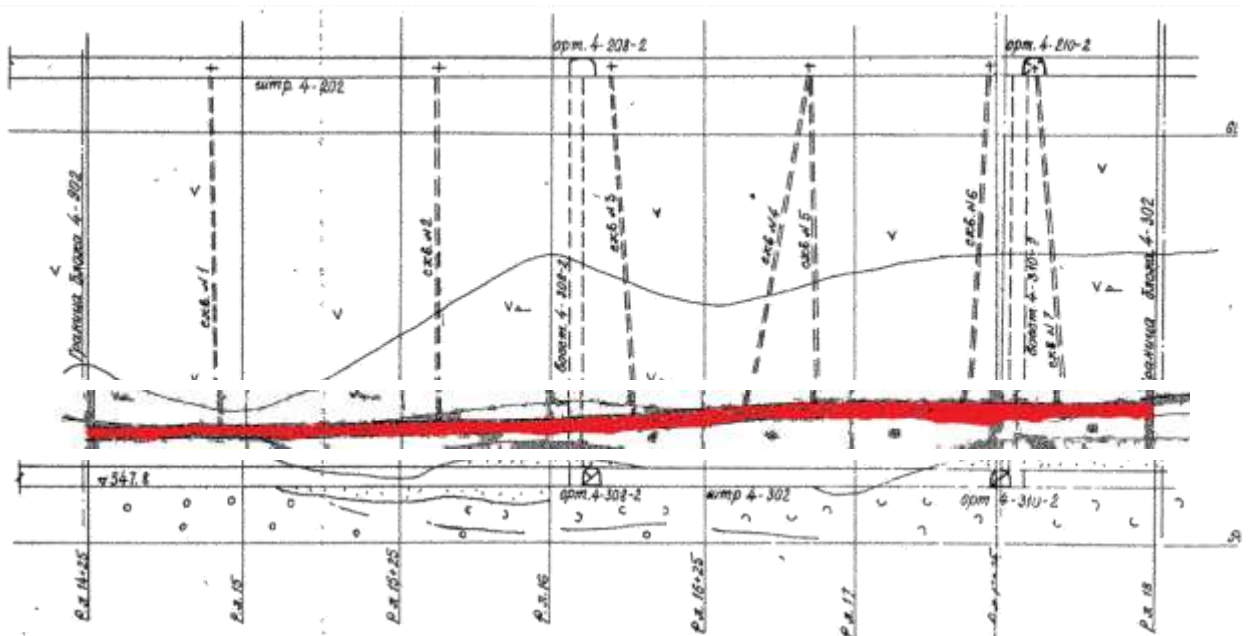


Рисунок 1.14 – Схема отработки наклонных и пологих рудных тел месторождения Весеннее (блоки 4-310, 4-302)

Залежь блоков 4-310 и 4-302 была представлена совокупностью рудных тел мощностью от 0,6 до 5,0 м с углом падения 10...15°. В обоих случаях про-

явились определенные сложности на этапе рудоподготовки, а именно: необходимость бурения системы веерных скважин горизонтальных по ориентации с длиной, превышающей в отдельных случаях 10...15 метров, из-за чего проявился эффект отклонения бурового става от проектного направления. В результате пострадало качество выхода равномерного гранулометрического состава с образованием как переизмельченного класса крупности менее 50 мкм, так и достаточно крупных (для выщелачивания) кусков более 150 мкм (рисунок 1.15).

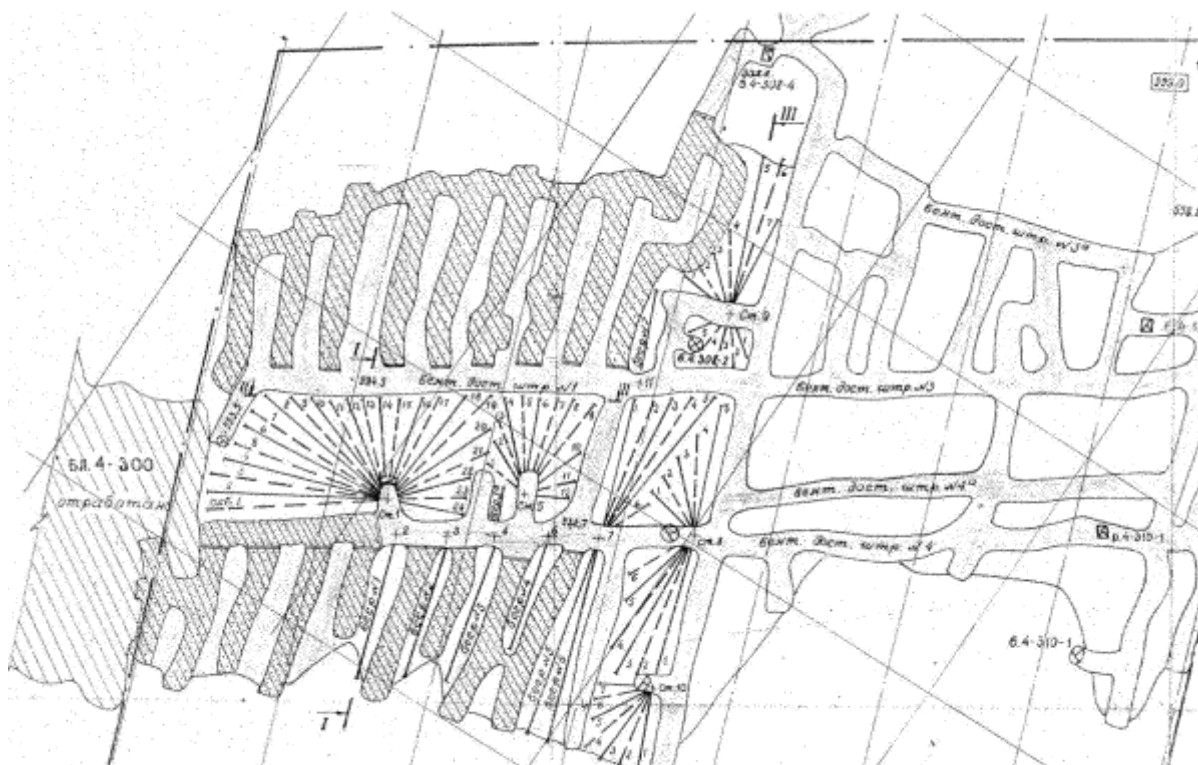


Рисунок 1.15 – Схема рудоподготовки опытно-промышленных блоков месторождения Весеннее

Наиболее изученным можно считать внедрение технологии БПВ при обработке трех камер блока 4Д-701 месторождения Стрельцовское, проводимое в период с 2003 по 2006 год. Следует отметить, что эффективность выщелачивания оказалась в достаточной степени невысокой и показала результаты значительно ниже проектных 33,5...49,8 %. Исходные данные и основные результаты опытно-промышленных работ представлены в таблице 1.3. Рассмотрим более подробно факторы, послужившие причинами низкого извлечения урана.



Таблица 1.3 – Показатели технологии БПВ блока 4Д-701

Показатель	Камера № 1/3	Камера № 2	Камера № 5
Запасы блока:			
руда, тыс. т	81	40	16
содержание, %	0,039	0,080	0,050
Металл, т	31,4	32,2	7,72
Получено урана, т	15,6	10,8	3,5
Извлечение, %:			
план	75	75	75
факт	49,8	33,5	40,9
Период эксплуатации, мес.	18,5	26	6
Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/кг	72,4	70,6	46,7
Коэффициент разрыхления	1,32	1,2	1,4

Рудоподготовка всех трех камер блока 4Д-701 (рисунок 1.16) производилась на месте залегания рудных тел буровзрывным способом с частичным выпуском горнорудной массы: в камерах № 2 и 1/3 производилось этажное магазинирование глубокими скважинами с формированием компенсационного пространства и массовым взрыванием, в камере № 5 – комбинированное подэтажное магазинирование скважинами и мелкошпуровой отбойкой с частичным выпуском горнорудной массы.

Первой была начата отработка камеры № 2, где магазинирование производилось в один слой высотой 30 м глубокими скважинами с размещением отрезной щели в центре блока вкрест простирания рудных тел. Разработчики стремились создать эффект «встречного взрыва» путем массового инициирования зарядов веерных скважин одновременно. Объем компенсационного пространства в данном случае составлял 20 % объема камеры. В результате принятых мер проявил себя обратный задуманному эффект: произошло переуплотнение горнорудной массы в центральной части камеры, из-за чего она представляла собой слабо разрыхленную породу с нормальным рыхлением лишь в приобортовой зоне.

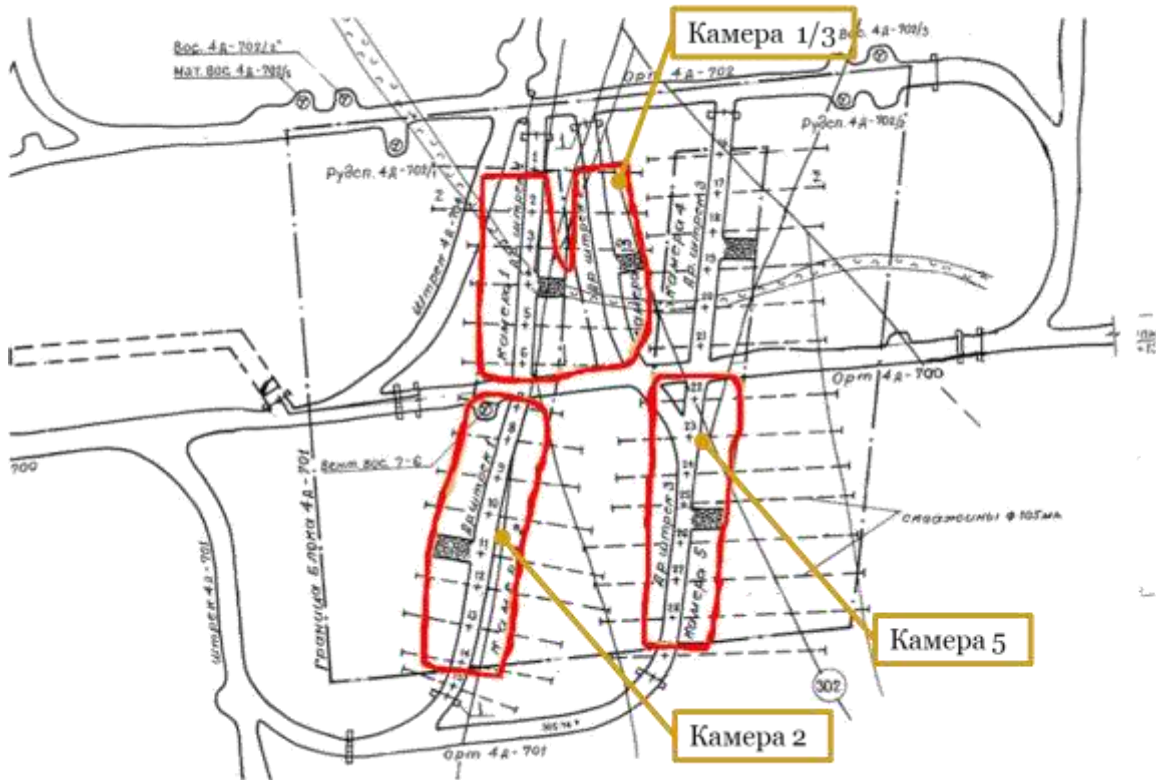


Рисунок 1.16 – Схема опытного блока 4Д-701 в плане

Переуплотнение в центральной части камеры привело к тому, что при орошении массива остро проявило себя прибортовое просачивание растворов с образованием проточных каналов, вследствие чего массив не мог быть закислен в полном объеме. Скорость фильтрации оказалась незначительной. При подаче выщелачивающих растворов с проектной интенсивностью  $40 \dots 45 \text{ л/ч} \cdot \text{м}^2$  не удалось получить достаточное содержание урана в ПР: оно составляло  $0,035 \dots 0,040 \text{ г/л}$ , в результате снижения интенсивности орошения до  $15 \dots 20 \text{ л/ч} \cdot \text{м}^2$  среднесуточное содержание урана достигло  $0,055 \dots 0,060 \text{ г/л}$ .

Образовавшиеся несколько классов крупности гранулометрического состава (менее 50 мм – 42,5 %, 50...100 мм – 27,6 %, 100...200 мм – 25,7 %, более 200 мм – 4,2 %) не удовлетворяли условиям, когда оптимальным для проникновения растворов внутрь куска горнорудной массы установлен размер в 50...150 мм: такой класс крупности составил менее 53,3 % массива, остальное было представлено уплотненной рудной мелочью и в значительно меньшей степени – негабаритом.

Другой причиной низкой степени извлечения полезного компонента в раствор явился выход из строя оросительного оборудования, вызванный тем, что скважины, через которые подавались ВР, не были обсажены колоннами на всю глубину, в результате чего воздействие кислотных паров и растворов через систему мелких трещин в потолочине (которая образовалась, в свою очередь, вследствие массового взрыва) привело к их частичному разрушению и заиливанию. В итоге на стадии активного выщелачивания в работе осталось около 56...58 % действующих скважин, что стало причиной низкой степени проработанности поверхности массива на уровне 315...340 м<sup>2</sup> из 582 м<sup>2</sup> необходимой.

Третья причина, которая обусловила невысокое растворение урана из минерала – низкая степень аэрации массива горнорудной массы кислородом воздуха, которая привела к тому, что окислительно-восстановительный потенциал выщелачиваемой среды оказался в достаточной степени невысоким и составлял 380...400 мВ. Поэтому выполняющее функции катализатора трехвалентное железо образовывалось в малом количестве, их соотношение составило: концентрация Fe<sup>2+</sup> находилась на уровне 4...5 г/л, а Fe<sup>3+</sup> – около 0,3...0,8 г/л. Слабая аэрация обусловлена тем, что массив находился в зажатом, замкнутом пространстве, из-за чего доступ кислорода воздуха в него был затруднителен и осуществлялся только через оросительные и дренажные скважины.

В результате эксплуатации камеры № 2 из 32200 кг запасов урана было добыто лишь 10775 кг, что составило 33,5 %. Оставшийся металл отнесен к потерянному.

Аналогично производилась подготовка камеры № 1/3 с той лишь разницей, что объем компенсационного пространства был увеличен с 20 до 32 %. Это предопределило меньшую плотность образовавшихся пород, однако привело к тому, что из-за высокого обнажения кровли камеры произошло ее обрушение с горизонтом и системами орошения. Образовавшийся купол не представилось возможным закрепить. Основные причины обрушения заключаются в недостаточной устойчивости руд и вмещающих пород, которые были представлены трещиноватыми флюидалными трахидацитами, подсеченности потолочины

выработками вышележащего очистного блока 4Д-601, а также заполнении очистных заходок в нем твердеющей закладкой, не обладающей необходимыми несущими свойствами, способными сохранить устойчивость при обнажении около 1,0 тыс. м<sup>2</sup>. Вследствие этого орошению подвергались лишь бортовые зоны камеры, как через скважины, так и форсуночным способом. Растворами удалось охватить лишь 725 м<sup>2</sup> поверхности магазинированной горнорудной массы (не более 60 % общей площади).

Для предотвращения образования проточных каналов был снижен объем подачи ВР в блок с 50...52 м<sup>3</sup>/ч для площади 1300 м<sup>2</sup> до 30 м<sup>3</sup>/ч. В результате бортовая часть была практически полностью отработана за 420 суток, о чем свидетельствует снижение концентрации полезного компонента в ПР до 0,040...0,047 г/л. Из 31400 кг запасов урана в камере было извлечено 15643 кг, что составило 49,8 %.

Более высокие результаты по сравнению с камерой № 2 обусловлены тем, что повышенный объем компенсационного пространства (32 %) позволил произвести магазинирование массовым взрыванием системы веерных скважин с меньшим уплотнением руды, а сочетание более плотной оросительной системы с форсуночным способом орошения позволило более равномерно распределить ВР по поверхности горнорудной массы.

Однако повышение объема компенсационного пространства стало причиной обрушения верхней части горизонта, что не позволило создать эффективную систему орошения всей площади камеры.

Отличие рудоподготовки камеры № 5 от других камер блока 4Д-701 заключается в том, что магазинирование производилось системой с поэтажным магазинированием в два этапа: на первом этапе была применена отбойка массива второго и третьего поэтажей на компенсационное пространство системой веерных скважин с торцевым выпуском, на втором – мелкошпуровой отбойкой в верхней части камеры на высоту 6 м без оставления потолочины с применением форсуночной системы орошения, распределяющей растворы на площадь 142 м<sup>2</sup>, что составило около 99 % площади поверхности камеры. Применение

щадящей рудоподготовки позволило свести к минимуму воздействие на борта камеры.

Таким образом, удалось достичь относительно однородный по крупности массив без образования значительных переуплотненных зон, а орошение практически всей поверхности магазинированной горнорудной массы позволило равномерно распределить растворы по всему объему массива при повышенном расходе ВР, интенсивность которого составила 120...130 л/ч · м<sup>2</sup>.

После девятисуточного закисления рудной массы растворами с концентрацией серной кислоты 10...15 г/л удалось достичь среднесуточную концентрацию урана 0,197 г/л и перейти на стадию активного выщелачивания с концентрацией H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> в ВР на уровне 3...5 г/л. При этом средняя концентрация урана в ПР за два месяца снизилась с 0,117 до 0,07 г/л. Всего из 7720 кг запасов урана в камере извлечено 3458 кг, что составило 40,9 %. Несмотря на высокие удельные показатели извлечения урана при эксплуатации камеры № 5, общая картина блока 4Д-701 не оправдала перспектив, добытый металл не покрывал понесенных затрат на дальнейшее функционирование блока, поэтому все работы были остановлены.

Сравнивая изменения технологических показателей выщелачивания в различных камерах блока 4Д-701 по мере накопления опыта и анализируя положительную динамику в показателях извлечения по ходу устранения негативных факторов и формирования новых блоков во время проводимого эксперимента, следует отметить следующее:

1) увеличение объема компенсационного пространства позволило создать менее плотный массив, пористость которого при прочих равных условиях позволила более эффективно обработать куски горнорудной массы выщелачивающими растворами;

2) применение форсуночного способа орошения поверхности магазинированного массива отличается высокой надежностью и возможностью равномерно распределить растворы по всему объему горнорудной массы;

3) отход от этажно-камерной системы magazинирования руды с глубокими скважинами и массовым взрыванием на компенсационное пространство в сторону поэтажного magazинирования с частичным выпуском руды в несколько этапов и созданием равномерно гранулометрического состава magazинированного массива позволяет избегать переуплотнения значительного объема руды, создать массив с оптимальным, с точки зрения проникновения растворов вглубь отдельного куска, класса крупности, что дает возможность применять повышенную интенсивность орошения без опасности образования проточных каналов с относительным сохранением целостности бортов камеры.

На рисунке 1.17 показана зависимость извлечения урана в продуктивный раствор от времени выщелачивания по камерам.

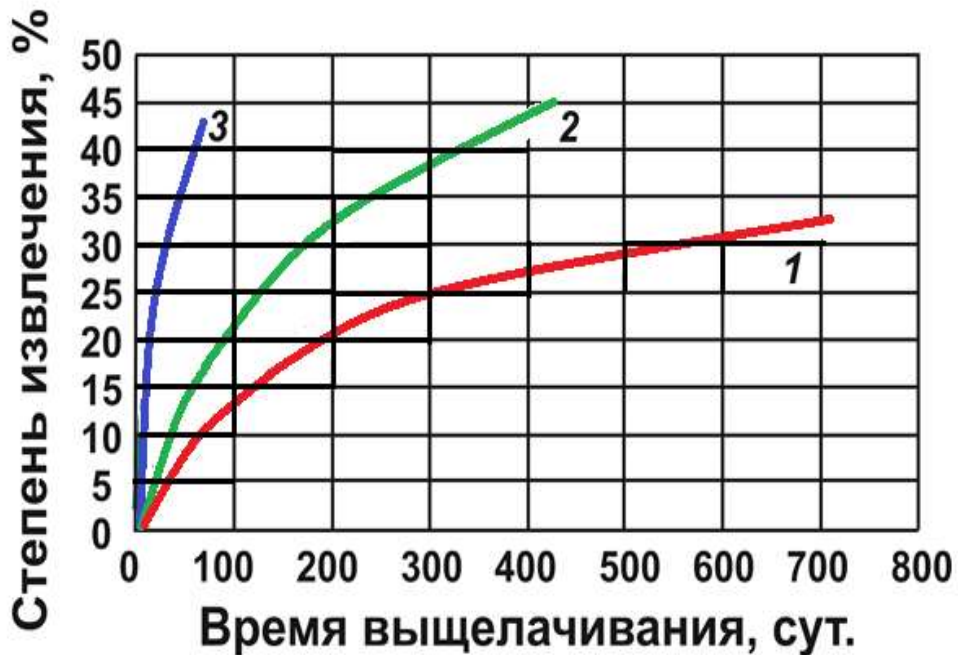


Рисунок 1.17 – Зависимость степени извлечения металла по различным камерам блока 4Д-701 от времени: 1 – камера № 2, 2 – камера № 3, камера № 5

При анализе динамики выщелачивания установлено, что время выщелачивания по камере 5 при достижении 45 % извлечения значительно меньше, чем по камерам 1, 3. Причиной более эффективного выщелачивания камеры 5 является равномерность дробления горнорудной массы при рудоподготовке. Таким образом, качество рудоподготовки руды к выщелачиванию является одним из основных условий успешности БПВ.

Анализ негативных факторов, сдерживающих промышленное внедрение геотехнологических способов добычи урана в условиях подземных рудников ПАО «ППГХО им. Е. П. Славского», позволяет свести их к следующему:

1) применение массовой отбойки руды в камере № 2 при этажно-камерном магазинировании на недостаточный объем компенсационного пространства (в 20 % от объема камеры) привело к образованию переуплотнения центральной части массива горнорудной массы, которая из-за низкой степени рыхления оказалась недоступной для выщелачивающих растворов;

2) переуплотнение центральной части привело к миграции рабочих растворов в прибортовые зоны камеры, где при нормальном режиме подачи растворов произошло образование проточных каналов, куда они устремлялись с высокой скоростью, что не создавало предпосылок для протекания диффузионных процессов растворения минерала и выхода металла в раствор. Только снижение расхода ВР повлияло в положительную сторону на плановость процесса растворения урана;

3) при массовой отбойке руды в камере № 2 образовалось несколько классов крупности, причем значительная доля (42,5 %) приходится на переизмельченный – минус 50 мм, который при дренировании растворов неизбежно приводит к механической кольтматации и снижению коэффициента фильтрации среды;

4) общей тенденцией для всех камер экспериментального блока явилась высокая герметичность камер-магазинов для кислорода воздуха, когда низкая аэрация привела к медленному росту окислительно-восстановительного потенциала, выраженному в том, что концентрация трехвалентного железа, являющегося катализатором для процесса перевода четырехвалентного урана в хорошо растворимый шестивалентный, значительно ниже концентрации двухвалентного. Это обстоятельство предопределило низкую скорость протекания реакции растворения урана, что вызвало повышенный расход реагента на производство единицы продукции;

5) ведение горных работ с обнаженным очистным пространством площадью около 1 тыс. м<sup>2</sup> по рудоподготовке запасов камеры № 1/3 под закладным массивом с пониженными несущими свойствами отработанного блока 4Д-601 привело к обрушению кровли камеры с оросительным горизонтом, из-за чего не удалось смонтировать систему орошения, позволяющую охватить всю площадь поверхности магазинированной горнорудной массы;

б) несовершенство системы орошения поверхности магазинированного массива горнорудной массы, которое выразилось в выходе из строя отдельных точек орошения и, как следствие, неравномерностью увлажнения массива ВР, и было связано со следующими факторами:

- применение в камере № 2 системы подачи ВР через скважины, пробуренные в потолочине камеры и необсаженные колоннами, из-за чего их стволы приходили в негодность и разрушались под воздействием потока растворов и кислотных газов, а также заиливались;

- невозможностью принятия мер по орошению 40 % поверхности магазинированной камеры № 1/3, попавшей под обрушение кровли;

7) неритмичность процесса выщелачивания с частыми простоями по техническим причинам.

Если решение двух последних задач заключается в мерах по укреплению стволов скважин и (или) в отказе от скважинной системы орошения в пользу форсуночной, а также в своевременном обслуживании технологического оборудования с совершенствованием процесса организации работ непосредственно на производстве, то для устранения недостатков рудоподготовки следует провести комплекс научно-исследовательских и конструкторских работ. В рамках настоящей работы результаты исследований направлены на совершенствование технологии блочного подземного выщелачивания с применением комплекса мер, позволяющих нейтрализовать вышеуказанные негативные факторы. Для этого необходимо сформулировать и решить научно-технические задачи, направленные на совершенствование параметров рудоподготовки блока на стадиях буровзрывных работ, заполнения камеры рудным



материалом, а также на повышение интенсификации активного выщелачивания урана.

Слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью получила наибольшее распространение в условиях Стрельцовской группы месторождений (рисунок 1.18).

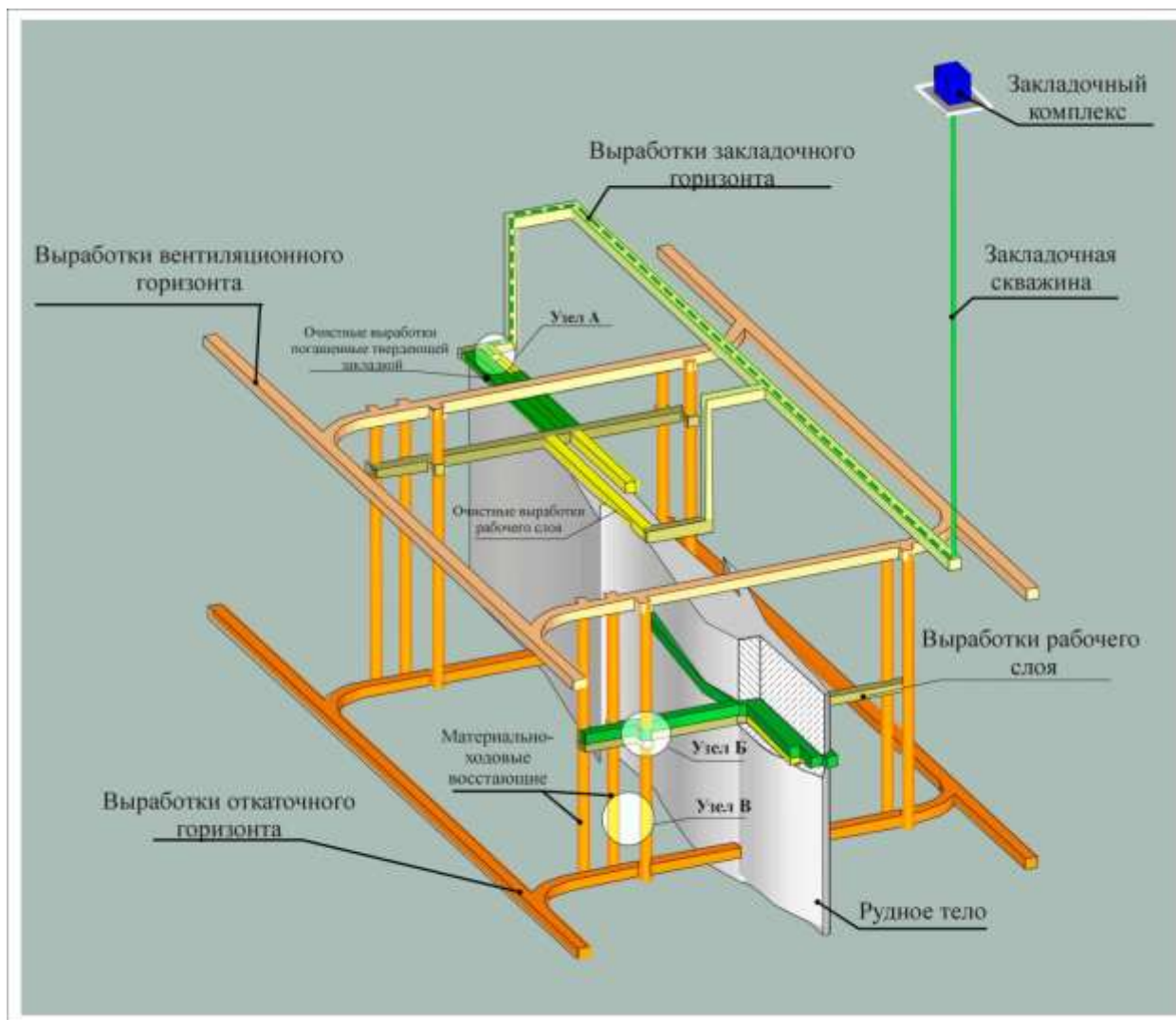


Рисунок 1.18 – Схема подготовки и отработки урановых руд системой слоевой выемки с твердеющей закладкой

При промышленной отработке сложно-структурных урановых месторождений на Приаргунском производственном горно-химическом объединении преимущественно используются системы отработки с закладкой выработанного пространства.

Система разработки горизонтальными (слабонаклонными) нисходящими слоями с закладкой выработанного пространства в настоящее время обеспечи-

вает отработку 80 % запасов месторождений и применяется для извлечения богатых руд (с целью снижения потерь и разубоживания) на участках с интенсивной нарушенностью горного массива, а также для выемки сближенных рудных тел сложной морфологии. Эта система обеспечивает высокий прирост запасов руды и урана за счет постадийной эксплуатационной разведки рудных тел при низких потерях высокоценных руд (2...3 %) в процессе добычи.

Рудные залежи делятся в пределах этажей на эксплуатационные блоки длиной 100...200 м с запасами 150...200 тыс. т руды. Схема подготовки блоков фланговая или центральная, при совмещении основных и закладочных выработок.

Все горно-подготовительные и очистные работы (за исключением возведения рамной крепи) механизированы. Вертикальные горно-подготовительные выработки проходят с помощью комбайнов 2КВ. Ходовые восстающие армируют сборными металлическими конструкциями. При проходке горизонтальных выработок используют бурильные установки УБН-2П, буровые колонки ЛКР, погрузочно-доставочные машины ППН-3С и МПДН-1М. На очистных работах при выемке рудных тел мощностью более 3 м применяют пневматические погрузочно-доставочные машины МПДН-1М, а на менее мощных рудных телах – электрогидравлические ПД-2Э, позволяющие снизить ширину очистных выработок до 2,4...2,5 м и в связи с этим снизить разубоживание руды на 10...20 %.

Твердеющие закладочные смеси для формирования искусственных массивов приготавливаются на поверхностных закладочных комплексах с использованием песчано-гравийной смеси, цемента, золы-уноса ТЭЦ и воды.

Откатка руды электровозная, клетевой подъем обеспечивает радиометрическое вагонеточное разделение руд на технологические сорта.

Значительное снижение содержания урана в остающихся запасах на предприятии приводит к падению рентабельности данной технологии отработки, поэтому добыча рядовых и бедных руд становится убыточной.

Общая стратегия дальнейшего промышленного освоения запасов урановых руд Стрельцовского рудного поля состоит в переходе к широкому внедрению на предприятии подземного выщелачивания бедных по содержанию руд, но для этого необходимо модернизировать сложившуюся практику ведения горных работ по ПВ.

### **1.3 Постановка задач исследования**

**Цель работы** – повышение эффективности подземного блочного выщелачивания научным обоснованием и разработкой технологических способов совершенствования процессов буровзрывной рудоподготовки бедных и рядовых урановых руд и повышением извлечения урана в продуктивный раствор.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- изучить физико-механические, геологические и технологические особенности урановых руд, влияющих на эффективность их рудоподготовки;
- усовершенствовать технологию взрывной рудоподготовки урановых руд для последующего подземного блочного выщелачивания;
- разработать мероприятия по повышению извлечения урана в продуктивный раствор при БПВ;
- оценить эффективность предложенных технологических решений.

## **Глава 2 Совершенствование технологии горных работ при рудоподготовке к блочному подземному выщелачиванию**

В главе изложена технология совершенствования буровзрывных работ при подготовке камер под подземное блочное выщелачивание, представлены результаты научно-исследовательских работ, посвященных изучению зависимостей параметров БВР от физико-механических и горнотехнических характеристик вмещающих пород и руд месторождений Стрельцовского рудного поля. Рассматривается **первое защищаемое научное положение** – достоверное прогнозирование оптимального гранулометрического состава урановых руд при блочном подземном выщелачивании обеспечивается расчетом параметров буровзрывных работ по усовершенствованной методике, учитывающей выявленные зависимости этих параметров от физико-механических и горнотехнических свойств горных пород и руд.

### **2.1 Анализ процессов подземного блочного выщелачивания**

Специалистами ПАО «ППГХО» был проанализирован текущий уровень обеспеченности предприятия минеральными ресурсами при различных рыночных ценах на уран (рисунок 2.1). Из рисунка следует, что запасы, пригодные для применения БПВ, при цене более 50 \$ за 1 кг составляют более 50 % от общего их количества, что говорит о больших перспективах применения данной технологии [60, 69].

Доля запасов бедных и рядовых руд (среднее содержание урана – 0,134 %) из всех запасов Стрельцовского рудного поля составляет более 50 % при цене готовой продукции в 50 \$ за 1 кг. Эти запасы могут быть отработаны технологией подземного блочного выщелачивания. Запасы сосредоточены на месторождениях Лучистое, Мартовское, Октябрьское, Весеннее, Новогоднее, Тулукуевское, Юбилейное, Дальнее, Аргунское, Жерловое, Пятилетнее, Широндукоевское в эффузивно-осадочной толще вмещающих пород.

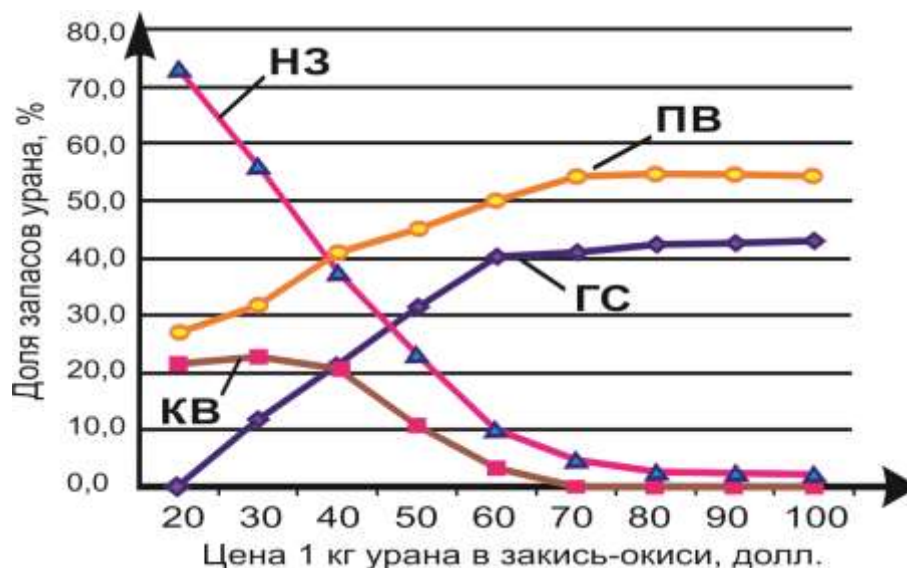


Рисунок 2.1 – Распределение запасов Стрельцовской группы месторождений от рыночной цены на 1 кг закиси-оксида урана:

НЗ – неактивные запасы; ПВ – подземное выщелачивание;  
ГС – горный способ; КВ – кучное выщелачивание

Опыт промышленного освоения способа блочного подземного выщелачивания в условиях ППГХО показал, что его главным недостатком является низкий коэффициент извлечения полезного компонента, составляющий приблизительно 50...60 %. Поэтому применение технологии блочного подземного выщелачивания возможно лишь в качестве дополнительной для доработки забалансовых и беднобалансовых руд. Но даже при относительно низком коэффициенте извлечения промышленное внедрение блочного подземного выщелачивания способно увеличить долю извлекаемых запасов на 5...30 % при снижении себестоимости добычи в 1,2...1,5 раза.

Главным критерием возможности отработки запасов той или иной системой разработки является коэффициент экономической эффективности – отношение всех затрат на стадиях подготовки и отработки блока к ценности извлекаемого компонента [96]. Расчеты показывают, что при коэффициенте извлечения, равном 0,6, способ блочного подземного выщелачивания находится на уровне рентабельности (рисунок 2.2). Однако опыты по внедрению способа блочного подземного выщелачивания в Объединении начали проводиться с 1986 г., охватив участки месторождений Юбилейное, Лучистое, Новогоднее, Весеннее и Стрельцовское, но не получили широкого развития.

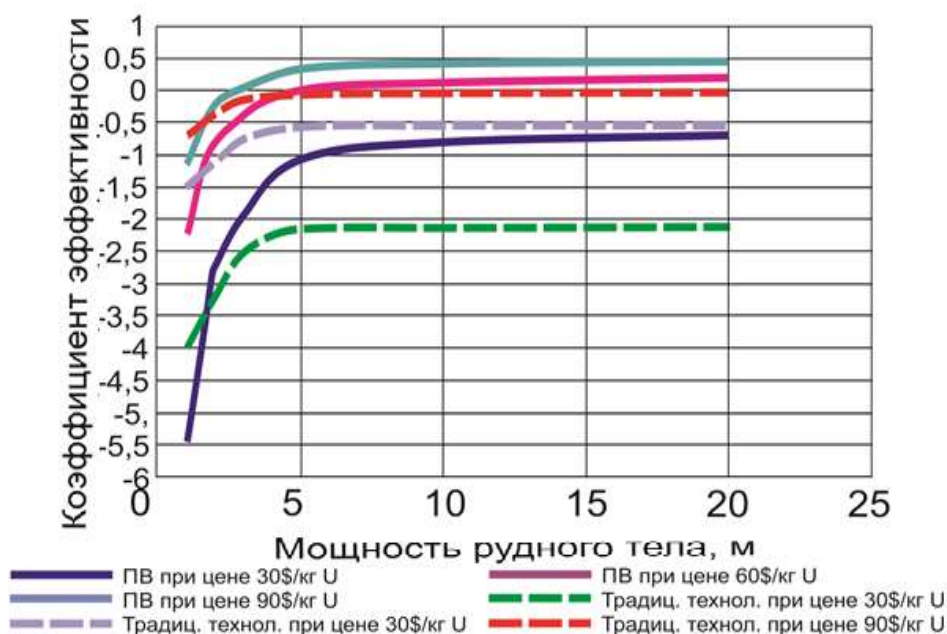


Рисунок 2.2 – Зависимость коэффициента экономической эффективности от мощности рудного тела

В ходе испытаний были выявлены причины, повлиявшие на понижение коэффициента извлечения урана из камер-магазинов, что сдерживает их промышленное внедрение. Применительно к рудоподготовке можно выделить следующие негативные факторы.

Во-первых, объем компенсационного пространства камеры № 2 блока 4Д-701 оказался недостаточным (20 % объема камеры), что вызвало переуплотнение рудной массы [64, 75].

Во-вторых, переуплотнение рудной массы негативно повлияло на фильтрацию продуктивных растворов вглубь массива; по той же причине в прибортовых зонах образовались проточные каналы, куда устремлялась значительная часть растворов.

В-третьих, гранулометрический состав камеры № 2 включал до 42 % фракции  $-50$  мм, что могло стать причиной кольматации. Следует отметить, что параметры буровзрывных работ камеры № 1/3 были аналогичны, кроме объема компенсационного пространства.

В-четвертых, одной из главных проблем блочного подземного выщелачивания является низкая степень аэрации, что приводит к снижению интенсивно-

сти растворения урана. Таким образом, решение по повышению эффективности БПВ лежит в плоскости совершенствования буровзрывных работ и аэрации замагазинированной руды.

## **2.2 Пути совершенствования рудоподготовки под блочное подземное выщелачивание**

Одним из направлений совершенствования рудоподготовки блока под подземное выщелачивание можно считать повышение эффективности буровзрывных работ для выхода оптимального гранулометрического состава замагазинированной руды, а также оперативное устранение кольматации и повышение степени аэрации.

При выполнении проекта буровзрывных работ следует уделять особое внимание выходу оптимального класса крупности рудной массы. Мировой и отечественный опыт выщелачивания полезных компонентов из скальных руд показал, что наиболее эффективное просачивание рабочего раствора в отдельный кусок, когда происходит его полная проработка, возможно при диаметре 60...150 мм. Для этого следует принять во внимание расстояние между концами скважин и линию наименьшего сопротивления, рациональные для конкретного типа горных пород [1, 10, 16, 20, 35].

Скважинный заряд в зависимости от своей конфигурации (диаметр, плотность и тип взрывчатого вещества) имеет индивидуальную работоспособность. Различные типы горных пород, в свою очередь, определяют степень бризантности данного заряда. Качественные показатели выхода класса крупности зависят от количественных характеристик физико-механических свойств горных пород. Поэтому при составлении схемы расположения зарядов для определения требуемых кондиций кусков необходимо учитывать расстояние, обеспечивающее заданную степень дробления – зону регулируемого дробления [5, 10]. Этот параметр учитывает геологические и физико-механические особенности массива, глубину ведения работ, а также заданный диаметр кондиционного куска. Его

следует использовать как коэффициент пропорциональности для расчета линии наименьшего сопротивления и расстояния между рядами скважин с выходом на оптимальные параметры буровзрывных работ.

Оптимальное дробление зависит, в том числе от правильно подобранного типа взрывчатого вещества. Методика его определения включает в себя расчет скорости распространения продольных волн в разных по типу горных породах соответствующим скоростям детонации конкретного взрывчатого вещества [56]. На рисунке 2.3 приведены рекомендуемые зоны распределения эффективной работы взрывчатых веществ для горных пород, состав которых определяется содержанием кремнезема: конгломерат – 48,7 %; базальт – 52,7 %; андезит – 52,8 %; трахидацит – 65,2 %; фельзит – 75,1 % [5].

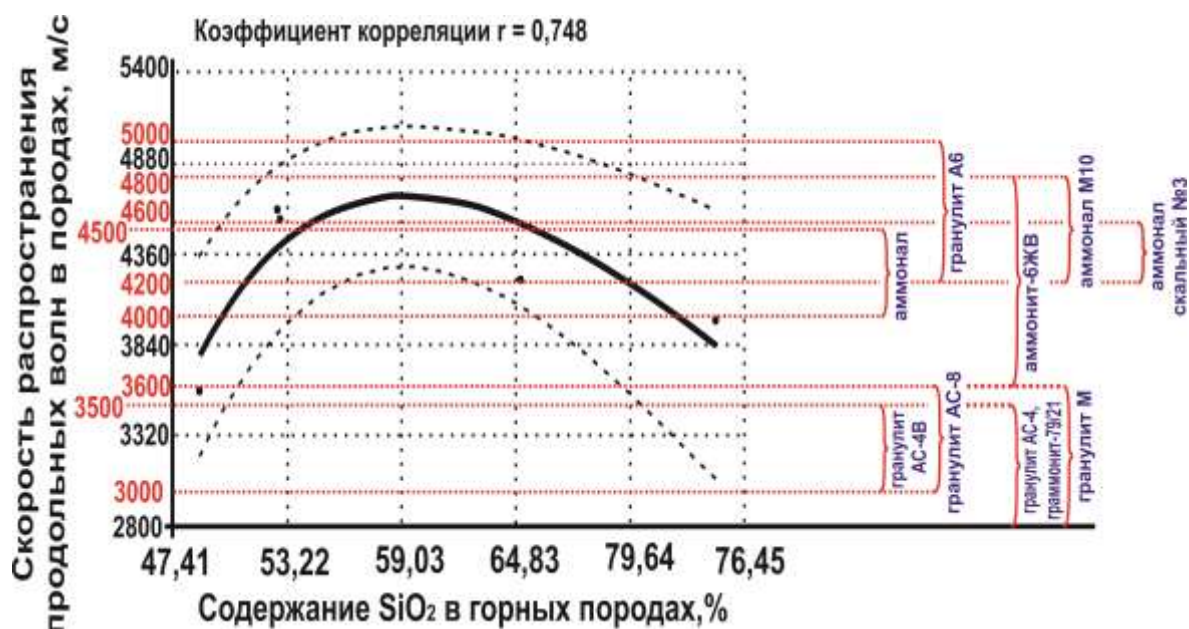


Рисунок 2.3 – Определение типа взрывчатого вещества для разных типов пород

Исследования петрографического состава вмещающих пород и руд приведены далее по тексту данной главы.

Эффективность применения физико-химических технологий добычи полезных ископаемых в первую очередь зависит от правильно выбранной технологии рудоподготовки минерального сырья к выщелачиванию.

Скорость проникновения выщелачивающих растворов вглубь отдельного куска и полнота контакта с рудной минерализацией оказывают непосредственное влияние на продолжительность процесса подземного выщелачивания и



полноту извлечения урана из магазинированных руд. Указанные факторы находятся в прямой зависимости от равномерности гранулометрического состава рудной массы, которая обеспечивается качеством буровзрывных работ.

Величинами, от которых зависит выбор оптимальных параметров буровзрывных работ, являются:

- состояние напряженности горного массива;
- характеристики естественной трещиноватости массива, а также значения физико-механических свойств руд и пород, позволяющие производить прогноз гранулометрического состава магазинированной руды;
- фактические величины отклонения направления взрывных скважин от заданного, предопределяющие допустимую глубину бурения скважин.

Одним из главных критериев, определяющих эффективность БПВ, является получение необходимого размера куска выщелачиваемой руды, что обеспечивает доступ выщелачивающего реагента к центру куска.

### **2.3 Исследование физико-механических свойств руд и вмещающих пород**

Наиболее распространенными разновидностями горных пород на месторождениях Стрельцовского рудного поля являются андезиты, базальты, трахидациты, фельзиты, конгломераты, базальные конгломераты и граниты [37–39].

Отбор проб для лабораторных исследований механических свойств породы производили по ГОСТ 21153.0-75. Пробы представляли куски породы произвольной формы, пригодные для выбуривания из них керны. Количество кусков, отбираемых в пробу, при их линейных размерах не менее 200 x 200 x 200 мм составляло: по два куска при испытании на одноосное сжатие и одноосное растяжение; один кусок для определения деформационных характеристик при одноосном сжатии; второй кусок для определения скорости распространения упругих продольных и поперечных волн в горных породах; два куска на испытания плотности и пористости горной породы [21–25].

Методика исследования и последовательность выполнения операций изложены в приложении А.

В таблице 2.1 даны результаты исследований этих пород.

Таблица 2.1 – Физико-механические свойства горных пород

Значение предела прочности при одноосном сжатии, МПа	Значение предела прочности при одноосном растяжении, МПа	Коэффициент Пуассона, ед.	Средняя плотность образца, г/см <sup>3</sup>	Истинная плотность образца, г/см <sup>3</sup>	Водопоглощение, %	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с	Содержание кремнезема, %
Фельзит								
174,8	16	0,18	2,33	2,6	3,4	4225	2590	79,35
Трахидазит								
186,9	17,8	0,24	2,47	2,68	1,56	4495	2766	75,13
Андезит								
197,2	15	0,26	2,68	2,79	0,95	4926	2699	52,85
Базальт								
154	12,9	0,25	2,65	2,77	1,15	5065	2880	52,72
Конгломерат								
72	6,9	0,28	2,44	2,69	3,78	3432	2240	48,73

Общим показателем, характеризующим породы, вмещающие урановое оруденение месторождений Стрельцовского рудного поля, является их силикатная составляющая, представленная содержанием двуокиси кремния – SiO<sub>2</sub>. Зависимость физико-механических свойств горных пород от содержания в них SiO<sub>2</sub> представлена на рисунках 2.4...2.9 [47, 50, 53].

