

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Забайкальский государственный университет»  
(ФГБОУ ВО «ЗабГУ»)

*На правах рукописи*



Морозов Александр Анатольевич

**ОБОСНОВАНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ  
ОТРАБОТКИ БЕДНОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ  
ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ**

Специальность 25.00.22 – Геотехнология  
(подземная, открытая и строительная)

Диссертация на соискание ученой степени  
доктора технических наук

Научный консультант: доктор технических наук,  
профессор Лизункин Владимир Михайлович

Чита 2022

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ СТРЕЛЬЦОВСКОЙ ГРУППЫ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДИК ДОБЫЧИ И РАЗДЕЛЕНИЯ ПОТОКОВ УРАНОВЫХ РУД ПО СОРТАМ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ	15
1.1. Анализ горно-геологических условий на урановых месторождениях Стрельцовской группы и геологических особенностей руд.....	16
1.2. Анализ существующих технологий отработки природных и техногенных месторождений урана.....	20
1.3. Анализ существующих методов разделения потоков добытых урановых руд на сорта для повышения качества продукции горного предприятия.....	39
Выводы по главе 1. Постановка задач исследования.....	53
ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОСНОВНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УРАНОВЫХ РУД НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ.....	55
2.1. Геологические и технологические особенности урановых руд, влияющие на эффективность их радиометрической и рентгенорадиометрической сортировки.....	55
2.1.1. Влияние петрографического состава вмещающих пород и минерального состава уранового оруденения на сортируемость руд радиометрическими методами.....	55
2.1.2. Влияние содержания урана на сортируемость руд радиометрическими методами.....	60
2.1.3. Влияние коэффициента радиоактивного равновесия на сортируемость руд радиометрическими методами.....	78
2.1.4. Влияние контрастности урановых руд на их сортируемость радиометрическими методами.....	81
2.1.5. Влияние размера куска на сортируемость урановых руд радиометрическими методами.....	88
Выводы по главе 2.....	100
ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ РУДОПОДГОТОВКИ ТЕХНОГЕННЫХ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....	102
3.1. Исследование характеристик горнорудной массы, слагающей забалансовые урановые отвалы.....	102
3.2. Исследование сортируемости забалансовых руд.....	105
3.2.1. Изучение гранулометрического состава забалансовых руд.....	105
3.2.2. Изучение характеристик фракционного состава забалансовых руд.....	112

3.3.	Исследование сортируемости забалансовых руд по кривым контрастности кускового материала.....	117
3.4.	Опытно-промышленные испытания комплексной технологии отработки забалансовых руд.....	124
	Выводы по главе 3.....	128
<b>ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА РУДОПОДГОТОВКИ СКАЛЬНЫХ УРАНОВЫХ РУД.....</b>		<b>129</b>
4.1.	Исследования по обоснованию замены радиометрического способа покусковой сепарации урановых руд рентгенорадиометрическим.....	131
4.1.1.	Методика и оборудование для испытаний.....	134
4.1.2.	Результаты опытнo-промышленных испытаний.....	140
4.2.	Разработка алгоритма рудоподготовки скальных урановых руд.....	147
4.2.1.	Модель выбора оптимальных технологических решений.....	147
4.2.2.	Алгоритм расчета плановых показателей крупнопорционной сортировки.....	154
4.2.3.	Алгоритм расчета плановых показателей покусово сортировки урановых руд рентгенорадиометрическим методом.....	156
	Выводы по главе 4.....	159
<b>ГЛАВА 5. ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ БЕДНОБАЛАНСОВОГО И ЗАБАЛАНСОВОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ.....</b>		<b>160</b>
5.1.	Исследование кинетики выщелачивания урана при различном его содержании в руде.....	169
5.2.	Исследование влияния крупности куска на выщелачиваемость беднобалансовых алюмосиликатных урановых руд.....	173
5.3.	Исследование влияния концентрации выщелачивающего реагента на извлечение урана в продуктивный раствор.....	175
5.4.	Исследование зависимости извлечения урана в раствор от интенсивности орошения рудной массы.....	177
5.5.	Обоснование рационального режима орошения рудного штабеля...	182
5.6.	Исследование влияния поверхностно-активных веществ на улучшение фильтрационных свойств горнорудной массы при кучном выщелачивании.....	191
5.6.1.	Кучное выщелачивание продуктивной фракции забалансовой руды с использованием стабилизатора эмульсий «МиК».....	194
5.6.2.	Кучное выщелачивание продуктивной фракции забалансовой руды с использованием ПАВ ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ.....	196
	Выводы по главе 5.....	199
<b>ГЛАВА 6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТРАБОТКИ БЕДНОБАЛАНСОВОГО И ЗАБАЛАНСОВОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ.....</b>		<b>201</b>
6.1.	Технологические схемы рудоподготовки беднобалансовых руд.....	201