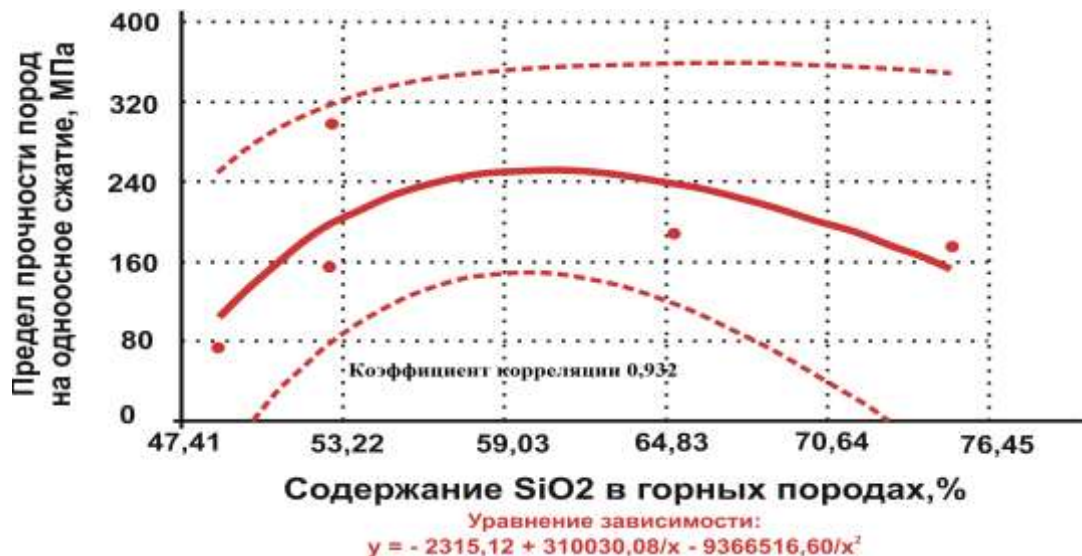
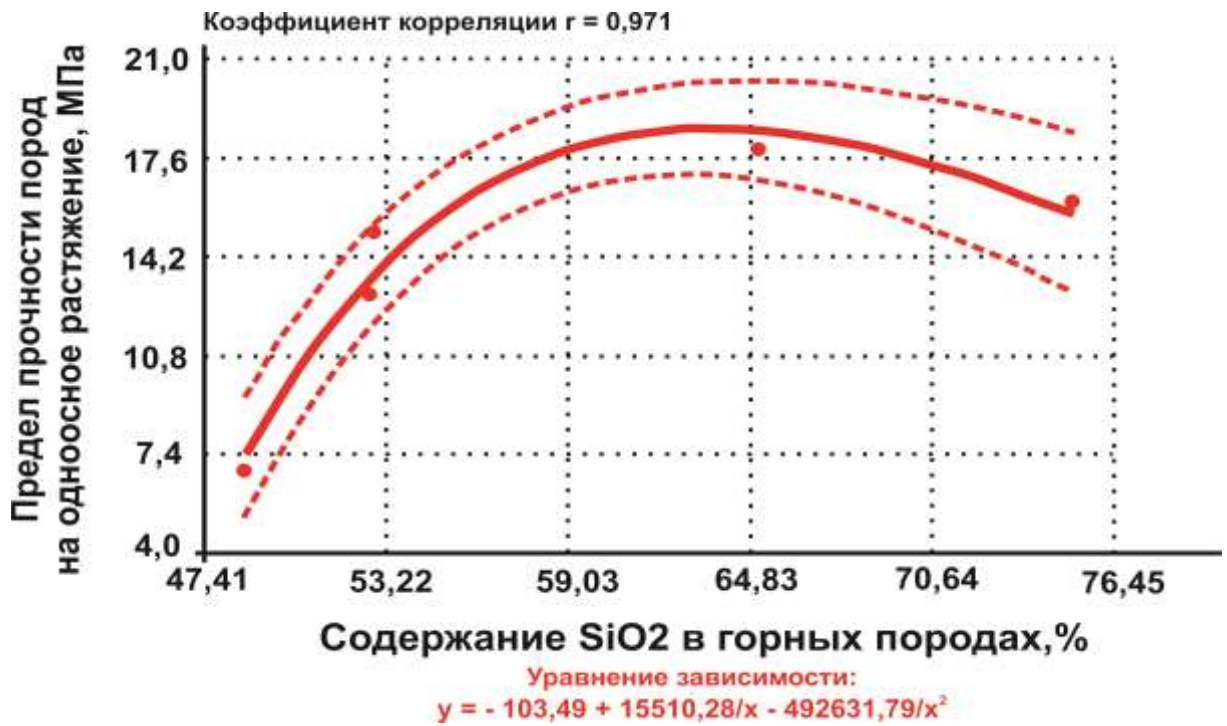
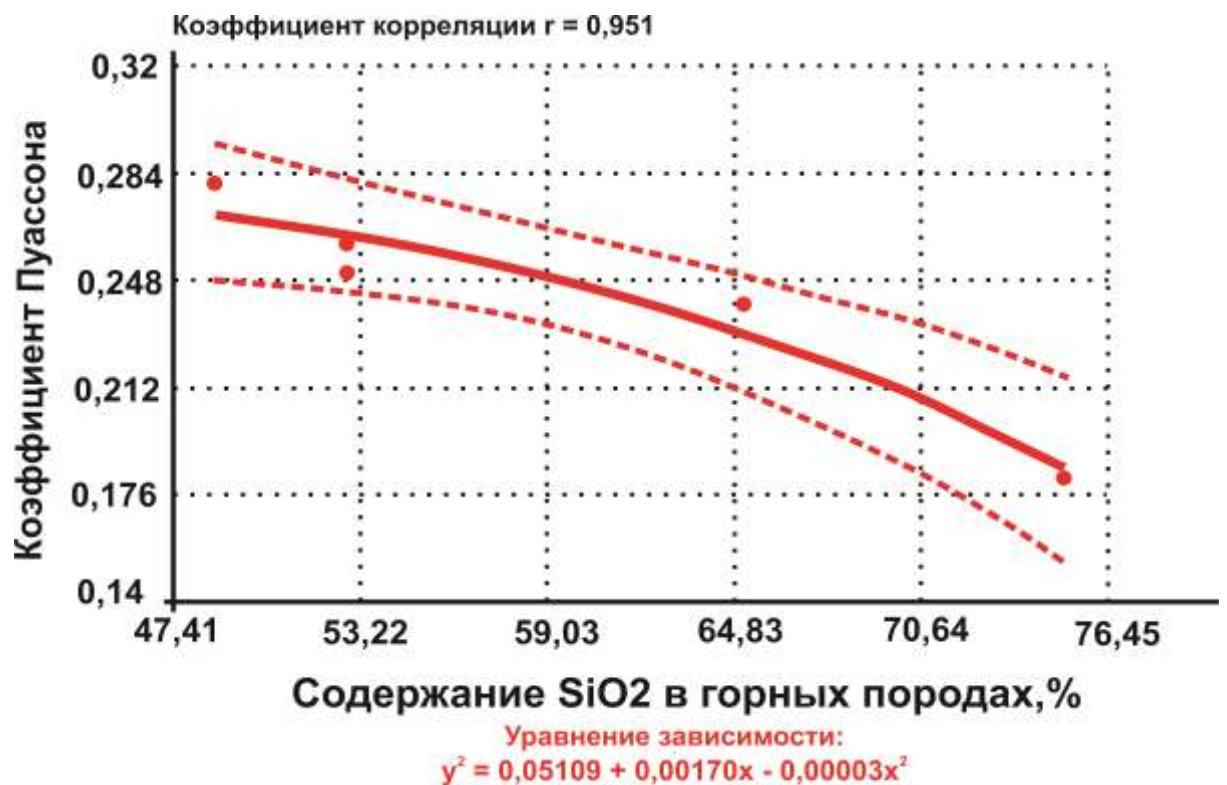
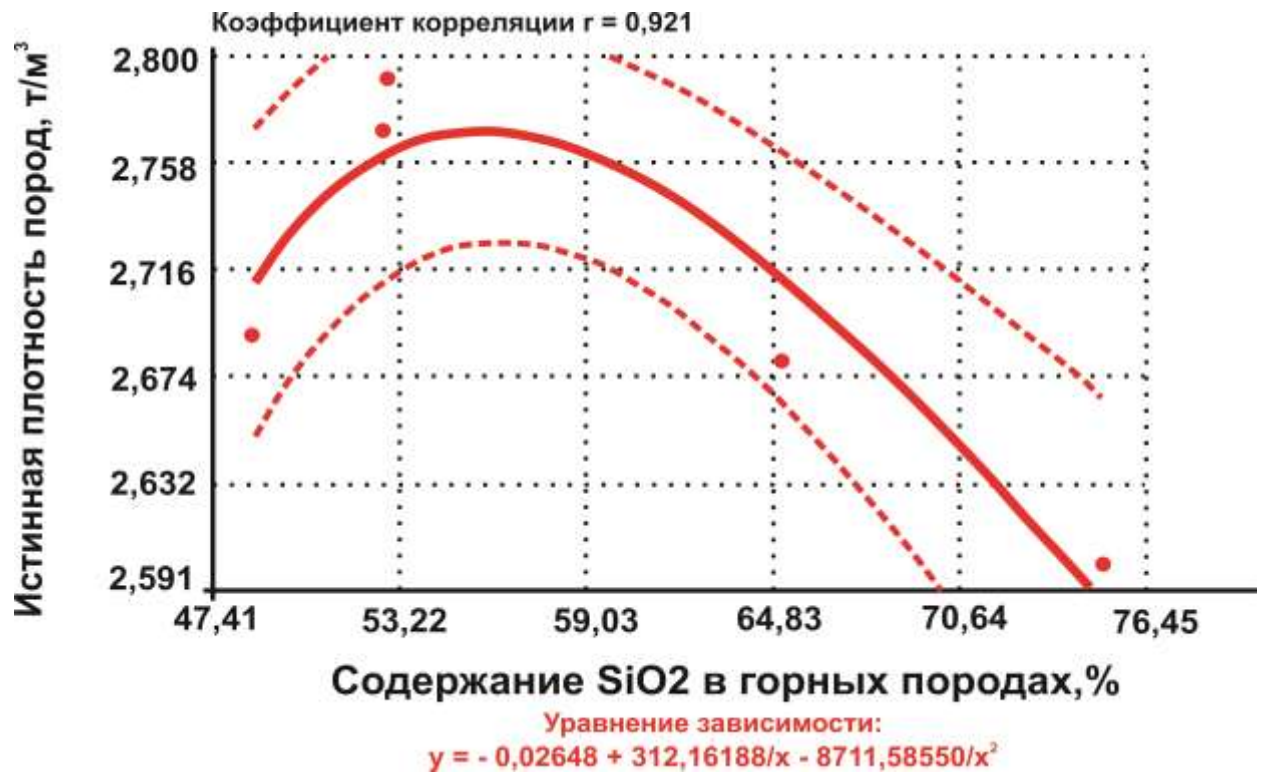
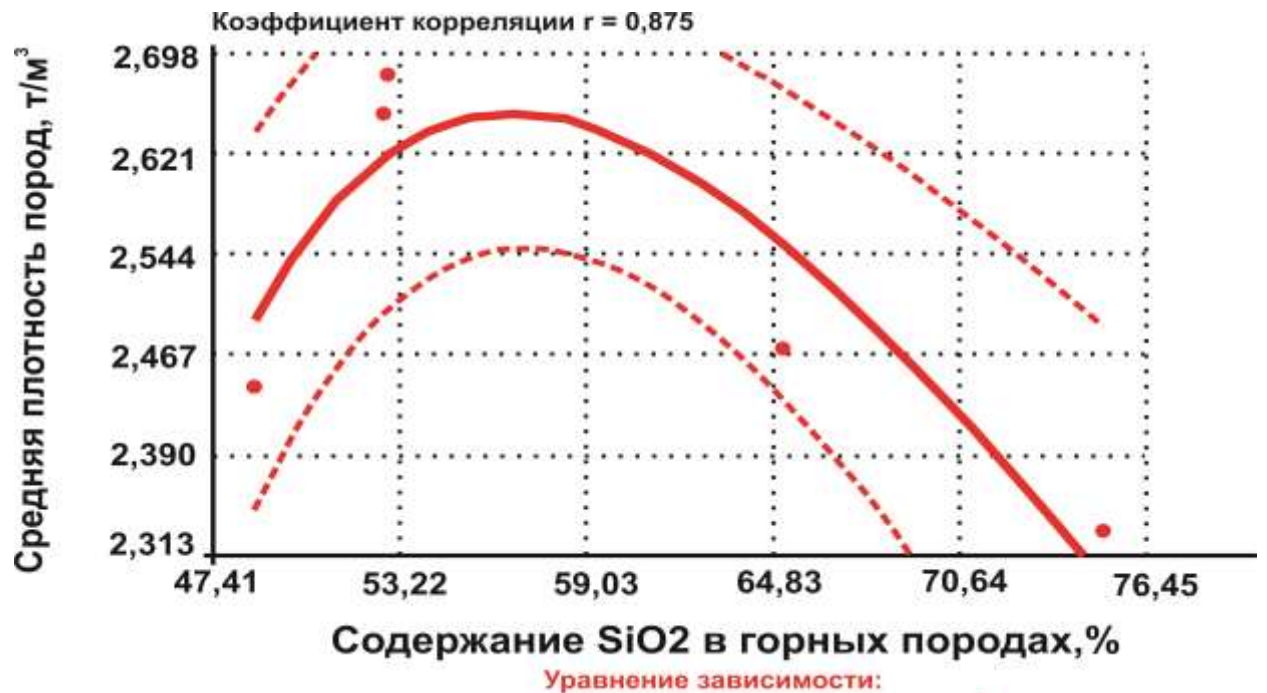


Рисунок 2.4 – Зависимость предела прочности при одноосном сжатии от содержания SiO<sub>2</sub>

Рисунок 2.5 – Зависимость предела прочности при одноосном растяжении от содержания SiO<sub>2</sub>Рисунок 2.6 – Зависимость коэффициента Пуассона от содержания SiO<sub>2</sub>

Рисунок 2.7 – Зависимость истинной плотности пород от содержания SiO<sub>2</sub>Рисунок 2.8 – Зависимость средней плотности пород от содержания SiO<sub>2</sub>

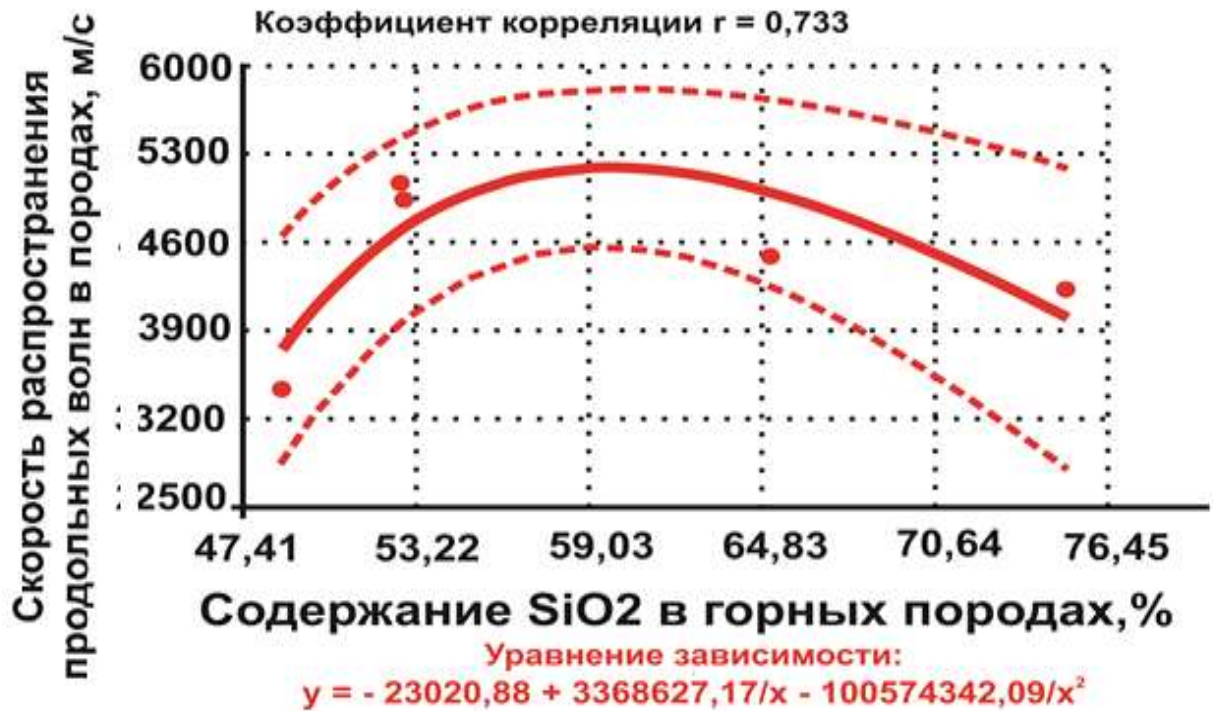


Рисунок 2.9 – Зависимость скорости распространения продольных волн в породах от содержания  $\text{SiO}_2$

Как видно из анализа представленных зависимостей, существует прямая связь между физико-механическими свойствами горных пород и содержанием в них  $\text{SiO}_2$  (коэффициент корреляции колеблется в пределах 0,569...0,998 при погрешности аппроксимации не более 32 %), за исключением показателя средней плотности горных пород, где коэффициент корреляции менее 0,5. Очевидно, для этого показателя не в полной мере учтены трещиноватость и пористость горных пород.

Полученные зависимости могут быть использованы для прогнозирования физико-механических свойств горных пород при наличии информации о концентрации в них кварца, которые в свою очередь используются для теоретических расчетов показателей БВР.

Наиболее часто употребляемый показатель физико-механических свойств горных пород при расчете характеристик БВР – коэффициент крепости  $f$  – определялся по формуле профессора М. М. Протодьяконова

$$f = \frac{\sigma_{\text{сж.}}}{10}, \quad (2.1)$$

где  $\sigma_{\text{сж.}}$  – временное сопротивление образцов пород одноосному сжатию, МПа.

## 2.4 Исследования параметров буровзрывных работ при подготовке руды к блочному подземному выщелачиванию

В основу исследований положена разработанная В. Н. Тюпиным, В. А. Овсейчуком, Н. П. Фофановым методика, направленная на достижение требуемой степени дробления трещиноватого массива горных пород путем группового взрывания зарядов ВВ, размещенных в скважинах [72]. Основу указанной методики составляют: бурение групп взрывных скважин на расстоянии друг от друга с учетом диаметра заряда, детонационных характеристик ВВ, физико-технических свойств массива, параметров его трещиноватости, размера кондиционного куска, их зарядание и короткозамедленное взрывание. Отличием указанной методики от других, применяемых на практике, является то, что в ней для определения расстояния между скважинами (концами скважин) в группе учитываются величины трения и горного давления:

$$a = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c v \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v}\right)}{2(\sigma_p + \mu P)(1 - v) \Phi} \sqrt{\frac{d_k}{d_k}}, \text{ м.} \quad (2.2)$$

Расстояние между группами скважин  $W$  определяется из соотношения

$$W = R_p \sqrt[3]{2,5 K_{n\perp} n^*}, \text{ м.} \quad (2.3)$$

Радиус зоны регулируемого дробления, в пределах которой размер крупных кусков не превышает кондиционного, рассчитывается как

$$R_p = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c v \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v}\right)}{8(\sigma_p + \mu P)(1 - v) \Phi} \sqrt{\frac{d_k}{d_k}}, \text{ м.} \quad (2.4)$$

В указанных формулах расчёта параметров БВР приведены следующие показатели:

$D$  – скорость детонации ВВ, м/с;

$\rho_B$  – плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>;

$d_3$  – диаметр заряда ВВ, м;

$c$  – скорость продольной волны в отдельности массива горных пород, м/с;

$v$  – коэффициент Пуассона отдельности;

$\sigma_p$  – предел прочности на разрыв отдельности, Па;

- $\mu$  – коэффициент трения между отдельностями в массиве;
- $\Phi$  – показатель трещиноватости массива;
- $d_e$  – размер отдельности массива, м;
- $P$  – величина горного давления в месте взрывания, Па;
- $d_k$  – размер кондиционного куска, м;
- $K_{n\perp}$  – коэффициент усиления взрыва перпендикулярно плоскости группы одновременно взрываемых зарядов ВВ;
- $n^*$  – предельное число зарядов ВВ, при котором наблюдается их взаимодействие.

Предлагаемый способ позволяет обеспечить заданную степень дробления трещиноватого массива взрывом за счет определения расстояния между взрываемыми скважинами в группе и расстояния между группами последовательно взрываемых скважин с учетом эффектов трения между отдельностями массива и горного давления, а также бурения и взрывания скважин в соответствии с определенными параметрами их расположения.

Отбойку руды при мощности рудных тел свыше 3 м осуществляют веерными или параллельными скважинами. При мощности рудных тел до 3 м отбойку можно производить параллельно-сближенными скважинами или шпурами.

Параметрами отбойки являются диаметр скважины (шпура), удельный расход ВВ ( $q$ ), линия наименьшего сопротивления ( $W$ ), расстояние между скважинами ( $a$ ), расположение скважин (шпуров) в отбиваемом объеме, интервал замедления ( $i$ ), средний размер куска ( $d_c$ ), гранулометрический состав.

Параметры БВР определяем для различных типов и прочности пород на основе аналитических расчетов и экспериментальных взрывов с целью корректировки результатов аналитических расчетов.

Методика и результаты расчета параметров БВР изложены в приложении Б.

Для расчета параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления, проведены исследования, позволившие разделить трещиноватые массивы рудников на классы по взрываемости [65, 75]. Численные значения свойств

трещиноватого массива и отдельные параметры воздействия взрыва приведены в таблицах Б.3...Б.5 приложения Б.

Для определения коэффициента трения ( $\mu$ ) между отдельностями в массиве использованы данные работы [79].

Схема расположения веерных скважин в отбиваемом объеме и основные параметры скважин приведены на рисунке 2.10.

При подземном выщелачивании на пологих, наклонных и крутопадающих маломощных жилах (до 3 м) используют параллельные скважины (рисунок 2.13).

Применение параллельно-сближенных зарядов малого диаметра позволяет значительно снизить законтурное разрушение пород за счет перераспределения энергии взрыва, а следовательно, уменьшить их примешивание (рисунки 2.10...2.12) и, как следствие, разубоживание продуктивных растворов.

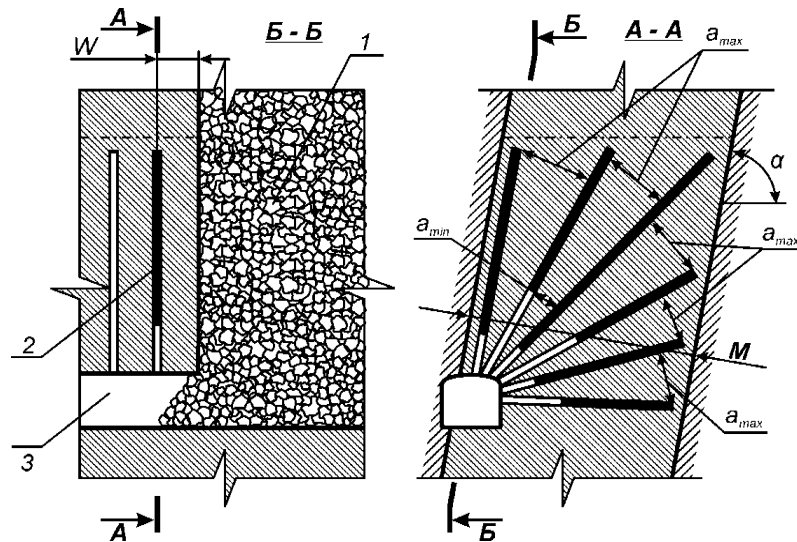


Рисунок 2.10 – Схема расположения и параметры построения веерных скважин в отбиваемом слое:  
1 – замагазинированная руда; 2 – взрывные скважины; 3 – буровой штрек



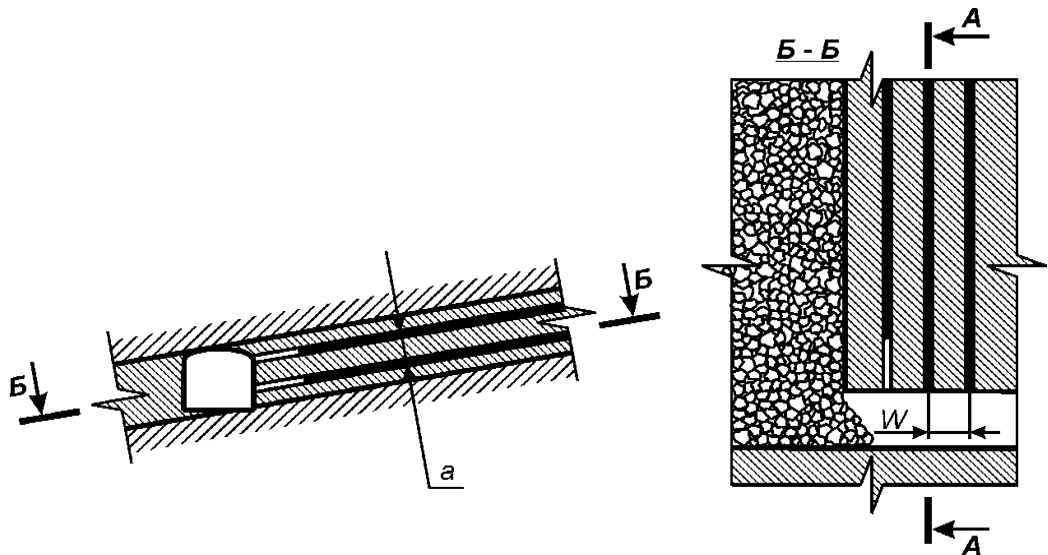


Рисунок 2.11 – Схема расположения параллельных скважин при разработке маломощных пологих и наклонных жил

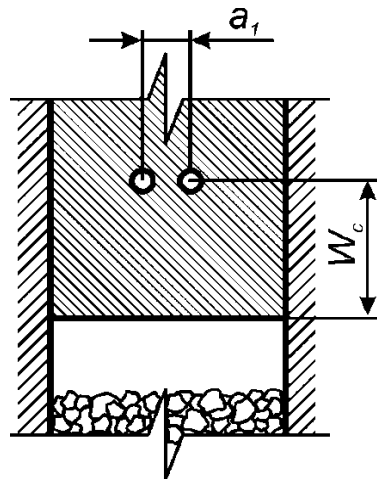


Рисунок 2.12 – Параллельно-сближенные скважины

В результате проведенных расчетов были получены параметры БВР и установлены их зависимости от физико-механических свойств горных пород. При обработке результатов расчетов  $R_p$  и  $a_{\max}$  были получены зависимости величин этих показателей от коэффициента крепости. Влияние показателя трещиноватости ( $\Phi$ ) на величину этих величин выражается через отношение двух соседних значений  $\Phi$ :

$$K_{\Phi} = \frac{\Phi_2}{\Phi_1} = \frac{12,5}{10} = 1,25. \quad (2.5)$$

Соответственно предыдущие значения  $R_p$  и  $a_{\max}$  умножаются на коэффициент 1,25.

На рисунках 2.13...2.14 показаны зависимости  $R_p$  и  $a_{\max}$  от коэффициента крепости  $f$  [43].

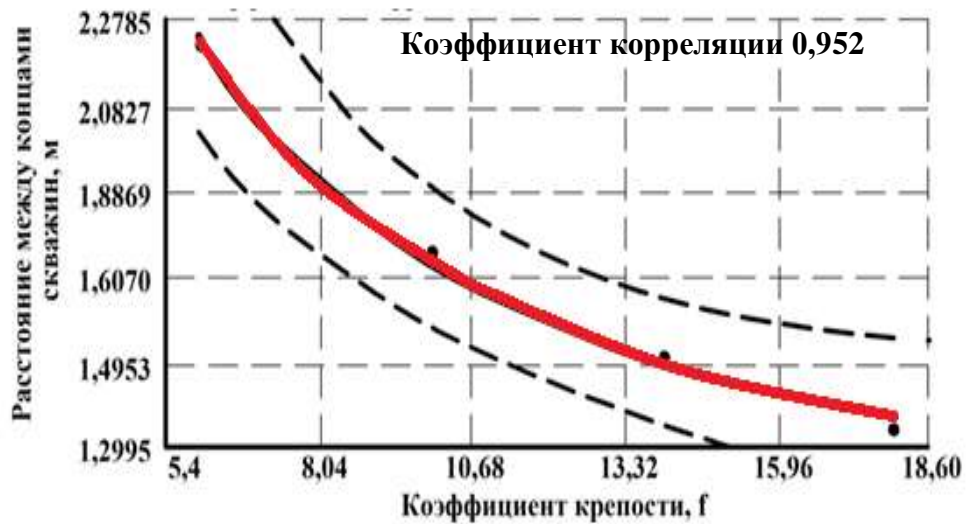


Рисунок 2.13 – Зависимость величины зоны регулируемого дробления горного массива  $R_p$  от коэффициента крепости пород  $f$  для скважин диаметром 0,053 м

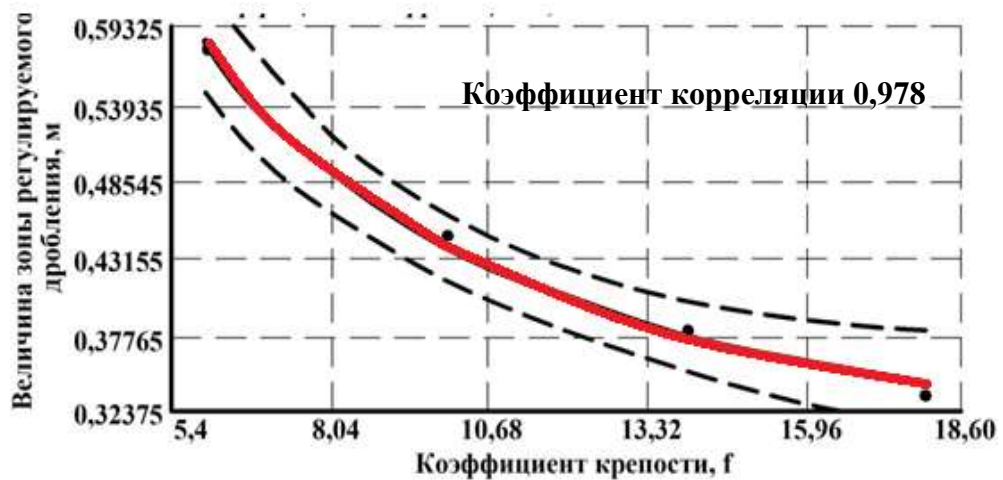


Рисунок 2.14 – Зависимость расстояния между скважинами (концами скважин) в группе, обеспечивающего заданную степень дробления  $a_{\max}$  от коэффициента крепости пород  $f$

Рассмотрим зависимость величин расчетных параметров БВР при рудо-подготовке к подземному выщелачиванию от горнотехнических условий.

Результаты расчета основных параметров БВР для различных условий при выемке запасов рудных тел малой и средней мощности приведены в таблицах В.1...В.8 приложения В. Схемы расположения взрывных скважин разрабатывают графическим методом, основываясь на значениях ключевых параметров  $a_{\max}$  и  $W$ .

Для определения расчетных параметров БВР при проектировании горных работ в условиях Стрельцовского рудного поля, особенно при подготовке к магазинированию руд из штокверкообразных рудных тел, когда границы их контуров четко не выражены и мощность камеры возрастает до 5...20 м, проведена

экстраполяция численных значений необходимого количества скважин и удельного расхода ВВ для мощностей рудных тел 5, 10, 15 и 20 м (рисунки 2.15...2.16) [53], зависящих от коэффициента крепости пород (на примере скважин диаметра 0,11 м). Указанный диаметр заряда предопределяется выбором оборудования, способного обеспечить бурение скважин необходимой глубины.

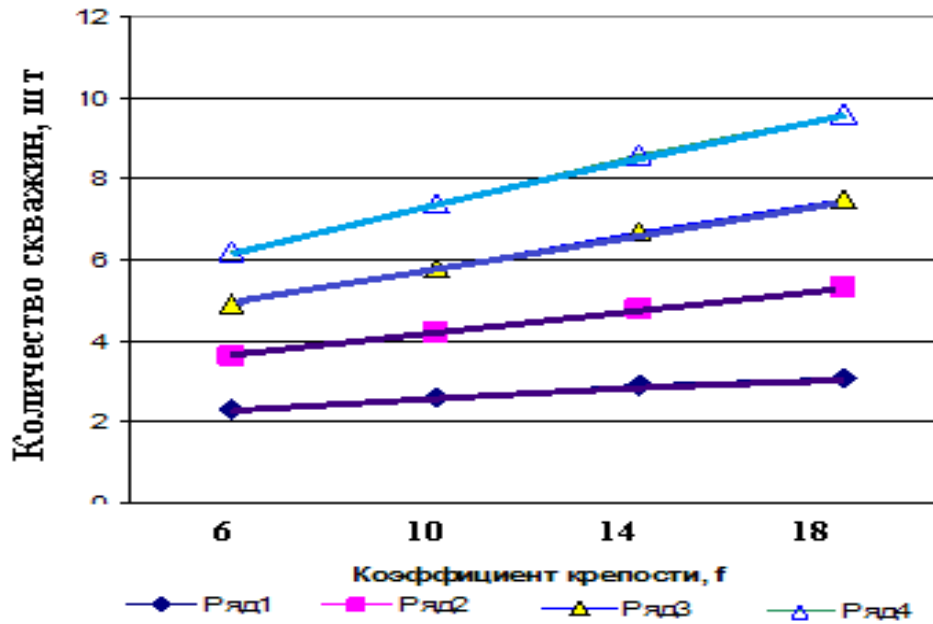


Рисунок 2.15 – Зависимость количества скважин, необходимых для получения кондиционного куска, обеспечивающего заданное извлечение урана из руд при выщелачивании, от мощности рудного тела и коэффициента крепости руд: ряд 1 –  $m=5$  м, 2 ряд -  $m=10$  м, 3 ряд -  $m=15$  м, 4 ряд -  $m=20$  м

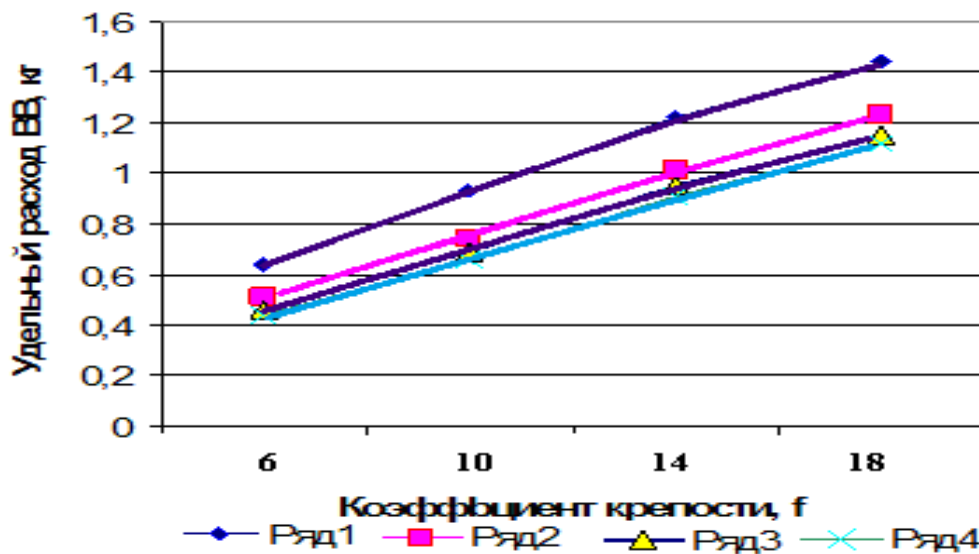


Рисунок 2.16 – Зависимость удельного расхода ВВ (q) при рудоподготовке к ПВ от мощности рудного тела и коэффициента крепости руд: ряд 1 –  $m=5$  м, 2 ряд -  $m=10$  м, 3 ряд -  $m=15$  м, 4 ряд -  $m=20$  м

Аналогичные зависимости могут быть получены при обработке результатов расчетов показателей БВР при рудоподготовке к ПВ для диаметров скважин 0,053; 0,073; 0,088 м. Исходные данные для этого приведены в таблицах В.9, В.12, В.13, В.17, В.18, В.22 приложения В.

Схемы расположения параллельно-сближенных шпуров изображены на рисунках 2.17...2.18.

Расчет параметров БВР для отбойки маломощных залежей комплектами параллельно-сближенных скважин приведен в приложении Б.

При выпуске рудной массы из компенсационной щели необходимо производить исследование её гранулометрического состава методом линейных замеров или фотометрическим методом с целью корректировки параметров БВР в случае, если максимальный средний размер куса превышает 150 мм, а минимальный средний размер куса менее 60 мм.

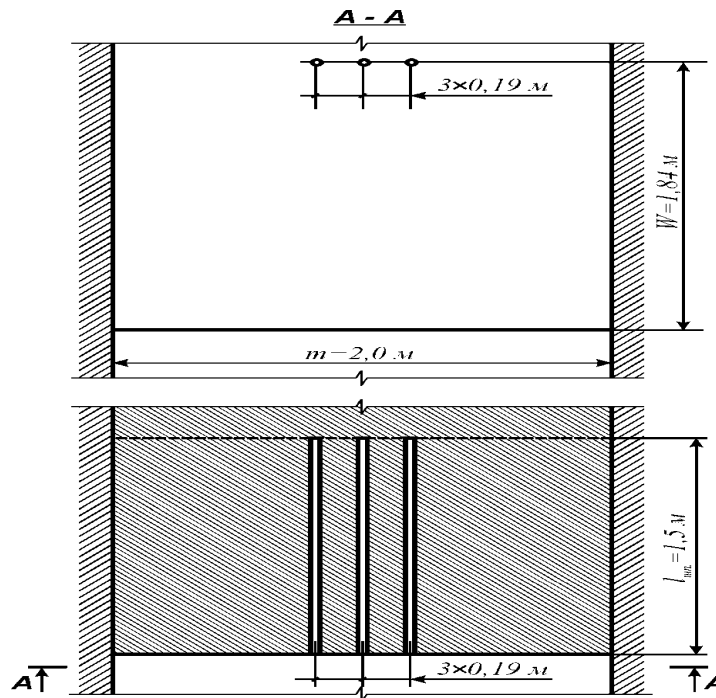


Рисунок 2.17 – Схема расположения параллельно-сближенных шпуров глубиной  $L = 1,5 \text{ м}$  при мощности крутопадающего рудного тела мощностью  $2,0 \text{ м}$  и коэффициенте крепости рудного массива  $f = 18$

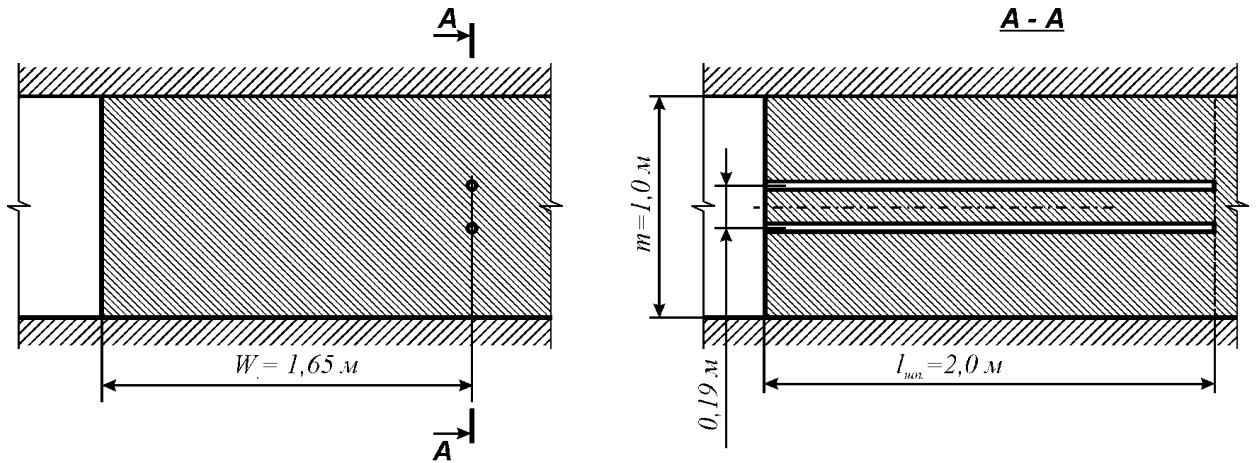


Рисунок 2.18 – Схема расположения параллельно-сближенных шпуров с глубиной  $L = 2,0$  м при мощности пологопадающего рудного тела  $1,0$  м и коэффициенте крепости рудного массива  $f = 10$

## 2.5 Исследования отклонения взрывных скважин от их проектного направления при подземном выщелачивании

Для оптимального выбора параметров буровзрывных работ требуется дополнительное знание фактических отклонений взрывных скважин от заданного направления, на основании чего устанавливается допустимая глубина бурения скважин [15, 59, 76]. Основные исследования в этой области проведены В. А. Овсейчуком и В. Е. Подопригорой.

Дополнительно были проанализированы результаты инклинометрии 150 скважин различной длины, пробуренных под углами наклона от 0 до 360 град. Данные исследования дали возможность определить механизм распределения нагрузок на буровой став при бурении верных скважин (рисунок 2.19).

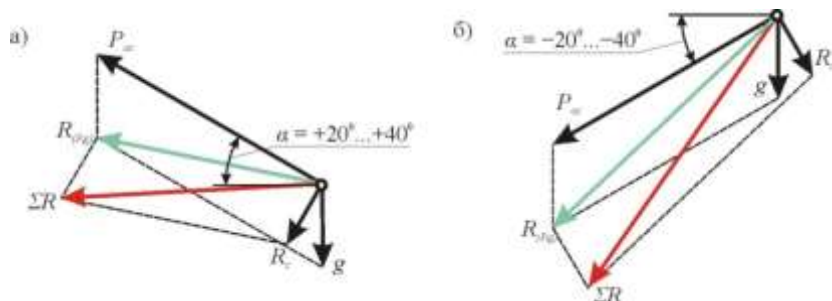


Рисунок 2.19 – Распределение нагрузок на буровой став в верхнем (а) и нижнем (б) полувеерах:  $P_{ос}$  – осевая нагрузка;  $g$  – гравитационная составляющая;  $R_c$  – реакция стенок скважины в местах контакта с буровым ставом;  $R_{(p,g)}$  – результирующий вектор сил  $g$  и  $R_c$ ;  $\Sigma R$  – общий результирующий вектор

Обработка результатов исследования дала возможность установить взаимосвязь величины отклонения скважин от их угла наклона:

Для нисходящих скважин

$$\Delta = 1,6569 + 0,0140 \alpha - 0,00004 \alpha^2, \text{ м}, \quad (2.6)$$

где  $\Delta$  – отклонение скважины от заданного направления, м;

$\alpha$  – угол наклона скважины, град.

Для восходящих скважин

$$\Delta = 1,6379 - 0,02338 \alpha - 0,00006 \alpha^2, \text{ м}. \quad (2.7)$$

При этом длина неотклоняющейся части скважин будет выражена зависимостью:

Для нисходящих скважин

$$L = 11,00143 - 0,0434 \alpha - 0,00025 \alpha^2, \text{ м}. \quad (2.8)$$

где  $L$  – длина неотклоняющейся части скважин, м;

$\alpha$  – угол наклона скважины, град.

Для восходящих скважин

$$L = 11,17178 - 0,02695 \alpha - 0,0005 \alpha^2, \text{ м}. \quad (2.9)$$

В зависимости от угла наклона нисходящих скважин длина неотклоняющейся ее части колеблется от 11 до 13 м, для восходящих скважин – от 11 до 11,5 м. Таким образом, при подэтажной подготовке оптимальная длина отбойных скважин составляет 11...13 м, что обеспечивает формирование надежной сети отбойных скважин для обеспечения оптимального размера куска отбитой руды для выщелачивания.

## **2.6 Алгоритм расчета параметров БВР для формирования оптимального размера куска выщелачиваемой руды**

Оптимальный размер куска выщелачиваемой руды ( $d_c$ ) определяется на основании опытных работ по выщелачиванию в зависимости от содержания урана, гранулометрического и вещественного состава руд. Критерием является максимальный коэффициент извлечения урана в раствор. Зависимость извлече-

ния урана при выщелачивании от петрографического состава руд, выраженного через содержание кремнезема, представлена формулой [53]

$$\xi_{\text{кв.}} = \frac{C_{\text{SiO}_2}}{0,402 + 0,00145 C_{\text{SiO}_2} + 0,00007 C_{\text{SiO}_2}^2}, \text{ ед.} \quad (2.10)$$

Последовательность расчета состоит из следующих этапов:

1. Расчет зоны регулируемого дробления

$$R_p = \frac{D\rho_B d_3 c \frac{1 - \mu v}{1 - v}}{2,5\sqrt{\Phi}} \sqrt{\frac{d_k}{d_e}} \cdot 10^{-4}, \text{ м.} \quad (2.11)$$

Для упрощения расчетов используем эмпирическую формулу

$$R_p = \frac{0,22271}{2,17491 f'}, \text{ м.} \quad (2.12)$$

В случае если задается средневзвешенный размер куска ( $d_c$ ), то вместо  $d_k$  в формулу необходимо подставить величину  $2d_c$ .

2. Определение числа скважин в группе, обеспечивающее отбойку массива в камере определенной ширины ( $h_k$ ), равно:

$$n = \frac{h_k}{a + 1}, \text{ ед.} \quad (2.13)$$

Для упрощения расчетов используем данные графика на рисунке 2.15.

3. Линию наименьшего сопротивления (ЛНС), обеспечивающую отбойку массива и заданную степень его дробления, определяют по выражению

$$W = R_p \sqrt[3]{2,5 K_{\perp}^2 n^*}, \text{ м.} \quad (2.14)$$

где  $n^*$  – предельное число зарядов ВВ, при котором наблюдается их взаимодействие и усиление действия взрыва;  $K_{\perp}$  – коэффициент усиления действия взрыва (за счет взаимодействия зарядов ВВ в группе):

$$K_{\perp} = \sum_{i=1}^n \frac{(1 - 0,5(n_i^* - 1))\mu}{(1 + 0,25(n_i^* - 1))}, \text{ ед.} \quad (2.15)$$

Расстояние между параллельно-сближенными скважинами:

$$a_i = (3 \dots 6) d, \text{ м.} \quad (2.16)$$

Линия наименьшего сопротивления для группы параллельно-сближенных скважин равна

$$W = W_c \sqrt{n_c}, \text{ м.} \quad (2.17)$$

ЛНС для одной скважины определяется по формуле

$$W_c = k_n C_o d \sqrt{\delta_o \Theta}, \text{ м,} \quad (2.18)$$

где  $k_n = 0,9 \dots 1,0$  – коэффициент, учитывающий неоднородность физических свойств горных пород;

$C_o$  – показатель взрываемости горных пород:

$$C_o = 20 + 56e^{-0,2f}; \quad (2.19)$$

$\delta_o = 1,1$  – относительная плотность заряжания;

$\Theta = 1,15$  – переводной коэффициент.

4. Расстояние между центрами комплектов скважин, м

$$a_n = m_o w, \quad (2.20)$$

где  $m_o = 0,8 \dots 1,2$  – относительное расстояние между комплектами скважин.

Интервал замедления ( $i$ , м/с) рассчитывают по выражению

$$i = \frac{(1,02 - 1,17) \cdot 10^7 \sigma_{сж} W}{\gamma c_p}, \quad (2.21)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности руды при сжатии, МПа;

$c_p$  – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с;

$\gamma$  – удельный вес руды, кН/м<sup>3</sup>.

5. Величины физико-механических показателей определяются по эмпирическим формулам:

- предела прочности при одноосном сжатии

$$\sigma_{сж} = -2315,12 + \frac{310030,08}{C_{SiO_2}} - \frac{9366516,6}{C_{SiO_2}^2}, \text{ МПа;} \quad (2.22)$$

- предела прочности при одноосном растяжении

$$\sigma_p = -103,49 + \frac{15510,28}{C_{SiO_2}} - \frac{492631,79}{C_{SiO_2}^2}, \text{ МПа;} \quad (2.23)$$

- коэффициента Пуассона

$$\mu^2 = 0,05109 + 0,0017 C_{SiO_2} - 0,00003 C_{SiO_2}^2, \text{ ед.;} \quad (2.24)$$

- истинной плотности пород

$$\rho_{ист.} = -0,02648 + \frac{312,16188}{C_{SiO_2}} - \frac{8711,58550}{C_{SiO_2}^2}, \text{ кг/м}^3; \quad (2.25)$$



- средней плотности пород

$$\rho_{\text{ср.}} = -3,2753 + \frac{671,8841}{C_{\text{SiO}_2}} - \frac{19046,8994}{C_{\text{SiO}_2}^2}, \text{ кг/м}^3; \quad (2.26)$$

- скорости распространения продольных волн

$$V_{\text{прод.}} = -23020,88 + \frac{3368627,17}{C_{\text{SiO}_2}} - \frac{100574342,09}{C_{\text{SiO}_2}^2}, \text{ м/с.} \quad (2.27)$$

6. Удельный расход ВВ ( $q$ ) при рудоподготовке определяется по рисунку 2.16.

## 2.7 Выводы по главе

Обобщая изложенное в настоящей главе, можно сделать следующие заключения:

1. Выполнены исследования физико-механических свойств горных пород и руд, влияющих на эффективность их буровзрывной подготовки к подземному блочному выщелачиванию.

2. Установлено, что общим показателем, характеризующим породы, вмещающие урановое оруденение месторождений Стрельцовского рудного поля, является их силикатная составляющая, представленная содержанием двуокиси кремния –  $\text{SiO}_2$ .

3. Зависимости основных физико-механических свойств горных пород и руд от содержания  $\text{SiO}_2$  могут быть описаны вышеуказанными аналитическими формулами.

4. Посредством использования полученных зависимостей физико-механических свойств от типа пород и руд аналитическим путем получены формулы для расчета параметров БВР, которые значительно облегчают задачу прогнозирования этих параметров при рудоподготовке к БПВ:

- расстояние между скважинами (концами скважин) в группе, обеспечивающее заданную степень дробления ( $a_{\text{макс}}$ ) от коэффициента крепости пород  $f$  для скважин диаметром 0,053 м

$$a_{\text{макс.}} = 0,95201 + \frac{7,84952}{f}, \text{ м;} \quad (2.28)$$

- величина зоны регулируемого дробления горного массива  $R_p$  от коэффициента крепости пород  $f$  для скважин диаметром 0,053 м

$$R_p = 0,22271 + \frac{2,17491}{f}, \text{ м.} \quad (2.29)$$

5. Получены функциональные эмпирические зависимости отклонения скважин от угла их наклона, соответственно для нисходящих и восходящих скважин:

$$\Delta = 1,6569 + 0,01405 \alpha - 0,00004 \alpha^2, \text{ м;} \quad (2.30)$$

$$\Delta = 1,6379 + 0,02338 \alpha - 0,00006 \alpha^2, \text{ м.} \quad (2.31)$$

При этом длина неотклоняющейся части скважин будет выражена зависимостью соответственно для нисходящих и восходящих скважин:

$$\Delta = 11,00143 - 0,04345 \alpha - 0,00025 \alpha^2, \text{ м;} \quad (2.32)$$

$$\Delta = 11,17178 - 0,02695 \alpha - 0,00056 \alpha^2, \text{ м.} \quad (2.33)$$

6. Используя данную методику, можно уверенно прогнозировать параметры БВР:  $a_{\max}$ ,  $n$ ,  $W$ ,  $q$ ,  $i$  для скважин диаметром 0,073; 0,088; 0,110 м в зависимости от мощности рудного тела и коэффициента крепости руд.

## **Глава 3 Повышение эффективности блочного подземного выщелачивания за счет снижения технологических потерь урана**

В данной главе рассмотрено второе защищаемое положение, а именно вопрос повышения извлечения урана в раствор за счет изменения рН среды, и предложена схема рудоподготовки сырья под СПВ.

**Второе защищаемое положение.** Предотвращение переотложения урана при блочном подземном выщелачивании достигается размещением рядовой по содержанию урана (более 0,050 %) руды в нижних слоях «магазина», а бедной – в верхних. Перевод в подвижное состояние переотложенного урана в замагазинированной руде осуществляется подачей рабочего раствора с заданной концентрацией серной кислоты через пробуренные горизонтальные скважины, обсаженные перфорированными полиэтиленовыми трубами.

Для установления причин снижения показателей извлечения урана в раствор при подземном блочном выщелачивании необходимо проанализировать процесс фильтрации технологических растворов через замагазинированную руду.

### **3.1 Моделирование процессов фильтрации технологических растворов при блочном подземном выщелачивании**

Достижение поставленных задач возможно за счет построения наглядных моделей ореолов растекания растворов по магазинированной горнорудной массе, аккумулированной в подземной камере [27]. По трехмерному построению факелов орошения производится расчет зоны, которая подвергается выщелачиванию, позволяет определять объем проработанной части рудной массы и величину потерь. С математической точки зрения (при идеальных условиях) факел орошения представляет собой объемную коническую фигуру вращения (рисунок 3.1), объем которой определяется по формуле

$$V_{\text{факела}} = \frac{2\pi}{3} \oint dx, \quad (3.1)$$

где  $\oint dx$  – площадь замкнутой кривой растекания во фронтальной проекции выщелачиваемого массива.

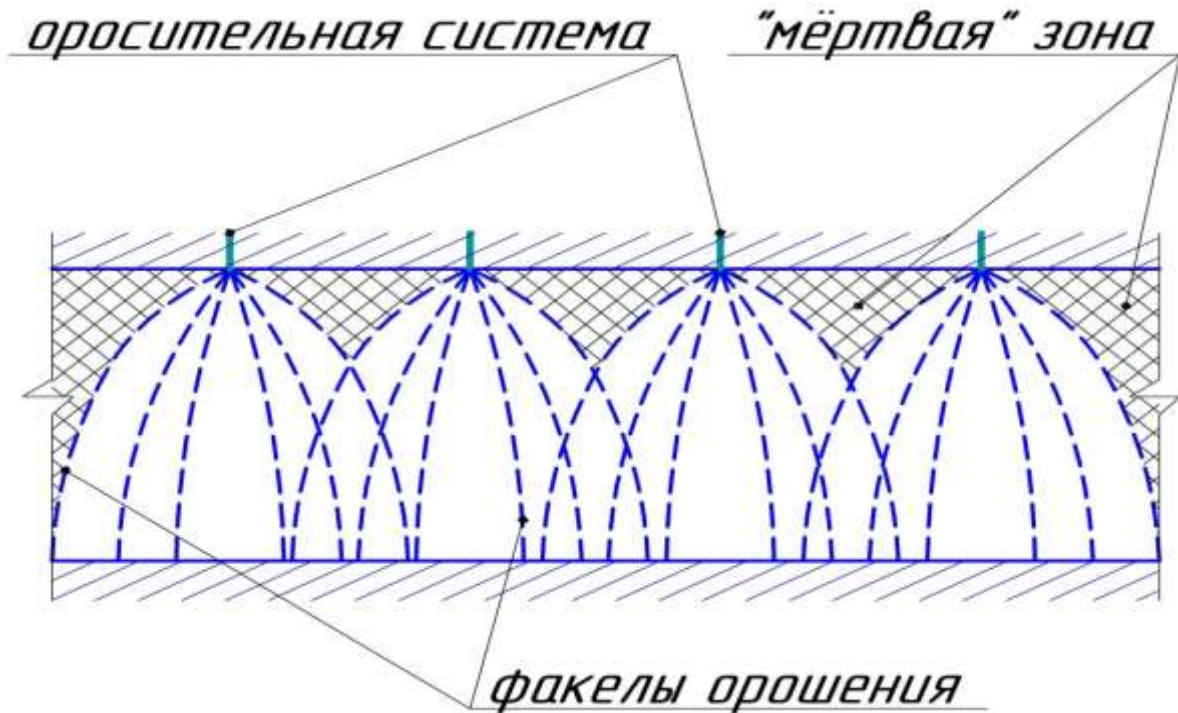


Рисунок 3.1 – Фронтальный разрез камеры-магазина в процессе фильтрации технологических растворов

В процессе создания модели распространения факелов орошения определяются зоны, которые не подвергаются воздействию рабочих реагентов («мертвые зоны»). На их долю приходится основной объем технологических потерь полезного компонента, который определяется из соотношения [27]

$$Q_{\text{потерь}} = Q_{\text{блока}} - \frac{V_{\text{факела}} N_{\text{факелов}}}{k_{\text{разрыхл.}}} \gamma, \quad (3.2)$$

где  $Q_{\text{блока}}$  – запасы блока по металлу, т;

$N_{\text{факелов}}$  – число факелов орошения;

$k_{\text{разрыхл.}}$  – коэффициент разрыхления горнорудной массы;

$\gamma$  – содержание полезного компонента в руде, т/м<sup>3</sup>.

С другой стороны, зная зависимость скорости фильтрации от крупности рудного материала и оперируя законом Дарси, появляется возможность подобрать наиболее оптимальный режим подачи реагентов. Однако установлено, что фильтрация растворов возможна при выполнении условий ламинарного

протекания жидкости через фильтрующую среду, когда число Рейнольдса для определенного коэффициента фильтрации не должно превышать 6. Объясняется это тем, что при переходе потока из ламинарного режима возникают области вихревых циркуляций жидкости, которые вызывают сопротивления движению. При движении по разрыхленной среде это может привести к ее размыванию, созданию проточных каналов, которые нарушат равномерное распределение реагента по выщелачиваемому рудному материалу. Данный постулат сводится к условию, описываемому системой

$$\begin{cases} u = -k \frac{dH}{dl} \\ \text{Re} = \frac{u d_3}{\mu} < 6 \end{cases}, \quad (3.3)$$

где  $u$  – скорость фильтрации раствора;

$k$  – коэффициент фильтрации;

$\frac{dH}{dl}$  – гидродинамический градиент;

$\text{Re}$  – число Рейнольдса;

$d_3$  – оптимальный диаметр куска магазинированной горнорудной массы;

$\mu$  – коэффициент динамической вязкости жидкости.

В среде MathCAD было проведено моделирование растекания растворов [27, 28], используя фактор случайного распределения кусков различной крупности равномерно по всему объему камеры подземного выщелачивания. Удалось установить, что средняя величина угла растекания составляет 32,5 град. Кроме того, на рисунке 3.2 приведена кривая зависимости скорости фильтрации при инфильтрационном режиме выщелачивания от среднего размера куска рудного материала.

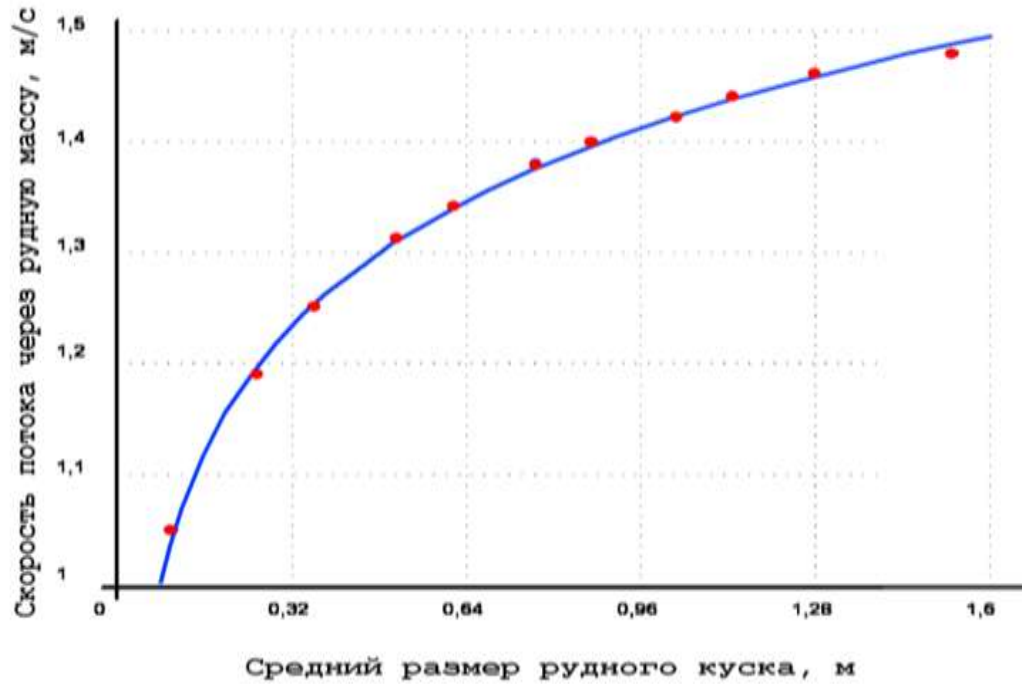


Рисунок 3.2 – Зависимость скорости фильтрации от среднего размера куска рудного материала

Недостатком такого подхода можно считать то, что распределение различных классов крупности обусловлено параметрами ведения буровзрывных работ и не поддается определенной систематизации [53].

Например, при веерной отбойке и магазинировании (рисунок 3.3) образуются три зоны гранулометрических составов: зона переизмельчения, зона оптимума и зона выхода негабарита (рисунок 3.4).

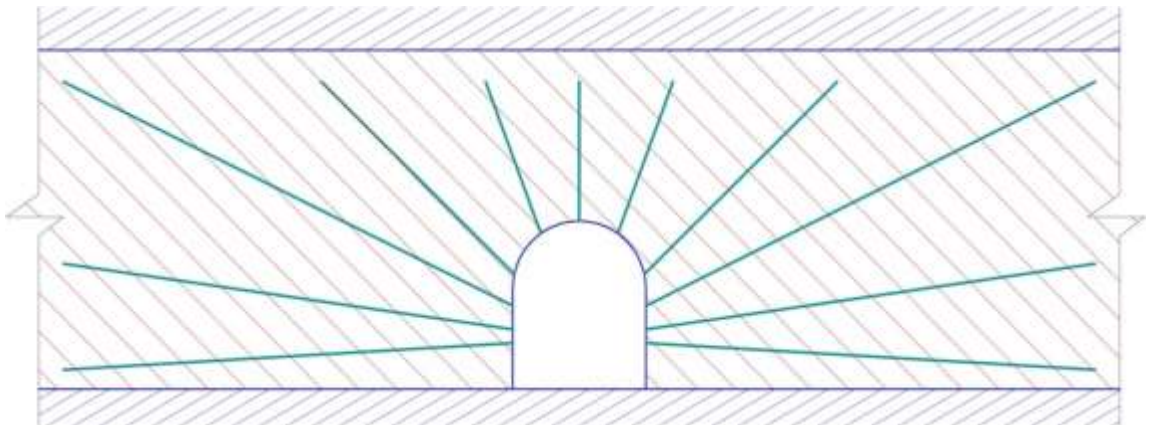


Рисунок 3.3 – Схема расположения веерных скважин при отбойке

Растекание растворов по этим зонам будет различаться тем значительнее, чем выше высота камеры. В зоне с более крупным дроблением ожидается почти

отвесное распределение фронта растекания растворов. Соответственно, чем мельче фракция, тем выше фронт к горизонтали [80, 81].

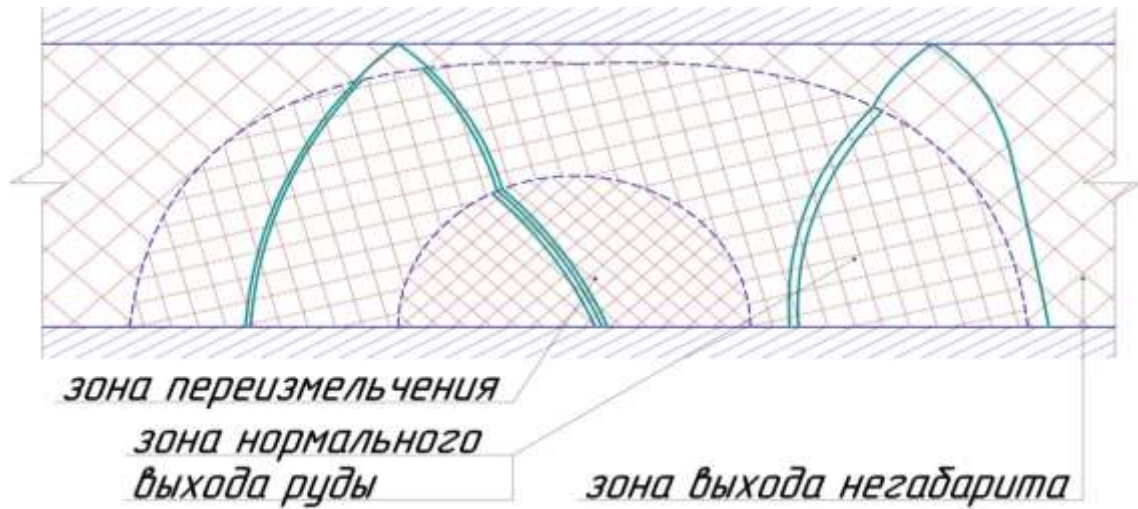


Рисунок 3.4. – Образование зон классов крупности при магазинировании

Однако распределение классов крупности при выпуске рудной массы из камеры для создания компенсационного пространства нарушит существующую картину, поэтому настоящий вопрос требует отдельного изучения и зависит от схемы отгрузки.

Как уже отмечалось, согласно закону Дарси, поток жидкости распределяется наиболее равномерно, когда число Рейнольдса для поровой среды меньше 6. Это условие зависит от величины эффективного диаметра заполнителя в фильтрационной среде, т. е. гранулометрического состава горнорудной массы

$$\begin{cases} d_3 = \frac{\mu Re}{u} \\ d_3 = \sqrt{\frac{\sum (P_i d_i)^2}{\sum P_i}} \end{cases} \quad (3.4)$$

где  $P_i$  – доля класса крупности  $d_i$  в массиве рудного материала.

Распределение классов крупности возможно прогнозировать на стадии буровзрывных работ, если при определении линии наименьшего сопротивления  $W$  и расстояния между концами скважин  $a$  во внимание принять диаметр зоны регулируемого дробления  $R_p$

$$\begin{cases} a = 2R_p \cdot K_{II} \\ W = R_p \sqrt[3]{2,5K_{II}^2 n''} \end{cases} \quad (3.5)$$

где  $K_{II}$  – коэффициент, учитывающий взаимодействие зарядов по линии скважин;

$n''$  – предельное число зарядов, при котором наблюдается их взаимодействие и усиление действия взрыва;

$K_{\perp}$  – коэффициент усиления действия взрыва (за счет взаимодействия зарядов в группе).

Кроме того, при миграции растворов вниз они растекаются по бокам и поглощаются горными породами. Это приводит к уменьшению удельного расхода растворов по высоте камеры (рисунок 3.5).

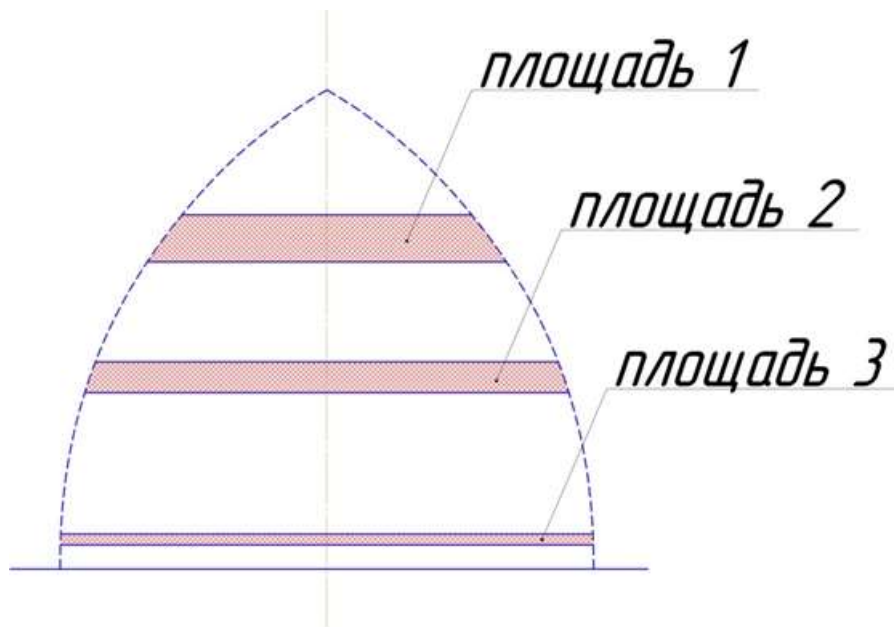


Рисунок 3.5 – Процесс растекания рабочих растворов

Предлагаемые мероприятия по моделированию процессов фильтрации несут следующие функции:

- появляется возможность регулирования расхода рабочих растворов на веер оросительных скважин для достижения оптимальных параметров выщелачивания (рисунок 3.6), т. е. оперативно управлять технологическим процессом [27];



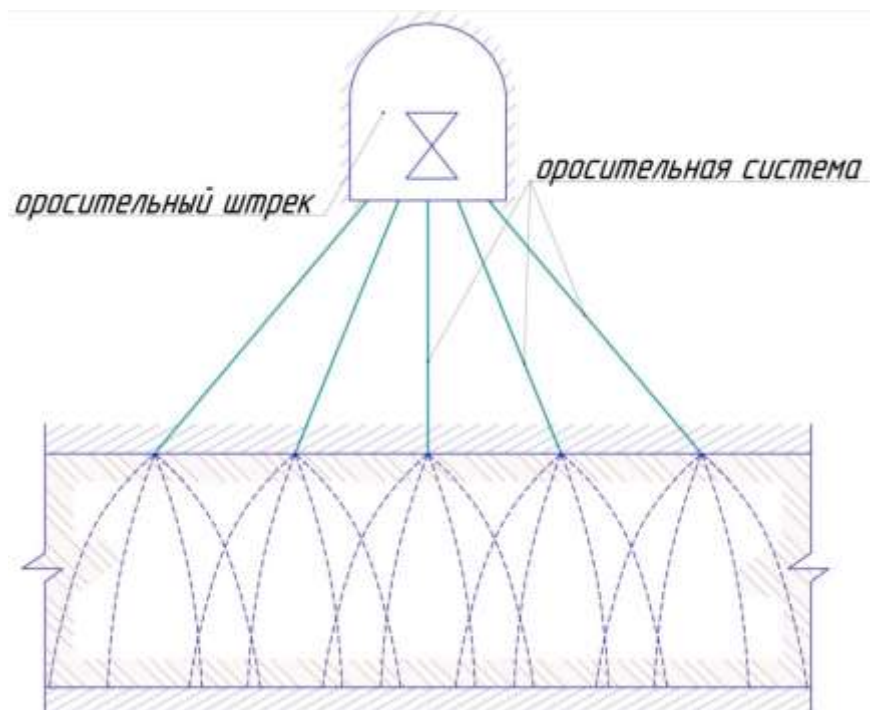


Рисунок 3.6 – Принцип функционирования оросительной системы

- знание закона распространения факелов орошения дает возможность выбора оптимальной сетки расположения одиночных оросителей (рисунок 3.7).



Рисунок 3.7 – Сетки расположения оросителей

Таким образом, мероприятия по моделированию процессов растекания технологических растворов при блочном подземном выщелачивании заключаются в создании математической модели их растекания, рациональном выборе сетки оросительных скважин и оптимального режима орошения [107].

**Выводы.** Нахождение оптимальных условий извлечения полезного компонента в продуктивные растворы при подземном выщелачивании является основной целью моделирования, т. е. прогнозирование условий, при которых будет получен максимальный экономический эффект. Достижение этого возможно при определенном корректировании параметров буровзрывных работ для создания пористой среды с необходимой проницательной способностью, выборе сетки орошения скважин с минимизацией «мертвых зон» в проработке растворами массива, выборе режима подачи раствора, обеспечивающего равномерное распределение его по факелу орошения.

Моделирование можно считать инструментом для повышения эффективности блочного подземного выщелачивания. Его реализация возможна при использовании программных средств Delphi, MathCAD, SketchUp, Java, Macromedia Flash.

В процессе моделирования установлено, что факторами снижения эффективности выщелачивания являются переотложение урана в нижней части камеры и кольматация замагазинированной руды в процессе движения растворов и протекания химических реакций.

### **3.2 Геологические и физико-химические предпосылки успешного выщелачивания скальных урановых руд**

Использование при разработке месторождений методов выщелачивания урана из кусков руды водными растворами реагентов предопределяется геохимическими свойствами урана и условиями образования его руд. Все главные урановые минералы промышленных руд: настуран, коффинит, браннерит и урановые слюдки сформированы из водных растворов высокой и низкой температур. Циркуляция минерализованных растворов в скальных массивах происходит не по всему объему, а лишь по зонам, отличающимся высокой растворпроницаемостью – по открытым трещинам и взаимосвязанным порам. Это обстоятельство справедливо и для естественных, и для технологических рас-

творов. Природные минерализованные растворы у стенок трещин, вступая во взаимодействие со скальными породами, замещают часть дорудных минералов и приводят к выполнению полостей новыми, в том числе и урановорудными минералами. Технологические растворы, взаимодействуя лишь с теми минералами, которые сформированы в процессе рудообразования, и частично растворяя их, циркулируют главным образом по тем же зонам, по которым распространялись и природные минерализованные воды.

При длительном, исчисляемом месяцами и годами, выщелачивании уран может быть извлечен полноценно из всех главнейших рудных минералов – уранинита, настурана, силикатов урана, уранотитанатов и фосфатов урана [29].

Главнейшие порообразующие минералы – кварц и полевые шпаты – плохо растворимы во всех реагентах, что предопределяет выборочное выщелачивание урана, молибдена и других полезных компонентов из руд. Частично растворяются и осложняют технологический процесс входящие в состав руд: гидрослюды, хлориты и карбонаты. Однако растворение названных минералов имеет и свои положительные стороны. Многие трещины оказываются раскрытыми, вследствие чего растворопроницаемость руд увеличивается. Насыщение продуктивных растворов окислами железа, алюминия, кремния, щелочноземельных и щелочных металлов приводит к формированию техногенных минералов, изолирующих карбонаты от дальнейшего растворения. При этом решающее значение в развитии избирательного выщелачивания имеет текстура руд (рисунок 3.8).

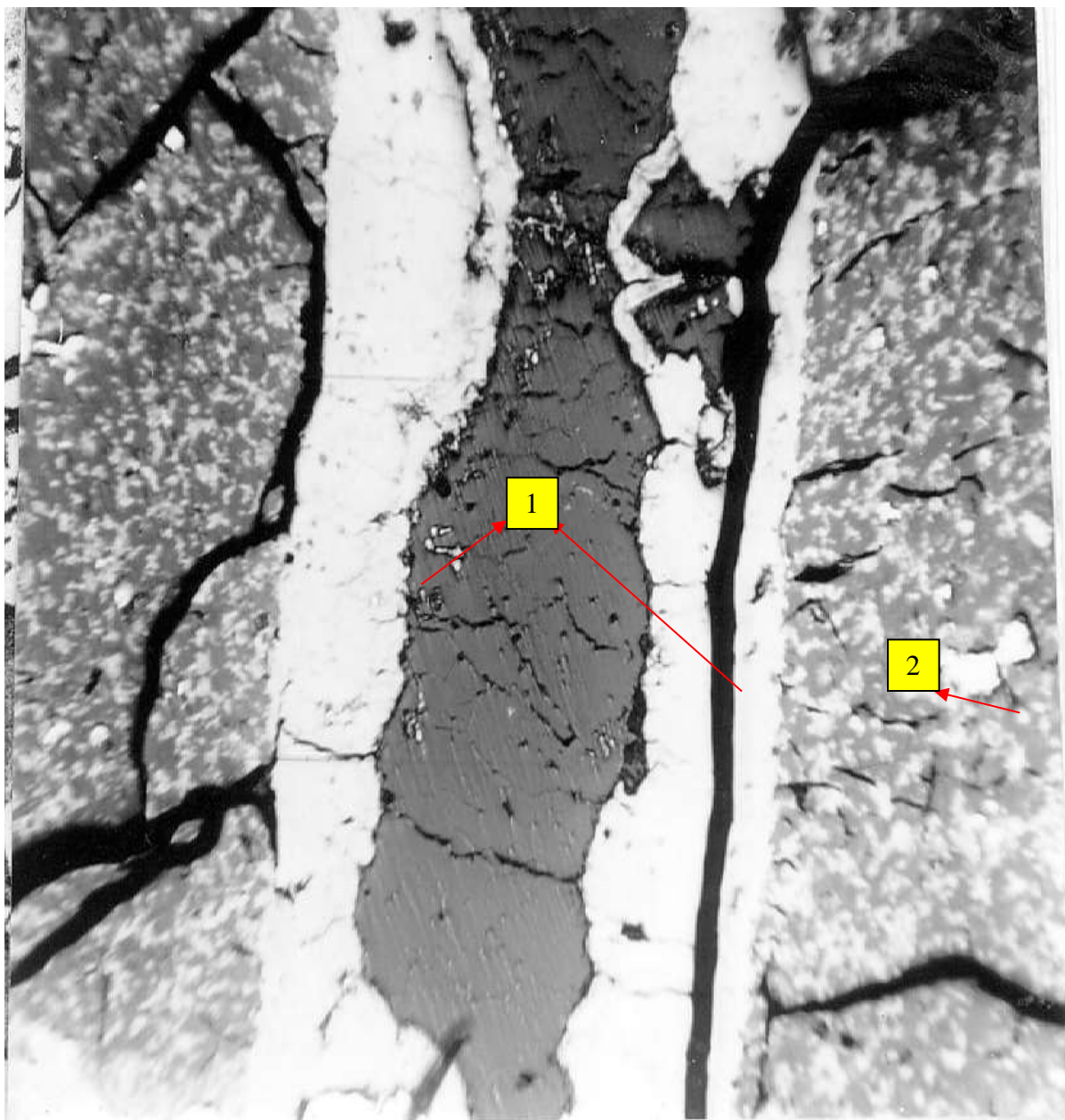


Рисунок 3.8 – Радиография образца урановой руды прожилково-вкрапленной текстуры:  
1 – прожилки настурана; 2 – вкрапленники урановых минералов

Монолитные блоки безрудных вмещающих пород практически не принимают участие в технологическом процессе. Вся масса урана поступает в раствор из насыщенных им трещинных зон. Уран плохо выщелачивается из циркона, ортита и других урансодержащих акцессорных минералов.

По физическим свойствам наиболее устойчивыми в оруденелых скальных породах являются блоки слабоминерализованных пород. Трещины, содержащие урановые минералы, легко приоткрываются даже при относительно слабом воздействии. Причиной этому служит наличие в рудных агрегатах настурана, коффинита, урановой черни, иордезита, лейкоксена, мельниковита,

каолинита и других хрупких минералов. Подобная неоднородность физических свойств обуславливает формирование при дроблении горного массива взрывами рудных кусков, ограниченных плоскостями минерализованных трещин и массы обогащенной ураном мелочи.

Урановые руды помимо общеизвестных свойств горных пород обладают существенной особенностью.

Радиоактивность урана и продуктов его распада в течение длительного времени воздействует на вмещающие породы, примыкающие к урановым минералам. Благодаря этому происходит ослабление вмещающих пород, что способствует разрушению пород вблизи или по урановым минералам. Распределение урана по классам крупности при дроблении подтверждает высказанное положение, т. е. в мелких фракциях содержится больше урана, чем в крупных (рисунок 3.9).

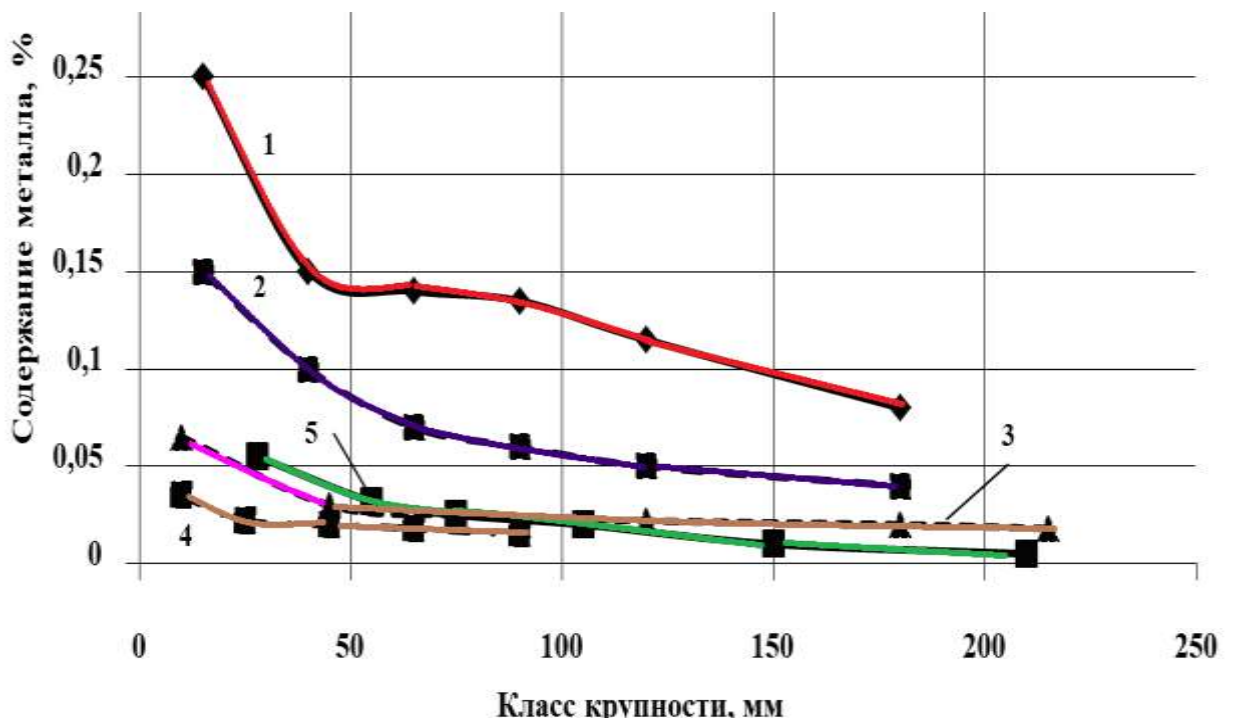


Рисунок 3.9 – Распределение урана по классам крупности по месторождениям: 1 – Юбилейное; 2 – Лучистое; 3 – Восточное; 4 – Быкогорское; 5 – Болкашинское

Это обстоятельство также весьма важно для подземного и кучного выщелачивания, так как показывает, что не обязательно дробить и измельчать горную массу до минимально возможной величины [31, 53], а достаточно раскрыть

трещины, которые дадут доступ рабочих растворов к урановой минерализации и выщелачиванию ее.

Для подземного и кучного выщелачивания подготовка горной массы сводится к раскрытию урановой минерализации, при этом нет необходимости равномерного дробления всего материала. Это обстоятельство весьма важно при выщелачивании, так как приводит к значительному (2-4-кратному) сокращению расхода реагентов по сравнению с переработкой руд на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ), что показано в таблице № 3.1.

Таблица 3.1 – Сравнительная характеристика показателей переработки урановых руд методом ГМЗ и КВ

Месторождение	Содержание урана, %	Показатели ГМЗ			Показатели КВ		
		Извлечение, %	Расход кислоты к руде, %	Крупность, мм	Извлечение, %	Расход кислоты к руде, %	Крупность, мм
Быкогорское	0,017	77	12	– 0,4	58	3	– 150
Восточное	0,115	96	23	– 0,4	86,7	11,8	– 200
Лучистое	0,250	96,5	14	– 0,4	85	8,2	– 150
Юбилейное	0,150	96	12	– 0,4	84,5	7,1	– 150

Выщелачивание урана из кускового рудного материала является гетерогенным процессом. Суммарная скорость гетерогенного процесса определяется скоростями отдельных стадий и чаще всего скоростью наиболее медленной стадии. Выщелачивание урана из кусковой руды при орошении ее растворами реагентов относится к диффузионному процессу, так как основное время затрачивается на диффузию растворителя по проницаемым каналам внутрь куска и диффузию образовавшегося растворимого соединения наружу. Следовательно, процесс выщелачивания в данном случае должен описываться уравнениями диффузии. На диффузию влияет ряд факторов, присущих природным материалам и условиям выщелачивания, таких как пористость, влажность, веществен-

ный состав, состав выщелачивающего реагента и т. д. Поэтому при описании процесса подземного и кучного выщелачивания учитывается так называемый эффективный коэффициент диффузии ( $K_{эф}$ ), включающий природные и технологические особенности. Применяют эффективный коэффициент диффузии, определяемый экспериментально. Для горной массы скальных грунтов в штабелях П. Ф. Долгих предложен расчет по результатам экспериментально выявленной зависимости изменения извлечения урана от времени [26]. В основе этого расчета лежат сложившиеся модели описания кучного выщелачивания и использование уравнений диффузии.

При выщелачивании металлов в условиях подземных блоков и куч имеют место следующие основные физико-химические явления: диффузия растворителя и растворенного вещества в порах и трещинах рудного материала и вмещающих пород, смачивание и капиллярное поднятие жидкостей на природных материалах, химическое взаимодействие растворов с горной массой.

Обработка экспериментальных результатов показала, что процесс выщелачивания металла из рудных кусков описывается уравнением диффузии вещества из пластины при следующих граничных условиях [85, 86]:

$$\begin{cases} C = C_0 \text{ при } 0 < x < h \text{ и } t = 0; \\ C = 0 \text{ при } x = h \text{ или } x = 0 \text{ и } t > 0. \end{cases} \quad (3.6)$$

При этом величина концентрации металла в процессе выщелачивания на глубине проникновения  $x$  определяется из соотношения

$$C_{(x,t)} = \frac{4C_0}{\pi \sum_{j=0}^{\infty} \frac{1}{2j+1} \sin \frac{2j+1}{h} e^{-(\frac{2j+1}{h})^2 K_{эф} t}}, \frac{\text{г}}{\text{см}^2}, \quad (3.7)$$

где  $C_0$  – исходное содержание металла в руде, г/см<sup>2</sup>;

$t$  – время, сут;

$x$  – глубина проникновения растворителя, см;

$h$  – средний размер куска, см;

$j$  – поток диффундирующего вещества через 1 см<sup>2</sup> поверхности, г/см<sup>2</sup>.

Средняя концентрация оставшегося полезного компонента  $C_{ср}$  определяется из выражения [46, 51]:

$$\frac{C_{\text{ср.}}}{C_0} = \frac{8}{\pi^2 e^{-\frac{\pi^2 K_{\text{эф.}} t'}{h^2}}} \quad (3.8)$$

где  $K_{\text{эф.}}$  – коэффициент диффузии (эффективный),  $\text{см}^2/\text{сут}$ .

Преобразуя формулу (3.8), можно получать  $K_{\text{эф.}}$  для горнорудных материалов различных месторождений

$$K_{\text{эф.}} = \frac{h^2 \ln(8C_0)}{-22,56 t \ln C_{\text{ср.}}} \quad (3.9)$$

Как показали опытные работы, формула корректна при извлечении металла в пределах 40...70 %. Сходимость экспериментальных и расчетных данных в этом диапазоне составляет 95...98 %.

На этом основана методика опробования горной массы для выщелачивания урана [87, 88]. Сначала подбираются условия выщелачивания, а затем ведется определение  $K_{\text{эф.}}$  по нескольким пробам для получения средней величины, представительной для данного рудного тела. Определение коэффициентов диффузии по предложенной методике (таблица 3.2) объективно отражает комплекс природных и горнотехнических свойств руды.

Таблица 3.2 – Значение  $K_{\text{эф.}}$  для руд различного состава и структуры

Вмещающие породы	Главные рудные минералы	Структуры	Наименование месторождений	$K_{\text{эф.}}$ , $\text{см}^2/\text{сут}$
Гигматоидные граниты	уранинит, браннерит	пятнистая	Южное	$1,48 \cdot 10^{-3}$
Окварцованные и альбитизированные сланцы	настуран, аршиновит	прожилково-вкрапленная	Маньбай	$2,2 \cdot 10^{-3}$
Окварцованные и альбитизированные сланцы	настуран, браннерит	прожилково-вкрапленная	Грачевское	$2,2 \cdot 10^{-3}$
Сланцы и аргиллиты	настуран, коффинит	вкрапленная	Звездное	$4,7 \cdot 10^{-3}$ $5,3 \cdot 10^{-3}$
Гранитоиды	урановые черни, коффинит	прожилковая	Орловское, Черкасар	$8,4 \cdot 10^{-3}$ $1,48 \cdot 10^{-2}$
Фельзиты, конгломераты	настуран, коффинит	прожилково-вкрапленная	Новогоднее	$4,5 \cdot 10^{-3}$
Трахидацинты	настуран, коффинит, браннерит	прожилково-вкрапленные	Стрельцовское	$1,5 \cdot 10^{-3}$
Конгломераты	настуран, коффинит	прожилково-вкрапленные	Лучистое	$3,8 \cdot 10^{-3}$

Предлагаемая методика расчетного определения эффективного коэффи-



циента диффузии позволит прогнозировать геотехнологические свойства руды при предварительной оценке новых рудных залежей на предмет эффективности использования подземного или кучного выщелачивания.

### **3.3 Разработка технологии предотвращения переотложения гидроксида уранила**

В процессе решения поставленных задач был проведен анализ опыта работ по подземному выщелачиванию на предприятиях Минсредмаша СССР и ГК «Росатом», исследовался химизм процесса выщелачивания, температурный режим среды, где протекают эти реакции, вещественный и минеральный состав выщелачиваемых руд и их физико-механические свойства.

В процессе исследований были использованы такие методы, как анализ, лабораторные испытания, опытные работы, метод реконструкции и компьютерного моделирования.

Процесс выщелачивания урана можно разделить на три этапа:

- 1) закисление замагазинированной рудной массы;
- 2) активная стадия выщелачивания;
- 3) довыщелачивание замагазинированной руды.

На стадии закисления отмечается рост концентрации урана, переходящего в раствор, при этом кислотность среды для скальных урановых руд находится на высоком уровне, концентрация серной кислоты поддерживается на уровне 30...35 г/л. Для условий обводненного массива, напротив, на стадии закисления подаются растворы с пониженным содержанием реагента на уровне 2...6 г/л, что обуславливается опасностью снижения фильтрационных свойств песков при резком росте кислотности обводненной среды.

При переходе в стадию активного выщелачивания концентрация серной кислоты падает до 10...15 г/л, и именно на этот период приходится максимальная величина урана, переходящего в раствор. Далее концентрация серной кислоты в выщелачивающем растворе понижается для условий обводненного мас-

сива СПВ до 8...12 г/л, для условий скальных урановых руд 5...7 г/л, и через некоторое время количество урана, переходящего в раствор, резко падает. На первый взгляд, кажется, что падение количества урана, переходящего в раствор, связано со снижением концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе, но простое повышение концентрации серной кислоты не приводит к увеличению выхода урана в раствор.

Анализ химизма процесса выщелачивания показывает, что на момент резкого падения концентрации урана в растворе сокращается доля шестивалентного урана, который легко поддается выщелачиванию, при этом увеличивается содержание четырехвалентного урана, который более упорен к выщелачиванию.

На примере работы эксплуатационного блока на месторождении Хиагда показана динамика перехода урана в продуктивный раствор (рисунки 3.10, 3.11). Интенсификация процесса выщелачивания достигается применением в качестве окислителя трехвалентного железа, но в ходе химических реакций оно переходит в двухвалентное состояние, теряя свои окислительные свойства. Применение нитрита натрия позволяет вернуть железо в исходное трехвалентное состояние [12]. Процесс использования трехвалентного железа как дополнительного окислителя достаточно дорог и не приводит к значительному повышению эффективности выщелачивания.

В процессе дальнейшего активного выщелачивания концентрация урана в растворе постепенно падает по мере сработки запасов урана в замагазинированной массе руды [45].

Таким образом, появилась необходимость поиска путей повышения эффективности сернокислотного выщелачивания урановых руд.

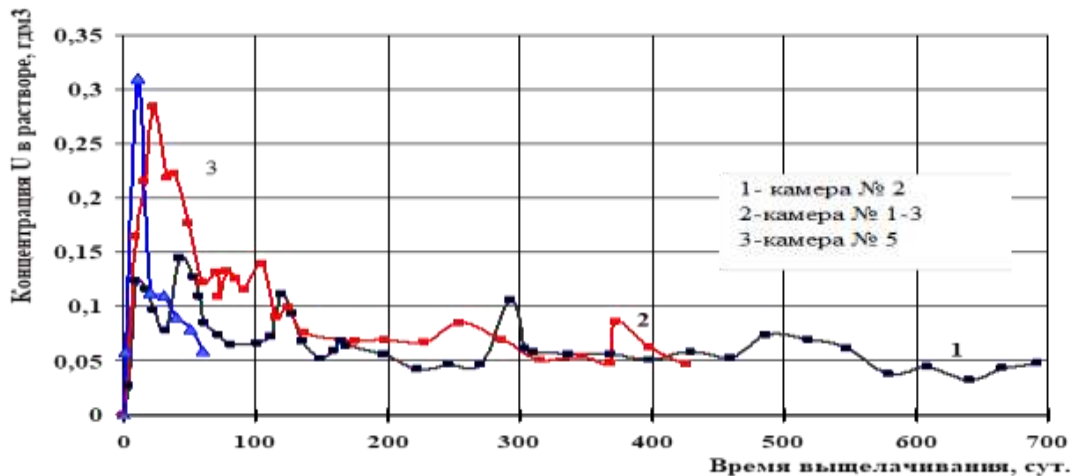


Рисунок 3.10 – Содержание урана в ПР при отработке блока 4Д-701 (ПАО «ППГХО им. Е. П. Славского»)

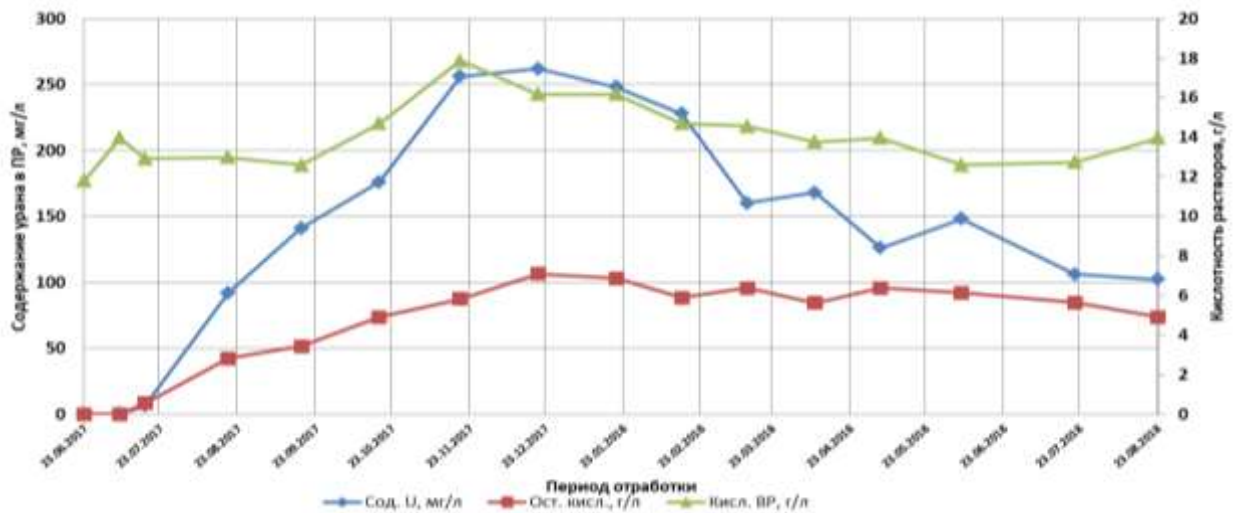


Рисунок 3.11 – Содержание урана в ПР одной из скважин

Научно-исследовательские работы, проводимые совместно сотрудниками ЗабГУ и ПАО «ППГХО», позволили выявить причины неэффективного внедрения технологии БПВ при разработке урановых месторождений Стрельцовского рудного поля и предложить новые пути решения вопроса по широкому применению БПВ для отработки бедных урановых руд. Главной причиной неудачи масштабного внедрения подземного блочного выщелачивания при разработке урановых скальных руд явились низкие показатели эффективности отработки месторождений, выражаемые коэффициентом извлечения урана в ПР. При проектировании блока под БПВ или штабеля КВ в проектных документах закладывается извлечение урана на уровне 75 %, в последнее время за счет накопления «ППГХО» значительного опыта работы на участках КВ – до 80 %. Непосред-

ственно величину потерь полезного компонента при БПВ можно разделить на группы, каждая из которых отличается причинами и количественными показателями. К таким потерям относят:

1) нерастворенный уран вследствие недостаточной проработанности горнорудной массы растворами, а также при остановке эксплуатационного блока при достижении минимального промышленного содержания полезного компонента в ПР, когда нет экономической целесообразности дальнейшего выщелачивания. Такая величина не рассчитывается специально, а устанавливается в процессе работы опытно-промышленной установки, исходя из конкретных условий;

2) потери урана в продуктивных растворах, дренирующих в трещины в бортах камеры-магазина, а также при транспортировке по промежуточным емкостям и трубопроводам, исходя из эмпирических данных, не превышают 2...4 %;

3) потери урана при гидрометаллургическом переделе установлены многолетним опытом ведущих российских уранодобывающих предприятий и составляют не более 2 %;

4) потери урана при выпадении его в осадок в виде гидроксида уранила  $UO_2(OH)_2$  на разных стадиях выщелачивания в зависимости от кислотности среды колеблются от 10 до 20...24 % растворенного в ПР. Однако оценка данных потерь по всему объему камеры требует отдельного рассмотрения и будет представлена ниже.

Значительная часть потеряннго урана в массиве горнорудной массы приходится на нерастворенный минерал и выпавший в осадок  $UO_2(OH)_2$ . Чтобы оценить эту величину в общем объеме распределения потерь урана, авторами предлагается следующая математическая модель. Рассмотрим камеру БПВ, в которой извлечение урана достигло проектного уровня 75 %, процесс остановлен, поскольку достигнут минимум содержания полезного компонента в ПР. В общем виде величина добытого урана может быть описана формулой

$$D = Z_{\text{бл.}} - (P_{\text{ут.}} + P_{\text{ГМЗ}} + P_{\text{осад.}} + P_{\text{нераст.}}), \text{ т}, \quad (3.10)$$

где  $D$  – величина добытого урана, т;

$Z_{\text{бл.}}$  – запасы блока по металлу, т;

$P_{\text{ут.}}$ ,  $P_{\text{ГМЗ}}$ ,  $P_{\text{осад.}}$ ,  $P_{\text{нераст.}}$  – потери металла соответственно по категориям: при утечке растворов, при гидрометаллургическом переделе, в виде гидроксида уранила, нерастворенный уран, т.

С учетом коэффициента извлечения  $k_{\text{извл.}}$ , принятого в 75 %, величина добытого урана составит

$$D = Z_{\text{бл.}} \cdot k_{\text{извл.}}, \text{ т.} \quad (3.11)$$

Тогда значение потерь урана при утечках и гидрометаллургическом переделе составит:

$$P_{\text{ут.}} = 0,04 \cdot Z_{\text{бл.}} \cdot k_{\text{извл.}}, \text{ т;} \quad (3.12)$$

$$P_{\text{осад.}} = 0,02 \cdot Z_{\text{бл.}} \cdot k_{\text{извл.}}, \text{ т.} \quad (3.13)$$

Методика определения потерь урана в виде  $\text{UO}_2(\text{OH})_2 \downarrow$  будет описана ниже, количественное их значение определяется по формуле

$$P_{\text{осад.}} = P_{\text{уд.}} \cdot \frac{Z_{\text{бл.}} \cdot k_{\text{извл.}}}{100 H_{\text{кам.}}}, \text{ т,} \quad (3.14)$$

где  $P_{\text{уд.}}$  – удельная величина потерь урана по объему камеры, % · м;

$H_{\text{кам.}}$  – высота камеры, м.

Произведя арифметические преобразования по вынесению общего множителя, преобразуем формулу (3.10) и получим

$$D = Z_{\text{бл.}} - Z_{\text{бл.}} \cdot k_{\text{извл.}} \left( 0,06 + 0,01 \frac{P_{\text{уд.}}}{H_{\text{кам.}}} \right) - P_{\text{нераст.}}, \text{ т} \quad (3.15)$$

или

$$D = \frac{D}{k_{\text{извл.}}} - D \left( 0,06 + 0,01 \frac{P_{\text{уд.}}}{H_{\text{кам.}}} \right) - P_{\text{нераст.}}, \text{ т.} \quad (3.16)$$

В удельных величинах, если запасы блока принять равными единице, оценка величины нерастворенного урана в камере высотой 60 м при коэффициенте извлечения 0,75 может быть определена из соотношения

$$P_{\text{нераст.}}^{\text{уд.}} = 0,27 - 0,01 \frac{P_{\text{уд.}}}{H_{\text{кам.}}}, \text{ ед.} \quad (3.17)$$

В данном случае распределение потерь урана в процессе выщелачивания от запасов эксплуатационного блока будет иметь следующее распределение (рисунок 3.12):

- утечка растворов при дренаже в бортах камеры и трубопроводах – 4 %;
- потери при гидрометаллургическом переделе – 2 %;
- образование гидроксида уранила в виде осадка – 8,9 %;
- нерастворенный уран – 10,1 %.

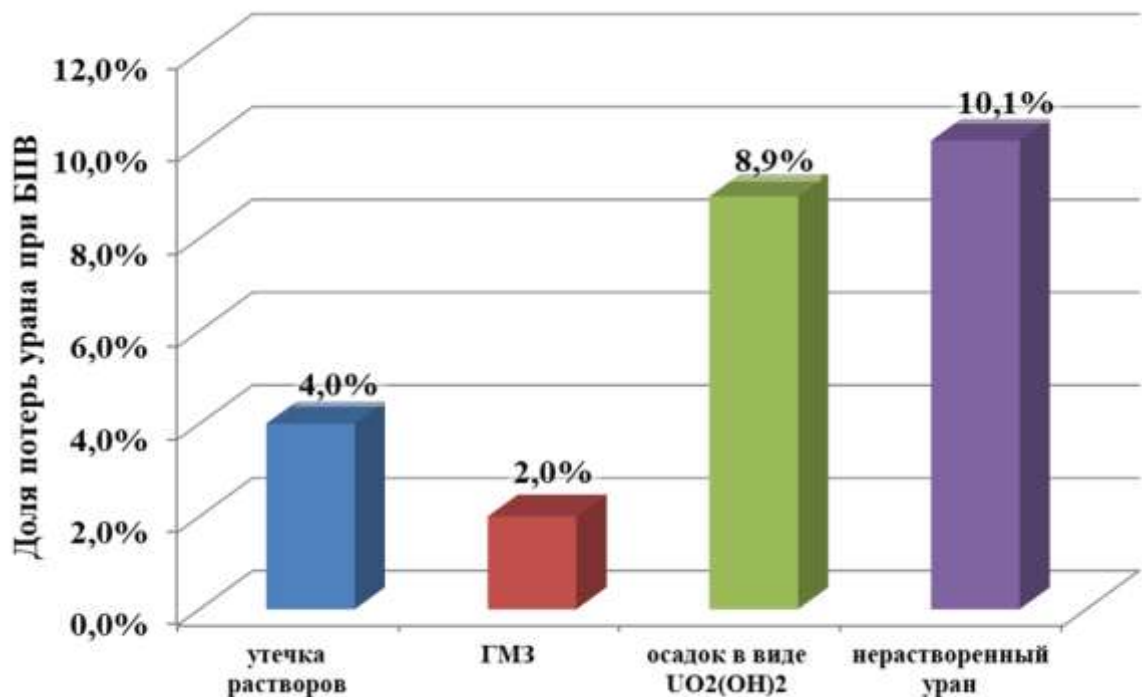


Рисунок 3.12 – Распределение потерь урана при БПВ по категориям

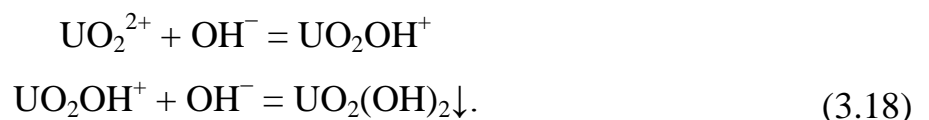
Из перечисленных категорий, по мнению авторов, наиболее реальным видится снижение значительной доли потерь урана в виде растворимого осадка, поскольку локальное повышение кислотности может предотвратить этот негативный процесс, либо растворить образованные урановые комплексы. Исходя из этого формулируется цель исследований: повышение извлечения урана в раствор. Для достижения этой цели были поставлены задачи:

- 1) установить условия образования гидроксида уранила, места его локализации в пределах камеры-магазина;

2) разработать технологию предотвращения образования гидроксида уранила в процессе выщелачивания.

Причина снижения эффективности выщелачивания, обусловленная описываемым явлением, сводится к следующему. При орошении замагазинированной урановой руды рабочие растворы, содержащие серную кислоту, двигаются сверху вниз. В процессе выщелачивания уран в ионной форме переходит в раствор, образуя фронт продуктивных растворов, который также двигается сверху вниз. По мере продвижения выщелачивающего раствора сверху вниз содержание серной кислоты снижается, а содержание урана в продуктивном растворе возрастает [107]. Иными словами, образуются два фронта: кислотный и продуктивный, причем кислотный обратно пропорционален пройденному расстоянию (высоте камеры), а продуктивный зависит от содержания серной кислоты в среде, которая, в свою очередь, предопределяет, в каком соотношении возникают те или иные урановые радикалы. Зависимости концентрации образовавшихся ионов урана от кислотности среды приведены на рисунке 3.13.

В рассматриваемой цели исследования – снижении потерь полезного компонента на стадии выщелачивания – особый интерес представляет оксидион урана, который образуется при выщелачивании, а доля его возрастает при снижении кислотности среды. Данный вопрос детально рассмотрен в работах В. М. Вдовенко [12]. Находясь в диссоциированной среде и взаимодействуя с гидроксильной группой, оксид-ион образует гидроксид уранила в виде осадка по схеме [30]:



Следует отметить, что по мере возрастания кислотности происходит его растворение и перевод в подвижное состояние. Таким образом, проблема повышения степени выщелачивания лежит в плоскости поддержания кислотности среды на уровне, позволяющем минимизировать образование оксид-иона в экономически допустимых пределах.

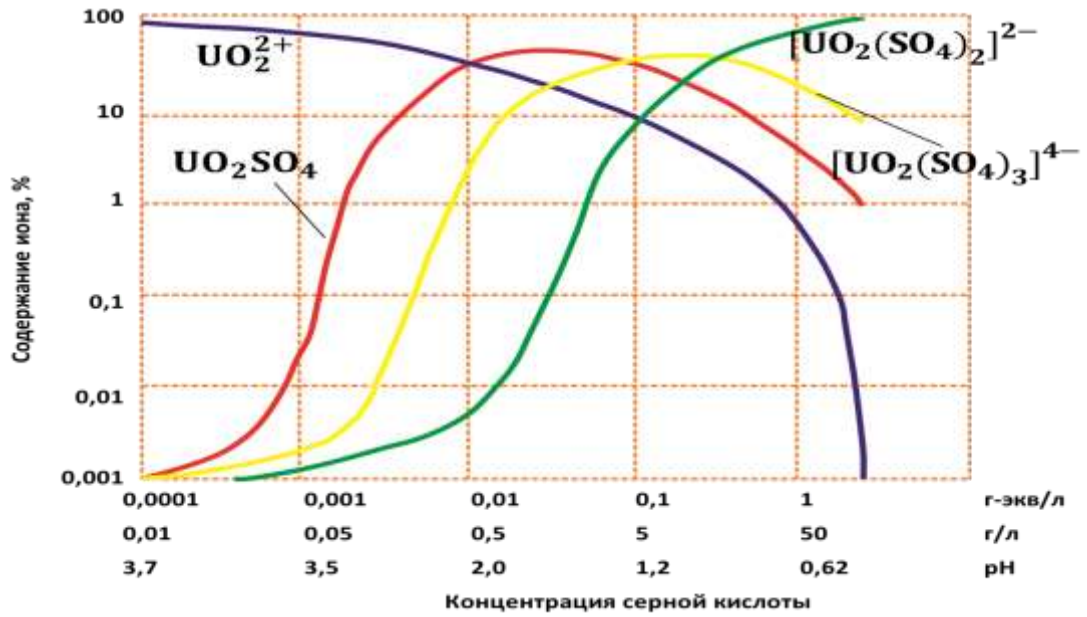


Рисунок 3.13 – Зависимости содержания урана от кислотности среды (по данным ТОО «Семизбай-У»)

Как показывает опыт БПВ и КВ урана на рудниках Объединения, кислотность среды по мере продвижения кислотного фронта линейно убывает от пройденного расстояния. Следовательно, большая часть гидроксида уранила выпадает в осадок в нижней части камеры-магазина. Зависимость доли растворенного урана, выпадающего в осадок, от высоты камеры и значения pH приведена на рисунке 3.14, и для стандартных условий ПАО «ППГХО» – высоты этажа 60 м, pH выщелачивающих растворов 1,2, pH продуктивных растворов 2,0 – построен график линейной зависимости.



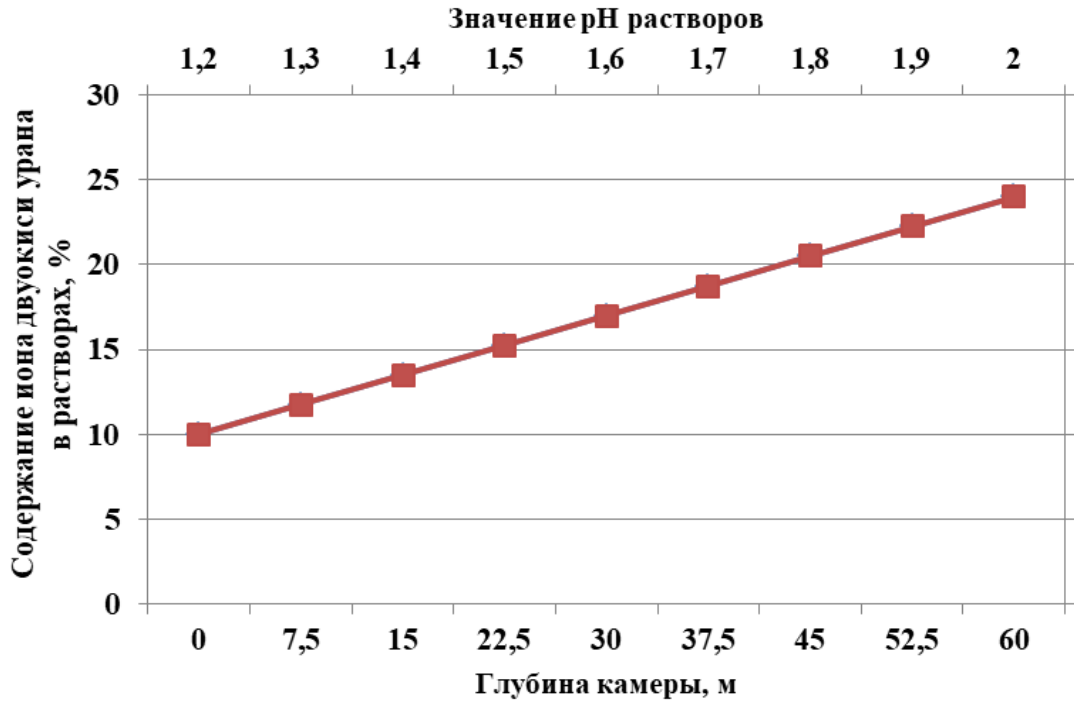


Рисунок 3.14 – График динамики переотложения  $UO_2(OH)_2$  в зависимости от глубины камеры-магазина

Для оценки абсолютных величин потерь урана в виде гидроксида уранила предлагается следующая методика. График функции, описывающий зависимость выпадения урана в осадок (удельные потери) от высоты камеры-магазина для стандартных условий, выражается уравнением:

$$\langle P_{уд.} \rangle = 10 + 0,23 H, \% \quad (3.19)$$

где  $H$  – расстояние, пройденное кислотным (продуктивным) фронтом от горизонта орошения, м.

Общие удельные потери в камере количественно выражаются интегралом от данной линейной функции:

$$P_{уд.} = \int (10 + 0,23 H) dH, \% \cdot м. \quad (3.20)$$

Для стандартных условий данную зависимость выражает определенный интеграл

$$P_{уд.} = \int_0^{60} (10 + 0,23 H) dH = 1014 \% \cdot м.$$

В абсолютных показателях, учитывающих геометрические параметры камеры (ширину и мощность), коэффициент разрыхления горнорудной массы,

истинную плотность горных пород, содержание урана в руде (по блоку) и заданный коэффициент извлечения, величина потерь определяется по формуле

$$П = П_{уд.} \frac{ВL}{100 k_p} q_{ист.} \frac{c_U}{100} k_{извл.}, \text{ кг}, \quad (3.21)$$

где В – ширина камеры, м;

L – длина пролета камеры, м;

$k_p$  – коэффициент разрыхления горнорудной массы, ед.;

$q_{ист.}$  – истинная плотность горных пород, кг/м<sup>3</sup>;

$c_U$  – среднее содержание урана в руде (по блоку), кг/кг;

$k_{извл.}$  – коэффициент извлечения полезного компонента, ед.

Зная объем растворов, полученный за период выщелачивания запасов блока, коэффициент извлечения можно заменить на выражение, учитывающее величину запасов и среднее содержание урана в ПР, в котором

$$k_{извл.} = \frac{\bar{Y}_{ПР} \sum Q_{ПР}}{Z_{бл.}}, \text{ ед.}, \quad (3.22)$$

где  $\bar{Y}_{ПР}$  – среднее содержание урана в ПР, кг/м<sup>3</sup>;

$\sum Q_{ПР}$  – общий объем продуктивных растворов, полученный за период эксплуатации, м<sup>3</sup>;

$Z_{бл.}$  – запасы урана в блоке, кг.

Тогда формула (3.21) примет вид

$$П = П_{уд.} \frac{ВL}{100 k_p} q_{ист.} \frac{c_U}{100} \frac{\bar{Y}_{ПР} \sum Q_{ПР}}{Z_{бл.}}, \text{ кг}. \quad (3.23)$$

Зная запасы урана в камере по данным геологоразведки, данную формулу можно упростить, приняв во внимание, что приведенные к высоте запасы блока составляют

$$\frac{ВL}{100 k_p} q_{ист.} \frac{c_U}{100} = \frac{Z_{бл.}}{H},$$

в таком случае получим упрощенное выражение

$$П = П_{уд.} \frac{Z_{бл.}}{100 H} k_{извл.}, \text{ кг} \quad (3.24)$$

или

$$П = П_{уд.} \frac{\bar{Y}_{ПР} \sum Q_{ПР}}{100 Н}, \text{ кг.} \quad (3.25)$$

Следует принять во внимание, что данная методика расчета применима для условий, когда весь объем горнорудной массы орошается выщелачивающими растворами равномерно, причем гранулометрический состав выдержан в диапазоне крупности, оптимальном для выщелачивания (50...150 мм).

На примере камеры № 1/3 блока 4Д-701 рассмотрим применимость предлагаемой методики, а также проведем сопоставление полученных результатов. Выбор этой камеры обусловлен тем, что ее высота составляет 50 м и является стандартной для высоты этажа в 60 м, принятого для рудников «ППГХО». Рудовмещающие породы представлены трахидацитами с коэффициентом разрыхления 1,32. Для наглядности будем считать, что массив имеет относительно равномерный гранулометрический состав с равномерно распределенной продуктивностью по объему камеры. Рассмотрим два варианта извлечения урана: плановый – 75 % и фактический – 49,8 %. Содержание кислоты в ВР примем как в реальном опыте 1...5 г/л, при заданной высоте камеры значение удельных потерь урана будет равным 1014 % · м. Исходные данные по технологическим характеристикам камеры представлены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Исходные расчётные данные по камере № 1/3 блоку 4Д-701

Параметры камеры		Параметры горнорудной массы			
длина камеры, м	ширина камеры, м	коэффициент разрыхления, ед.	истинная плотность руды, кг/м <sup>3</sup>	содержание урана, %	запасы блока по металлу, кг
70	50	1,32	2680	0,041	31400

Результаты расчетов (таблица 3.4) показывают, что потери полезного стратегического компонента в обоих случаях весьма значительны и их снижение позволит существенно повысить рентабельность работы предприятия по физико-химической геотехнологии.

Таблица 3.4 – Полученные результаты потерь урана по камере № 1/3 блоку 4Д-701

Расчетные показатели	При извлечении 75 %	При извлечении 33,5 %
Добыто урана, кг	23550	15643
Потери в виде $UO_2(OH)_2 \downarrow$ , кг	3980	2643

Решение проблемы снижения потерь, по мнению авторов, заключается в следующем. Учитывая тот факт, что при повышении концентрации серной кислоты в растворе выпавшее в осадок вещество снова переходит в подвижное состояние, для нейтрализации негативного явления предлагается заложить дополнительный горизонт орошения в камере-магазине. Место заложения обосновывается технико-экономическим расчетом. В месте заложения дополнительного горизонта орошения пробуриваются горизонтальные скважины с обсадкой их перфорированными полиэтиленовыми трубами, через которые подается рабочий раствор с повышенной концентрацией серной кислоты, что позволяет перевести осадок урана в подвижное состояние.

Схема дополнительного орошения камеры приведена на рисунке 3.15.

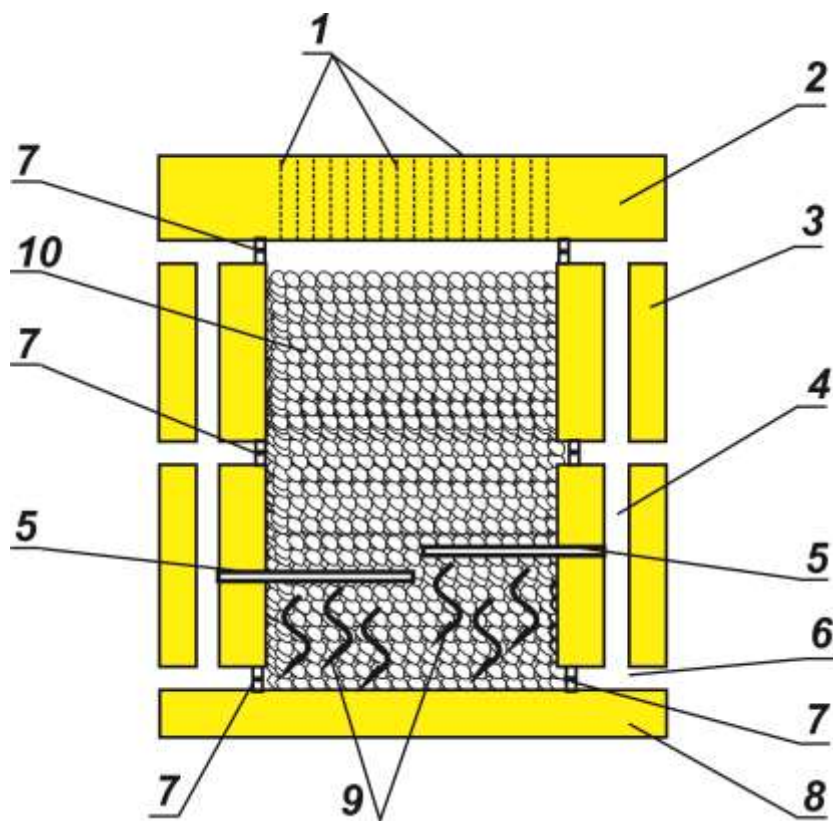


Рисунок 3.15 – Схема подкисления нижней части блока ПВ:  
 1 – оросительная система; 2 – потолочина; 3 – междукамерный целик;  
 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – перфорированный трубопровод;  
 6 – дренажный штрек; 7 – герметичная перемычка; 8 – днище камеры;  
 9 – линии тока ВР; 10 – магазинированная горнорудная масса

Реализовать на практике размещение в рыхлой горнорудной массе трубопровода возможно с помощью системы бурения с одновременной обсадкой, например, ООС-145 [58, 74], Superbit, Simmetrix [6]. Реализуется бурение сле-

дующим образом: в разрыхленный массив производится внедрение снаряда-расширителя 7, который в сложенном состоянии имеет диаметр, меньше диаметра обсадной трубы 3. В процессе бурения производится его расширение (рисунок 3.16), а обсадной трубопровод упирается в заднюю часть стартовой втулки 6. Таким образом, торцы обсадной колонны не контактируют с разрыхленными породами. Внедряясь в разбурываемый массив, снаряд 7 позволяет продвигать за собой обсадную трубу 3. Преимущества данного способа заключаются в его относительной универсальности: снаряд возможно закреплять на пневмоударниках и применять в комплекте с имеющимся на предприятии буровым оборудованием.

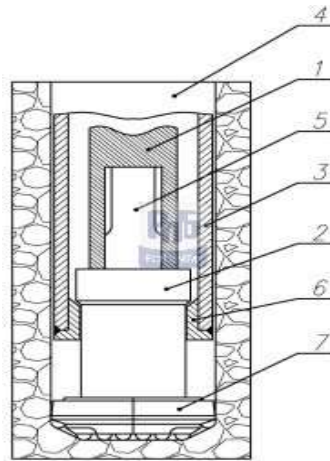


Рисунок 3.16 – Конструкция системы с одновременной обсадкой скважин:  
1 – погружной пневмоударник; 2 – корпус долота; 3 – обсадная труба;  
4 – скважина; 5 – хвостовик долота; 6 – стартовая втулка; 7 – сегмент долота

Наиболее целесообразным способом подачи ВР в трубопровод подкисления видится опробованный в условиях скважинного подземного выщелачивания месторождений палеодолинного типа АО «Хиагда», когда растворы подаются в продуктивный пласт нагнетательным способом, т. е. под давлением, создаваемым насосным агрегатом и столбом жидкости. Для условий Стрельцовой группы месторождений предлагается подобный способ, однако имеющий конструктивные особенности (рисунок 3.17).

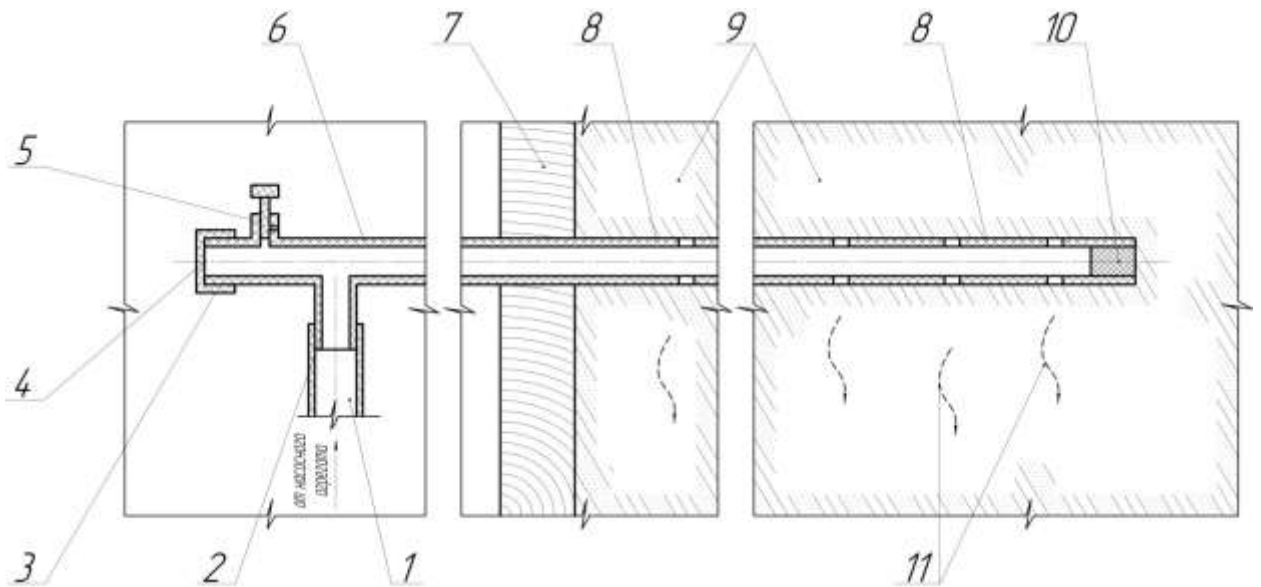


Рисунок 3.17 – Конструкция трубопровода системы промежуточного подкисления камеры БПВ: 1 – шланг; 2 – патрубок; 3 – крышка; 4 – заглушка оголовка; 5 – сбросник давления (кран Маевского); 6 – оголовок; 7 – герметичная перемычка; 8 – перфорированный трубопровод; 9 – горнорудная масса; 10 – заглушка перфорированного трубопровода; 11 – линии тока ВР

Перфорированный трубопровод 8 следует расположить горизонтально, что позволит с меньшими затратами охватить большую площадь орошения. Частота отверстий перфорации определяется отдельно на основе проведенных опытов. В забое трубопровода ставится заглушка 10, предотвращающая заиливание внутренней части трубопровода. Под давлением, создаваемым насосным агрегатом, через шланг 1, соединенный с патрубком 2 оголовка 6, выведенного за пределы камеры, в массив горнорудной массы 9 подаются растворы. Поддержание необходимого давления и создание герметичности обеспечивает заглушка 4, подпираемая крышкой 3 на резьбе. Предотвращение газовых кольматаций при подаче растворов обеспечивается путем сброса давления воздуха через кран Маевского 5.

По мнению авторов, технология дополнительного подкисления должна также сочетать в себе особенности, учитывающие процессы массопереноса продуктивности сверху вниз под действием рабочих растворов. Массоперенос обуславливается снижением концентрации реагента по мере его расходования, что выражается, с одной стороны, выпадением в осадок сульфата уранила по мере движения фронта, с другой – тем, что урановые минералы в вышележащих слоях горнорудной массы камеры-магазина растворяются в первую очередь и

их орошение в регламентном режиме, по существу, может вызвать перерасход кислоты по объему на растворение сопутствующих минералов и утечки растворов в трещины стенок камеры, поэтому рациональным видится на стадии рудоподготовки предусмотреть возможность заполнения нижней части камеры (ниже уровня горизонта подкисления) отсортированным рудным материалом с повышенным содержанием урана (относительно основной части замагазинированной горнорудной массы). При этом следует учитывать то, что класс крупности отсортированного рудного материала должен превышать оптимальное значение средневзвешенного куска, которое составляет 50...150 мм, поскольку под воздействием массы налегающих пород будет происходить его измельчение, что неминуемо приведет к механическим колюматациям. Требуемый средневзвешенный диаметр куска следует определить опытным путем в условиях геомеханической лаборатории.

Повышенное содержание урана в нижней части камеры (относительно среднего) обусловлено естественным гравитационным переносом растворенных урановых радикалов по мере фильтрации сверху вниз, где с течением времени под воздействием массопереноса возникнет зона повышенной продуктивности. Кроме того, основным фактором, обосновывающим данное решение, является то, что пониженная кислотность нижних слоев приведет к образованию большого количества оксид-иона урана  $UO_2^{2+}$ , образующего гидроксид уранила.

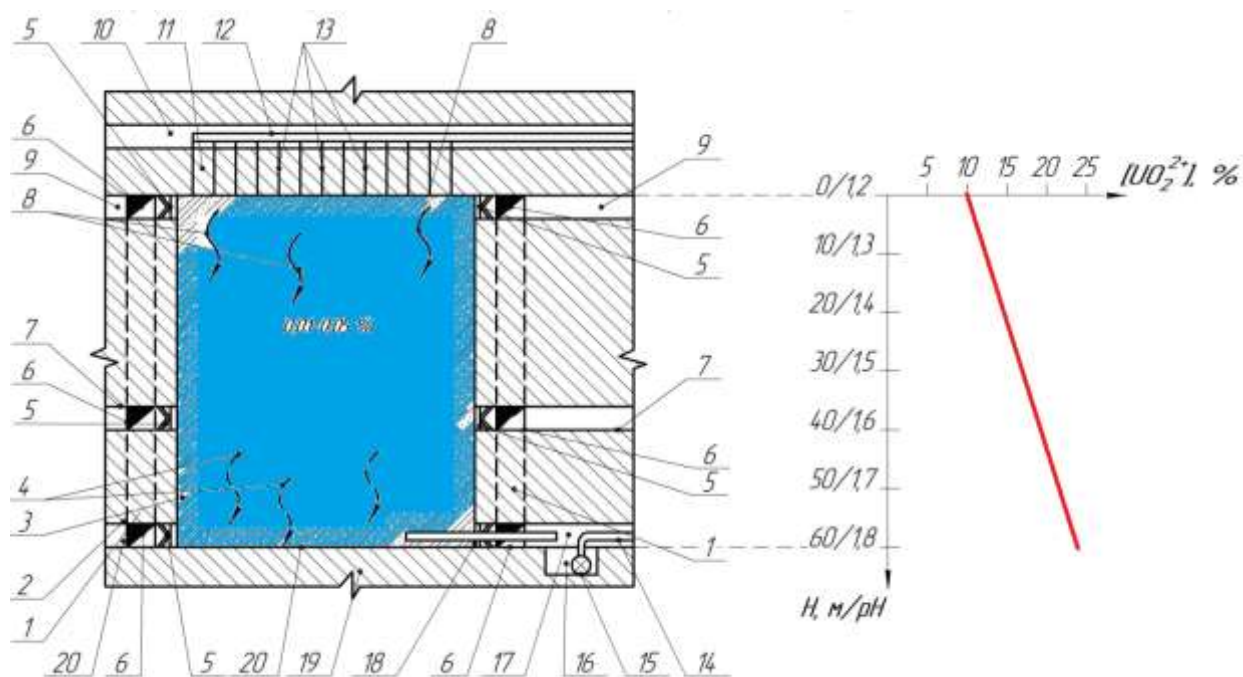


Рисунок 3.18 – Вертикальный разрез эксплуатационного блока БПВ с графиком образования оксид-ионов урана в зависимости от высоты камеры:

- 1 – блоковый восстающий; 2 – междукамерный целик; 3 – массив замагазинированной горнорудной массы; 4 – линии тока ПР; 5 – герметичная перемычка; 6 – сбойка с восстающим; 7 – подэтажный горизонт; 8 – линии тока ВР; 9 – буровой горизонт; 10 – оросительный горизонт; 11 – потолочина; 12 – оросительный трубопровод; 13 – оросительные скважины; 14 – магистральный трубопровод; 15 – насосный агрегат; 16 – растворосборник; 17 – дренажный штрек; 18 – дренажная перемычка; 19 – днище камеры; 20 – камера БПВ

График (рисунок 3.18) наглядно иллюстрирует прогнозируемый прирост потерь полезного компонента по мере продвижения продуктивного фронта сверху-вниз и позволяет оценить пространственное положение выпавшего в осадок гидроксида уранила. При рассмотрении графиков выпадения осадка в случае с горизонтом подкисления очевидно, что значительную часть урана удастся перевести в раствор, не теряя его. В данном случае рассматривается вариант с высотой дополнительного слоя, составляющей 20 м, однако она может варьироваться в зависимости от технико-экономических условий при формировании камеры.

Вертикальный разрез эксплуатационного блока БПВ с графиком образования оксид-ионов урана в зависимости от высоты камеры и подкисляемого слоя представлен на рисунке 3.19.



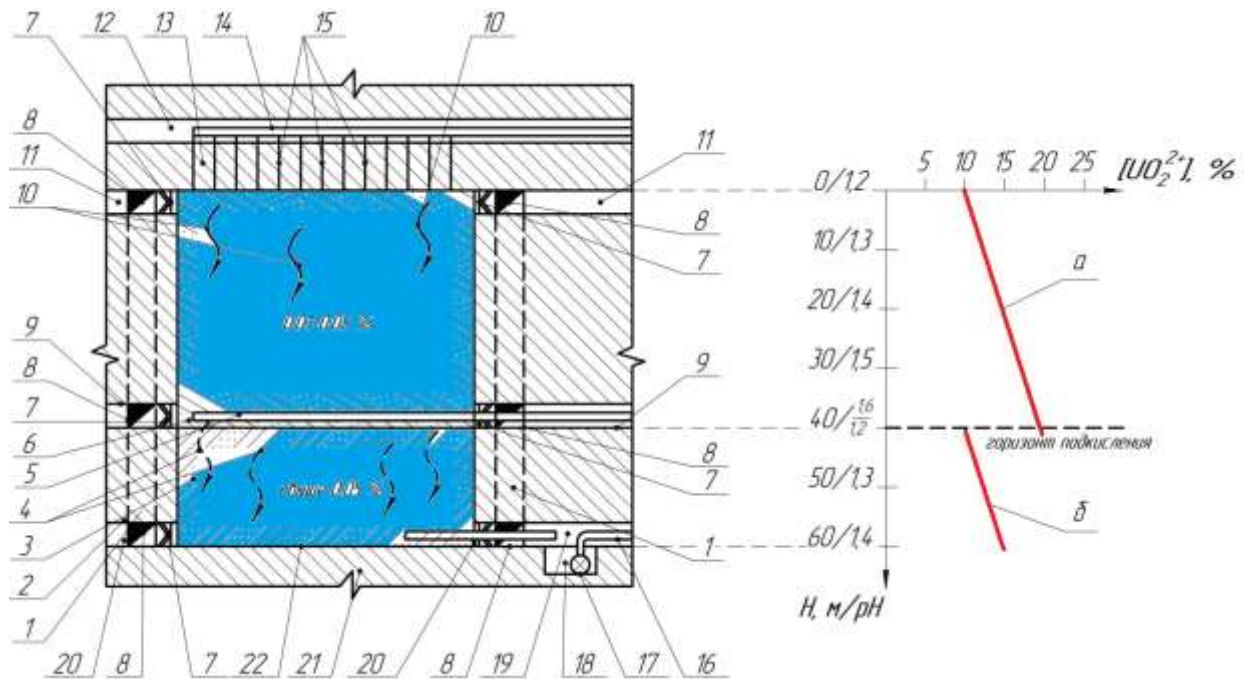


Рисунок 3.19 – Вертикальный разрез эксплуатационного блока БПВ с графиком образования оксид-ионов урана в зависимости от высоты камеры и подкисляемого слоя:  
 1 – блоковый восстающий; 2 – междукамерный целик; 3 – массив замагазинированной горнорудной массы с пониженным содержанием урана; 4 – линии тока ПР;  
 5 – перфорированный трубопровод подкисления; 6 – массив замагазинированной горнорудной массы с повышенным содержанием урана; 7 – герметичная перемышка; 8 – сбойка с восстающим; 9 – подэтажный горизонт; 10 – линии тока ВР; 11 – буровой горизонт; 12 – оросительный горизонт; 13 – потолочина; 14 – оросительный трубопровод; 15 – оросительные скважины; 16 – магистральный трубопровод; 17 – насосный агрегат; 18 – растворосборник; 19 – дренажный штрек; 20 – дренажная перемышка; 21 – днище камеры; 22 – камера БПВ

Оценим количественно, какое количество металла выпадает в осадок при применении указанной технологии, сравним его с вариантом без промежуточного подкисления. Для этого на примере камеры высотой 60 м и слоя высотой 20 м проведем расчеты, аналогичные (3.20). Графики функции а и б описываются системой уравнений

$$\begin{cases} \langle P_{уд.} \rangle = 10 + 0,23 H, \% \text{ при } 0 \leq H < (H_{кам.} - H_{сл.}); \\ \langle P_{уд.} \rangle = 0,67 + 0,23 H, \% \text{ при } (H_{кам.} - H_{сл.}) \leq H < H_{кам.}, \end{cases} \quad (3.26)$$

где  $H_{сл.}$  – высота слоя дополнительного орошения, м.

Для получения численного значения величины потерь при применении технологии дополнительного подкисления при высоте слоя 40 м для камеры высотой 60 м необходимо получить сумму определенных интегралов от данной системы уравнений, которая составит

$$P_{\text{уд.}} = \int_0^{40} (10 + 0,23 H) dH + \int_{40}^{60} (0,67 + 0,23 H) dH = 827,4 \% \cdot \text{м.} \quad (3.27)$$

Сравнивая полученное значение со значением удельных потерь без горизонта подкисления, имеем падение потерь полезного компонента на уровне 18,4 %. Таким образом, теоретически доказана эффективность предлагаемого технологического решения.

Для наглядности в условиях камеры № 1/3 проведем сравнение абсолютных величин потерь растворенного урана в виде  $\text{UO}_2(\text{OH})_2$ , в случае формирования в ней дополнительного горизонта подкисления на высоте 20 м от днища. Расчет показателей выщелачивания представлен в таблице 3.5. Очевидно, что прирост извлечения составляет значимую величину (732 кг при извлечении 75 % и 486 кг при извлечении 33,5 %) и позволяет более эффективно добывать стратегически важный компонент.

Таблица 3.5 – Полученные результаты потерь урана по камере № 1/3 блоку 4Д-701

Без горизонта орошения		
Расчетные показатели	При извлечении 75 %	При извлечении 33,5 %
Добыто урана, кг	23550	15643
Потери в виде $\text{UO}_2(\text{OH})_2\downarrow$ , кг	3980	2643
С применением горизонта орошения		
Расчетные показатели	При извлечении 75 %	При извлечении 33,5 %
Добыто урана, кг	24282	16129
Потери в виде $\text{UO}_2(\text{OH})_2\downarrow$ , кг	3248	2157
Прирост извлечения, кг	732	486

Несмотря на видимые преимущества предлагаемой технологии, необходимо решить оптимизационную задачу, которая ответила бы на вопрос о наиболее эффективной с экономической точки зрения высоте подкисляемого слоя. Для этого авторами были проведены соответствующие расчеты, которые показали, что наименьшие потери урана в относительном выражении при условиях высоты камеры 60 м составляют 30 м. Значения потерь для различных высот подкисляемого слоя приведены на гистограмме (рисунок 3.20). Следует от-

метить, что высота слоя при внедрении предлагаемой технологии в производство должна быть выбрана на основании технико-экономических расчетов по наименее затратному (с точки зрения затрат на строительство и эксплуатацию блока) варианту, обеспечивающему наибольшую прибыль.

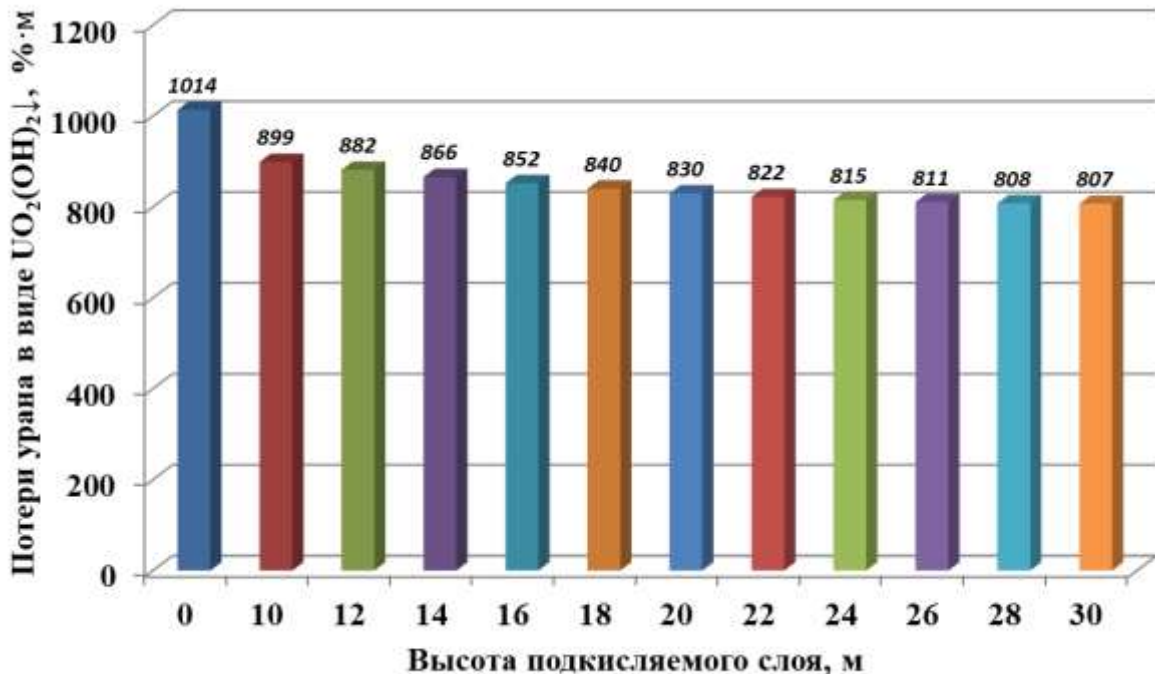


Рисунок 3.20 – Распределение потерь урана в виде  $UO_2(OH)_2$  в зависимости от высоты подкисляемого слоя

Учитывая, что в ходе рудоподготовки на стадии буровзрывных работ ожидается заполнение камеры рудным материалом с переизмельчением локальных участков, следует рассмотреть вопрос о ремонтно-восстановительных работах по предотвращению заиливания перфорированного трубопровода. В условиях АО «Хиагда», АО «Далур» высоко зарекомендовала себя эрлифтная прокачка прифильтровой зоны скважины, а также ее химическая обработка с пневмосвабированием, когда раствор бифторида аммония с серной кислотой подается в прифильтровую зону и под давлением около 8...10 атмосфер вдавливается в песковатый массив. Настоящая технология подробно рассмотрена в трудах российских ученых-геотехнологов [63], поэтому остановимся только на конструкции системы эрлифтной прокачки перфорированного трубопровода в условиях его горизонтального расположения (рисунок 3.21).

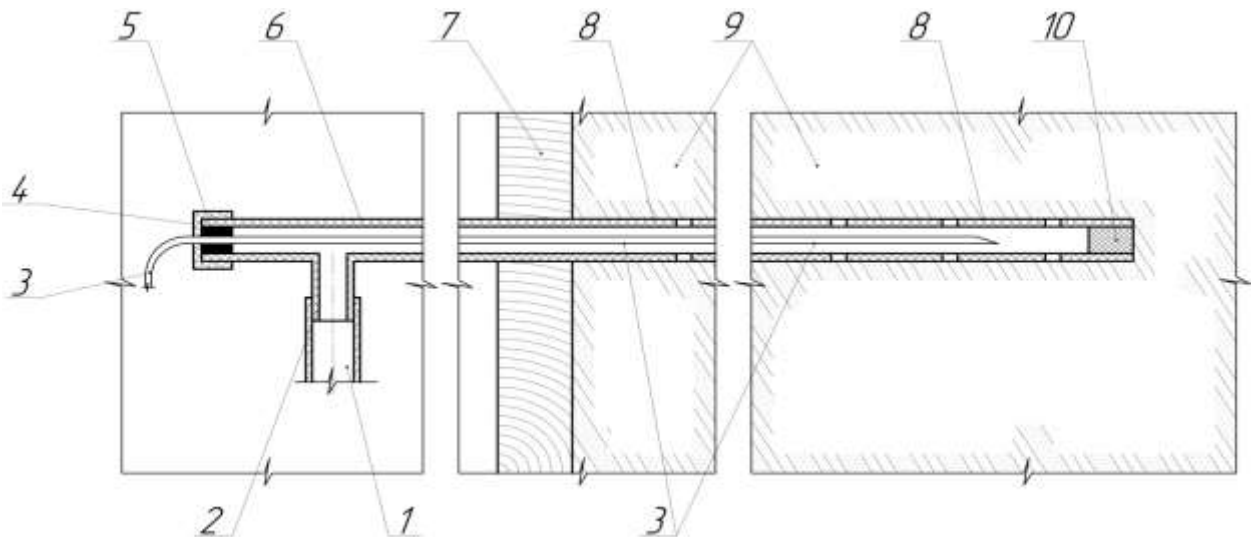


Рисунок 3.21 – Конструкция системы эрлифтной прокатки трубопровода промежуточной подкисления камеры БПВ:

1 – шланг отвода рабочих растворов; 2 – отводной патрубок; 3 – шланг подачи сжатого воздуха; 4 – крышка; 5 – уплотнитель; 6 – оголовок; 7 – герметичная перемика; 8 – перфорированный трубопровод; 9 – горнорудная масса; 10 – заглушка перфорированного трубопровода

Эрлифтная прокатка горизонтального трубопровода заключается в следующем. Производится замена нагнетательного оголовка на прокатной 6 и внедрение в трубопровод шланга подачи сжатого воздуха 3, подключённого к соответствующей внутришахтной сети. Шланг закрепляется уплотнителями 5 в устье оголовка, которые стопорятся крышкой 4. Затем производится подача сжатого воздуха, в результате которой образуется пенная субстанция, уносящая с собой глинистые и песковатые отложения в трубопроводе через отводной патрубок 2, соединенный с шлангом отвода рабочих растворов 1.

### 3.4 Рудоподготовка горнорудной массы

Рудоподготовку горнорудной массы для выщелачивания предлагается производить методом грохочения. Отбитая руда с заданным гранулометрическим составом подается на грохоты с разделением на три класса крупности:

1) –50 мм (обогащенная рудная мелочь) выдается на поверхность и направляется на гидрометаллургическую переработку;

2) +50 –150 мм подвергается рентгенорадиометрической покусковой сепарации с выделением обогащенного продукта (содержание урана более 0,05 %) для заполнения нижней части камеры и бедной фракции (содержание урана менее 0,05 до 0,02 %) для заполнения верхней части камеры;

+150 мм (содержание урана менее 0,02 %) направляется на приготовление породо-бетонной закладки.

Схема рудоподготовки представлена на рисунке 3.21.

По результатам исследований проведенных А. В. Бейдиным, А. А. Морозовым, В. А. Овсейчуком, после полной рудоподготовки, включающей грохочение и подземную рентгенорадиометрическую покусковую сепарацию класса +50–100 мм [6, 64, 65], получены следующие показатели, отраженные в таблице 3.6 и на рисунке 3.21.

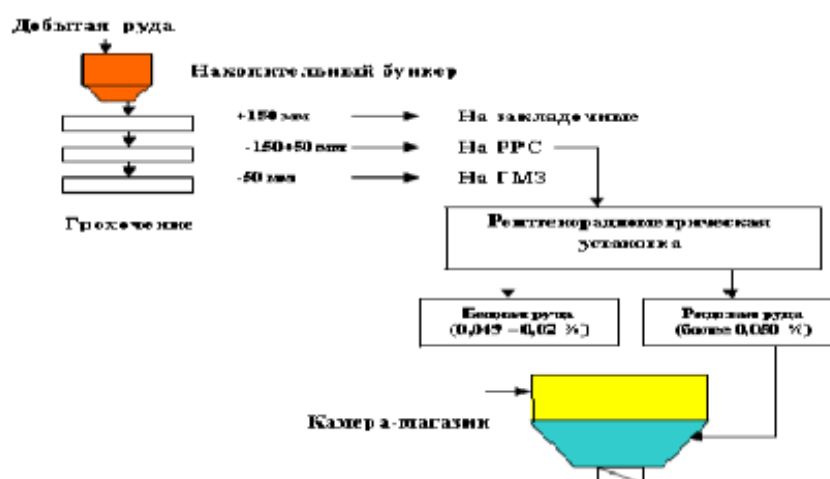


Рисунок 3.21 – Схема рудоподготовки камеры к выщелачиванию

Таблица 3.6 – Результаты подземной рудоподготовки горнорудной массы, выпущенной из камер эксплуатационных блоков

Сорт горнорудной массы	Руда, т	Доля продукта, %
Исходная проба	11080	100
Хвосты	3880	35
Продукт для ПВ	4980	45
Продукт для ГМТ*	2220	20

Распределение горнорудной массы по сортам в процессе подземной рудоподготовки представлено на рисунке 3.22.



Рисунок 3.22 – Распределение горнорудной массы по сортам в процессе подземной рудоподготовки

### 3.5 Выводы по главе

Повышение эффективности БПВ скальных урановых руд до уровня, когда данный способ может быть внедрен в промышленное производство, в рамках решения задачи снижения потерь в виде выпадающего в осадок гидроксида уранила было рассмотрено в настоящей главе, поэтому существует основание утверждать следующее:

1. Внедрение предложенной технологии повышения эффективности подземного выщелачивания позволяет повысить извлечение урана в раствор до 18 % за счет предотвращения его переотложения в виде гидроокиси.

2. Предложена методика расчетного определения эффективного коэффициента диффузии, которая дает возможность прогнозирования геотехнологических свойств руды при предварительной оценке новых рудных залежей на предмет эффективности использования подземного или кучного выщелачивания.

3. Предложенная схема рудоподготовки сырья для переработки позволяет значительно сократить объемы выщелачиваемой руды в подземных условиях и повысить показатель извлечения урана за счет выведения из процесса переработки хвостов сортировки, которые могут быть направлены на приготовление сухой закладки камер.

## **Глава 4 Повышение эффективности блочного подземного выщелачивания за счет ликвидации кольматации и достоверного планирования показателей извлечения урана в раствор**

В главе рассмотрены вопросы повышения эффективности БПВ за счет предотвращения кольматации и достоверного планирования показателей извлечения урана в раствор, сформулированные в **третьем защищаемом положении**. Впервые разработана технология устранения кольматации при блочном подземном выщелачивании пневмоимпульсным воздействием на массив от специализированного устройства, генерирующего мощный воздушный или водо-воздушный импульс к перфорированным трубопроводам. Из сопел под высоким давлением подается сжатый воздух, разрушающий возникшие механические связи между кусками замагазинированной руды.

### **4.1 Разработка технологии устранения кольматации замагазинированной руды при блочном подземном выщелачивании**

Как показали исследования, одной из причин снижения эффективности подземного блочного выщелачивания является кольматация замагазинированной руды в процессе движения растворов и протекания химических реакций. При этом кольматация может быть механической, химической и газовой. Все эти виды кольматации могут являться причиной снижения эффективности выщелачивания [18, 28].

Механическая кольматация связана с перемещением рабочими и продуктивными растворами тонких частиц замагазинированной горнорудной массы и закупоркой межкускового пространства. Химическая кольматация связана с протеканием химических реакций при выщелачивании и выпадением в осадок вновь образованных химических соединений, в основном гипса, которые образуют непроницаемую для растворов пленку. Газовая кольматация также связана с протеканием химических реакций и образованием интенсивно выделяющихся газов,



которые собираются в определенных нишах внутри камеры-магазина и препятствуют движению растворов. Все эти виды кольматации приводят к уменьшению площади активного протекания реакций разрушения урансодержащих минералов и, соответственно, к снижению коэффициента извлечения урана в раствор.

Для борьбы с кольматацией отдельных участков камеры-магазина предлагается использование гидропневмоликвидатора завесаний ГПЛЗ-2 (разработанного ИПКОН АН СССР и Читинским филиалом ВНИПИгорцветмет), который применяют для исключения завесаний при выпуске руды из блока. В нашем случае принцип его работы будет заключаться в подаче под высоким давлением водо-воздушной смеси через полимерные высокопрочные трубы в места, наиболее подверженные кольматации (рисунок 4.1).

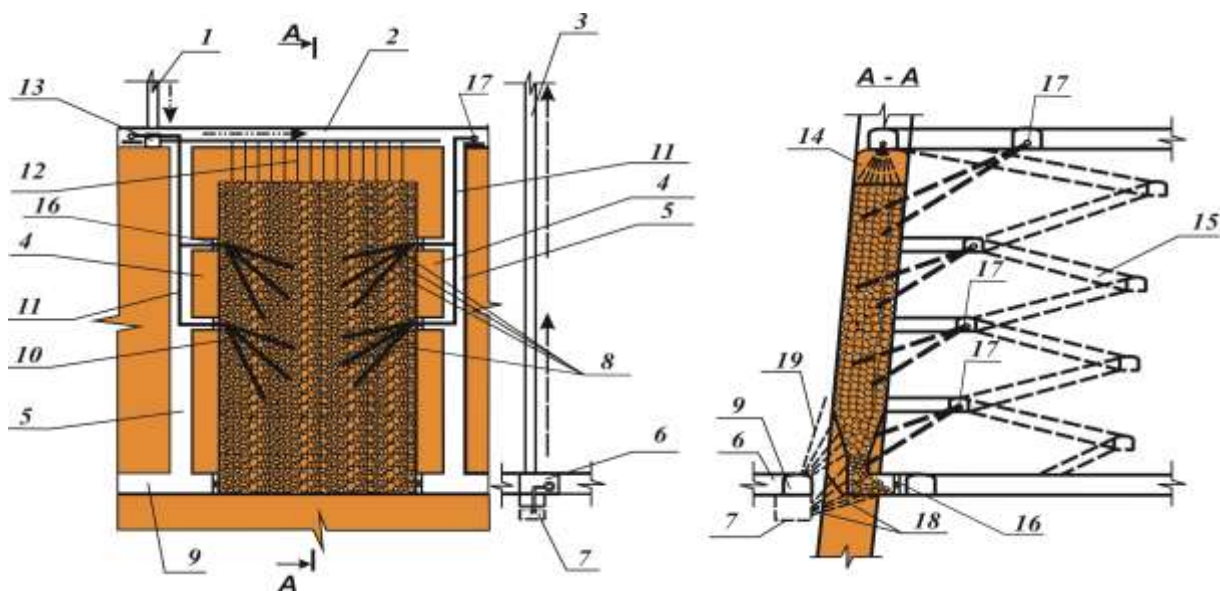


Рисунок 4.1 – Схема работы комплекса ГПЛЗ-2:

- 1 – закачная скважина; 2 – оросительный штрек; 3 – откачная скважина; 4 – МКЦ;  
 5 – материально-ходовой восстающий; 6 – насосная; 7 – растворосборник;  
 8 – воздухоподающие трубы; 9 – дренажный штрек; 10 – камера-магазин;  
 11 – воздухоподающая труба; 12 – скважины орошения; 13 – гаситель напора;  
 14 – потолочина; 15 – участковый съезд; 16 – изолирующая перемычка; 17 – камера ГПЛЗ;  
 18 – дренажные скважины; 19 – контрольные скважины

Для этого из подэтажных выработок и восстающих следует произвести бурение скважин в разрыхленную руду с их одновременной обсадкой трубами. Высокую эффективность подобного способа бурения показала система одновременной обсадки скважин ООС-145. При возникновении проблем в фильтрации или понижении дебета просачивания продуктивных растворов в дренаж-

ный горизонт следует произвести некоторое число профилактических выстрелов. Помимо сотрясательного воздействия на массив, комплекс ГПЛЗ будет дополнительно стимулировать наислороживание массива, что благоприятно сказывается на процессе выщелачивания. Таким образом, решается сразу две задачи: борьба с кольматацией и дополнительная аэрация камеры.

Однако прямая подача газов в магазинированный массив горнорудной массы может привести к негативному явлению – образованию зон с повышенным давлением газов в районе перфорированного трубопровода, которые приведут к затруднениям в фильтрации растворов в локальном участке – газовым кольматациям. Для нейтрализации этого предлагается оснастить систему подачи воздушного (водо-воздушного) импульса системой сброса избыточного давления (рисунок 4.2). Кроме того, в конструкции указанного устройства предусмотрена емкость, с помощью которой образуется аэрозоль, содержащая поверхностно-активное вещество или катализатор (например, нитрит натрия) и доставляемая вглубь массива вместе с импульсом.

В общем виде устройство работает следующим образом. Задвижки 11 и 13 закрыты. Реагентами наполняется емкость 1 и плотно закрывается крышкой, задвижка 17 при этом закрыта. Сбросники давления 14 переводятся в закрытое положение. Открывается задвижка 17 и наполняет камеру 16, после чего перекрывается. Пневмоимпульсное устройство, соединенное через патрубок 15 с перфорированным трубопроводом 5, имеющим на конце заглушку 4 и находящимся в массиве замагазинированной горнорудной массы 3, генерирует высоконапорный водо-воздушный импульс. Задвижки 11 и 13 открываются, производится пневмоимпульс, который, выходя из выхлопных отверстий 6, разрушает механические кольматации и попутно переносит реагенты вглубь горнорудной массы. Цикл повторяется необходимое (рассчитанное экспериментально) количество раз. Затем задвижки 11 и 13 закрываются, открывается сбросник давления 14 воздухоподающего трубопровода 8, выполненный в виде крана Маевского, который позволяет постепенно стравливать избыточный воздух из камеры-магазина. Одновременно для сброса давления из патрубка 15, соеди-

ненного с пневмоимпульсным устройством, открывается сбросник давления 14, расположенный в нем.

Предлагаемое конструктивное решение позволяет избегать резкого покидания воздухом трубопровода, постепенно сбрасывать избыточное давление газов из камеры-магазина, вызывающее газовые кольматации, а также предотвращает дренаж растворов в горные выработки в случаях, когда перфорированный трубопровод имеет положительный к горизонту угол наклона, дополнительно насыщать камеру кислородом воздуха, а также вводить вглубь массива дополнительные реагенты, что повышает скорость протекания химических реакций.

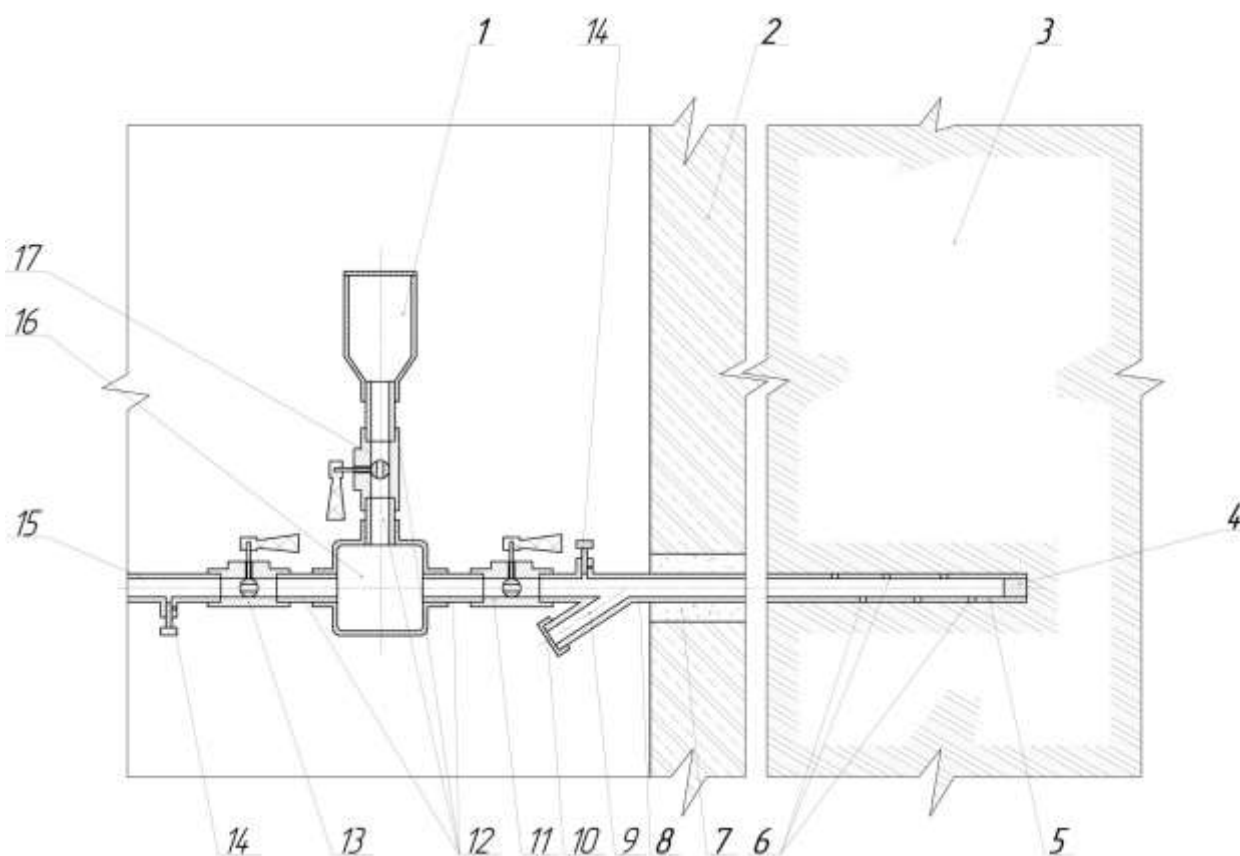


Рисунок 4.2 – Конструкция устройства для сброса давления системы ликвидации кольматаций при блочном подземном выщелачивании:

- 1 – ёмкость для реагентов; 2 – междукамерный целик (или герметичная перемычка);  
 3 – массив замагазинированной руды; 4 – заглушка; 5 – перфорированная часть трубопровода; 6 – выхлопные отверстия; 7 – тампонаж; 8 – цельная часть воздухоподающего трубопровода; 9 – патрубок для ремонтно-восстановительных работ; 10 – крышка; 11 – задвижка; 12 – соединительные патрубки; 13 – задвижка; 14 – сбросник давления (кран Маевского); 15 – патрубок пневмоимпульсного устройства; 16 – смесительная камера; 17 – задвижка

Предлагаемые технические решения могут оказать положительное влияние на равномерность распределения гранулометрического состава и предотвратить кольтатационные процессы при длительном стоянии блока, что повышает коэффициент фильтрации. Дополнительный приток кислорода системой ГПЛЗ стимулирует растворение ураносодержащих минералов рабочими растворами. Таким образом, комплекс мероприятий по совершенствованию рудоподготовки камеры блочного подземного выщелачивания в перспективе создаст условия для повышения степени извлечения полезного компонента до уровня 85 %.

#### **4.2 Разработка методики достоверного планирования показателей подземного выщелачивания на основе их взаимосвязи**

Для успешного решения проблемы кольтатации, повышения эффективности подземного выщелачивания необходим достоверный анализ геолого-технологической ситуации, позволяющий прогнозировать показатели извлечения сырья на низовых производственных единицах – эксплуатационных блоках.

Обобщая опыт скважинного подземного выщелачивания (СПВ) обводненных песчаных ураносодержащих пластов, локализованных в палеодолинах, и блочного подземного выщелачивания (БПВ) скальных руд, можно сделать вывод о сродстве процессов, происходящих при переводе полезного компонента в подвижное состояние [32]. Поэтому в основу исследования авторов, направленных на установление основных технологических зависимостей между показателями ПВ, лег статистический материал, накопленный при разработке залежи X5 АО «Хиагда» на стадии активного выщелачивания. После определенных корректив данные зависимости возможно экстраполировать и на процесс БПВ.

На рисунке 4.3 приведены полугодовые изменения содержания урана в продуктивных растворах (ПР) и концентрации серной кислоты в выщелачивающих растворах (ВР).



Рисунок 4.3 – Динамика изменения основных производственных показателей СПВ

В ходе опытно-промышленного, а затем и промышленного освоения Хиагдинской группы месторождений установлено, что оптимальное расстояние между закачным и откачным рядами скважин составляет 35...40 м. Это расстояние фронт, насыщенный сульфатными радикалами, с содержанием серной кислоты около 10...14 г/л и кислотностью с показателем pH, равным 1,1...1,2, проходит приблизительно за 25...30 сут. Объясняется это скоростью фильтрации растворов 1,3...1,6 м/сут. За это время происходит расходование реагента на растворение урановых минералов и снижение pH до 1,8...1,9. Наблюдения за изменением режимов подачи кислоты дают основания утверждать, что каждый отдельный фронт достигает откачного ряда дискретно, причем изменение концентрации полезного компонента в продуктивных растворах (ПР) зависит от концентрации реагента, поданного в закачной ряд. Иными словами, происходит отставание графика содержания урана в ПР от концентрации серной кислоты в выщелачивающих растворах (ВР) на период, равный времени фильтрации растворов через пласт. Таким образом, разбив данные графики на соответствующие участки (рисунок 4.4), можно отметить определенную зависимость концентрации U от концентрации  $H_2SO_4$ .

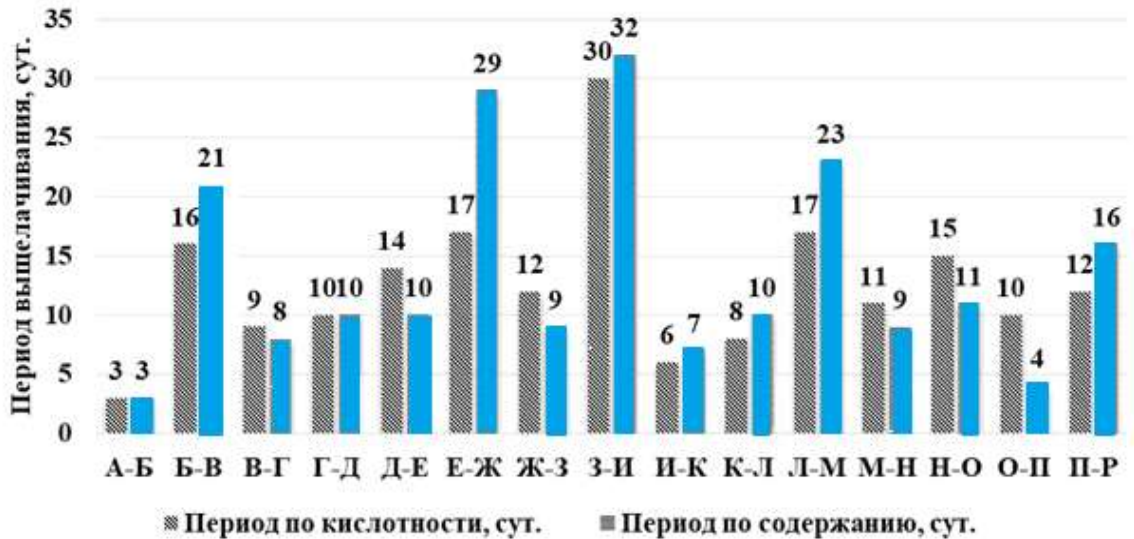


Рисунок 4.4 – Сопоставление длительности периодов подачи ВР с определенной кислотностью и соответствующих им периодов содержаний U в ПР

Сопоставление полученных таким образом участков (рисунок 4.4) показывает относительную достоверность выводов о взаимозависимости технологических показателей. Из гистограмм видно, что временная протяженность периодов подачи кислоты с определенным содержанием незначительно отличается от временной протяженности соответствующих им периодов откачки ПР. Превышение отдельных столбцов на единицы пунктов объясняется тем, что анализ показателей производился по залежи X5 в целом без учета остановок отдельных скважин на ремонтно-восстановительные работы, когда могли выходить из строя отдельные скважины с аномальным для данных условий содержанием полезного компонента.

Другое обоснование кроется в предположении, основанном на анализе периодов перемещения продуктивного фронта от начальных условий по закислению. Из графиков, представленных на рисунках 4.5, 4.6, видна обратная зависимость времени, необходимого продуктивному фронту на перемещение от закачного ряда к откачному. Объяснение этому факту может скрываться как в различии гидродинамических свойств растворов с разным содержанием кислоты, так и в скорости протекания реакции [7]. Достоверность таких выводов можно подтвердить после проведения статистических исследований на более протяженной временной выборке.

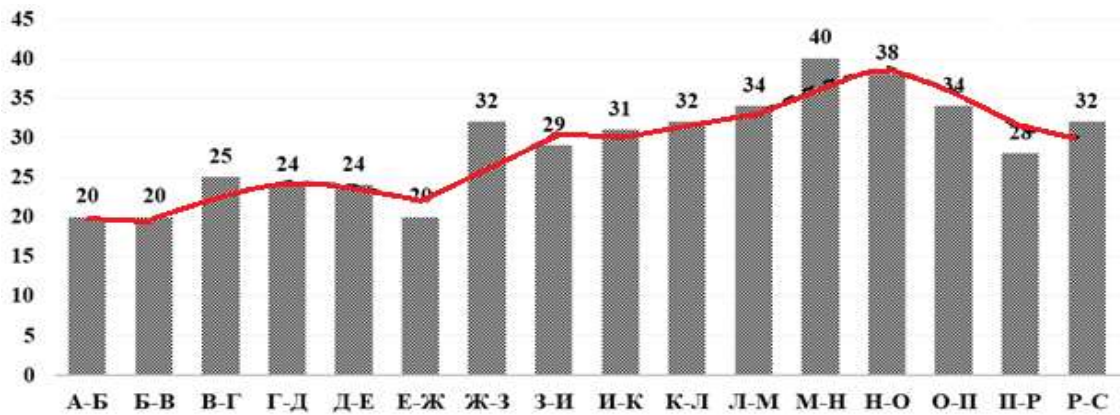


Рисунок 4.5 – Периоды перемещения продуктивных фронтов в водоносном горизонте

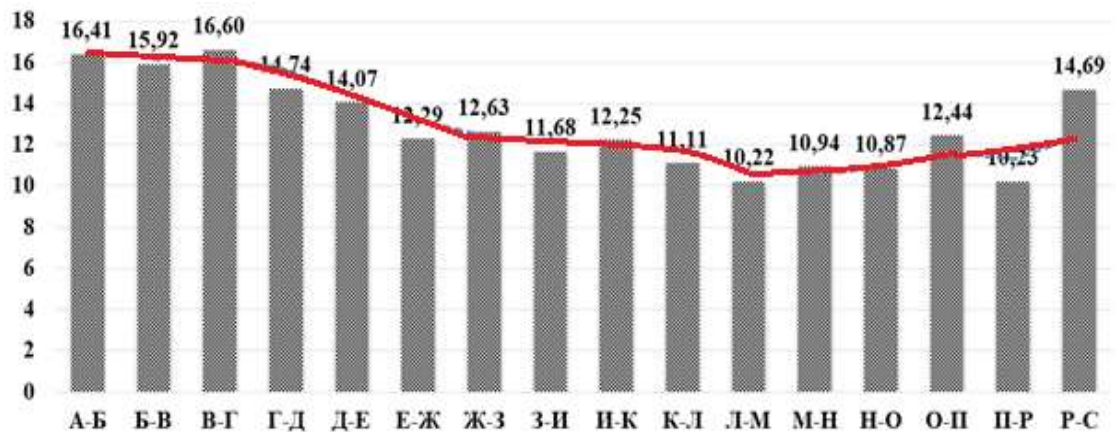


Рисунок 4.6 – Средняя кислотность ВР за периоды перемещения продуктивных фронтов

В обоснование тезиса о взаимозависимости технологических показателей проанализируем соотношение двух смежных временных периодов К – Л и М – Н, интервал между которыми составляет 26 суток, а значение содержания урана и серной кислоты приблизительно равны.

Отобразив оба графика на одной координатной плоскости (рисунки 4.7, 4.8), можно сделать вывод об очевидной линейной зависимости концентрации U в ПР от концентрации  $H_2SO_4$  в ВР в данных сегментах. Для установления наиболее достоверной функции растворения урана от количественного содержания компонента произведем аппроксимацию каждого сегмента в отдельности, где аргументом выступит последний.



Рисунок 4.7 – Зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР в сегменте К – Л



Рисунок 4.8 – Зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР в сегменте М – Н

С помощью компьютерной программы Correlay, в основу которой положен метод наименьших квадратов, были получены функциональные зависимости, наиболее полно (с высокой степенью достоверности) определяющие соотношение содержания U от концентрации  $H_2SO_4$  в ВР. В таблице 4.1 приведены четыре полученных уравнения с соответствующими коэффициентами для каждого сегмента.

Таблица 4.1 – Приведение зависимости содержания U от концентрации  $H_2SO_4$

Участок	Коэффициент	Уравнение функции			
		$y = A + Bx$	$y = A + B \ln x$	$y = Ae^{Bx}$	$y = \frac{x}{A + Bx}$
К – Л	A	49,49	29,03	37,01	0,0391
	B	1,38	14,93	0,23	0,01186
М – Н	A	52,37	38,098	42,308	0,029
	B	0,95	10,31	0,165	0,013



Поскольку в условиях небольшой выборки статистических данных (10 пунктов в сегменте К – Л и 11 – в сегменте М – Н) невозможно отдать предпочтение какой-либо из функций, автор считает целесообразным вывести среднее от полученных количественных показателей, рассматривая каждое полученное значение как результат отдельного математического эксперимента [11]. В данном случае при определении среднего значения коэффициент Стьюдента принимался равным 3,182. Получаемое среднее значение укладывается в доверительный интервал, учитывающий погрешность, накопленную при аппроксимации (рисунки 4.9, 4.10).

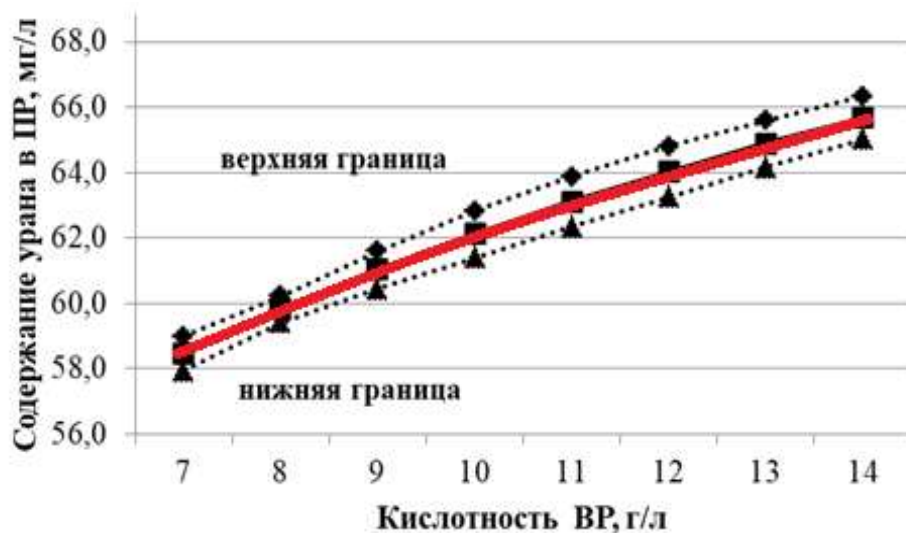


Рисунок 4.9 – Конечная зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР с доверительными интервалами в сегменте К – Л

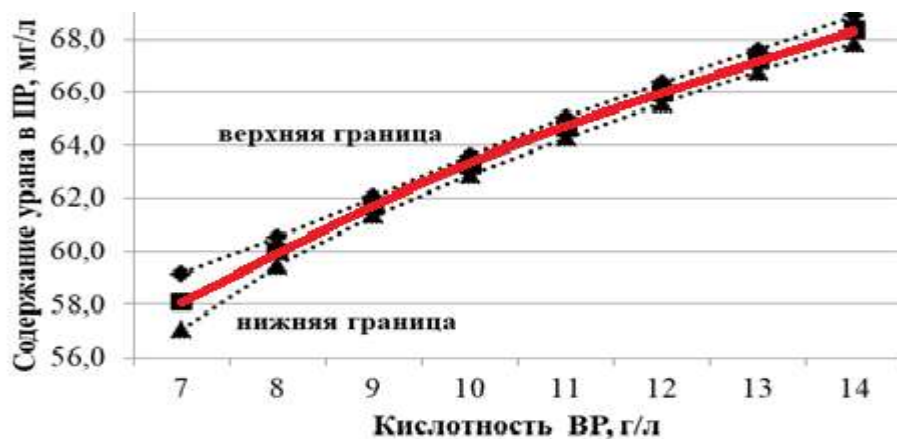


Рисунок 4.10 – Конечная зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР с доверительными интервалами в сегменте М – Н

Таким образом, зависимость содержания урана в ПР от концентрации реагента в ВР на момент подачи в продуктивный пласт можно описать четырьмя

независимыми уравнениями (таблица 4.1) с последующим выведением среднего значения, что в общем виде можно представить как

$$\gamma(c) = \bar{y}, \quad (4.1)$$

где  $\gamma(c)$  – функция, определяющая содержание урана от начальной концентрации  $H_2SO_4$ , мг/л;

$c$  – концентрация  $H_2SO_4$  в ВР, г/л;

$\bar{y}$  – усредненное значение зависимостей содержания урана от концентрации реагента, полученных при аппроксимации показателей выщелачивания.

Однако практика подземного выщелачивания показывает, что линейное представление о взаимозависимости основных технологических показателей отражает картину не в полном объеме. По мере снижения площадной продуктивности полезного компонента в пласте за период эксплуатации, его массопереноса, выпадения в осадок и истощения запасов необходимо учитывать также коэффициент понижения содержания урана по времени  $k(t)$ . Исходя из анализа графиков корреляции концентрации полезного компонента (рисунки 4.9, 4.10), было установлено, что за период времени, равный 25...30 суток, добыча урана на участке М – Н снизилась по сравнению с участком К – Л в 0,98 раза. Из этого следует вывод о внесении в качестве дополнения к предлагаемой авторами методике поправочного коэффициента  $k$ , вследствие чего уравнение (4.1) примет вид:

$$\bar{y}_{i+1} = k^{i+1} \cdot \bar{y}_i, \quad (4.2)$$

где  $\bar{y}_i$  – средняя концентрация урана в ПР в отчетном месяце, мг/л;

$\bar{y}_{i+1}$  – средняя концентрация урана в ПР в следующем за отчетным месяце, мг/л;

$k$  – коэффициент среднемесячного понижения содержания полезного компонента в ПР, ед.;

$i$  – порядковый номер месяца, следующего за месяцем, взятым за начало отсчета, ед.

Обобщая вышеизложенное, следует отметить, что выщелачивание урана является, с одной стороны, непрерывным процессом, с другой – несет в себе элементы дискретности, поскольку численные показатели характеристик продуктивного фронта невозможно отслеживать непрерывно, а для установления сколько-нибудь достоверной и универсальной зависимости показателей необходимо накопление существенного объема статистического материала. Вместе с тем четко прослеживается прямая зависимость концентрации полезного компонента в ПР от количества поданного в недра реагента. Учитывая небольшую продолжительность отдельных сегментов, нельзя отдавать предпочтение какому-либо одному уравнению зависимости, а следует производить прогностические расчеты комплексно с использованием наработанного математического аппарата.

Открытыми остаются вопросы коэффициента понижения концентрации реагента по времени (при прочих равных условиях), а также вопросы «сжатия – растяжения» времени перемещения продуктивных фронтов от количества поданной кислоты. Данные актуальные вопросы математического моделирования процессов выщелачивания требуют дальнейшего всестороннего изучения, а решение данной научной задачи позволит наиболее эффективно подходить к вопросам недропользования.

Рассмотрим данный подход для условий ПАО «ППГХО», где, однако, статистический материал накоплен не в ежесуточном режиме, а представлен в виде месячных периодов. Накопление данных приведено по опыту отработки блока 4Д-701. Несмотря на это обстоятельство, из графиков зависимости содержания урана в ПР от концентрации реагента (реагент подавался с понижением по времени) видна аналогичная с СПВ прямая зависимость (рисунки 4.11...4.13).

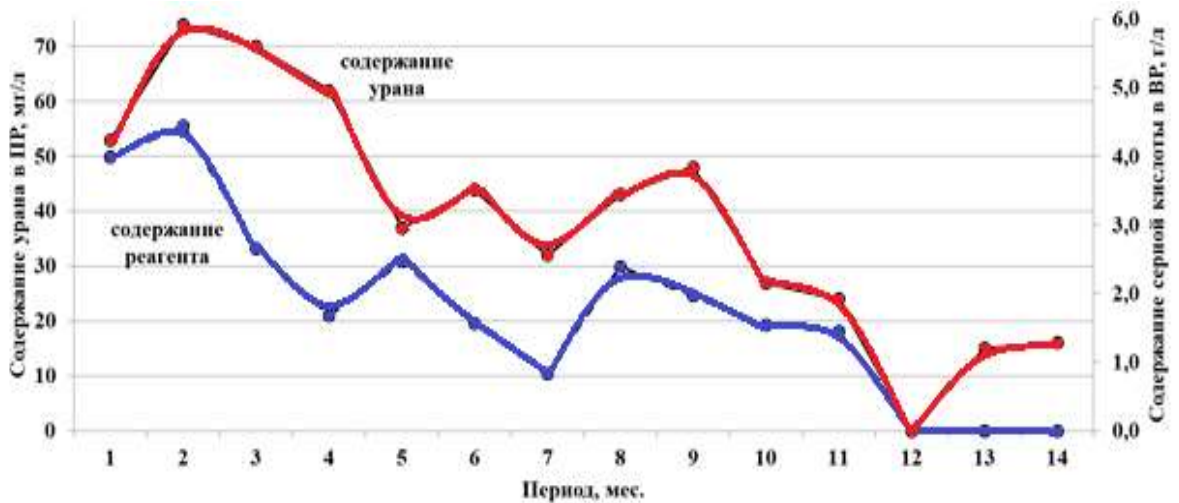


Рисунок 4.11 – Зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР в камере № 2 блока 4Д-701

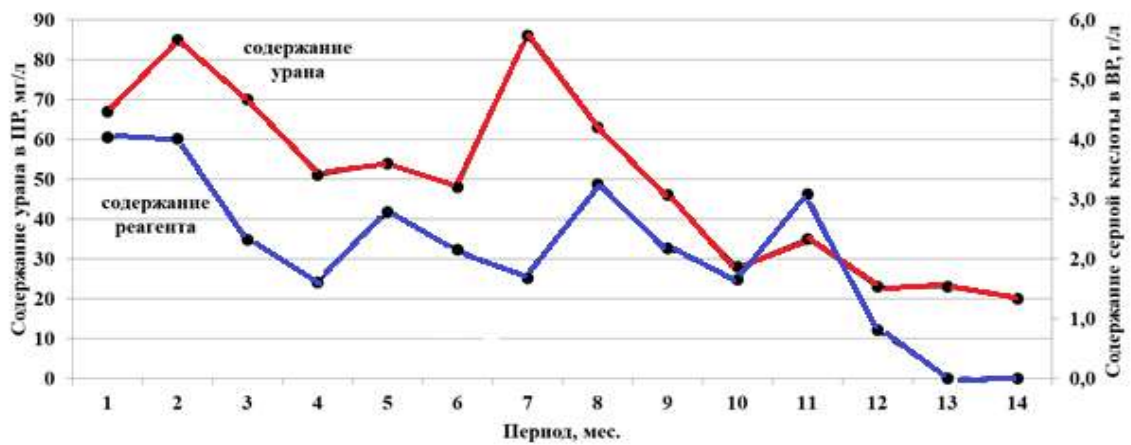


Рисунок 4.12 – Зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР в камере № 1/3 блока 4Д-701

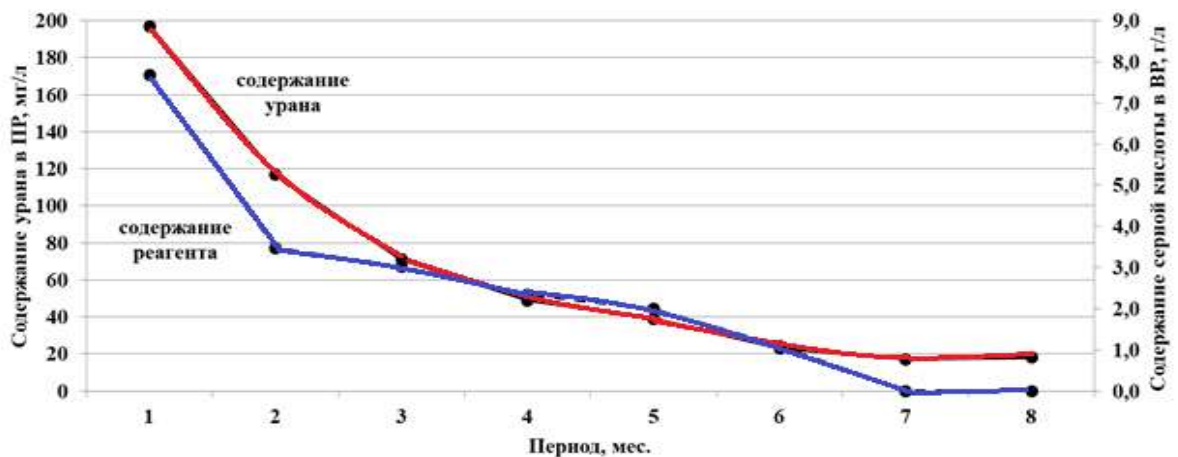


Рисунок 4.13 – Зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР в камере № 5 блока 4Д-701

Полученные прямые зависимости аппроксимированы в виде систем уравнений, представленных в таблицах 4.2...4.4, для каждого эксплуатационного блока. Из вышеприведенных графиков видно средство численного значения

параметров для камер № 2 и 1/3, что объясняется схожими условиями проработки горнорудной массы. При этом следует принимать во внимание, что в обоих случаях срок работы блоков позволил произвести растворение шестивалентного урана за период 100...120 суток и производить активное выщелачивание оставшегося четырехвалентного урана в течение около 600 и 320 суток соответственно. Учитывая то, что выщелачивание камеры № 5 было остановлено в период съема  $U^{6+}$  (рисунок 4.14), включать статистику по указанной камере в методику расчета показателей БПВ для скальных урановых руд некорректно. Однако она может быть применена для создания методики расчетов на ранних стадиях БПВ.

Таблица 4.2 – Приведение зависимости содержания U от концентрации  $H_2SO_4$  для руд, представленных трахидацитами и андезито-базальтами в условиях камеры № 2 блока 4Д-701

Коэффициент	Уравнение функции		
	$y = A + B \ln x$	$y = A + B \lg x + C(\lg x)^2$	$y = \frac{x}{A + Bx}$
A	30,19579	34,2736	0,02794
B	23,11954	67,87835	0,00936
C	0	-22,94725	0

Из таблицы 4.2 и рисунка 4.14 видно, что в целом подобрана корректная методика обработки результатов статистики в виде сочетания трех нелинейных функций, что обусловлено достаточно узким створом значений диапазона прогнозного содержания полезного компонента в ПР.



Рисунок 4.14 – Конечная зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР с доверительными интервалами для трахидацитов и базальтов (на примере камеры № 2 блока 4Д-701)

Аналогичные зависимости описывают поведение функций, полученных на основе аппроксимации статистических значений содержания урана в ПР при выщелачивании горнорудной массы в камере № 1/3. При этом особое внимание следует заострить на том, что среднее значений функции достаточно хорошо сочетается с аналогичным значением для камеры № 2. Постоянные коэффициенты в логарифмическом варианте выражения статистических показателей абсолютно идентичны (таблица 4.3), а в остальных функциях различаются несущественно. Это обстоятельство аналитически подтверждает гипотезу о сродстве процессов, протекающих в одном типе руд в сходных технологических условиях.

Таблица 4.3 – Приведение зависимости содержания U от концентрации  $H_2SO_4$  для руд, представленных трахидациитами и андезито-базальтами в условиях камеры № 1/3 блока 4Д-701

Коэффициент	Уравнение функции		
	$y = A + B \ln x$	$y = A + B \lg x + C(\lg x)^2$	$y = \frac{x}{A + Bx}$
A	35,15256	34,2736	0,02508
B	23,85903	67,87835	0,00913
C	–	–22,94725	–

Однако при высокой степени сочетаемости результатов аппроксимации технологических показателей БПВ в камерах № 2 и 1/3 из графика средних показателей последней (рисунок 4.15) отмечается высокое расхождение значений от среднего показателя до 22 %. Объясняется это тем, что достоверные статистические данные накоплены лишь при подаче ВР на орошение с концентрацией реагента 1...5 г/л и максимальным 5...7 г/л. Повышенный расход реагента в условиях скальных руд в блок 4Д-701 практически не применялся.

Значения технологических показателей выщелачивания в камере № 5 за счет равномерности гранулометрического состава, ритмичности подачи Вр на поверхность замагазинированной горнорудной массы, а также полноты ее орошения (99 % поверхности камеры) укладываются в достаточно компактный диапазон случайных отклонений от средней величины (рисунок 4.16) и могут быть описаны различными типами закономерностей с выдержанным средним значением (таблица 4.4).

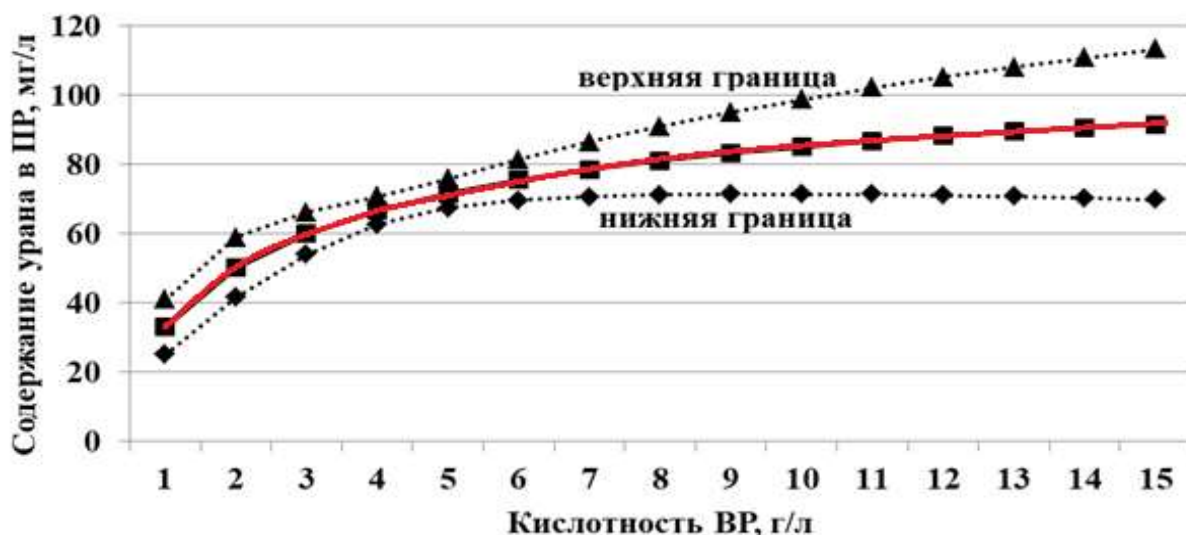


Рисунок 4.15 – Конечная зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР с доверительными интервалами для трахидацитов и базальтов (на примере камеры № 1/3 блока 4Д-701)

Однако это справедливо лишь в двух ключевых условиях:

- 1) при значениях концентрации реагента в ВР на уровне 1...7 г/л, т. е. при значении, которое накоплено в статистике учета эксплуатации блока;
- 2) при съеме легковыщелачиваемого шестивалентного урана на коротких периодах работы добычного участка.

Таблица 4.4 – Приведение зависимости содержания U от концентрации  $H_2SO_4$  для руд, представленных трахидацитами и андезито-базальтами в условиях камеры № 5 блока 4Д-701 при съеме  $U^{6+}$

Коэффициент	Уравнение функции			
	$y = \frac{x}{A + Bx + Cx^2}$	$y = A + B \ln x$	$y = A + B \lg x + C(\lg x)^2$	$y = A + Bx + Cx^2$
A	0,0636	-12,67069	16,30268	-31,82368
B	-0,01104	95,11602	43,26872	42,90996
C	0,00101	–	186,05948	-1,69259

В остальных случаях при значениях кислотности выше 7 г/л настоящая методика показывает достаточно высокий разброс вероятных значений, что подтверждает тезис об ограниченности применения данных аппроксимации на стадии съема  $U^{6+}$  без учета работы эксплуатационного блока в течение длительного времени с четырехвалентным ураном.

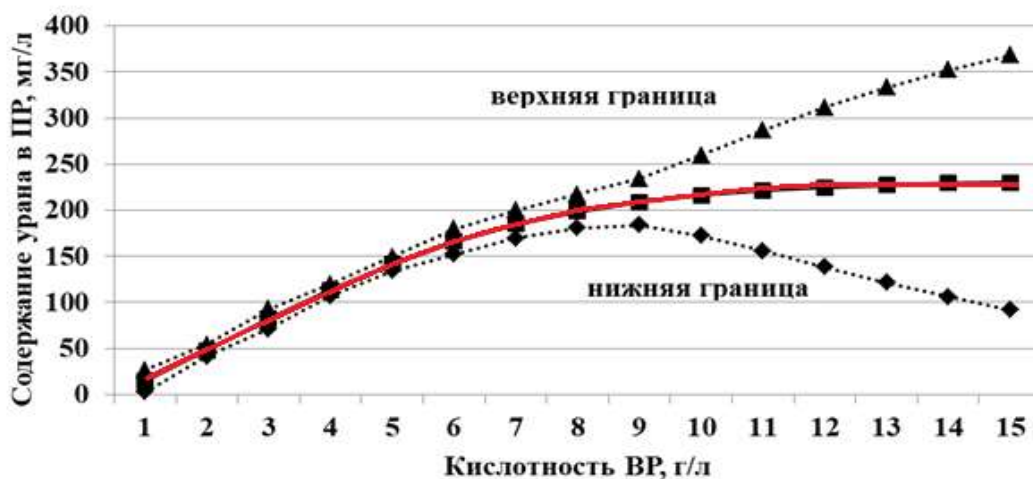


Рисунок 4.16 – Конечная зависимость содержания урана в ПР от кислотности ВР с доверительными интервалами для трахидацитов и базальтов на начальном этапе выщелачивания  $U^{6+}$  (на примере камеры № 5 блока 4Д-701)

Таким образом, методика расчёта прогнозных показателей содержания полезного компонента в ПР от кислотности выщелачивающей среды и времени должна сводиться преимущественно к методике, описывающей поведение функции на примере камеры № 2, поскольку процесс выщелачивания в ней отличался ритмичностью, высокой (среди других камер) продолжительностью работы эксплуатационного блока на стадии активного выщелачивания (более 700 суток), что предопределяет наибольшую статистическую выборку количественных значений технологических показателей. Данные аппроксимации камеры № 1/3 служат подтверждением результатов обработки аналогичных данных по камере № 2.

Вместе с тем следует учесть, что на основе исследований, проведенных ЦНИЛ ПАО «ППГХО», установлено, что эффективность выщелачивания различных типов пород отличается и зависит от исходного содержания урана в руде (рисунок 4.17). Наиболее эффективно выщелачиваются фельзиты и конгломераты, степень их извлечения в 1,1...1,2 раза превосходит аналогичные технологические показатели для трахидацитов, андезито-базальтов при различных исходных условиях.



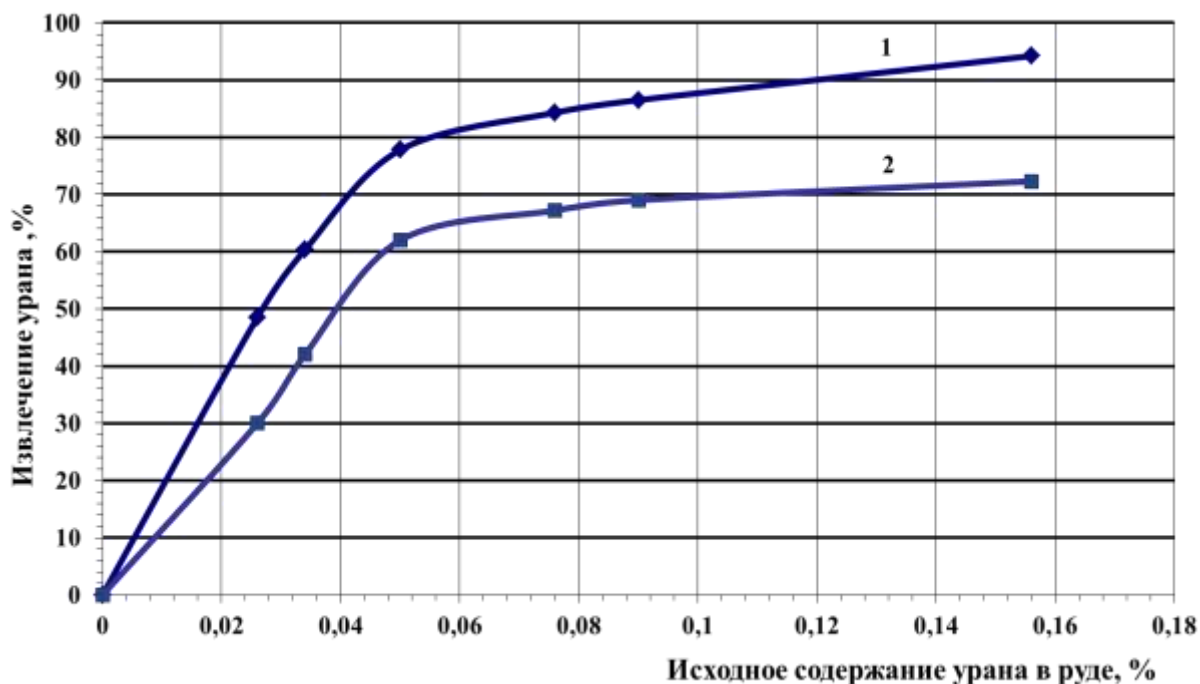


Рисунок 4.17 – Зависимость степени извлечения урана от типов рудовмещающих пород и исходного содержания урана в руде (для условий ПАО «ППГХО им. Е. П. Славского»):  
1 – фельзиты и конгломераты; 2 – трахидациты, андезитов-базальты

Поэтому в методику расчета показателей БПВ в заданный период, основанной на статистике, накопленной для трахидацитов и базальтов блока 4Д-701, необходимо внести поправочные коэффициенты, учитывающие тип рудовмещающих пород и среднее исходное содержание урана в руде  $C_{исх.}^U$ :

$$\bar{Y}_i^{фельз.} = k^i \cdot \bar{Y}_{i-1}^{расч.} \frac{I_1(C_{исх.}^U)}{I_2(C_{исх.}^U)}, \frac{мг}{л}, \quad (4.3)$$

где  $k^i$  – коэффициент среднемесячного понижения содержания полезного компонента в ПР для скальных урановых руд, ед.;

$i$  – порядковый номер месяца, следующего за месяцем, взятым за начало отсчета, ед.;

$\bar{Y}_{i-1}^{расч.}$  – расчетное содержание урана в ПР для трахидацитов (андезитов-базальтов) в месяце, предыдущем перед отчетным, мг/л;

$I_1(C_{исх.}^U)$  – степень извлечения урана из образца руды для фельзитов (конгломератов) при заданном среднем содержании урана в руде, ед.;

$I_2(C_{исх.}^U)$  – степень извлечения урана из образца руды для трахидацитов (андезитов-базальтов) при заданном среднем содержании урана в руде, ед.

### 4.3 Выводы по главе

Рассмотренные в настоящей главе дополнительные меры по профилактике негативных явлений – кольматаций, а также прогнозирование показателей БПВ на будущие периоды сводятся к следующему:

1. Устранение кольматации при БПВ может быть осуществлено пневмоимпульсным воздействием на массив от специализированного устройства, генерирующего мощный воздушный или водо-воздушный импульс к перфорированным трубопроводам, размещенным внутри замагазинированной руды.

2. Установлена взаимосвязь между показателем извлечения урана в раствор и концентрацией выщелачивающего реагента, выраженная формулой

$$\gamma(c, t) = k^i(t) \cdot \bar{\gamma}, \quad (4.4)$$

где  $k^i$  – поправочный коэффициент, устанавливаемый в процессе опытных работ;  $i$  – горизонт планирования выщелачивания урана, мес.

Это позволяет уточнять показатели планирования выпуска готовой продукции.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований, опытно-промышленных испытаний изложены новые научно обоснованные технологические решения по отработке бедного уранового сырья с применением физико-химического метода, внедрение которых позволяет обрабатывать нерентабельные для традиционной технологии запасы с высокой эффективностью.

Основные выводы работы отражают научную и практическую значимость проведенных исследований.

В результате проделанной работы автором диссертации получены следующие выводы и результаты:

1. Разработана и представлена технология подготовки урановых руд к БПВ, включающая взрывную подготовку на основе оптимизации параметров БВР, обеспечивающих оптимальную кусковатость горнорудной массы.

2. Получены зависимости физико-механических свойств горных пород и руд от их вещественного состава, выраженного содержанием свободного кремнезема ( $\text{SiO}_2$ ).

3. Выявленные зависимости параметров буровзрывных работ от физико-механических свойств руд и вмещающих горных пород через коэффициент крепости и мощность рудных тел позволяют значительно упростить расчет параметров БВР для получения необходимой крупности куска горнорудной массы.

4. Разработана технология формирования рудного магазина и подачи рабочего раствора с заданной концентрацией серной кислоты, позволяющая повысить коэффициент извлечения урана в продуктивный раствор.

5. Разработана технология устранения кольматации при БПВ пневмоимпульсным воздействием на массив от специализированного устройства, генери-

рующего мощный воздушный или водо-воздушный импульс к перфорированным трубопроводам.

6. Предложена методика анализа геолого-технологической ситуации, позволяющая прогнозировать показатели извлечения урана в эксплуатационных блоках.

Результаты исследований получены при выполнении НИР по теме «Создание комплексной технологии отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами» № 100-10-05/19520 от «15» ноября 2012 г. и использованы для разработки ТЭО по модернизации работы ПАО «ППГХО». Ожидаемые результаты внедрения разработок в производство позволяют:

- вовлечь в эксплуатацию бедные руды, нерентабельные к отработке традиционной физико-технической технологией, в количестве более 50 тыс. т урана;
- снизить себестоимость готовой продукции на 10 %;
- продлить срок существования предприятия на 15 лет.

Суммарный расчетный экономический эффект составляет 237 млн руб. в год за счет повышения извлечения урана в раствор на 20 % .

Полученные новые знания также используются при чтении учебных дисциплин: «Физико-химическая геотехнология», «Управление качеством руд при добыче полезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников» на горном факультете ЗабГУ.

**СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ**

- АМП – ионообменная смола;
- АО – акционерное общество;
- АУТК – аммоний уранилтрикарбоната – промпродукт производства урана;
- БПВ – блочное подземное выщелачивание;
- ГМЗ – гидрометаллургический завод;
- ГМТ – горно-металлургическая технология;
- ГМП – гидрометаллургическое производство;
- ГОК – горно-обогатительный комбинат;
- ГС – система разработки горизонтальными слоями;
- КВ – кучное выщелачивание;
- МД – мощность дозы гамма-излучения;
- ООО – акционерное общество с ограниченной ответственностью;
- ОПР – опытно-промышленные работы;
- ПАО – публичное акционерное общество;
- ПВ – подземное выщелачивание;
- ППГХО – Приаргунское производственное горно-химическое объединение;
- ППР – планово-предупредительный ремонт;
- П/Ш – система разработки подэтажных штреков;
- РКС – рудо-контрольная станция;
- РМО – радиометрический метод обогащения;
- РПК – рудоперерабатывающий комплекс
- РРМ – рентгенорадиометрический метод;
- РРС – рентгенорадиометрическая сепарация;
- СРП – Стрельцовское рудное поле;
- ТЭО – технико-экономическое обоснование;
- ТЭП – технико-экономические показатели;
- УППР – установка переработки продуктивных растворов.
- ЦНИЛ – центральная научно-исследовательская лаборатория;

ЦРД – центральный рудничный двор;

ЧДД – чистый дисконтированный доход.

**БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Агошков, М. И. Разработка рудных и нерудных месторождений: монография / М. И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский. – Изд. 2-е. – Москва: Недра, 1970. – 456 с. – Текст: непосредственный.
2. Аликулов, Ш. Ш. Математическое моделирование фильтрации растворов подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд / Ш. Ш. Аликулов. – Текст: непосредственный // Известия высших учебных заведений. – 2017. – № 5. – С. 95–101.
3. Аликулов, Ш. Ш. Интенсификация параметров подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд на примере урановых месторождений Узбекистана / Ш. Ш. Аликулов, И. У. Халимов. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3. – С. 37–48.
4. Аренс, В. Ж. Интенсификация процесса подземного выщелачивания в электромагнитных полях: монография / В. Ж. Аренс, Н. В. Петров, Л. И. Луне. – Москва: МГРИ, 1978. – 192 с. – Текст: непосредственный.
5. Баранов, А. О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд: монография / А. О. Баранов. – Москва: Недра, 1985. – 224 с. – Текст: непосредственный.
6. Бейдин, А. В. Комбинированная физико-техническая и физико-химическая геотехнология с предварительной сортировкой руды в подземных условиях / А. В. Бейдин. – Текст: непосредственный // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: материалы VIII Междунар. науч. школы молодых ученых и специалистов. – Москва: ИПКОН РАН, 2011. – С. 176–178.
7. Бейдин, А. В. Обоснование параметров камерной системы разработки при комбинированной геотехнологии / А. В. Бейдин. – Текст: непосредственный // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XIII Междунар. науч.-практ. конф.: в 5 ч. – Чита: ЗабГУ, 2013. – Ч. 2. – С. 187–192.
8. Бейдин, А. В. Обоснование комбинированной технологии отработки крутопадающих жил на основе сортировки и выщелачивания отбитой руды в

подземных условиях: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / А. В. Бейдин. – Чита, 2017. – 154 с. – Текст: непосредственный.

9. Белецкий, В. И. Справочник по геотехнологии урана / В. И. Белецкий, Л. К. Богатков, Н. И. Волков [и др.]; под ред. Д. И. Скороварова. – Москва: Энергоатомиздат, 1997. – 672 с. – Текст: непосредственный.

10. Белин, В. А. Управление параметрами взрыва при подготовке руд к выщелачиванию / В. А. Белин, А. В. Логачев, Т. Т. Исмаилов. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 11. – С. 46–51.

11. Битимбаев, М. Ж. Химическая кольтатация и способы ее устранения при подземном выщелачивании металлов / М. Ж. Битимбаев. – Текст: непосредственный // Вестник Национальной инженерной академии РК. – 2009. – № 2. – С. 122–125.

12. Вдовенко, В. М. Химия урана и трансурановых элементов / В. М. Вдовенко. – Москва; Ленинград: Изд-во Академии наук, 1960. – 700 с. – Текст: непосредственный.

13. Влох, Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках: монография / Н. П. Влох. – Москва: Недра, 1994. – 208 с. – Текст: непосредственный.

14. Вольфсон, Ф. И. Особенности геологии урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / Ф. И. Вольфсон, В. Е. Вишняков, Ю. В. Дронов [и др.]. – Чита: ЗабНИИ, 1970. – Т. 1, 2. – Текст: непосредственный.

15. Гаврилевский, О. И. Разработка технологии отбойки руды на основе уменьшения искривления скважин: автореф. дис. ...канд. техн. наук: 22.10.93 / О. И. Гаврилевский. – Новочеркасск, 1993. – 22 с. – Текст: непосредственный.

16. Голик, В. И. Особенности конструирования систем подземного выщелачивания металлов / В. И. Голик, Ю. И. Разоренов, В. И. Ляшенко. – Текст: непосредственный // Вестник Российского университета дружбы народов. Серия «Инженерные исследования». – 2018. – Т. 19, № 1. – С. 80–91.



17. Голик, В. И. Обоснование целесообразности добычи металлов выщелачиванием / В. И. Голик, Т. В. Шелкунова, А. В. Логачев. – Текст: непосредственный // Междунар. конф. – Магнитогорск: МГТУ, 2007. – С. 48–54.

18. Голик, В. И. Практика применения инновационных физико-химических технологий разработки месторождений / В. И. Голик, В. И. Комащенко, Д. А. Батылин, А. В. Логачев. – Текст: непосредственный // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: материалы междунар. конф. – Москва; Караганда, 2007. – С. 205–209.

19. Голик, В. И. Экономическая основа комбинирования технологий разработки / В. И. Голик, А. В. Логачев, З. К. Чельдиева, Т. Г. Хетагурова. – Текст: непосредственный // Проблемы геологии и освоение недр: материалы междунар. конф. – Томск: ТПУ, 2009. – С. 71–75.

20. Голик, В. И. Комбинированные технологии добычи полезных ископаемых с подземным выщелачиванием / В. И. Голик, В. И. Ляшенко, Е. Н. Козырев. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2008. – № 12. – С. 37–40.

21. ГОСТ 21153.2–84. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии. – URL: <http://www.gosthelp.ru/gost> (дата обращения: 15.08.2018). – Текст: электронный.

22. ГОСТ 21153.3–85. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении. – URL: <http://www.gosthelp.ru/gost> (дата обращения: 15.08.2018). – Текст: электронный.

23. ГОСТ 21153.7–7. Породы горные. Метод определения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн. – URL: <http://www.gosthelp.ru/gost> (дата обращения: 15.08.2018). – Текст: электронный.

24. ГОСТ 21153.8–88. Породы горные. Метод определения предела прочности при объемном сжатии. – URL: <http://www.gosthelp.ru/gost> (дата обращения: 15.09.2018). – Текст: электронный.

25. ГОСТ 21153.0–75. Породы горные. Отбор проб и общие требования к методам физических испытаний. – URL: <http://www.gosthelp.ru/gost> (дата обращения: 15.08.2018). – Текст: электронный.

26. Долгих, П. Ф. Математическое моделирование процесса выщелачивания полезных компонентов из кускового рудного материала / П. Ф. Долгих, И. Д. Остроумова, В. К. Бубнов. – Текст: непосредственный // Комплексное использование минерального сырья. – 1981. – № 5. – С. 36–38.

27. Зозуля, А. М. Моделирование процессов фильтрации технологических растворов при блочном выщелачивании / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2021. – Т. 27, № 4. – С. 13–19.

28. Зозуля, А. М. Повышение интенсификации извлечения урана при блочном подземном выщелачивании скальных алюмосиликатных урановых руд / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2018. – № 3. – С. 23–27.

29. Зозуля, А. М. Горно-геологические и физико-химические показатели, определяющие успешность применения блочного подземного и кучного выщелачивания / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2021. – Т. 27, № 3. – С. 34–41.

30. Зозуля, А. М. Снижение технологических потерь урана при подземном выщелачивании за счет растворения гидроокиси уранила / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2019. – № 4. – С. 17–26.

31. Зозуля, А. М. Совершенствование технологии рудоподготовки полых рудных тел скальных урановых руд под блочное подземное выщелачивание / А. М. Зозуля. – Текст: непосредственный // Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов: материалы XVII Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2017. – Ч. 2. – С. 126–131.

32. Зозуля, А. М. Применение вероятностного подхода в прогнозировании добычи полезных компонентов при скважинном подземном выщелачивании / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Кулагинские чте-

ния: техника и технологии производственных процессов: материалы XVIII Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2018. – Ч. 2. – С. 126–131.

33. Зозуля, А. М. Повышение интенсификации извлечения урана при блочном подземном выщелачивании скальных алюмосиликатных урановых руд / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Геология, поиски и разведка полезных ископаемых и методы геологических исследований: материалы Всерос. науч.-техн. конф. с междунар. участием. – Иркутск: ИРНТУ, 2018. – С. 326–332.

34. Зубков, А. В. Геомеханика и геотехнология: монография / А. В. Зубков. – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 335 с. – Текст: непосредственный.

35. Голик, В. И. История и перспективы выщелачивания урана / В. И. Голик, В. И. Култышев. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 7. – С. 138–143.

36. Ерофеев, И. Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках: монография / И. Е. Ерофеев. – Москва: Недра, 1988. – 271 с. – Текст: непосредственный.

37. Ищукова, Л. П. Геологическое строение и ураноносность рудного поля: отчет о поисковых и разведочных работах партии № 324 Сосновской экспедиции / Л. П. Ищукова. – Иркутск, 1970. – Т. 1. – Кн. 1. – Текст: непосредственный.

38. Ищукова, Л. П. Геологическое строение и ураноносность рудного поля: отчет о поисковых и разведочных работах партии № 324 Сосновской экспедиции / Л. П. Ищукова. – Иркутск, 1970. – Т. 1. – Кн. 2. – Текст: непосредственный.

39. Ищукова, Л. П. Геология Урулюнгуевского рудного района и молибден-урановых месторождений Стрельцовского рудного поля: монография / Л. П. Ищукова, Ю. А. Игошин, Б. В. Авдеев [и др.]. – Москва: Геоинформмарк, 1998. – 326 с. – Текст: непосредственный.

40. Ким, Д. Н. Влияние структуры на сдвиговую прочность массива и определение расчетных механических характеристик / Д. Н. Ким. – Текст:

непосредственный // Горное давление, сдвигание горных пород и методика маркшейдерских работ: сб. науч. тр. – Ленинград: ВНИМИ, 1969. – Вып. 72. – С. 568–585.

41. Кутузов, Б. Н. Проектирование и организация взрывных работ: монография / Б. Н. Кутузов, В. А. Белин. – Москва: Горная книга, 2012. – 416 с. – Текст: непосредственный.

42. Лизункин, В. М. Геотехнологические методы извлечения урана из скальных руд: монография / В. М. Лизункин, А. А. Морозов, А. А. Гаврилов. – Чита: ЧитГУ, 2010. – 217 с. – Текст: непосредственный.

43. Лизункин, В. М. Комбинированная геотехнология добычных работ с рентгенометрической сортировкой и выщелачиванием урана из бедной рудной массы в подземных условиях / В. М. Лизункин, А. А. Морозов, А. В. Бейдин. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2013. – № 8. – С. 21–25.

44. Лизункин, В. М. Особенности напряженно-деформированного состояния горного массива на Юбилейном месторождении / В. М. Лизункин, М. В. Лизункин, Е. Л. Сосновская, А. В. Бейдин. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 4. – С. 201–206.

45. Маркелов, С. В. Локальное движение технологических растворов при насыщении рудных кусков в процессе выщелачивания / С. В. Маркелов, А. Л. Вильмис, И. Н. Салахов. – Текст: непосредственный // Новые идеи в науках о Земле: материалы XIV Междунар. науч.-практ. конф.: в 7 т. – Санкт-Петербург, 2019. – Т. 4. – С. 56–58.

46. Долгих, П. Ф. Математическое моделирование процесса выщелачивания полезных компонентов из кускового рудного материала / П. Ф. Долгих, И. Д. Остроумова, В. К. Бубнов [и др.]. – Текст: непосредственный // Комплексное использование минерального сырья. – 1981. – № 5. – С. 36–38.

47. Медведев, В. В. Совершенствование технологии закладочных работ при камерных системах разработки с закладкой / В. В. Медведев, Пакулов В.В.

– Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2013. – № 10 (101). – С. 25–31.

48. Медведев, В. В. Повышение эффективности подземного выщелачивания урановых руд регулированием параметров буровзрывных работ в процессе рудоподготовки блока. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2016. – Т.22. №11. – С. 4–13.

49. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. – Чита: ВНИПИГорцветмет, 1988. – 126 с. – Текст: непосредственный.

50. Медведев, В. В. Отчет об исследовательских испытаниях физико-механических свойств горных пород и руд урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / В. В. Медведев, П. Б. Авдеев, Ю. М. Овешников, А. Л. Гурулев, А. А. Козулин, А. М. Зозуля. – Чита: ЗабГУ, 2013. – Текст: непосредственный.

51. Методы исследований при подземном выщелачивании руд: учеб. пособие / В. И. Белецкий, Л. Г. Давыдова, П. Ф. Долгих [и др.]. – Москва: МГРИ, 1981. – 86 с. – Текст: непосредственный.

52. Неганов, В. П. Технология разработки золоторудных месторождений: монография / В. П. Неганов, В. И. Коваленко, Б. М. Зайцев, Л. И. Сосновский [и др.]; под ред. В. П. Неганова. – Москва: Недра, 1995. – 336 с. – Текст: непосредственный.

53. Овсейчук, В. А. Комплексная технология отработки скальных урановых руд с элементами подземной рудоподготовки: монография / В. А. Овсейчук, В. В. Медведев, А. В. Бейдин, В. Е. Подопригора, Г. Г. Пирогов. – Чита: ЗабГУ, 2018. – 360 с. – Текст: непосредственный.

54. Овсейчук, В. А. Зависимость сортируемости урановых руд радиометрическими методами от их контрастности / В. А. Овсейчук, В. Е. Подопригора. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 108. – С. 8–15.

55. Овсейчук, В. А. Алгоритм расчета плановых показателей покусковой сепарации урановых руд рентгенорадиометрическим методом / В. А. Овсейчук, В. Е. Подопригора. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2015. – № 1. – С. 44–47.

56. Овсейчук, В. А. Совершенствование рудоподготовки при блочном подземном выщелачивании скальных урановых руд в условиях Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, В. В. Медведев, А. М. Зозуля. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2017. – № 12. – С. 32–40.

57. Овсейчук, В. А. Зависимость извлечения урана в раствор при кучном выщелачивании от петрографического состава руд / В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2021. – № 7. – С. 34–41.

58. Овсейчук, В. А. Патент (52) СПК E21B 43/28 (2018.08). Способ ликвидации кольматаций при блочном подземном выщелачивании / Овсейчук В. А., Зозуля А. М., Медведев В. В.; патентообладатель Забайкальский государственный университет. № 2018119063; заявл. 23.05.2018; опубл. 19.04.2019, Бюл. № 11. – 8 с. – Текст: непосредственный.

59. Овсейчук, В. А. Исследования отклонения взрывных скважин от их проектного направления при подземном выщелачивании / В. А. Овсейчук, В. Е. Подопригора. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2016. – Т. 22, № 11. – С. 14–23.

60. Овсейчук, В. А. Формирование сырьевой базы уранодобывающего предприятия в условиях рыночной экономики: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22. – Москва: ВНИПИПТ, 1996. – 282 с. – Текст: непосредственный.

61. Овсейчук, В. А. Экономика и менеджмент горного производства: учеб. пособие / В. А. Овсейчук, Ю. Н. Резник. – Чита: ЧитГУ, 2009. – 389 с. – Текст: непосредственный.

62. Овсейчук, В. А. Особенности подземной добычи руд радиоактивных металлов: учеб. пособие / В. А. Овсейчук. – Чита: ЧитГТУ, 2000. – 111 с. –

Текст: непосредственный.

63. Верхотуров, А. Г. Особенности скважинного подземного выщелачивания в криолитозоне Хиагдинского рудного поля / А. Г. Верхотуров, А. А. Сабигатулин, А. М. Зозуля. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3. – С. 37–47.

64. Овсейчук, В. А. Отчет о проведенных исследованиях по программе и методике исследовательских испытаний сортируемости урановых руд месторождений Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора, А. В. Бейдин [и др.]. – Чита: ЗабГУ, 2013. – Текст: непосредственный.

65. Овсейчук, В. А. Отчет о проведенных исследованиях по программе и методике опытно-промышленных испытаний сортируемости урановых руд месторождений Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора, А. В. Бейдин [и др.]. – Чита: ЗабГУ, 2015. – Текст: непосредственный.

66. Овсейчук, В. А. Отчет о предварительных испытаниях по агитационному, инфильтрационному и пульсационно-статическому выщелачиванию урановых руд Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, А. А. Гаврилов, Е. В. Гаврилова, А. А. Морозов, А. В. Бейдин. – Чита: ЗабГУ, 2015. – Текст: непосредственный.

67. Тирский, А. В. Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений / А. В. Тирский, В. Г. Иванов, В. И. Култышев [и др.]. – Москва: Горная книга, 2007. – 265 с. – Текст: непосредственный.

68. Спирин, Э. К. Освоение процессов грохочения, промывки и радиометрического обогащения комплекса РОФ предприятия п/я А-1768 / Э. К. Спирин, Ю. Г. Максимов, В. И. Култышев [и др.]. – Москва: ВНИПИПТ, 1983. – 17 с. – Текст: непосредственный.

69. Овсейчук, В. А. Отчет о НИР «Совершенствование подэтажных систем со скважинной отбойкой при отработке месторождений Стрельцовской группы (заключительный) х. д. № 554/10–05/772 / В. А. Овсейчук, В. М. Лизун-

кин, В. В. Медведев, В. Е. Подопригора [и др.]. – Чита: ЧитГУ, 2001. – Текст: непосредственный.

70. Овсейчук, В. А. Отчет о предварительных испытаниях по агитационному, инфильтрационному и пульсационно-статическому выщелачиванию урановых руд Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, А. А. Морозов, А. А. Гаврилов [и др.]. – Чита: ЗабГУ, 2015. – Текст: непосредственный.

71. Овсейчук, В. А. Оценка состояния горного массива на основе анализа горно-геологической обстановки при моделировании его напряженности / В. А. Бабелло, А. В. Бейдин, В. А. Овсейчук, С. В. Смолич. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 12. – С. 41–54.

72. Патент РФ № 2239783 С2 МПК F42D 3/04. Способ получения заданной степени дробления трещиноватого горного массива при групповом взрывании скважинных зарядов ВВ / Овсейчук В. А., Тюпин В. Н., Фофанов Н. П.; патентообладатель ООО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», № 2002133299103; заявл. 12.09.2002; опубл. 4.10.2004. – 6 с. – Текст: непосредственный.

73. Патент РФ № 2209972 С2 МПК E 21C 41/22. Способ разработки совместно залегающих крутопадающих маломощных рудных тел в устойчивых и средней устойчивости породах / Фофанов Н. П., Каюдин Н. П., Галинов Ю. Н., Овсейчук В. А., Решетников А. А., Капитонов М. И., Колесаев В. Б., Сурков В. К.; патентообладатель ООО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», № 2001118598; заявл. 04.07.2001; опубл. 08.10.2003. – Текст: непосредственный.

74. Зозуля, А. М. Повышение эффективности подземного выщелачивания за счет снижения технологических потерь урана / А. М. Зозуля, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3. – С. 17–26.

75. Култышев, В. И. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений: монография / В. И. Култышев, В. Б. Колесаев, В. Г.



Литвиненко, О. С. Брюховецкий. – Москва: МГИУ, 2007. – 212 с. – Текст: непосредственный.

76. Подопригора, В. Е. Исследование отклонения взрывных скважин от их проектного направления при подземном выщелачивании / В. Е. Подопригора, В. А. Овсейчук. – Текст: непосредственный // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2016. – Т. 22, № 11. – С. 14–23.

77. Петров, Р. П. Применение энергии взрыва для интенсификации выщелачивания руд: монография / В. Н. Мосинец, Р. П. Петров, Г. Р. Шушания. – Москва: Атомиздат, 1980. – 248 с. – Текст: непосредственный.

78. Машковцев, Г. А. Проблемы и перспективы обеспечения атомной отрасли России природным ураном / Г. А. Машковцев, А. К. Митуга, С. В. Полонянкина, И. Н. Солодов, В. Н. Щеточкин. – Текст: непосредственный // Разведка и охрана недр. – 2016. – № 9. – С. 80–87.

79. Протодьяконов, М. М. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород: монография / М. М. Протодьяконов, С. Н. Чернышев. – Москва: Недра, 1970. – 164 с. – Текст: непосредственный.

80. Голик, В. И. Практика применения инновационных физико-химических технологий разработки месторождений / В. И. Голик, В. И. Комащенко, А. В. Логачев, Д. А. Батылин. – Текст: непосредственный // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: материалы VI Междунар. конф., (Москва – Караганда, 17–21 сентября 2007 г.) / отв. ред. А. Е. Воробьев. – Москва: РУДН, 2007. – С. 205–208.

81. Голик, В. И. Практика комбинированной разработки месторождений урана / В. И. Голик, А. В. Логачев. – Текст: непосредственный // Обогащение и переработка минерального и техногенного сырья: материалы науч.-практ. конф. (г. Екатеринбург, 14–16 октября 2009 г.). – Екатеринбург: Уральский гос. гор. ун-т, 2009. – С. 139–144.

82. Решетников, А. А. Совершенствование технологии разработки скальных урановых руд на примере месторождений Стрельцовского рудного поля:

дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / А. А. Решетников. – Краснокаменск, 2005. – 187 с. – Текст: непосредственный.

83. Решетников, А. А. Аннотационный отчет по научно-исследовательским работам ЦНИЛ, выполненным в 1999 г. / А. А. Решетников [и др.]. – Текст: непосредственный // Фонды ППГХО. – 2000.

84. Решетников, А. А. Аннотационный отчет по научно-исследовательским работам ЦНИЛ, выполненным в 2000 г. / А. А. Решетников [и др.]. – Текст: непосредственный // Фонды ППГХО. – 2001.

85. Ржевский, В. В. Основы физики горных пород: учебник / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – 4 изд., пер. и доп. – Москва: Недра, 1984. – 359 с. – Текст: непосредственный.

86. Рычков, В. Н. Проведение опытно-промышленных испытаний по повышению окислительно-восстановительного потенциала растворов подземного выщелачивания урана / В. Н. Рычков. – Екатеринбург: Фонды УГТУ-УПИ, 2004. – 30 с. – Текст: непосредственный.

87. Рычков, В. Н. Проведение опытно-промышленных испытаний по интенсификации процесса подземного выщелачивания урана на ЗАО «ДАЛУР» / В. Н. Рычков. – Екатеринбург: Фонды УГТУ-УПИ, 2005. – 91 с. – Текст: непосредственный.

88. Святецкий, В. С. Опыт подземного выщелачивания скальных урановых руд / В. С. Святецкий, А. А. Морозов, А. А. Гаврилов. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 43–46.

89. Святецкий, В. С. О возможности и условиях применения блочного подземного выщелачивания урановых руд Стрельцовского месторождения / В. С. Святецкий, В. Г. Литвиненко, А. А. Морозов. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2013. – № 9. – С. 78–81.

90. Святецкий, В. С. Результаты опытно-промышленных работ по блочному подземному выщелачиванию урана из бедных «упорных» руд Стрельцовской группы месторождений / В. С. Святецкий, В. Г. Литвиненко, А. А. Морозов. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2013. – № 3. – С. 67–69.

91. Косяков, В. В. Структурно-морфологические типы рудных залежей на месторождениях «С» рудного поля / В. В. Косяков, В. А. Бевский, В. А. Шлейдер, Е. А. Роднов. – Текст: непосредственный // Материалы по геологии месторождений редких металлов. – Москва: ВИМС, 1978. – № 50. – С. 121–128.

92. Секисов А. Г. Перспективы использования шахтного выщелачивания при разработке золоторудных месторождений / А. Г. Секисов, А. Ю. Лавров. – Текст: непосредственный // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 1. – С. 114–121.

93. Овсейчук, В. А. Совершенствование процесса блочного подземного выщелачивания в условиях Стрельцовского рудного поля / В. А. Овсейчук, А. М. Зозуля. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3. – С. 26–34.

94. Смолич, С.В. Программа «Correlay» / для построения регрессионных кривых. Чита, 1998. 128 с. – Текст: непосредственный.

95. Филипченко, Ю. Г. Особенности объемного строения Тулукуевской впадины и её фундамента по геофизическим и петрофизическим данным / Ю. Г. Филипченко, Г. И. Курьшев, Е. А. Васильев. – Текст: непосредственный // Геология и разведка недр. – 1987. – № 3. – С. 32–37.

96. Морозов, А. А. Техничко-экономическая оценка эффективности блочного подземного выщелачивания урана из бедных руд Стрельцовского рудного поля / А. А. Морозов, А. П. Смагин, Г. Ф. Безносков, А. Н. Юртаев. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 29–33.

97. Овсейчук, В. А. Установление взаимосвязи между технологическими показателями при подземном выщелачивании урана / В. А. Овсейчук, А. М. Зозуля. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3–2. – С. 47–57.

98. Филипченко, Ю. Г. Особенности объемного строения Тулукуевской впадины и её фундамента по геофизическим и петрофизическим данным / Ю. Г. Филипченко, Г. И. Курьшев, Е. А. Васильев. – Текст: непосредственный // Геология и разведка недр. – 1987. – № 3. – С. 32–37.

99. Хоментовский, Б. Н. Рудничные геолого-геофизические работы при эксплуатации урановых месторождений Стрельцовского рудного поля: монография / Б. Н. Хоментовский, В. А. Овсейчук, С. И. Щукин, Р. А. Суханов, С. Х. Хамидуллин. – Краснокаменск: ППГХО, 2002. – 210 с. – Текст: непосредственный.
100. Шестаков, В. А. Экономико-экологическая оценка физико-химической геотехнологии / В. А. Шестаков, А. А. Венедиктов, Т. В. Литовченко. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 9. – С. 217–219.
101. Alikulov, S. S. The research of intensification of the technological processes of in situ leaching of uranium / S. S. Alikulov. – Text: electronic // European science review. – 2018. – No. 3.
102. Golik, V. Improving the effectiveness of explosive breaking on the base of new methods of borehole charges initiation in quarries / V. Golik, V. Komashchenko, V. Morkun. – Text: electronic // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – No. 7. – P. 383–386.
103. Kaixuan, Tan. A novel method using a complex surfactant for in-situ leaching of low permeable sandstone uranium deposits / Kaixuan Tan, Chunguang Li, Jiang Liu, Huiqiong Qu. – Hengyang, 2014. – Text: electronic.
104. Sharipov, K. T. Current state of the uranium extraction at the NMMC / K. T. Sharipov, U. Z. Sharafutdinov, A. B. Saparov. – Text: electronic // Austrian Journal of Technical and Natural Sciences. – 2016. – No. 7–8.
105. Sadykov, M. P. Development and evaluation of a mathematical model in an in-situ uranium leaching technique / M. P. Sadykov. – Text: electronic // Applied Earth Science: Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy. – 2019. – Vol. 128, Issue 4. – P. 158–166.
106. Wang, P. Leaching of heavy metals from abandoned mine tailings brought by precipitation and the associated environmental impact / P. Wang, Sun Z., Hu Y., Cheng H. – Text: electronic // Science of the Total Environment. – 2019. – Vol. 695. – No. 133893.

107. Овсейчук, В. А. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых: учеб. пособие: в 2 ч. / В. А. Овсейчук, В. В. Медведев. – Чита: ЗабГУ, 2014. – Ч. 1. – 286 с. – Текст: непосредственный.

108. Медведев, В. В. Повышение эффективности подготовки блока к подземному выщелачиванию пологих рудных тел / В. В. Медведев, А. М. Зозуля, С. Г. Гуров. – Текст: непосредственный // Горный журнал. – 2018. – Вып. 7. – С. 49–53.

ПРИЛОЖЕНИЕ А  
(справочное)

**1 Методика проведения испытаний физико-механических свойств горных пород**

Для проведения испытания предела прочности пород применяли Пресс ИП-1А-1000 ПК.

Методику испытаний представим на типе пород – фельзит.

Для испытания были изготовлены цилиндрические образцы диаметром 42 мм и высотой 42 мм для массовых испытаний в количестве 6 штук из одной пробы породы. Образцы изготавливались выбуриванием на установке «Бур» с выпиливанием торцов на камнерезной машине «Куб», их торцевые поверхности отшлифованы на шлифовальном станке «Шторм».

Образцы испытывали сжатием вплоть до разрушения плавно нарастающей нагрузкой со скоростью 1,5 МПа/с на прессе ИП-1А-1000ПК.

Значение предела прочности при одноосном сжатии ( $\sigma_{сж\ i}$ ) в МПа для каждого *i*-го образца выборки рассчитано по формуле

$$\sigma_{сж\ i} = K_{в} \cdot \frac{P}{S} \cdot 10, \quad (A.1)$$

где  $P$  – разрушающая образец сила, кН;

$S$  – площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup>;

$K_{в}$  – безразмерный коэффициент высоты образца.

Результаты испытания образцов фельзитов представлены в таблице А.1.

Таблица А.1 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Разрушающая образец сила $P$ , кН	Отношении высоты к диаметру $m = h/d$	Безразмерный коэффициент высоты образца $K_{в}$	Площадь поперечного сечения образца $S$ , см <sup>2</sup>	Значение предела прочности при одноосном сжатии $\sigma_{сж\ i}$ , МПа
1	305,2	1,0	0,8	13,85	176,3
2	302,6	1,0	0,8	13,85	174,8
3	303,5	1,0	0,8	13,85	175,3

Окончание таблицы А.1

4	301,8	1,0	0,8	13,85	174,3
5	300,1	1,0	0,8	13,85	173,3
6	302,6	1,0	0,8	13,85	174,8

Вычисляем среднее арифметическое значение предела прочности по пробе при одноосном сжатии  $\bar{\sigma}_{сж}$ , МПа.

Вычисляем среднее квадратическое отклонение  $\Delta$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\sigma_{сжi} - \bar{\sigma}_{сж})^2} \quad (\text{A.2})$$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{6-1} (176,3 - 174,8)^2 + (174,8 - 174,8)^2 + (175,3 - 174,8)^2 + \sqrt{+(174,3 - 174,8)^2 + (173,3 - 174,8)^2 + (174,8 - 174,8)^2}} = 1,0 \text{ МПа.}$$

Вычисляем коэффициент вариации  $V$

$$V = \frac{\Delta}{\bar{\sigma}_{сж}} \cdot 100\%. \quad (\text{A.3})$$

$$V = \frac{1,0}{174,8} \cdot 100\% = 0,57\%.$$

Предел прочности при одноосном растяжении в заданном относительно строения породы направлении в МПа для каждого образца выборки вычислен по формуле

$$\sigma_p^H = \frac{P}{S} \cdot 10, \quad (\text{A.4})$$

где  $P$  – разрушающая сила, кН;

$S$  – площадь разрыва образца, равная произведению его диаметра на длину, см<sup>2</sup>.

Результаты испытания образцов фельзитов представлены в таблице А.2.

Таблица А.2 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Разрушающая образец сила Р, кН	Площадь разрыва образца S, см <sup>2</sup>	Значение предела прочности при одноосном растяжении $\sigma_p^{\text{п}}$ , МПа
1	28,2	17,64	16,0
2	28,0	17,64	15,9
3	27,9	17,64	15,8
4	28,2	17,64	16,0
5	28,6	17,64	16,2
6	28,4	17,64	16,1

Вычисляем среднее арифметическое значение по пробе предела прочности  $\bar{\sigma}_p^{\text{п}}$

$$\bar{\sigma}_p^{\text{п}} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n \sigma_{pi}^{\text{п}}, \text{ МПа.} \quad (\text{A.5})$$

$$\bar{\sigma}_p^{\text{п}} = \frac{1}{6} \cdot (16,0 + 15,9 + 15,8 + 16,0 + 16,2 + 16,1) = 16,0 \text{ МПа.}$$

Вычисляем среднее квадратическое отклонение  $\Delta$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\sigma_{pi}^{\text{п}} - \bar{\sigma}_p^{\text{п}})^2} \quad (\text{A.6})$$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{6-1} (16,0 - 16,0)^2 + (15,9 - 16,0)^2 + (15,8 - 16,0)^2 + (16,0 - 16,0)^2 + (16,2 - 16,0)^2 + (16,1 - 16,0)^2} = 0,14 \text{ МПа.}$$

Вычисляем коэффициент вариации V

$$V = \frac{\Delta}{\bar{\sigma}_p^{\text{п}}} \cdot 100\%. \quad (\text{A.7})$$

$$V = \frac{0,14}{16,0} \cdot 100\% = 0,25\%.$$



## 2 Построения паспорта прочности по данным определения пределов прочности при одноосном сжатии и растяжении

Эмпирическое уравнение огибающей предельные круги напряжений Мора ( $\tau$ ) имеет вид

$$\tau = \tau_{\max} \left( \frac{\sigma_K^2}{\sigma_K^2 + a^2} \right)^{3/8}, \quad (\text{A.8})$$

где  $\tau_{\max}$  – максимальное сопротивление породы срез (сдвигу) при гипотетически полностью закрывшихся под действием нормального давления трещинах и порах;

$\sigma_K$  – нормальное напряжение относительно начала координат, перенесенного в точку пересечения огибающей с осью абсцисс;

$a$  – параметр формы огибающей кривой.

При определении координат точек огибающей для удобства расчетов и табулирования уравнение огибающей перевести в безразмерные координаты  $l$  и  $K$ , связанные соотношением

$$l = 0,73 \left( \frac{K^2}{K^2 + 1} \right)^{3/8}. \quad (\text{A.9})$$

Вводим безразмерные радиусы предельных кругов Мора для одноосного растяжения  $q_1$  и одноосного сжатия  $q_2$  и, используя отношение

$$\frac{q_2}{q_1} = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{р}}} = \frac{174,8}{16,0} = 10,9,$$

последовательно вычисляем:

- значение параметра формы огибающей

$$a = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{2q_2} = \frac{174,8}{2 \cdot 0,122} = 716,4; \quad (\text{A.10})$$

- значение параметра переноса начала координат

$$\sigma_0 = a(K_1 + q_1) = 716,4 \cdot 0,0217 = 15,5 \text{ МПа}, \quad (\text{A.11})$$

где  $q_2 = 0,122$  и  $(K_1 + q_1) = 0,0217$  определяем по табличным данным для соответствующего значения отношения  $q_2/q_1$ .

Определяем граничное значение  $K$  обратным пересчетом по величине наибольшего напряжения  $\sigma$ , которым задана верхняя граница диапазона построения паспорта прочности 200 МПа

$$K = \frac{\sigma + \sigma_0}{a} = \frac{200 + 15,5}{716,4} = 0,3. \quad (\text{A.12})$$

Значения безразмерных координат  $K$  и  $l$  принимаем по табличным данным.

Вычисляем координаты  $\sigma$  и  $\tau$  отдельных точек огибающей:

$$\sigma = \sigma_K - \sigma_0 = K \cdot a - \sigma_0, \text{ МПа}; \quad (\text{A.13})$$

$$\tau = l \cdot a, \text{ МПа}. \quad (\text{A.14})$$

Результаты вычислений координат точек огибающей записываем в виде таблицы А.3.

Таблица А.3 – Координаты точек огибающей

$K$	$l$	$\sigma$	$\tau$
0,30	0,2865	199,4	205,2
0,20	0,2151	127,8	154,1
0,10	0,1294	56,1	92,7
0,08	0,1101	41,8	78,9
0,06	0,0882	27,5	63,2
0,05	0,0771	20,3	55,2
0,04	0,0653	13,2	46,8
0,03	0,0526	6,0	37,7
0,02	0,0388	-1,2	27,8
0,01	0,0231	-8,4	16,6

При построении огибающей по совокупности парных значений  $\sigma$  и  $\tau$  в координатах  $\sigma - \tau$  наносим семейство точек, которые соединяем плавной кривой (рисунок А.1).

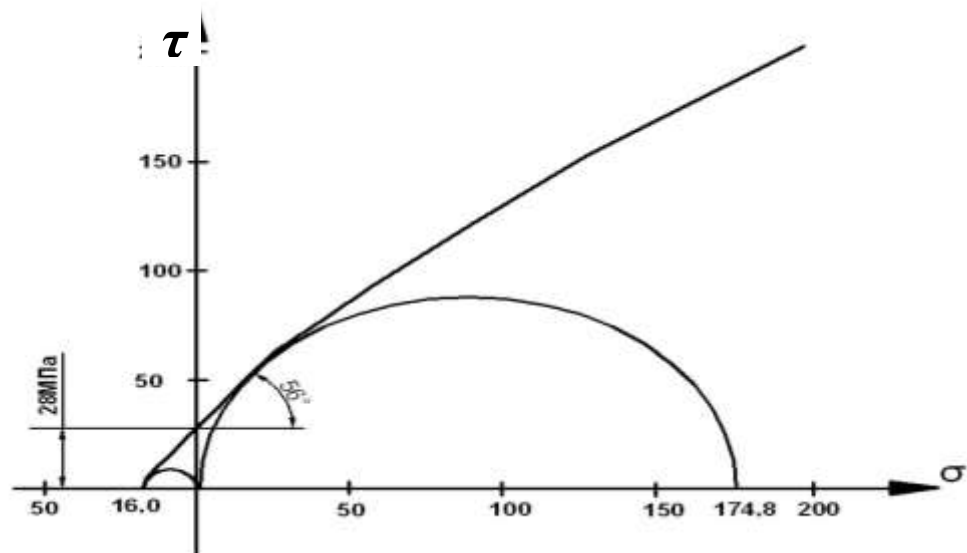


Рисунок А.1 – Паспорт прочности фельзитов массивных (кривая, огибающая предельные круги напряжений Мора в координатах нормальных и касательных напряжений)

### 3 Определение основных параметров паспорта прочности

Предельное сопротивление срезу  $\tau_c = 28$  МПа (сцепление  $C_0$ ) при отсутствии нормальных напряжений определяем как ординату точки пересечения огибающей с осью  $\tau$  согласно рисунку 3,1, а соответствующий угол внутреннего трения  $\varphi_0 = 56$  как угол наклона касательной  $n - n$  к огибающей в этой же точке.

### 4 Определение деформационных характеристик при одноосном сжатии

Для проведения испытания применяли Пресс ИП-1А-1000 ПК.

Регистрирующий прибор-измеритель деформации цифровой ИДЦ-1 с ценой деления  $1 \times 10^{-5}$ . Датчики деформаций – тензорезисторы с базой измерения 15 мм в прижимном тензомере ДМ-12.

Для испытания были изготовлены цилиндрические образцы диаметром 42 мм и высотой 86 мм, поперечного сечения  $S = 13,45 \text{ см}^2$ , для массовых испытаний в количестве 3 штук из одной пробы породы – фельзиты. Образцы изготовлены выбуриванием на установке «Бур» с выпиливанием торцов на камнерез-

ной машине «Куб», их торцевые поверхности отшлифованы на шлифовальном станке «Шторм».

На образце закрепляли по два чувствительных элемента датчика деформаций для каждого вида деформаций. Для измерения поперечных деформаций применяли фольговые тензорезисторы.

При проведении испытания образец, оснащенный датчиками деформаций, устанавливали на прессе ИП-1А-1000 ПК. Датчики деформаций подключали к регистрирующей аппаратуре.

Образец нагружали до начального напряжения  $\sigma_0$  (напряжения пригрузки),  $\sigma_0 = 0,05$ ,  $\sigma_{сж} = 0,05 \cdot 174,8 = 8,8$  МПа. Значения деформаций при напряжении  $\sigma_0$  приняли за условный ноль отсчета деформаций.

Деформации образца регистрировали при десяти значениях напряжения сжатия в процессе нагружения до максимального заданного значения  $\sigma_n$  и при последующей разгрузке до  $\sigma_0$  регистрировали деформации при десяти значениях напряжения.

Значения нагрузок  $P$ , зафиксированные силоизмерителем испытательного пресса, и соответствующие им показания приборов для деформаций (продольных  $\varepsilon_1$  и поперечных  $\varepsilon_2$ ) записывали в журнал испытаний.

Определяем модуль деформации  $E_d$  и коэффициент поперечной деформации  $\nu$  в заданном диапазоне напряжений ( $\sigma_k - \sigma_n$ ) по формулам:

- модуль деформации ( $E_d$ ) в МПа

$$E_d = \frac{\sigma_k - \sigma_n}{\varepsilon_{1k} - \varepsilon_{1n}}; \quad (A.15)$$

- коэффициент поперечной деформации ( $\nu$ )

$$\nu = \frac{\varepsilon_{2k} - \varepsilon_{2n}}{\varepsilon_{1k} - \varepsilon_{1n}}. \quad (A.16)$$

Определяем модуль упругости ( $E_y$ ) и коэффициент Пуассона ( $\mu$ ) в этом же диапазоне напряжений по формулам:

- модуль упругости ( $E_y$ ) в МПа

$$E_y = \frac{\sigma_k - \sigma_n}{\varepsilon'_{1k} - \varepsilon'_{1n}}; \quad (A.17)$$

- коэффициент Пуассона ( $\mu$ )

$$\mu = \frac{\varepsilon'_{2к} - \varepsilon'_{2н}}{\varepsilon'_{1к} - \varepsilon'_{1н}}, \quad (\text{A.18})$$

где  $\sigma_{н}, \sigma_{к}$  – напряжения в конце и начале диапазона при нагрузке или разгрузке, МПа;

$\varepsilon_{1н}, \varepsilon_{1к}$  – относительные продольные деформации образца в конце и начале диапазона при нагрузке;

$\varepsilon_{2н}, \varepsilon_{2к}$  – относительные поперечные деформации образца в конце и начале диапазона нагрузки;

$\varepsilon'_{1н}, \varepsilon'_{1к}$  – относительные продольные деформации образца в конце и начале диапазона при разгрузке;

$\varepsilon'_{2н}, \varepsilon'_{2к}$  – относительные поперечные деформации образца в конце и начале диапазона при разгрузке.

Вычисляем средние арифметические значения по пробе для  $E_d, \nu, E_y, \mu$ , средние квадратичные отклонения  $\Delta E_d, \Delta \nu, \Delta E_y, \Delta \mu$  и коэффициенты вариации  $V_{E_d}, V_\nu, V_{E_y}, V_\mu$ :

$$\bar{E}_d = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n E_{di}; \quad (\text{A.19})$$

$$\Delta E_d = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (E_{di} - \bar{E}_d)^2}; \quad (\text{A.20})$$

$$V_{E_d} = \frac{\Delta E_d}{\bar{E}_d} \cdot 100; \quad (\text{A.21})$$

$$\bar{\nu} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \nu_i; \quad (\text{A.22})$$

$$\Delta \nu = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\nu_i - \bar{\nu})^2}; \quad (\text{A.23})$$

$$V_\nu = \frac{\Delta \nu}{\bar{\nu}} \cdot 100; \quad (\text{A.24})$$

$$\bar{E}_y = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n E_{yi}; \quad (\text{A.25})$$

$$\Delta E_y = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (E_{yi} - \bar{E}_y)^2}; \quad (\text{A.26})$$

$$V_{E_y} = \frac{\Delta E_y}{\bar{E}_y} \cdot 100; \quad (\text{A.27})$$

$$\bar{\mu} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \mu_i; \quad (\text{A.28})$$

$$\Delta \mu = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\mu_i - \bar{\mu})^2}; \quad (\text{A.29})$$

$$V_{\mu} = \frac{\Delta \mu}{\bar{\mu}} \cdot 100. \quad (\text{A.30})$$

Таблица А.4 – Результаты испытания образцов фельзитов

Номер образца	Деформационные характеристики в диапазоне напряжений от $0,05 \times \sigma_{сж} = 8,8$ МПа до $0,5 \times \sigma_{сж} = 87,4$ МПа			
	модуль деформации $E_d \times 10^{-4}$ , МПа	коэффициент поперечной деформации $\nu$	модуль упругости $E_y \times 10^{-4}$ , МПа	коэффициент Пуассона $\mu$
1	1,38	0,14	4,10	0,20
2	1,54	0,18	3,32	0,16
3	1,82	0,15	4,70	0,18
Среднее арифметическое значение	1,58	0,17	4,04	0,18
Среднее квадратическое отклонение	0,22	0,026	0,69	0,020
Коэффициент вариации, %	14	18	17	11
Фактическая надежность $\alpha$ , %, при $\delta=20\%$	86	80	81	90

## 5 Определение плотности, пористости и водопоглощения горных пород

Среднюю плотность определяли на пяти образцах цилиндрической формы. Образцы высушивали до постоянной массы в сушильном шкафу при температуре  $(105 \pm 5)^\circ\text{C}$ .

Высушенные до постоянной массы образцы взвешивались, измерялись и определялся их объем. Взвешивание образцов производилось лабораторными весами Shinko AJ-12KCE с погрешностью до 0,1 % массы.

При обработке результатов испытания среднюю плотность образца  $\rho_0$ ,  $\text{г/см}^3$ , вычисляли по формуле

$$\rho_0 = \frac{m}{V}, \quad (\text{A.31})$$

где  $m$  – масса образца, г;

$V$  – объем образца,  $\text{см}^3$ .

Таблица А.5 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Масса образца $m$ , г	Диаметр образца $d$ , мм	Высота образца $h$ , мм	Объем образца $V$ , $\text{см}^3$	Средняя плотность образца $\rho_0$ , $\text{г/см}^3$
1	135,5	42	42	58,16	2,33
2	134,9	42	42	58,16	2,32
3	135,5	42	42	58,16	2,33
4	135,5	42	42	58,16	2,33
5	136,1	42	42	58,16	2,34

Среднюю плотность горной породы вычисляли как среднеарифметическое значение результатов определения средней плотности пяти образцов

$$\rho_0 = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n \rho_{0i}. \quad (\text{A.32})$$

$$\rho_0 = \frac{1}{5} \cdot (2,33 + 2,32 + 2,33 + 2,33 + 2,34) = 2,33 \text{ г/см}^3.$$

Для определения истинной плотности использовался пикнометрический метод. Для испытания применялись образцы, на которых определялась средняя

плотность. Каждый промаркированный образец измельчался до крупности менее 1,25 мм, и отбиралась проба массой до 30 г.

Пробу измельчали в порошок в фарфоровой ступке, затем насыпали в стаканчик для взвешивания, высушивали до постоянной массы и охлаждали до комнатной температуры над концентрированной серной кислотой, после чего отбирались две навески массой по 10 г каждая ( $m$ ).

При испытании каждую навеску высыпали в чистый высушенный пикнометр и наливали дистиллированной водой в таком количестве, чтобы пикнометр был заполнен не более чем на половину своего объема. Пикнометр в слегка наклонном положении устанавливали на водяную баню и кипятили его содержимое 15...20 мин для удаления пузырьков воздуха.

После удаления воздуха пикнометр обтирался, охлаждался до комнатной температуры, доливался до метки дистиллированной водой и взвешивался ( $m_2$ ). Освобожденный от содержимого пикнометр промывали, наполняли до метки дистиллированной водой комнатной температуры и вновь взвешивали ( $m_1$ ).

При обработке результатов испытания истинную плотность  $\rho$ , г/см<sup>3</sup>, вычисляли по формуле:

$$\rho = \frac{m \cdot \rho_{\text{в}}}{m + m_1 - m_2}, \quad (\text{A.33})$$

где  $m$  – масса навески порошка, высушенного до постоянной массы, г;

$\rho_{\text{в}}$  – плотность воды, равная 1 г/см<sup>3</sup>;

$m_1$  – масса пикнометра с дистиллированной водой, г;

$m_2$  – масса пикнометра с навеской и дистиллированной водой после удаления пузырьков воздуха, г.



Таблица А.6 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Масса навески порошка $m$ , г	Масса пикнометра с дистиллированной водой $m_1$ , г	Масса пикнометра с навеской и дистиллированной водой после удаления пузырьков воздуха $m_2$ , г	Истинная плотность образца $P$ , г/см <sup>3</sup>
1	10,0	23,05	29,20	2,60
2	10,0	22,92	29,10	2,62
3	10,0	23,05	29,20	2,60
4	10,0	22,90	29,00	2,56
5	10,0	23,14	29,35	2,64

За результат принималось среднеарифметическое значение пяти параллельных испытаний

$$\rho = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n P_i. \quad (\text{A.34})$$

$$\rho = \frac{1}{5} \cdot (2,60 + 2,62 + 2,60 + 2,56 + 2,64) = 2,60 \text{ г/см}^3.$$

Пористость горной породы определялась на основании предварительно установленных значений истинной и средней плотности горной породы.

Величину пористости  $V_{\text{пор}}$ , %, вычисляли по формуле

$$V_{\text{пор}} = \left(1 - \frac{P_0}{P}\right) 100. \quad (\text{A.35})$$

$$V_{\text{пор}} = \left(1 - \frac{2,33}{2,60}\right) 100 = 10,43 \%,$$

где  $\rho_0$  – средняя плотность горной породы, г/см<sup>3</sup>;

$\rho$  – истинная плотность горной породы, г/см<sup>3</sup>.

## 6 Определение водопоглощения горных пород

Водопоглощение горной породы определялось на пяти образцах цилиндрической формы диаметром 42 мм и высотой 42 мм. Образцы очищали метал-

лической щеткой от рыхлых частиц и пыли и высушивали до постоянной массы. Образцы взвешивали после их полного остывания на воздухе до температуры помещения  $(20 \pm 5)^\circ\text{C}$ .

Затем образцы укладывались в сосуд с водой, имеющей температуру  $(20 \pm 5)^\circ\text{C}$ , в один ряд, с уровнем воды в сосуде выше верха образцов на 20 мм. Образцы выдерживались в воде в течение 48 ч, извлекались из сосуда и взвешивались.

При обработке результатов испытания водопоглощение  $W_{\text{погл}}$ , % по массе вычислялось по формуле

$$W_{\text{погл}} = \frac{m_1 - m}{m} 100, \quad (\text{A.36})$$

где  $m_1$  – масса образца в насыщенном водой состоянии, кг;

$m$  – масса образца в сухом состоянии, кг.

Таблица А.7 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Масса образца в насыщенном водой состоянии $m_1$ , кг	Масса образца в сухом состоянии $m$ , кг	Водопоглощение $W_{\text{погл}}$ , %
1	0,241	0,233	3,4
2	0,249	0,242	3,2
3	0,238	0,231	3,1
4	0,255	0,246	3,6
5	0,259	0,250	3,7

Величину водопоглощения вычисляли как среднеарифметическое значение результатов определения водопоглощения пяти образцов горной породы

$$W_{\text{погл}} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n W_{\text{погл}_i}. \quad (\text{A.37})$$

$$W_{\text{погл}} = \frac{1}{5} \cdot (3,4 + 3,2 + 3,1 + 3,6 + 3,7) = 3,4 \text{ \%}.$$

## 7 Определение скорости распространения упругих продольных и поперечных волн в горных породах

Для проведения испытания применяем прибор для определения скорости прохождения упругих акустических волн «Ультразвук».

Для испытания были изготовлены цилиндрические образцы диаметром 42 мм и длиной 70 мм в количестве 6 штук из одной пробы породы – фельзиты. Образцы изготовлены выбуриванием на установке «Бур» с выпиливанием торцов на камнерезной машине «Куб», их торцевые поверхности отшлифованы на шлифовальном станке «Шторм».

Для каждой пары выбранных преобразователей перед испытанием определяем время задержки импульса в них и цепях аппаратуры  $t_z$ , для чего включаем установку и берем отсчет времени пробега импульса при прижатых друг к другу преобразователях.

Для определения скорости распространения продольных волн преобразователи ультразвуковых колебаний прижимаем к противоположным поверхностям образца, включаем установку и добиваемся появления на экране устойчивой картины колебаний. По шкале масштабных меток производим отсчет времени  $t_p$  от момента излучения импульса до момента его первого вступления.

Для определения скорости распространения поперечных волн преобразователи ультразвуковых колебаний прижимаем к противоположным поверхностям образца, включаем установку и добиваемся появления на экране устойчивой картины колебаний. По шкале масштабных меток производим отсчет времени  $t_s$  от момента излучения сдвигового импульса до начала первой фазы колебаний.

Каждый образец прозвучивали три раза во взаимно перпендикулярных направлениях.

Скорости распространения в горных породах упругих волн ( $V_p$ ) и ( $V_s$ ) в м/с для каждого измерения вычислялись по формулам:

скорость распространения продольных волн

$$V_p = \frac{l}{t_p - t_3}; \quad (\text{A.38})$$

скорость распространения поперечных волн

$$V_p = \frac{l}{t_s - t_3}, \quad (\text{A.39})$$

где  $l$  – расстояние между преобразователями по оси прозвучивания, м;

$t_p$  – время пробега упругого импульса продольной волны от излучателя до приемника, с;

$t_s$  – время пробега сдвигового импульса от излучателя до приемника, с;

$t_3$  – время задержки импульса в аппаратуре и преобразователях, с.

Таблица А.8 – Результаты испытания образцов фельзитов

№ образца	Расстояние между преобразователями по оси прозвучивания $l$ , м	Время задержки импульса в аппаратуре и преобразователях $t_3$ , с	Время пробега упругого импульса продольной волны от излучателя до приемника $t_p$ , с	Время пробега сдвигового импульса от излучателя до приемника $t_s$ , с	Скорость распространения продольных волн $V_p$ , м/с	Скорость распространения поперечных волн $V_s$ , м/с
1	0,07	0,0045	0,00461656	0,0046270	4225	2590
2	0,07	0,0045	0,00461654	0,0046268	4230	2610
3	0,07	0,0045	0,00461656	0,0046270	4225	2590
4	0,07	0,0045	0,00461658	0,0046272	4220	2570
5	0,07	0,0045	0,00461656	0,0046270	4225	2590
6	0,07	0,0045	0,00461656	0,0046270	4225	2590

Среднее арифметическое значение скорости распространения упругих продольных волн после испытания 6 образцов

$$V_p = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n V_{pi}. \quad (\text{A.40})$$

$$V_p = \frac{1}{6} \cdot (4225 + 4230 + 4225 + 4220 + 4225 + 4225) = 4225, \text{ м/с.}$$

Среднее арифметическое значение скорости распространения упругих поперечных волн после испытания 6 образцов

$$V_s = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n V_{si}. \quad (\text{A.41})$$

$$V_s = \frac{1}{6} \cdot (2590 + 2610 + 2590 + 2570 + 2590 + 2590) = 2590, \text{ м/с.}$$

По такой же методике подвергались исследованию физико-механические свойства трахидацитов, андезитов, базальтов, конгломератов.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б  
(справочное)

**Расчет параметров БВР при подготовке руды к подземному блочному  
выщелачиванию (по Тюпину – Овсейчуку)**

В начале расчетов, независимо от принятой схемы расположения скважин (шпуров), выбирают тип ВВ, подходящий для конкретных горно-геологических условий. Для этого определяют необходимое детонационное давление ( $P_H$ )

$$P_H = 0,00126\rho_{\Pi}c_{\Pi} - 1,7 \cdot 10^3, \text{ кПа}, \quad (\text{Б.1})$$

затем скорость детонации

$$D = 1450 \sqrt{\frac{P_H}{\rho_{ВВ}}}, \text{ м/с}, \quad (\text{Б.2})$$

и потенциальную энергию

$$Q_{ВВ} = \frac{P_H}{2(n-1)\rho_{ВВ}} \cdot 10^3, \text{ кДж}, \quad (\text{Б.3})$$

$\rho_{\Pi}$  – плотность массива,  $\rho_{\Pi} = 2600,0 \text{ кг/м}^3$ ;

$c_{\Pi}$  – скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве составляет  $2300,0 \text{ м/с}$ ;

$\rho_{ВВ}$  – расчетная плотность заряда ВВ,  $\rho_{ВВ} = 1000,0 \text{ кг/м}^3$ ;

$n$  – показатель политропы (при  $\rho_{ВВ} = 1000 \text{ кг/м}^3$   $n = 1,2$ ).

$$P_H = (0,00126 \cdot 2600,0 \cdot 2300,0 - 1,7 \cdot 10^3) = 5834,8 \text{ кПа};$$

$$D = 1450 \sqrt{\frac{5834,8}{1000,0}} = 3500,0 \text{ м/с};$$

$$Q_{ВВ} = \frac{5834,8}{2(1,2-1)1000} \cdot 10^3 = 14,587 \cdot 10^3 \text{ кДж}.$$

Полученным значениям  $D$  и  $Q_{ВВ}$  соответствуют взрывчатые вещества АС-4 и АС-8, разрешенные к постоянному применению Ростехнадзором РФ.

Принимаем гранулит АС-8, обладающий большой работоспособностью и высокими детонационными характеристиками.

Диаметр скважин ( $d$ ) определяют по формуле [39]

$$d = R^{1,32}, \quad (\text{Б.4})$$

где  $R$  – размер среднего куска, м, равен с учетом ТТ 0,150 м, или по формуле [33]

$$d = \frac{\Pi + 5K_r}{70\sqrt{f}}, \quad (\text{Б.5})$$

где  $\Pi$  – процент выхода негабаритов, %;

$K_r$  – коэффициент, учитывающий структуру массива, ед.;

$f$  – коэффициент крепости руды по шкале М. М. Протодьяконова.

Величину ( $q$ ), независимо от схемы расположения скважин, определяют по формуле [41]

$$q = q_0 e k_2 k_4 k_5 k_6 k_7, \quad (\text{Б.6})$$

где  $q_0$  – теоретический удельный расход ВВ на отбойку, кг/м<sup>3</sup>;

$k_2$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробления

$$k_2 = \left( \frac{l_{\text{тр.}}}{d_k} \right)^{n_1}, \quad (\text{Б.7})$$

$l_{\text{тр}}$  – среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве, м;

$n_1 = 0,5 \dots 0,6$ ;

$k_4$  – коэффициент, учитывающий условия отбойки,  $k_4 = 1,0$  и  $0,7 \dots 0,9$  при отбойке соответственно на одну и две обнаженные плоскости;  $k_4 = 1,2 \dots 1,3$  – при отбойке в зажиме;

$k_5$  – коэффициент, учитывающий способ зарядания скважин,  $k_5 = 1,0$  при ручном и  $k_5 = 0,9 \dots 0,95$  – при пневматическом зарядании ВВ;

$k_6$  – коэффициент, зависящий от диаметра скважины;  $n_2 = 0,5 \dots 1,0$  (большие значения – в монолитных породах, меньшие – в трещиноватых):

$$k_6 = \left( \frac{d}{0,105} \right)^{n_2}, \quad (\text{Б.8})$$

$k_7$  – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин (равен 1;  $1,1 \dots 1,2$  и  $1,3 \dots 1,5$  соответственно при параллельном, веерном и пучковом расположении скважин).

Таблица Б.1 – Значения теоретического удельного расхода ВВ ( $q_0$ ) при различных коэффициентах крепости руды

f	8...10	10...12	12...14	14...16	16...18	18...20	$\geq 20$
$q_0$	0,5...0,6	0,6...0,7	0,7...0,9	0,9...1,0	1,0...1,2	1,2...1,3	1,3...1,4

Методика определения параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления различных по физико-техническим свойствам горных массивов, включает определение следующих параметров.

Расстояние между скважинами (концами скважин) в группе, обеспечивающее заданную степень дробления ( $a$ ), равно:

$$a = 2R_p \cdot K_{II},$$

где  $K_{II}$  – коэффициент, учитывающий взаимодействие зарядов ВВ по линии скважин,  $K_{II} = 2$ ;

$R_p$  – размер зоны регулируемого дробления трещиноватого массива взрывом одиночного заряда ВВ, в пределах которой размер крупных кусков не превышает кондиционного [14]

$$R_p = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \cdot \frac{D\rho_B d_3 c v \cdot \left(1 - \frac{\mu v}{1-v}\right)}{\left[\sigma_p + P \left(1 - \frac{\mu v}{1-v}\right)\right] \cdot (1-v)\Phi} \cdot \sqrt{\frac{d_k}{d_B}}, \quad (\text{Б.9})$$

где  $D, \rho_B, d_3$  – соответственно скорость детонации, плотность заряжания, диаметр заряда ВВ;

$c, v, \sigma_p$  – скорость продольной волны, коэффициент Пуассона, предел прочности на разрыв отдельности массива;

$d_k, d_e, \Phi, \mu$  – диаметр куска породы, средний размер отдельности, показатель трещиноватости и коэффициент трения между отдельностями в горном массиве;

$P$  – величина горного давления.

Использование формулы (Б.10) вызывает определенные сложности при выборе параметров для расчетов за счет большой вариации физических свойств отдельностей массива. Согласно [39], комплекс физических свойств можно выразить через коэффициент крепости. Учитывая глубину разработки месторождений ОАО ППГХО, формулу (Б.10) можно представить в упрощенном виде:



$$R_p = \frac{D\rho_B d_3 c \frac{1-\mu v}{1-v}}{2,5\sqrt{\Phi}} \sqrt{\frac{d_k}{d_e}} \cdot 10^{-4}, \text{ м.}$$

где  $f$  – коэффициент крепости пород по М. М. Протодьяконову.

В случае если задается средневзвешенный размер куска ( $d_c$ ), то вместо  $d_k$  в формулу необходимо подставить величину  $2d_c$  [37].

Число скважин в группе, обеспечивающее отбойку массива в камере определенной ширины ( $h_k$ ), равно:

$$n = \frac{h_k}{a + 1}, \text{ ед.} \quad (\text{Б.10})$$

Линию наименьшего сопротивления (ЛНС), обеспечивающую отбойку массива и заданную степень его дробления, определяют по выражению

$$W = R_p \sqrt[3]{2,5 K_{\perp}^2 n^*}, \text{ м.}$$

где  $n^*$  – предельное число зарядов ВВ, при котором наблюдается их взаимодействие и усиление действия взрыва, которое не должно превышать число

$$n^* = \mu^{-1} + 1; \quad (\text{Б.11})$$

$K_{\perp}$  – коэффициент усиления действия взрыва (за счет взаимодействия зарядов ВВ в группе):

$$K_{\perp} = \sum_{i=1}^n \frac{(1 - 0,5(n_i^* - 1))\mu}{(1 + 0,25(n_i^* - 1))}, \text{ ед.}$$

Расчет параметров БВР производят по формулам, изложенным в работах [35, 47].

Вместимость ВВ ( $q$ ) в 1 м комплекта параллельно-сближенных скважин равна

$$q = n_{с.с.} q_c, \quad (\text{Б.12})$$

где  $n_{с.с.}$  – число сближенных скважин;

$q_c$  – масса заряда ВВ в 1 м одной скважины, кг/м:

$$q_c = \frac{\pi d^2}{4\delta}; \quad (\text{Б.13})$$

$\delta$  – плотность ВВ в заряде, кг / м<sup>3</sup>.

Расстояние между параллельно-сближенными скважинами:

$$a_1 = (3 \dots 6)d, \text{ м.с.}$$

Линия наименьшего сопротивления для группы параллельно-сближенных скважин равна

$$W = W_c \sqrt{n_c}, \text{ м.}$$

ЛНС для одной скважины определяется по формуле

$$W_c = k_n C_0 d \sqrt{\delta_0 \Theta}, \text{ м,}$$

где  $k_n = 0,9 \dots 1,0$  – коэффициент, учитывающий неоднородность физических свойств горных пород;

$C_0$  – показатель взрываемости горных пород:

$$C_0 = 20 + 56e^{-0,2f};$$

$\delta_0 = 1,1$  – относительная плотность заряжения;

$\Theta = 1,15$  – переводной коэффициент.

4. Расстояние между центрами комплектов скважин, м

$$a_n = m_0 W,$$

где  $m_0 = 0,8 \dots 1,2$  – относительное расстояние между комплектами скважин.

Интервал замедления ( $i$ , м/с) рассчитывают по выражению

$$i = \frac{(1,02 - 1,17) \cdot 10^7 \sigma_{сж} W}{\gamma c_p},$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности руды при сжатии, МПа;

$c_p$  – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с;

$\gamma$  – удельный вес руды, кН/м<sup>3</sup>.

Удельный расход скважин ( $R_{скв}$ )

$$R_{скв.} = \frac{\sum l_{скв.}}{T}, \text{ м/т,} \quad (\text{Б.14})$$

где  $\sum l_{скв.}$  – суммарная длина скважин отбиваемого слоя руды, м;

$T$  – количество руды в отбиваемом слое, т, определяемое по выражению

$$T = H_{сл.} W \cdot m \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (\text{Б.15})$$

$H_{сл.}$  – высота отбиваемого слоя, м;

$m$  – мощность рудного тела, м;

$W$  – линия наименьшего сопротивления, м.

Выход руды на 1 м скважины

$$F = \frac{T}{\sum l_{\text{СКВ.}}}, \text{ т/м.} \quad (\text{Б.16})$$

Фактический удельный расход ВВ

$$q_{\text{ф}} = \frac{Q}{T}, \text{ кг/т.} \quad (\text{Б.17})$$

где  $Q$  – общий фактический расход ВВ на отбитый слой руды, кг.

Расчетные значения параметров БВР проверяем в шахтных условиях (2-й этап исследовательских испытаний). Если экспериментальные значения и средний размер куска отличаются от расчетных и не соответствуют ТТ, то корректируем параметры БВР.

Формирование компенсационного пространства объемом 20...32 % от камеры ПВ осуществляется по существующей технологии на рудниках ПАО «ППГХО».

Таблица Б.2 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, М	м	5,0; 10; 15; 20.
2	Угол падения, $\alpha$	град.	75,0
3	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, $f$	ед.	6,0; 10,0; 14,0; 18,0.
4	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, $\Phi$	—	а) I группа – сильнотрещиноватые породы (более 20 трещин на 1 м), $\Phi = 12,5$ ; б) II группа – трещиноватые породы (7...20 трещин на 1 м); $\Phi = 10,0$ ;
5	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, $c$	м/с.	2300,0
6	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
7	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
8	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	10,2; 17,0; 23,8; 30,6 при значениях $f$ соответственно 6; 10; 14 и 18.
9	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
10	Величина горного давления, $P$	МПа	0,765
11	Диаметр скважины (заряда), $d_z$	м	0,053; 0,073; 0,088
12	Максимальный размер кондиционного куска, $a_{\text{км}}$	м	0,15
13	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,07

Таблица Б.3 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$  для  $d_3 = 0,053$  м

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
6,0	12,5	0,465	1,860
	10,0	0,581	2,324
10,0	12,5	0,360	1,440
	10,0	0,450	1,800
14,0	12,5	0,304	1,261
	10,0	0,380	1,520
18,0	12,5	0,269	1,076
	10,0	0,336	1,344

Таблица Б.4 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$  для  $d_3 = 0,073$  м

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
6,0	12,5	0,642	2,568
	10,0	0,802	3,208
10,0	12,5	0,497	1,988
	10,0	0,621	2,484
14,0	12,5	0,419	1,676
	10,0	0,524	2,096
18,0	12,5	0,371	1,484
	10,0	0,464	1,856

Таблица Б.5 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$  для  $d_3 = 0,088$  м

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
6,0	12,5	0,770	3,080
	10,0	0,924	3,696
10,0	12,5	0,596	2,384
	10,0	0,745	2,980
14,0	12,5	0,503	2,012
	10,0	0,629	2,516
18,0	12,5	0,445	1,780
	10,0	0,557	2,228

**ПРИЛОЖЕНИЕ В**  
(справочное)

**Расчет основных параметров БВР для скважин диаметром 0,053 м,  
0,077 м; 0,088 м, 0,11 м**

Таблица В.1 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,053$  м

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{\max}$ , м	п, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
5,0	6,0	12,5	1,860	3,7	1,55	0,67
		10,0	2,324	3,1	1,94	0,45
	10,0	12,5	1,440	4,5	1,20	1,06
		10,0	1,800	3,8	1,50	0,86
	14,0	12,5	1,261	5,0	1,05	1,61
		10,0	1,520	4,3	1,27	1,15
		12,5	1,076	5,6	0,90	2,10
		10,0	1,344	4,7	1,12	1,42
10,0	6,0	12,5	1,860	6,4	1,55	0,70
		10,0	2,324	5,3	1,94	0,46
	10,0	12,5	1,440	6,9	1,20	0,97
		10,0	1,800	6,5	1,50	0,73
	14,0	12,5	1,261	8,9	1,05	1,43
		10,0	1,520	7,6	1,27	1,01
		12,5	1,076	10,3	0,90	1,93
		10,0	1,344	8,4	1,12	1,23
15,0	6,0	12,5	1,860	9,1	1,55	0,66
		10,0	2,324	7,4	1,94	0,43
	10,0	12,5	1,440	11,4	1,20	1,07
		10,0	1,800	9,3	1,50	0,70
	14,0	12,5	1,261	11,9	1,05	1,28
		10,0	1,520	10,9	1,27	0,97
		12,5	1,076	13,9	0,90	1,74
		10,0	1,344	12,2	1,12	1,23
20,0	6,0	12,5	1,860	11,7	1,55	0,64
		10,0	2,324	9,6	1,94	0,42
	10,0	12,5	1,440	14,9	1,20	1,05
		10,0	1,800	12,1	1,50	0,68
	14,0	12,5	1,261	16,9	1,05	1,37
		10,0	1,520	14,1	1,27	0,94
		12,5	1,076	19,6	0,90	1,85
		10,0	1,344	15,9	1,12	1,21

Таблица В.2 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,073$  м

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, Ф	$a_{max}$ , м	n, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
5,0	6,0	12,5	2,568	2,9	2,14	0,86
		10,0	3,208	2,5	2,67	0,59
	10,0	12,5	1,988	3,5	1,65	1,34
		10,0	2,484	3,0	2,07	0,92
	14,0	12,5	1,676	4,0	1,40	1,82
		10,0	2,096	3,4	1,75	1,23
	18,0	12,5	1,484	4,4	1,24	2,25
		10,0	1,856	3,7	1,55	1,51
10,0	6,0	12,5	2,568	4,9	2,14	0,73
		10,0	3,208	4,1	2,67	0,49
	10,0	12,5	1,988	6,0	1,65	1,17
		10,0	2,484	5,0	2,07	0,77
	14,0	12,5	1,676	7,0	1,40	1,60
		10,0	2,096	5,8	1,75	1,06
	18,0	12,5	1,484	7,0	1,24	1,81
		10,0	1,856	6,4	1,55	1,32
15,0	6,0	12,5	2,568	6,8	2,14	0,68
		10,0	3,208	5,7	2,67	0,45
	10,0	12,5	1,988	8,5	1,65	1,10
		10,0	2,484	7,0	2,07	0,72
	14,0	12,5	1,676	9,9	1,40	1,51
		10,0	2,096	8,2	1,75	1,00
	18,0	12,5	1,484	11,1	1,24	1,91
		10,0	1,856	9,1	1,55	1,26
20,0	6,0	12,5	2,568	8,8	2,14	0,66
		10,0	3,208	7,2	2,67	0,43
	10,0	12,5	1,988	11,1	1,65	1,08
		10,0	2,484	9,0	2,07	0,69
	14,0	12,5	1,676	12,0	1,40	1,37
		10,0	2,096	10,5	1,75	0,96
	18,0	12,5	1,484	14,5	1,24	2,50
		10,0	1,856	11,8	1,55	1,63

Таблица В.3 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,088$  м

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, Ф	$a_{max}$ , м	n, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>	
5,0	6,0	12,5	3,080	2,6	2,57	0,94	
		10,0	3,696	2,3	3,08	0,70	
	10,0	12,5	2,384	3,1	1,98	1,46	
		10,0	2,980	2,7	2,48	1,02	
	14,0	12,5	2,012	3,5	1,68	1,94	
		10,0	2,516	3,0	2,10	1,33	
		18,0	12,5	1,780	3,8	1,48	2,40
			10,0	2,228	3,2	1,90	1,57
10,0	6,0	12,5	3,080	4,2	2,57	0,76	
		10,0	3,696	3,7	3,08	0,56	
	10,0	12,5	2,384	5,2	1,98	1,23	
		10,0	2,980	4,3	2,48	0,81	
	14,0	12,5	2,012	6,0	1,68	1,67	
		10,0	2,516	5,0	2,10	1,11	
	18,0	12,5	1,780	6,7	1,48	2,11	
		10,0	2,228	5,5	1,90	1,35	
15,0	6,0	12,5	3,080	5,9	2,57	0,71	
		10,0	3,696	5,0	3,08	0,50	
	10,0	12,5	2,384	7,3	1,98	1,15	
		10,0	2,980	6,0	2,48	0,75	
	14,0	12,5	2,012	8,4	1,68	1,55	
		10,0	2,516	7,0	2,10	1,04	
	18,0	12,5	1,780	9,4	1,48	1,97	
		10,0	2,228	7,7	1,90	1,26	
20,0	6,0	12,5	3,080	7,5	2,57	0,68	
		10,0	3,696	6,4	3,08	0,48	
	10,0	12,5	2,384	9,4	1,98	1,11	
		10,0	2,980	7,7	2,48	0,72	
	14,0	12,5	2,012	11,0	1,68	1,52	
		10,0	2,516	8,9	2,10	1,00	
	18,0	12,5	1,780	12,2	1,48	1,92	
		10,0	2,228	10,9	1,90	1,34	

Таблица В.4 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{\max}$  для  $d_3 = 0,110$  м

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$R_p$ , м	$a_{\max}$ , м
6,0	12,5	0,824	3,294
	10,0	0,961	3,844
10,0	12,5	0,620	2,479
	10,0	0,775	3,099
14,0	12,5	0,523	2,092
	10,0	0,654	2,617
18,0	12,5	0,463	1,851
	10,0	0,579	2,317

Таблица В.5 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,053$  м (интервалы замедления)

Мощность руд. тела, $h_k$ , м	Коэфф. креп-ти, f	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{\max}$ , м	n, шт.	W, м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	i, мс.
5,0	6,0	12,5	1,132	5,4	0,943	1,941	10,6
		10,0	1,416	4,5	1,180	1,293	13,2
	10,0	12,5	0,696	8,2	0,580	4,793	10,8
		10,0	0,869	6,7	0,724	3,137	13,5
	14,0	12,5	0,504	10,9	0,420	7,052	11,0
		10,0	0,629	8,9	0,524	5,758	13,7
	18,0	12,5	0,393	13,7	0,327	14,202	11,0
		10,0	0,489	11,2	0,407	9,329	13,7
10,0	6,0	12,5	1,132	9,8	0,943	0,970	10,6
		10,0	1,416	8,1	1,180	0,646	13,2
	10,0	12,5	0,696	15,4	0,580	2,396	10,8
		10,0	0,869	12,5	0,724	1,568	13,5
	14,0	12,5	0,504	20,8	0,420	3,526	11,0
		10,0	0,629	16,9	0,524	2,879	13,7
	18,0	12,5	0,393	26,4	0,327	7,101	11,0
		10,0	0,489	21,4	0,407	4,664	13,7
15,0	6,0	12,5	1,132	14,2	0,943	0,647	10,6
		10,0	1,416	11,6	1,180	0,431	13,2
	10,0	12,5	0,696	22,5	0,580	1,597	10,8
		10,0	0,869	18,3	0,724	1,045	13,5
	14,0	12,5	0,504	30,8	0,420	2,351	11,0
		10,0	0,629	24,8	0,524	1,919	13,7
	18,0	12,5	0,393	39,2	0,327	4,734	11,0
		10,0	0,489	31,7	0,407	3,109	13,7
20,0	6,0	12,5	1,132	18,7	0,943	0,485	10,6
		10,0	1,416	15,1	1,180	0,323	13,2
	10,0	12,5	0,696	29,7	0,580	1,198	10,8
		10,0	0,869	24,0	0,724	0,784	13,5
	14,0	12,5	0,504	40,7	0,420	1,763	11,0
		10,0	0,629	32,8	0,524	1,439	13,7
	18,0	12,5	0,393	51,9	0,327	3,550	11,0
		10,0	0,489	41,9	0,407	2,332	13,7



Таблица В.6 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,073$  м

Мощность рудного тела, $h_k$ , м	Коэфф. крепости, $f$	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{max}$ , м	$n$ , шт.	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$i$ , мс.
5,0	6,0	12,5	1,560	4,2	1,300	2,080	14,5
		10,0	1,948	3,6	1,623	1,428	18,2
	10,0	12,5	0,960	6,2	0,800	4,991	14,9
		10,0	1,200	5,2	1,000	3,349	18,7
	14,0	12,5	0,696	8,2	0,580	9,105	15,1
		10,0	0,864	6,8	0,720	6,082	18,8
	18,0	12,5	0,542	10,2	0,452	14,533	15,2
		10,0	0,672	8,4	0,560	9,660	18,8
10,0	6,0	12,5	1,560	7,4	1,300	1,040	14,5
		10,0	1,948	6,1	1,623	1,214	18,2
	10,0	12,5	0,960	11,4	0,800	2,495	14,9
		10,0	1,200	9,3	1,000	1,674	18,7
	14,0	12,5	0,696	15,4	0,580	4,552	15,1
		10,0	0,864	12,6	0,720	3,041	18,8
	18,0	12,5	0,542	19,4	0,452	7,266	15,2
		10,0	0,672	15,9	0,560	4,830	18,8
15,0	6,0	12,5	1,560	10,6	1,300	1,040	14,5
		10,0	1,948	8,7	1,623	1,107	18,2
	10,0	12,5	0,960	16,6	0,800	1,824	14,9
		10,0	1,200	13,5	1,000	1,116	18,7
	14,0	12,5	0,696	22,5	0,580	3,045	15,1
		10,0	0,864	18,4	0,720	2,027	18,8
	18,0	12,5	0,542	28,7	0,452	4,844	15,2
		10,0	0,672	23,3	0,560	3,220	18,8
20,0	6,0	12,5	1,560	13,8	1,300	0,520	14,5
		10,0	1,948	11,3	1,623	0,608	18,2
	10,0	12,5	0,960	21,8	0,800	1,247	14,9
		10,0	1,200	17,7	1,000	0,837	18,7
	14,0	12,5	0,696	29,7	0,580	2,276	15,1
		10,0	0,864	24,1	0,720	1,520	18,8
	18,0	12,5	0,542	37,9	0,452	3,633	15,2
		10,0	0,672	30,8	0,560	2,415	18,8

Таблица В.7 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,088$  м

Мощность рудного тела, $h_k$ , м	Коэфф. крепости, $f$	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{max}$ , м	$n$ , шт.	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$i$ , мс.
5,0	6,0	12,5	1,560	4,2	1,300	2,080	17,5
		10,0	1,948	3,6	1,623	1,428	21,9
	10,0	12,5	0,960	6,2	0,800	4,991	18,0
		10,0	1,200	5,2	1,000	3,349	22,5
	14,0	12,5	0,696	8,2	0,580	9,105	18,2
		10,0	0,864	6,8	0,720	6,082	22,9
	18,0	12,5	0,542	10,2	0,452	14,533	18,3
		10,0	0,672	8,4	0,560	9,660	22,8
10,0	6,0	12,5	1,560	7,4	1,300	1,040	17,5
		10,0	1,948	6,1	1,623	1,214	21,9
	10,0	12,5	0,960	11,4	0,800	2,495	18,0
		10,0	1,200	9,3	1,000	1,674	22,5
	14,0	12,5	0,696	15,4	0,580	4,552	18,2
		10,0	0,864	12,6	0,720	3,041	22,9
	18,0	12,5	0,542	19,4	0,452	7,266	18,3
		10,0	0,672	15,9	0,560	4,830	22,8
15,0	6,0	12,5	1,560	10,6	1,300	1,040	17,5
		10,0	1,948	8,7	1,623	1,107	21,9
	10,0	12,5	0,960	16,6	0,800	1,824	18,0
		10,0	1,200	13,5	1,000	1,116	22,5
	14,0	12,5	0,696	22,5	0,580	3,045	18,2
		10,0	0,864	18,4	0,720	2,027	22,9
	18,0	12,5	0,542	28,7	0,452	4,844	18,3
		10,0	0,672	23,3	0,560	3,220	22,8
20,0	6,0	12,5	1,560	13,8	1,300	0,520	17,5
		10,0	1,948	11,3	1,623	0,608	21,9
	10,0	12,5	0,960	21,8	0,800	1,247	18,0
		10,0	1,200	17,7	1,000	0,837	22,5
	14,0	12,5	0,696	29,7	0,580	2,276	18,2
		10,0	0,864	24,1	0,720	1,520	22,9
	18,0	12,5	0,542	37,9	0,452	3,633	18,3
		10,0	0,672	30,8	0,560	2,415	22,8

Таблица В.8 – Расчетные параметры БВР для  $d_3 = 0,110$  м

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, Ф	$a_{max}$ , м	п, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
5,0	6,0	12,5	3,294	2,5	2,74	0,86
		10,0	3,844	2,3	3,20	0,64
	10,0	12,5	2,479	3,0	2,06	1,33
		10,0	3,099	2,6	2,58	0,93
	14,0	12,5	2,092	3,4	1,74	1,77
		10,0	2,617	2,9	2,18	1,22
	18,0	12,5	1,851	3,7	1,54	2,19
		10,0	2,317	3,1	1,93	1,44
10,0	6,0	12,5	3,294	4,0	2,74	0,69
		10,0	3,844	3,6	3,20	0,51
	10,0	12,5	2,479	5,0	2,06	1,12
		10,0	3,099	4,2	2,58	0,74
	14,0	12,5	2,092	5,8	1,74	1,53
		10,0	2,617	4,8	2,18	1,01
	18,0	12,5	1,851	6,4	1,54	1,93
		10,0	2,317	5,3	1,93	1,23
15,0	6,0	12,5	3,294	5,5	2,74	0,65
		10,0	3,844	4,9	3,20	0,46
	10,0	12,5	2,479	7,0	2,06	1,05
		10,0	3,099	5,8	2,58	0,69
	14,0	12,5	2,092	8,2	1,74	1,42
		10,0	2,617	6,7	2,18	0,95
	18,0	12,5	1,851	9,1	1,54	1,80
		10,0	2,317	7,5	1,93	1,15
20,0	6,0	12,5	3,294	7,1	2,74	0,62
		10,0	3,844	6,2	3,20	0,44
	10,0	12,5	2,479	9,1	2,06	1,01
		10,0	3,099	7,4	2,58	0,66
	14,0	12,5	2,092	10,6	1,74	1,39
		10,0	2,617	8,6	2,18	0,91
	18,0	12,5	1,851	11,8	1,54	1,76
		10,0	2,317	9,6	1,93	1,12

Таблица В.9 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – веерная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, m	м	9,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	$35^0 \dots 40^0$
3	Глубина горных работ	м	216,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	ед.	7...9
5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, Ф	—	III группа – среднетрещиноватые породы (3...7 трещин на 1 м); $\Phi = 7,5$ ;
6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, с	м/с.	2300,0
7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	17,0
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, Р	МПа	0,765
12	Диаметр скважины (заряда), $d_z$	м	0,110
13	Марка ВВ	—	Гранулит АС8
14	Скорость детонации ВВ	м/с	3300,0
15	Размер кондиционного куска, $a_{км}$	м	0,110
16	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,10

Таблица В.10 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$ 

$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
0,397	1,588

Таблица В.11 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.9

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, Ф	$a_{max}$ , м	n, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
9,0	7...9	7,5	1,588	6.7	1,323	0,72

Таблица В.12 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – параллельная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, m	м	3,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	до $20^0$
3	Глубина горных работ	м	260,0...270,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	ед.	6...8
5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, Ф	—	II группа – трещиноватые породы (7...20 трещин на 1 м); $\Phi = 10,0$ ;
6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, с	м/с.	2300,0

## Окончание таблицы В.12

7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	10,2
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, $P$	МПа	0,765
12	Марка ВВ	—	Аммонит 6ЖВ патронированный, $d = 90,0$ мм
13	Скорость детонации ВВ	м/с	3700,0
14	Диаметр скважины (заряда), $d_z$	м	0,110
15	Размер кондиционного куска, $a_{км}$	м	0,073
16	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,074

Таблица В.13 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – веерная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, $m$	м	5,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	$35^0 \dots 40^0$
3	Глубина горных работ	м	216,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, $f$	ед.	7...9
5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, $\Phi$	—	III группа – среднетрещиноватые породы (3...7 трещин на 1 м); $\Phi = 7,5$ ;
6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, $c$	м/с.	2300,0
7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	17,0
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, $P$	МПа	0,765
12	Диаметр скважины (заряда), $d_z$	м	0,110
13	Марка ВВ	—	Аммонит 6ЖВ патронированный, $d = 90,0$ мм
14	Скорость детонации ВВ	м/с	3700,0
15	Размер кондиционного куска, $a_{км}$	м	0,073
16	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,074

Таблица В.14 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$ 

Для условий таблицы В.9		Для условий таблицы В.13	
$R_p$ , м	$a$ , м	$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
0,315	1,258	0,422	1,686

Таблица В.15 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.9

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	a, м	n, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
3,0	6...8	10,0	1,258	3,4	1,123	0,59

Таблица В.16 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.13

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	a <sub>max</sub> , м	n, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
5,0	7...9	7,5	1,984	3,0	1,653	0,72

Таблица В.17 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – параллельная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, m	м	3,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	до 20 <sup>0</sup>
3	Глубина горных работ	м	260,0...270,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	ед.	6...8
5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, $\Phi$	—	II группа – трещиноватые породы (7...20 трещин на 1 м); $\Phi = 10,0$ ;
6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, c	м/с.	2300,0
7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	10,2
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, P	МПа	0,765
12	Марка ВВ	—	Аммонит 6ЖВ патронированный, d = 90,0 мм
13	Скорость детонации ВВ	м/с	3700,0
14	Диаметр скважины (заряда), d <sub>з</sub>	м	0,110
15	Размер кондиционного куска, a <sub>км</sub>	м	0,15
16	Средний размер отдельности, d <sub>е</sub>	м	0,073

Таблица В.18 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – веерная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, m	м	5,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	35 <sup>0</sup> ...40 <sup>0</sup>
3	Глубина горных работ	м	216,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	ед.	7...9

Окончание таблицы В.18

5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, $\Phi$	—	III группа – среднетрещиноватые породы (3...7 трещин на 1 м); $\Phi = 7,5$ ;
6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, с	м/с.	2300,0
7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	17,0
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, Р	МПа	0,765
12	Диаметр скважины (заряда), $d_3$	м	0,110
13	Марка ВВ	—	Аммонит 6ЖВ патронированный, $d = 90,0$ мм
14	Скорость детонации ВВ	м/с	3700,0
15	Размер кондиционного куска, $a_{км}$	м	0,15
16	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,110

Таблица В.19 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$ 

Для условий таблицы В.17		Для условий таблицы В.18	
$R_p$ , м	$a$ , м	$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
0,454	1,816	0,496	1,984

Таблица В.20 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.17

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a$ , м	$n$ , шт.	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>
3,0	6...8	10,0	1,816	2,0	1,513	0,59

Таблица В.21 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.18

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{max}$ , м	$n$ , шт.	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>
5,0	7...9	7,5	1,984	3,0	1,653	0,72

Таблица В.22 – Исходные данные для определения рациональных параметров БВР (схема расположения скважин – веерная)

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Численные значения
1	Мощность рудного тела, m	м	9,0
2	Угол падения, $\alpha$	град.	35 <sup>0</sup> ...40 <sup>0</sup>
3	Глубина горных работ	м	216,0
4	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	ед.	7...9
5	Трещиноватость рудного массива и показатель трещиноватости, $\Phi$	—	III группа – среднетрещиноватые породы (3...7 трещин на 1 м); $\Phi = 7,5$

## Окончание таблицы В.22

6	Скорость распространения продольных волн в трещиноватом массиве, с	м/с.	2300,0
7	Коэффициент Пуассона, $\nu$	ед.	0,22
8	Коэффициент трения между отдельностями, $\mu$	ед.	0,2
9	Предел прочности на разрыв, $\sigma_p$	МПа	17,0
10	Плотность массива, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	2600,0
11	Величина горного давления, Р	МПа	0,765
12	Диаметр скважины (заряда), $d_3$	м	0,110
13	Марка ВВ	—	Гранулит АС8
14	Скорость детонации ВВ	м/с	3300,0
15	Размер кондиционного куска, $a_{км}$	м	0,15
16	Средний размер отдельности, $d_e$	м	0,110

Таблица В.23 – Результаты расчета  $R_p$  и  $a_{max}$ 

Для условий таблицы В.22	
$R_p$ , м	$a_{max}$ , м
0,442	1,769

Таблица В.24 – Расчетные параметры БВР для условий таблицы В.22

Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, (f)	Показатель трещиноватости, $\Phi$	$a_{max}$ , м	п, шт.	W, м	q, кг/м <sup>3</sup>
9,0	7...9	7,5	1,769	6,0	1,474	0,72



ПРИЛОЖЕНИЕ Г  
(справочное)

**Расчет параметров буровзрывных работ для отбойки маломощных залежей комплектами параллельно-сближенных скважин.  
Диаметр шпуров (скважин) – 42,0 мм**

Определяем удельный расхода ВВ на отбойку одного слоя ( $q$ )

$$q = n_{cc} q_c.$$

Для этого сначала вычисляем удельную массу заряда 1 м скважины диаметром 42 мм по формуле (Б.13)

$$q_c = \frac{\pi d^2 \delta}{4} = \frac{\pi \cdot (0,042)^2 \cdot 1100,0}{4} = 1,25 \text{ кг/м.}$$

Расчетные данные удельного расхода ВВ приведены в таблице Г.1.

Таблица Г.1 – Расчетные данные удельного расхода ВВ

при $n_{c.c} = 2$	$q = 2 \cdot 1,52 = 3,05 \text{ кг/м}$
при $n_{c.c} = 3$	$q = 3 \cdot 1,52 = 4,56 \text{ кг/м}$
при $n_{c.c} = 4$	$q = 2 \cdot 1,52 = 6,08 \text{ кг/м}$

Определение расстояния между скважинами

$$a = (3 \dots 6) d = 0,126 \dots 0,252 \text{ м;}$$

Принимаем среднее значение – 0,190 м.

Определение величины ЛНС для группы параллельно-сближенных скважин ( $W_c$ )

$$W = W_c \sqrt{n_c}, \text{ м.}$$

ЛНС для одной скважины определяется по формуле

$$W_c = k_n C_o d \sqrt{\delta_o \Theta}, \text{ м,}$$

где  $k_n = 0,9 \dots 1,0$  – коэффициент, учитывающий неоднородность физических свойств горных пород;

$C_o$  – показатель взрываемости горных пород:

$$C_o = 20 + 56e^{-0,2f};$$

$\delta_o = 1,1$  – относительная плотность заряжения;

$\Theta = 1,15$  – переводной коэффициент.

Таблица Г.2 – Расчет величины ЛНС для группы параллельно-сближенных скважин

при $f = 6$	$1 / e^{0,2f} = 0,300$	$C_0 = 20 + 56 \cdot 0,30 = 36,80$
при $f = 10$	$1 / e^{0,2f} = 0,135$	$C_0 = 20 + 56 \cdot 0,135 = 27,56;$
при $f = 14$	$1 / e^{0,2f} = 0,060$	$C_0 = 20 + 56 \cdot 0,060 = 23,36$
при $f = 18$	$1 / e^{0,2f} = 0,030$	$C_0 = 20 + 56 \cdot 0,030 = 21,68$

Таблица Г.3 – Расчет ЛНС для одной скважины

при $f = 6$	$W = 0,9 \cdot 36,8 \cdot 0,042 (1,1 \cdot 1,15)^{0,5} = 1,56$ м
при $f = 10$	$W = 0,9 \cdot 27,56 \cdot 0,042 (1,1 \cdot 1,15)^{0,5} = 1,17$ м
при $f = 14$	$W = 0,9 \cdot 23,36 \cdot 0,042 (1,1 \cdot 1,15)^{0,5} = 0,99$ м
при $f = 18$	$W = 0,9 \cdot 21,68 \cdot 0,042 (1,1 \cdot 1,15)^{0,5} = 0,92$ м

Таблица Г.4 – Расчет ЛНС для группы параллельно-сближенных скважин ( $W_c$ )

при $f = 6$	$n_{c,c} = 2$	$W_{2c} = 1,56 \cdot 2^{0,5} = 2,21$ м
	$n_{c,c} = 3$	$W_{3c} = 1,56 \cdot 3^{0,5} = 2,70$ м
	$n_{c,c} = 4$	$W_{4c} = 1,56 \cdot 4^{0,5} = 3,12$ м
при $f = 10$	$n_{c,c} = 2$	$W_{2c} = 1,17 \cdot 2^{0,5} = 1,65$ м
	$n_{c,c} = 3$	$W_{3c} = 1,17 \cdot 3^{0,5} = 2,03$ м
	$n_{c,c} = 4$	$W_{4c} = 1,17 \cdot 4^{0,5} = 2,34$ м
при $f = 14$	$n_{c,c} = 2$	$W_{2c} = 0,99 \cdot 2^{0,5} = 1,40$ м
	$n_{c,c} = 3$	$W_{3c} = 0,99 \cdot 3^{0,5} = 1,71$ м
	$n_{c,c} = 4$	$W_{4c} = 0,99 \cdot 4^{0,5} = 1,98$ м
при $f = 18$	$n_{c,c} = 2$	$W_{2c} = 0,92 \cdot 2^{0,5} = 1,30$ м
	$n_{c,c} = 3$	$W_{3c} = 0,92 \cdot 3^{0,5} = 1,59$ м
	$n_{c,c} = 4$	$W_{4c} = 0,92 \cdot 4^{0,5} = 1,84$ м

Определение расстояния между центрами пучков скважин ( $a_n$ )

$$a_n = m_0 w,$$

где  $m_0 = 0,8 \dots 1,2$  – относительное расстояние между комплектами скважин.

Таблица Г.5 – Расчетные расстояния между центрами пучков скважин

при $f = 6$	$n_{c.c} = 2$	$a_{п} = 1,0 \cdot 2,21 = 2,21$ м
	$n_{c.c} = 3$	$a_{п} = 1,0 \cdot 2,70 = 2,70$ м
	$n_{c.c} = 4$	$a_{п} = 1,0 \cdot 3,12 = 3,12$ м
при $f = 10$	$n_{c.c} = 2$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,65 = 1,65$ м
	$n_{c.c} = 3$	$a_{п} = 1,0 \cdot 2,03 = 2,03$ м
	$n_{c.c} = 4$	$a_{п} = 1,0 \cdot 2,34 = 2,34$ м
при $f = 14$	$n_{c.c} = 2$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,40 = 1,40$ м
	$n_{c.c} = 3$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,71 = 1,71$ м
	$n_{c.c} = 4$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,98 = 1,98$ м
при $f = 18$	$n_{c.c} = 2$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,30 = 1,30$ м
	$n_{c.c} = 3$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,59 = 1,59$ м
	$n_{c.c} = 4$	$a_{п} = 1,0 \cdot 1,84 = 1,84$ м

Определение расчетного удельного расхода ВВ на отбойку ( $q_p$ )

$$q_p = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7,$$

где  $q_0$  – теоретический удельный расход ВВ на отбойку (табличное значение), зависящий от крепости массива, при  $f = 6$   $q_0 = 0,4$  кг/м<sup>3</sup>; при  $f = 10$   $q_0 = 0,6$  кг/м<sup>3</sup>; при  $f = 14$   $q_0 = 0,9$  кг/м<sup>3</sup>; при  $f = 18$   $q_0 = 1,2$  кг/м<sup>3</sup>;

$e$  – коэффициент эквивалентного заряда, для гранулита АС8  $e = 0,92$ ;

$k_2$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробления

$$k_2 = \left( \frac{l_{тр.}}{d_k} \right)^{n_1},$$

$l_{тр.}$  – среднее расстояние между трещинами,  $l_{тр.} = 0,2$  м;

$a_k = 0,15$  м – размер кондиционного куска;

$n_1 = 0,5 \dots 0,6$  – показатель степени;

$$k_2 = \left( \frac{0,0}{0,15} \right)^{0,55} = 1,17;$$

$k_4$  – коэффициент, учитывающий условия отбойки,  $k_4$  принимаем равным 1,1;

$k_5$  – коэффициент, учитывающий способ заряжания,  $k_5 = 0,95$ ;

$k_6$  – коэффициент, учитывающий диаметр взрывных скважин

$$k_6 = \left( \frac{d}{0,105} \right)^{n_2},$$

при  $n_{cc} = 2$ :

$$k_6 = \left( \frac{0,042 \cdot 2}{0,105} \right)^{0,5} = 0,89;$$

при  $n_{cc} = 3$ :

$$k_6 = \left( \frac{0,042 \cdot 3}{0,105} \right)^{0,5} = 1,09;$$

при  $n_{cc} = 4$ :

$$k_6 = \left( \frac{0,042 \cdot 4}{0,105} \right)^{0,5} = 1,26;$$

$k_7$  – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин,  $k_7$  принимаем равным 1,4.

Таблица Г.6 – Определение расчетного удельного расхода на отбойку ( $q_p$ ) для среднетрещиноватых пород (3...7 трещин на 1 м)

при $f = 6$	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,48 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,59 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,68 \text{ кг/м}^3$
при $f = 10$	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,72 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,88 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 1,01 \text{ кг/м}^3$
при $f = 14$	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 1,08 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 1,32 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 1,52 \text{ кг/м}^3$
при $f = 18$	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 1,44 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 1,76 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 1,17 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 2,02 \text{ кг/м}^3$

Таблица Г.7 – Определение расчетного удельного расхода на отбойку ( $q_p$ ) для сильнотрещиноватых пород (среднее расстояние между трещинами  $l_{тр} = 0,05$  м)

при $f = 6$	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,22 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,28 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,42 \text{ кг/м}^3$

Окончание таблицы Г.7

при f = 10	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,34 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,41 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,47 \text{ кг/м}^3$
при f = 14	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,51 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,62 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,71 \text{ кг/м}^3$
при f = 18	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,68 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,83 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,55 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,95 \text{ кг/м}^3$

Определение расчетного удельного расхода на отбойку ( $q_p$ ) для трещиноватых пород, среднее расстояние между трещинами  $l_{тр} = 0,074 \text{ м}$ .

Определение ( $q_p$ ) производим по выражению (1.5), в котором численное значение  $k_2$  равно 0,68.

Таблица Г.8 – Результаты расчета удельного расхода ВВ

при f = 6	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,27 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,35 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,4 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,52 \text{ кг/м}^3$
при f = 10	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,42 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,51 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,6 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,58 \text{ кг/м}^3$
при f = 14	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,63 \text{ кг/м}^3$ ;
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 0,77 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 0,9 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 0,88 \text{ кг/м}^3$
при f = 18	$n_{c.c} = 2$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 0,89 \cdot 1,4 = 0,84 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 3$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,09 \cdot 1,4 = 1,03 \text{ кг/м}^3$
	$n_{c.c} = 4$	$q_p = 1,2 \cdot 0,92 \cdot 0,68 \cdot 0,95 \cdot 1,26 \cdot 1,4 = 1,17 \text{ кг/м}^3$

Определение интервалов замедления взрывания зарядов (i)

$$i = \frac{(1,02 - 1,17) \cdot 10^7 \sigma_{сж} W}{\gamma c_p},$$

где 1,02...1,17 – эмпирический коэффициент, принимаем равным 1,09;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности массива на сжатие, МПа; при  $f = 6$   $\sigma_{сж} = 72,0$  МПа; при  $f = 10$   $\sigma_{сж} = 160,0$  МПа; при  $f = 14$   $\sigma_{сж} = 187,0$  МПа; при  $f = 18$   $\sigma_{сж} = 146,0$  МПа;

$\gamma$  – удельный вес руды, кН/м<sup>3</sup>;

$c_p$  – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с; при  $f = 6$   $c_p = 4600,0$  м/с; при  $f = 10$   $c_p = 4300,0$  м/с; при  $f = 14$   $c_p = 5000,0$  м/с; при  $f = 16$   $c_p = 4900,0$  м/с.

Таблица Г.9 – Расчетные данные интервалов замедления взрывания зарядов

при $f = 6$	$n_{с.с} = 2$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 72,0 \cdot 2,21 / (25111,3 \cdot 4600,0) = 15,0$ мс
	$n_{с.с} = 3$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 72,0 \cdot 2,70 / (25111,3 \cdot 4600,0) = 18,0$ мс
	$n_{с.с} = 4$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 72,0 \cdot 3,12 / (25111,3 \cdot 4600,0) = 21,0$ мс
при $f = 10$	$n_{с.с} = 2$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 160,0 \cdot 1,65 / (25111,3 \cdot 4300,0) = 24,0$ мс
	$n_{с.с} = 3$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 160,0 \cdot 2,03 / (25111,3 \cdot 4300,0) = 30,0$ мс
	$n_{с.с} = 4$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 160,0 \cdot 1,65 / (25111,3 \cdot 4300,0) = 36,0$ мс
при $f = 14$	$n_{с.с} = 2$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 187,0 \cdot 1,40 / (25111,3 \cdot 5000,0) = 23,0$ мс
	$n_{с.с} = 3$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 187,0 \cdot 1,71 / (25111,3 \cdot 5000,0) = 28,0$ мс
	$n_{с.с} = 4$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 187,0 \cdot 1,98 / (25111,3 \cdot 5000,0) = 33,0$ мс
при $f = 18$	$n_{с.с} = 2$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 146,0 \cdot 1,30 / (25111,3 \cdot 4900,0) = 17,0$ мс
	$n_{с.с} = 3$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 146,0 \cdot 1,59 / (25111,3 \cdot 4900,0) = 21,0$ мс
	$n_{с.с} = 4$	$i = 1,09 \cdot 10^7 \cdot 146,0 \cdot 1,84 / (25111,3 \cdot 4900,0) = 24,0$ мс

Определение количества руды, отбиваемой в одном слое

$$T = \frac{H_{сл} \cdot W \cdot m \cdot \gamma \cdot K_{и}}{1 - p}, \text{ т,}$$

$H_{сл}$  – высота отбиваемого слоя, м;

$m$  – мощность рудного тела, м;

$W$  – линия наименьшего сопротивления, м.

$\gamma$  – коэффициент извлечения руды, принимаем равным 1,0;

$K_{и}$  – коэффициент разубоживания руды,  $p = 0,05$  ед.

Результаты расчета количества отбиваемой руды при выемке крутопадающих залежей в условиях с различными коэффициентами крепости рудного массива приведены ниже (высота отбиваемого слоя  $H_{сл} = 1,5$  м).

Таблица Г.10 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при выемке крутопадающих залежей с мощностью  $m = 1,0$  м

при $f = 6$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 2,21 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,9$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,70 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,9$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 3,12 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,6$ т
при $f = 10$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,65 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 6,7$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,03 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,2$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 2,34 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 9,4$ т
при $f = 14$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,40 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 5,7$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,71 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 7,0$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,98 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,1$ т
при $f = 18$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,30 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 5,3$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,59 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 6,5$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,84 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 7,5$ т

Таблица Г.11 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при выемке крутопадающих залежей с мощностью  $m = 1,5$  м

при $f = 6$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 2,21 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 13,3$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,70 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,3$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 3,12 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 18,9$ т
при $f = 10$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,65 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,0$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,03 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,3$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 2,34 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,2$ т
при $f = 14$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,40 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,5$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,71 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,5$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,98 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,1$ т
при $f = 18$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,30 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 7,9$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,59 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 9,7$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,84 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 11,2$ т

Таблица Г.12 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при выемке крутопадающих залежей с мощностью  $m = 2,0$  м

при $f = 6$	$n_{c,c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 2,21 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 17,7$ т
	$n_{c,c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,70 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 21,7$ т
	$n_{c,c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 3,12 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 25,2$ т

## Окончание таблицы Г.12

при $f = 10$	$n_{c.c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,65 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 13,3 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 2,03 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,4 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 2,34 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 18,9 \text{ т}$
при $f = 14$	$n_{c.c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,40 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 11,3 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,71 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,0 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,98 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,1 \text{ т}$
при $f = 18$	$n_{c.c} = 2$	$T = (1,5 \cdot 1,30 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,5 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (1,5 \cdot 1,59 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (1,5 \cdot 1,84 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,9 \text{ т}$

Результаты расчета количества отбиваемой руды при выемке пологопадающих залежей в условиях с различными значениями коэффициента крепости рудного массива приведены ниже (длина отбиваемого слоя  $H_{отл} = 2,0 \text{ м}$ ).

Таблица Г.13 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при мощности залежи, равной 1,0 м

при $f = 6$	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 2,21 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,0 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,70 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,5 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 3,12 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,8 \text{ т}$
при $f = 10$	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,65 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,03 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 2,34 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,5 \text{ т}$
при $f = 14$	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,40 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 7,6 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,71 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 9,3 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,98 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,8 \text{ т}$
при $f = 18$	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,30 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 7,1 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,59 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 8,7 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,84 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,0 \text{ т}$

Таблица Г.14 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при мощности залежи, равной 1,5 м

при $f = 6$	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 2,21 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 17,7 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,70 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 21,7 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 3,12 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 25,2 \text{ т}$



## Окончание таблицы Г.14

при f = 10	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,65 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 13,3 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,03 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,4 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 2,34 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 18,9 \text{ т}$
при f = 14	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,40 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 11,3 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,71 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,0 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,98 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 16,1 \text{ т}$
при f = 18	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,30 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 10,5 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,59 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 12,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,84 \cdot 1,5 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,9 \text{ т}$

Таблица Г.15 – Результаты расчета количества отбиваемой руды при мощности залежи, равной 2,0 м

при f = 6	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 2,21 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 23,6 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,70 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 28,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 3,12 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 33,6 \text{ т}$
при f = 10	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,65 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 17,7 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 2,03 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 21,9 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 2,34 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 25,2 \text{ т}$
при f = 14	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,40 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 15,1 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,71 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 18,7 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,98 \cdot 2,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 21,5 \text{ т}$
при f = 18	$n_{c.c} = 2$	$T = (2,0 \cdot 1,30 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 14,0 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 3$	$T = (2,0 \cdot 1,59 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 17,2 \text{ т}$
	$n_{c.c} = 4$	$T = (2,0 \cdot 1,84 \cdot 1,0 \cdot 2,56 \cdot 1,0) / (1 - 0,05) = 19,9 \text{ т}$

Определение удельного расхода шпуров. Среднюю глубину шпура при отбойке крутопадающих залежей принимают равной 1,5 м, а при отбойке пологопадающих – равной 2,0 м.

Отбойку рудных тел с мощностью 1,0 и 1,5 м производят двумя параллельно-сближенными шпурами, с мощностью 2,0 м – тремя шпурами.

$$R_{\text{СКВ}} = \frac{\sum l_{\text{СКВ}}}{T}, \text{ м/т}, \quad (\text{Б.14})$$

где  $\sum l_{\text{СКВ}}$  – суммарная длина скважин отбиваемого слоя руды, м.

При отбойке крутопадающих рудных тел суммарная длина шпуров в слое составит  $l_{\text{шп}} = 3,0$  м, пологопадающих – 6,0 м.

Результаты расчета удельного расхода шпуров при выемке крутопадающих залежей приведены ниже в таблицах Г.16...Г.18.

Таблица Г.16 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 1,0 м

при $f = 6$	$R_{\text{шп}} = 0,34$ м/т
при $f = 10$	$R_{\text{шп}} = 0,45$ м/т
при $f = 14$	$R_{\text{шп}} = 0,53$ м/т
при $f = 18$	$R_{\text{шп}} = 0,56$ м/т

Таблица Г.17 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 1,5 м

при $f = 6$	$R_{\text{шп}} = 0,22$ м/т
при $f = 10$	$R_{\text{шп}} = 0,30$ м/т
при $f = 14$	$R_{\text{шп}} = 0,35$ м/т
при $f = 18$	$R_{\text{шп}} = 0,38$ м/т

Таблица Г.18 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 2,0 м

при $f = 6$	$R_{\text{шп}} = 0,19$ м/т
при $f = 10$	$R_{\text{шп}} = 0,25$ м/т
при $f = 14$	$R_{\text{шп}} = 0,29$ м/т
при $f = 18$	$R_{\text{шп}} = 0,31$ м/т

Результаты расчета удельного расхода шпуров при выемке пологопадающих залежей приведены в таблицах Г.19...Г.21.

Таблица Г.19 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 1,0 м

при $f = 6$	$R_{\text{шп}} = 0,33$ м/т
при $f = 10$	$R_{\text{шп}} = 0,45$ м/т
при $f = 14$	$R_{\text{шп}} = 0,53$ м/т
при $f = 18$	$R_{\text{шп}} = 0,56$ м/т

Таблица Г.20 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 1,5 м

при $f = 6$	$R_{\text{шп}} = 0,22$ м/т
при $f = 10$	$R_{\text{шп}} = 0,30$ м/т
при $f = 14$	$R_{\text{шп}} = 0,35$ м/т
при $f = 18$	$R_{\text{шп}} = 0,38$ м/т

Таблица Г.21 – Удельный расход шпуров при мощности рудного тела, равной 2,0 м

при f = 6	$R_{\text{шп}} = 0,25 \text{ м/т}$
при f = 10	$R_{\text{шп}} = 0,34 \text{ м/т}$
при f = 14	$R_{\text{шп}} = 0,40 \text{ м/т}$
при f = 18	$R_{\text{шп}} = 0,43 \text{ м/т}$

Определение расхода ВВ на слой начинается с расчета расхода ВВ на слой по выражению

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{q_p \cdot T}{\gamma}, \text{ кг.}$$

Расчет расхода ВВ на слой при крутом падении залежи с мощностью 1,0 м приведен в таблицах Г.22...24.

Таблица Г.22 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{ кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{ кг}$
при f = 6	0,48	$Q_{\text{ВВ}} = 0,48 \cdot 8,9 / 2,56 = 1,67 \text{ кг}$
при f = 10	0,72	$Q_{\text{ВВ}} = 0,72 \cdot 6,7 / 2,56 = 1,88 \text{ кг}$
при f = 14	1,08	$Q_{\text{ВВ}} = 1,08 \cdot 5,7 / 2,56 = 2,40 \text{ кг}$
при f = 18	1,44	$Q_{\text{ВВ}} = 1,44 \cdot 5,3 / 2,56 = 2,98 \text{ кг}$

Таблица Г.23 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{ кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{ кг}$
при f = 6	0,27	$Q_{\text{ВВ}} = 0,27 \cdot 8,9 / 2,56 = 0,94 \text{ кг}$
при f = 10	0,42	$Q_{\text{ВВ}} = 0,42 \cdot 6,7 / 2,56 = 1,10 \text{ кг}$
при f = 14	0,63	$Q_{\text{ВВ}} = 0,63 \cdot 5,7 / 2,56 = 1,40 \text{ кг}$
при f = 18	0,84	$Q_{\text{ВВ}} = 0,84 \cdot 5,3 / 2,56 = 1,74 \text{ кг}$

Таблица Г.24 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{ кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{ кг}$
при f = 6	0,22	$Q_{\text{ВВ}} = 0,22 \cdot 8,9 / 2,56 = 0,76 \text{ кг}$
при f = 10	0,34	$Q_{\text{ВВ}} = 0,34 \cdot 6,7 / 2,56 = 0,89 \text{ кг}$
при f = 14	0,51	$Q_{\text{ВВ}} = 0,51 \cdot 5,7 / 2,56 = 1,13 \text{ кг}$
при f = 18	0,68	$Q_{\text{ВВ}} = 0,68 \cdot 5,3 / 2,56 = 1,41 \text{ кг}$

Расчет расхода ВВ на слой при крутом падении залежи с мощностью 1,5 м приведен в таблицах Г.25...Г.27.

Таблица Г.25 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,48	$Q_{\text{ВВ}} = 0,48 \cdot 13,3 / 2,56 = 2,49 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,72	$Q_{\text{ВВ}} = 0,72 \cdot 10,0 / 2,56 = 2,81 \text{ кг}$
при $f = 14$	1,08	$Q_{\text{ВВ}} = 1,08 \cdot 8,5 / 2,56 = 3,58 \text{ кг}$
при $f = 18$	1,44	$Q_{\text{ВВ}} = 1,44 \cdot 7,9 / 2,56 = 4,44 \text{ кг}$

Таблица Г.26 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,27	$Q_{\text{ВВ}} = 0,27 \cdot 13,3 / 2,56 = 1,40 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,42	$Q_{\text{ВВ}} = 0,42 \cdot 10,0 / 2,56 = 1,64 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,63	$Q_{\text{ВВ}} = 0,63 \cdot 8,5 / 2,56 = 2,09 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,84	$Q_{\text{ВВ}} = 0,84 \cdot 7,9 / 2,56 = 2,59 \text{ кг}$

Таблица Г.27 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,22	$Q_{\text{ВВ}} = 0,22 \cdot 13,3 / 2,56 = 1,14 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,34	$Q_{\text{ВВ}} = 0,34 \cdot 10,0 / 2,56 = 1,32 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,51	$Q_{\text{ВВ}} = 0,51 \cdot 8,5 / 2,56 = 1,69 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,68	$Q_{\text{ВВ}} = 0,68 \cdot 7,9 / 2,56 = 2,10 \text{ кг}$

Расчет расхода ВВ на слой при крутом падении залежи с мощностью 2,0 м приведен в таблицах Г.28...Г.30.

Таблица Г.28 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,48	$Q_{\text{ВВ}} = 0,48 \cdot 21,7 / 2,56 = 4,07 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,72	$Q_{\text{ВВ}} = 0,72 \cdot 16,4 / 2,56 = 4,61 \text{ кг}$
при $f = 14$	1,08	$Q_{\text{ВВ}} = 1,08 \cdot 14,0 / 2,56 = 5,90 \text{ кг}$
при $f = 18$	1,44	$Q_{\text{ВВ}} = 1,44 \cdot 12,9 / 2,56 = 7,25 \text{ кг}$

Таблица Г.29 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,27	$Q_{\text{ВВ}} = 0,27 \cdot 21,7 / 2,56 = 2,29 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,42	$Q_{\text{ВВ}} = 0,42 \cdot 16,4 / 2,56 = 2,69 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,63	$Q_{\text{ВВ}} = 0,63 \cdot 14,0 / 2,56 = 3,44 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,84	$Q_{\text{ВВ}} = 0,84 \cdot 12,9 / 2,56 = 4,23 \text{ кг}$

Таблица Г.30 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,22	$Q_{\text{ВВ}} = 0,22 \cdot 21,7 / 2,56 = 1,86 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,34	$Q_{\text{ВВ}} = 0,34 \cdot 16,4 / 2,56 = 2,18 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,51	$Q_{\text{ВВ}} = 0,51 \cdot 14,0 / 2,56 = 2,80 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,68	$Q_{\text{ВВ}} = 0,68 \cdot 12,9 / 2,56 = 3,43 \text{ кг}$

Расчет расхода ВВ на слой при пологом залегании рудного тела с мощностью 1,0 м приведен в таблицах Г.31...Г.33.

Таблица Г.31 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,48	$Q_{\text{ВВ}} = 0,48 \cdot 12,0 / 2,56 = 2,25 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,72	$Q_{\text{ВВ}} = 0,72 \cdot 8,9 / 2,56 = 2,50 \text{ кг}$
при $f = 14$	1,08	$Q_{\text{ВВ}} = 1,08 \cdot 7,6 / 2,56 = 3,20 \text{ кг}$
при $f = 18$	1,44	$Q_{\text{ВВ}} = 1,44 \cdot 7,1 / 2,56 = 4,00 \text{ кг}$

Таблица Г.32 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,27	$Q_{\text{ВВ}} = 0,27 \cdot 12,0 / 2,56 = 1,26 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,42	$Q_{\text{ВВ}} = 0,42 \cdot 8,9 / 2,56 = 1,46 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,63	$Q_{\text{ВВ}} = 0,63 \cdot 7,6 / 2,56 = 1,87 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,84	$Q_{\text{ВВ}} = 0,84 \cdot 7,1 / 2,56 = 2,33 \text{ кг}$

Таблица Г.33 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,22	$Q_{\text{ВВ}} = 0,22 \cdot 12,0 / 2,56 = 1,03 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,34	$Q_{\text{ВВ}} = 0,34 \cdot 8,9 / 2,56 = 1,18 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,51	$Q_{\text{ВВ}} = 0,51 \cdot 7,6 / 2,56 = 1,51 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,68	$Q_{\text{ВВ}} = 0,68 \cdot 7,1 / 2,56 = 1,88 \text{ кг}$

Расчет расхода ВВ на слой при пологом залегании рудного тела с мощностью 1,5 м приведен в таблицах Г.34...Г.36.

Таблица Г.34 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,48	$Q_{\text{ВВ}} = 0,48 \cdot 17,7 / 2,56 = 3,32 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,72	$Q_{\text{ВВ}} = 0,72 \cdot 13,3 / 2,56 = 3,74 \text{ кг}$

Окончание таблицы Г.34

при $f = 14$	1,08	$Q_{BB} = 1,08 \cdot 11,3 / 2,56 = 4,76$ кг
при $f = 18$	1,44	$Q_{BB} = 1,44 \cdot 10,5 / 2,56 = 5,90$ кг

Таблица Г.35 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{BB}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,27	$Q_{BB} = 0,27 \cdot 17,7 / 2,56 = 1,87$ кг
при $f = 10$	0,42	$Q_{BB} = 0,42 \cdot 13,3 / 2,56 = 2,18$ кг
при $f = 14$	0,63	$Q_{BB} = 0,63 \cdot 11,3 / 2,56 = 2,78$ кг
при $f = 18$	0,84	$Q_{BB} = 0,84 \cdot 10,5 / 2,56 = 3,44$ кг

Таблица Г.36 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{BB}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,22	$Q_{BB} = 0,22 \cdot 17,7 / 2,56 = 1,52$ кг
при $f = 10$	0,34	$Q_{BB} = 0,34 \cdot 13,3 / 2,56 = 1,76$ кг
при $f = 14$	0,51	$Q_{BB} = 0,51 \cdot 11,3 / 2,56 = 2,25$ кг
при $f = 18$	0,68	$Q_{BB} = 0,68 \cdot 10,5 / 2,56 = 2,80$ кг

Расчет расхода ВВ на слой при пологом залегании рудного тела с мощностью 2,0 м приведен в таблицах Г.37...Г.39.

Таблица Г.37 – Расход ВВ на слой в массивах средней трещиноватости

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{BB}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,48	$Q_{BB} = 0,48 \cdot 28,9 / 2,56 = 5,42$ кг
при $f = 10$	0,72	$Q_{BB} = 0,72 \cdot 21,9 / 2,56 = 6,16$ кг
при $f = 14$	1,08	$Q_{BB} = 1,08 \cdot 18,7 / 2,56 = 7,90$ кг
при $f = 18$	1,44	$Q_{BB} = 1,44 \cdot 17,2 / 2,56 = 9,67$ кг

Таблица Г.38 – Расход ВВ на слой в трещиноватых массивах

	$q_p, \text{кг/м}^3$	$Q_{BB}, \text{кг}$
при $f = 6$	0,27	$Q_{BB} = 0,27 \cdot 28,9 / 2,56 = 3,02$ кг
при $f = 10$	0,42	$Q_{BB} = 0,42 \cdot 21,9 / 2,56 = 3,59$ кг
при $f = 14$	0,63	$Q_{BB} = 0,63 \cdot 18,7 / 2,56 = 4,60$ кг
при $f = 18$	0,84	$Q_{BB} = 0,84 \cdot 17,2 / 2,56 = 5,64$ кг

Таблица Г.39 – Расход ВВ на слой в массивах сильнотрещиноватых

	$q_p, \text{ кг/м}^3$	$Q_{\text{ВВ}}, \text{ кг}$
при $f = 6$	0,22	$Q_{\text{ВВ}} = 0,22 \cdot 28,9 / 2,56 = 2,48 \text{ кг}$
при $f = 10$	0,34	$Q_{\text{ВВ}} = 0,34 \cdot 21,9 / 2,56 = 2,91 \text{ кг}$
при $f = 14$	0,51	$Q_{\text{ВВ}} = 0,51 \cdot 18,7 / 2,56 = 3,72 \text{ кг}$
при $f = 18$	0,68	$Q_{\text{ВВ}} = 0,68 \cdot 17,2 / 2,56 = 4,57 \text{ кг}$

ПРИЛОЖЕНИЕ Д  
(справочное)

**Экономическое обоснование предлагаемых технологических решений по повышению эффективности блочного подземного выщелачивания**

В результате проведенных исследований была предложена технология совершенствования подземного блочного выщелачивания рядовых и бедных руд на рудниках ОАО «ППГХО», внедрение которой позволяет повысить извлечение урана в продуктивный раствор на 15...20 % по сравнению с показателями, которые были достигнуты ранее на предприятии. Более широкое внедрение физико-химической технологии отработки урановых руд позволит вовлечь в эксплуатацию бедные урановые руды, которые в настоящее время не отрабатываются, и нарастить объем выпускаемой готовой продукции, снизить себестоимость производства 1 кг закиси-оксида урана и, соответственно, увеличить прибыль предприятия [17, 19, 61, 100].

**1 Методика расчета ожидаемого экономического эффекта от внедрения предложенной технологии БПВ**

Для более простого расчета эффективности за критерий оценки принята прибыль с 1 т погашенной балансовой руды, предложенной академиком М.И. Агошковым и адаптированный к условиям разработки урановых руд доктором техн. наук В. А. Овсейчуком [60].

Расчет прибыли с 1 т погашенной балансовой руды включает все те же показатели, что и ЧДД, но только без учета эффекта дисконтирования, с учетом показателей, полученных в процессе исследований по формуле

$$\text{Пр} = [10 \alpha \text{Ц}_m \text{И}_0 - (\text{Сб} + [1 + \text{Е}_n]\text{К} + \text{С}_{\text{гpp}})]\text{К}_n, \text{руб./т}, \quad (\text{Д.1})$$

где  $\alpha$  – среднее содержание металла в балансовых рудах, %;

$\text{Ц}_m$  – цена 1 кг металла на мировом рынке, руб.;



$I_0$  – коэффициент извлечения металла при обогащении и переработке, доли ед.;

$C_b$  – полная себестоимость добычи, транспорта, обогащения и переработки 1 т балансовых руд, руб.;

$E_n$  – учетная ставка банка, доли ед.;

$K$  – капитальные вложения на 1 т балансовых запасов, руб./т;

$C_{грр}$  – себестоимость детальной разведки 1 т балансовых запасов, руб./т;

$K_n$  – коэффициент извлечения металла из недр, доли ед.

Коэффициент извлечения металла при обогащении и переработке рассчитывается по формуле

$$I_0 = \frac{\gamma_{ГМТ} K_{извл.ГМТ} + \gamma_{ПВ} K_{извл.ПВ}}{\gamma_{ГМТ} + \gamma_{ПВ}} K_{извл.раств.}, \text{ ед.}, \quad (Д.2)$$

где  $\gamma_{ГМТ}$ ,  $\gamma_{ПВ}$  – доля класса ГМТ и ПВ соответственно, доли ед.;

$K_{извл.ГМТ}$ ,  $K_{извл.ПВ}$  – коэффициент извлечения урана в раствор при ГМТ и ПВ соответственно, доли ед.;

$K_{извл.раств}$  – коэффициент извлечения урана из растворов (0,98), доли ед.

$$C_b = \frac{C_{тов.}}{K_k}, \text{ руб./т}, \quad (Д.3)$$

где  $C_{тов.}$  – себестоимость 1 т товарной руды, руб./т;

$K_k$  – коэффициент изменения качества руды, ед.:

$$K_k = \frac{a}{\alpha}, \quad (Д.4)$$

где  $a$  – содержание урана в добытой (товарной) руде, %.

Себестоимость 1 т товарной руды определяется по формуле

$$C_{тов.} = C_{доб.} + C_{пред.} + C_{пер.} + C_{оос}, \text{ руб./т}, \quad (Д.5)$$

где  $C_{доб.}$  – себестоимость добычи 1 т руды, руб./т;

$C_{пред.}$  – себестоимость предконцентрации 1 т добытой руды, руб./т;

$C_{пер.}$  – себестоимость переработки 1 т руды, руб./т,

$C_{оос}$  – себестоимость мероприятий по охране окружающей среды, руб./т.

Далее рассмотрены формулы расчета составных компонентов себестоимости 1 т товарной руды.

$$C_{\text{доб.}} = C_{\text{ПНР}} + C_{\text{вент.}} + C_{\text{под.}} + C_{\text{оч.}} + C_{\text{тр1}}, \text{ руб./т}, \quad (\text{Д.6})$$

где  $C_{\text{ПНР}}$  – себестоимость подготовительно-нарезных работ, руб./т;

$C_{\text{вент}}$  – себестоимость вентиляции, руб./т;

$C_{\text{под}}$  – себестоимость горно-подготовительных работ, руб./т;

$C_{\text{тр1}}$  – себестоимость подземного транспорта, руб./т.

$$C_{\text{пред.}} = C_{\text{кл.}} + C_{\text{отм.}} + C_{\text{РРС}} + C_{\text{додрабл.УПВ}}, \text{ руб./т}, \quad (\text{Д.7})$$

где  $C_{\text{кл}}$  – себестоимость классификации по сортам крупности куска, руб./т;

$C_{\text{отм}}$  – себестоимость отмывки руды от шлама, руб./т;

$C_{\text{РРС}}$  – себестоимость РРС, руб./т;

$C_{\text{додрабл}}$  – себестоимость додрабливания руды для ПВ, руб./т.

$$C_{\text{пер.}} = C_{\text{ГМТ}}\gamma_{\text{ГМТ}} + C_{\text{ПВ}}\gamma_{\text{ПВ}} + C_{\text{тр2}}, \text{ руб./т}, \quad (\text{Д.8})$$

где  $C_{\text{ГМТ}}$  – себестоимость переработки руды на ГМЗ, руб./т;

$C_{\text{ПВ}}$  – себестоимость ПВ, руб./т;

$C_{\text{тр2}}$  – себестоимость транспорта руды от ствола шахты до ГМЗ, руб./т.

$$C_{\text{ООС}} = C_{\text{выб.}} + C_{\text{сбр.}} + C_{\text{отх.}} + C_{\text{шум.}} + C_{\text{рек.}}, \text{ руб./т}, \quad (\text{Д.9})$$

где  $C_{\text{выб}}$  – плата за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, руб./т.;

$C_{\text{сбр.}}$  – плата за сбросы загрязняющих веществ в водные объекты, руб./т;

$C_{\text{отх.}}$  – плата за размещение отходов, руб./т;

$C_{\text{шум.}}$  – плата за шумовое загрязнение окружающей среды, руб./т руб.;

$C_{\text{рек.}}$  – себестоимость рекультивации в расчете на 1 т погашенной балансовой руды, руб./т.

Капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды рассчитываются по формуле

$$K = K_{\text{руд.}} + K_{\text{ПРСК}} + K_{\text{РПК}}, \text{ руб./т}, \quad (\text{Д.10})$$

где  $K_{\text{руд.}}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудника, руб./т;

$K_{\text{ПРСК}}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудосортировочного комплекса, руб./т;

$K_{\text{РПК}}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудоперерабатывающего комплекса, руб./т

Коэффициент извлечения металла из недр рассчитывается по формуле

$$K_n = \frac{D \cdot a}{B \cdot \alpha}, \text{ ед.}, \quad (\text{Д.11})$$

где  $D$  – количество добытой товарной руды, т;

$B$  – количество погашенной балансовой руды, т.

Экономический эффект рассчитывается по формуле

$$\Delta = (\text{Пр}_{\text{ПР}} - \text{Пр}_{\text{Б}})B, \text{ руб.} \quad (\text{Д.12})$$

где  $\text{Пр}_{\text{ПР}}$ ,  $\text{Пр}_{\text{Б}}$  – прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по предлагаемому варианту и по базовому варианту соответственно, руб./т.

### 1.1 Базовый вариант

За базовый вариант принимается традиционная технология подземного блочного выщелачивания:

- потери при добыче – 30 %;
- разубоживание при отбойке – 30 %;
- коэффициент извлечения урана при выщелачивании руд – 70 %;
- коэффициент извлечения урана из раствора – 98 %.

Затраты на охрану окружающей среды включают все составные части себестоимости по показателю  $C_{\text{оос}}$ .

### 1.2 Предлагаемый вариант

Технология предлагаемого варианта включает добычу руды системой «подэтажное магазинирование», рудоподготовку добытой руды:

- отбитая руда с заданным гранулометрическим составом подается на грохоты с разделением на три класса крупности:

1) класс крупности – 50 мм (обогащенная рудная мелочь) выдается на поверхность и направляется на гидрометаллургическую переработку;

2) класс крупности +50–100 мм подвергается рентгенорадиометрической покусковой сепарации с выделением обогащенного продукта (содержание урана более 0,05 %) для заполнения нижней части камеры и бедной фракции (содержание урана менее 0,05 % до 0,02 %) для заполнения верхней части камеры;

3) класс крупности +100 мм (содержание урана менее 0,02 %) направляется на приготовление породы-бетонной закладки.

Предлагаемой геотехнологией может быть отработано 42 % запасов руд месторождений Стрельцовского рудного поля.

Параметры предлагаемой геотехнологии:

- потери при добыче – 10 %;
- разубоживание при отбойке и выпуске – 30 %;
- потери при рудоподготовке в хвостах классификации и РРС – 3,5 %;
- выход сорта ГМТ – 31 %;
- выход сорта ПВ – 14 %;
- выход хвостов – 55 %;
- извлечение урана в раствор при ГМТ – 96 %;
- извлечение урана в раствор при ПВ – 90 %;
- извлечение урана из раствора – 98 %;
- концентрация серной кислоты для ПВ при закислении – 30 г/л;
- концентрация серной кислоты для ПВ в режиме активного выщелачивания – 7 г/л;
- плотность орошения замагазинированной руды 6 л/(час·т).
- срок выщелачивания замагазинированной руды 300 суток с учетом закисления и довыщелачивания.

В одновременной работе находится 5 эксплуатационных блоков: 1 в режиме выщелачивания, 4 в режиме закладки хвостами предконцентрации.

В результате технико-экономического расчета внедрения в производство предложенного варианта совмещения физико-технической и физико-химических геотехнологий может быть получен годовой экономический эффект в размере 237 млн руб.

Экономический эффект достигается за счет:

- повышения извлечения урана в раствор на 20 %;
- уменьшения расходов на транспорт и подъем хвостов на поверхность, складирования в отвалы пустых пород и забалансовых руд;
- использования хвостов предконцентрации в качестве сухой закладки, что позволит уменьшить затраты на погашение выработанного пространства методом закладки гидравлической смесью или принудительным обрушением бортов камеры;
- уменьшение затрат на природоохранные мероприятия за счет значительного уменьшения объемов твердых отходов на поверхности (на 55 %), уменьшения выплат за эманацию радона, уменьшения затрат на рекультивацию земель под отвалами пустых пород, выдаваемых из шахты.

## **2 Расчет экономического эффекта от внедрения технических предложений по повышению эффективности блочного подземного выщелачивания**

Далее представлены исходные данные и приведены расчеты экономического эффекта от внедрения предлагаемых автором технических решений по повышению интенсификации процесса БПВ в условиях Стрельцовского рудного поля.

Таблица Г.1 – Исходные данные для расчета

Наименование показателя	Ед. изм.	Базовый вариант	Предлагаемый вариант
Производительность рудника по товарной руде, Д	тыс. т	500	500
Содержание урана в руде, а	%	0,080	0,080
Количество добываемого урана, U <sub>1</sub>	т	400	400
Количество погашенной балансовой руды, Б	тыс. т	384	384
Содержание урана в балансовой руде, α	%	0,104	0,104
Количество урана в погашенной балансовой руде, U <sub>2</sub>	т	400	400
Потери, П	%	-	-

Окончание таблицы Г.1

Разубоживание, Р	%	30	30
Цена 1 кг урана в закиси-окиси, Ц <sub>м</sub>	руб/кг	6100	6100
Коэффициент извлечения урана в раствор на ГМЗ, К <sub>извл. ГМТ</sub>	доли ед.	0,96	0,96
Коэффициент извлечения урана в раствор на ПВ, К <sub>извл. ПВ</sub>	доли ед.	0,7	0,9
Коэффициент извлечения урана из раствора, К <sub>извл. раств</sub>	доли ед.	0,98	0,98
Доля отсортированной руды на ГМТ, γ <sub>ГМТ</sub>	доли ед.	0,25	0,31
Доля отсортированной руды на ПВ, γ <sub>ПВ</sub>	доли ед.	0,75	0,14
Себестоимость добычи 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, С <sub>доб. тов/ С<sub>доб. бал</sub></sub>	руб.	675/931	907/1225
Себестоимость предконцентрации 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, С <sub>пред. тов/ С<sub>пред. бал</sub></sub>	руб.	–	386/536
Себестоимость переработки 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, С <sub>пер. тов/ С<sub>пер. бал</sub></sub>	руб.	947/1316	947/1316
Себестоимость работ по ООС в расчете на 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, С <sub>оос. тов/ С<sub>оос. бал</sub></sub>	руб.	203/282	140/195
Учетная ставка банка, Е <sub>н</sub>	руб./т	0,15	0,15
Капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды, К	руб./т	606	671
Себестоимость разведки 1 т балансовой руды, С <sub>гпр</sub>	руб.	72	72
Коэффициент извлечения металла из недр, К <sub>н</sub>	доли ед.	1	0,9

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по базовому варианту

$$\text{Пр} = [10 \alpha \text{Ц}_m \text{И}_o - (\text{С}_{\text{доб.}} + \text{С}_{\text{пер.}} + \text{С}_{\text{ООС}} + [1 + \text{Е}_n] \text{К} + \text{С}_{\text{ГПР}})] \text{К}_n, \text{руб./т},$$

$$\text{И}_o = \frac{0,25 \cdot 0,96 + 0,75 \cdot 0,7}{0,25 + 0,75} \cdot 0,98 = 0,74.$$

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по базовому варианту:

$$\text{Пр} = [10 \cdot 0,104 \cdot 6100 \cdot 0,74 - (931 + 1316 + 282 + (1 + 0,15) \cdot 606 + 72)] \cdot 1 = 1397 \text{ руб./т}.$$

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по предлагаемому варианту:

$$\text{И}_o = \frac{0,2 \cdot 0,96 + 0,45 \cdot 0,9}{0,2 + 0,45} \cdot 0,98 = 0,9.$$

$$\text{Пр} = [10 \cdot 0,104 \cdot 6100 \cdot 0,9 - (1225 + 536 + 947 + 195 + (1 + 0,15) \cdot 671 + 72)] \cdot 0,9 = 1990 \text{ руб./т}.$$

Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения предложенной геотехнологии

$$\Delta = \text{Пр}_{\text{пр.}} \cdot \text{Б}_{\text{пр.}} - \text{Пр}_{\text{б}} \cdot \text{Б}_{\text{б}} = 1990 \cdot 400 - 1394 \cdot 400 = 237 \text{ млн руб.}$$

В результате проведенных расчетов установлено, что ожидаемый годовой экономический эффект составит 237 млн руб.

## ПРИЛОЖЕНИЕ Е



УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по учебной работе

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»

докт. пед. наук, доцент С.Е. Старостина

"18" 02. 2022 г.

## АКТ

о внедрении в учебный процесс ФГБОУ ВО ЗабГУ результатов диссертационной работы  
Зозули Артема Михайловича

на тему «Совершенствование технологии подземного блочного выщелачивания скальных  
урановых руд (на примере Сстрельцовской группы урановых месторождений)»

Мы, нижеподписавшиеся, представители ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»: начальник учебно -методического управления И.М. Лисовская, декан Горного факультета, док. техн. наук, профессор П.Б. Авдеев, заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», канд. техн. наук , доцент В.В. Медведев, профессор кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», док. техн. наук Г.Г. Пирогов составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, изложенные в диссертационной работе А.М. Зозули, представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук, используются в учебном процессе при чтении лекций и проведении практических занятий по дисциплинам «Физико-химическая геотехнология», «Управление качеством руд при добыче молезных ископаемых», «Особенности разработки урановых месторождений», «Проектирование рудников».

Начальник учебно-методического  
Управления

И.М. Лисовская

Декан Горного факультета,  
док. техн. наук, профессор

П.Б. Авдеев

Заведующий кафедрой «Подземная разработка  
месторождений полезных ископаемых»,  
канд. техн. наук доцент

В.В. Медведев

Профессор кафедры «Подземная разработка  
месторождений полезных ископаемых»,  
док. техн. наук

Г.Г. Пирогов



## ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

УТВЕРЖДАЮ

Первый заместитель генерального директора - главный инженер  
ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое



объединение им. Е.П. Славского

А.Н. Рабольт

22.02. 2022 г.

## АКТ

внедрения результатов диссертационной работы на соискание ученой  
степени кандидата технических наук  
Зозули Артема Михайловича

Мы, нижеподписавшиеся, от ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение им. Е.П. Славского: начальник горного отдела ПАО «ППГХО» Попов С.В., заместитель генерального директора по экономике и финансам Гришин Ю.П., директор по науке Морозов А.А. составили настоящий акт о том, что в период 2017 – 2021 гг. разработана и внедрена в процесс проектирования горных работ предприятия технология рудоподготовки беднобалансового уранового сырья к отработке подземным блочным выщелачиванием.

При внедрении технических решений, предложенных диссертантом, в проектирование отработки запасов убогих урановых руд могут быть получены следующие результаты:

1. Вовлечены в эксплуатацию бедные руды, нерентабельные к отработке традиционной физико-технической технологией, в количестве более 50 тыс. т урана.
2. Снижена себестоимость готовой продукции на 10 %.

3. Продлен срок существования предприятия на 15 лет.
4. Расчетный годовой экономический эффект от внедрения технических решений в производство составит 237 млн. руб.

Начальник горного отдела ПАО «ППГХО»

Заместитель генерального директора

по экономике и финансам

Директор по науке



Попов С.В

Гришин Ю.П.

Морозов А.А.