6.2.	Технология рудоподготовки забалансовых руд к кучному выщелачиванию.....	206
6.3.	Технологические схемы кучного выщелачивания беднобалансовых и забалансовых руд.....	207
6.3.1	Технология подготовки основания рудного штабеля.....	207
6.3.2	Варианты формирования рудного штабеля для КВ.....	211
6.3.2.1	Формирование рудного штабеля для КВ автосамосвалами.....	213
6.3.2.2	Формирование рудного штабеля для КВ конвейерной укладкой в днище отработанного карьера.....	215
6.3.3.	Система орошения штабеля и дренажное устройство.....	216
6.3.4.	Система сбора продуктивных растворов КВ.....	220
6.3.5.	Принципиальная технологическая схема выщелачивания штабеля с использованием поверхностно-активных веществ.....	222
	Выводы по главе 6.....	224
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	225
	Список сокращений и условных обозначений.....	229
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	231
	Приложение А. Обоснование эффективности предлагаемой комплексной технологии отработки беднобалансовых и забалансовых урановых руд.....	249
	Приложение Б. Акты внедрения на ПАО «ППГХО» имени Е. П. Славского.....	261
	Приложение В. Акт о внедрении результатов исследования в учебный процесс ФГБОУ ВО «ЗабГУ».....	275

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** На территории России в настоящее время открыто 11 урановорудных районов, 5 из которых являются скальными типами руд. Наиболее крупными объектами являются Приаргунский и Восточно-Алданский.

Восточно-Алданский район представлен скальными урановыми месторождениями Эльконского рудного поля, содержит наиболее крупные запасы урана и в перспективе может стать основным источником производства продукции природного урана.

На территории Приаргунского урановорудного района разведано до промышленных категорий 20 скальных месторождений гидротермального типа, 7 из которых вовлечены в той или иной степени в эксплуатацию рудниками Публичного акционерного общества «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» (ПАО «ППГХО»).

В процессе отработки богатых урановых руд сырьевая база отечественного минерального сырья постепенно обедняется. В связи с этим эффективная технология разработки богатых руд слоевыми системами для оставшихся запасов становится убыточной. Применение же более дешевых камерных систем разработки приводит к высокому разубоживанию и еще большему снижению качества добываемых руд.

Повысить качество продукции горного предприятия – содержание урана в руде – можно выделением из добытой горнорудной массы породной составляющей. При этом общий объем оставшейся продуктивной фракции в значительной части уменьшится за счет вывода пустой породы, а количество урана снизится незначительно.

Наличие потоков геологических разновидностей руды, комплексная минерализация сырья и разработка безотходных горных технологий в значительной мере определяют интерес к комплексным методам рудоподготовки сырья с использованием прямых разделительных признаков, непосредственно связанных с полезными компонентами руд, определяющими возможность управления процессом в различных точках технологической цепи.

В мире накоплен обширный опыт разработки скальных урановых месторождений подземным способом. Небольшие месторождения скальных урановых руд в Европе в настоящее время практически все отработаны. На базе оставшихся запасов убогих урановых руд организованы работы по кучному выщелачиванию (КВ) и подземному выщелачиванию (ПВ) на ранее отработанных традиционными технологиями месторождениях. Данные работы проводились во Франции, Чехословакии, Венгрии, Германии.

**Степень научной разработанности.** Большое влияние на развитие теории совмещения физико-технической и физико-химической геотехнологий при разработке скальных урановых месторождений оказали работы таких ученых, как А. П. Зефирова, Д. П. Лобанова, В. А. Мамилова, С.В. Маркелова, В.П. Небера, Л. И. Лунев, В. Г. Бахурова, И. К. Луценко, В. В. Шаталов, И. П. Смирнов, Д. И. Скороваров, В. Н. Мосинец, М. Н. Тедеев, М. И. Фазлулин, В. П. Мязин, В. Г. Литвиненко, В. А. Овсейчук, В. В. Анастасов, В. Г. Шелудченко и др.

Совмещение геотехнологий предполагает добычу руд осуществлять традиционными системами разработки с выдачей горнорудной массы на поверхность и рудоподготовку с применением современных технологий сортировки с последующим кучным выщелачиванием бедной руды. Убогие руды предлагается не выдавать на поверхность, а магазинировать в камерах с последующим подземным выщелачиванием. Исследования процессов рудоподготовки и выщелачивания осуществлялись на преимущественно легко выщелачиваемых рудах с низким содержанием карбонатных соединений и достаточно высоким содержанием урана (более 0,2 %). Для бедного же сырья процессы рудоподготовки и выщелачивания малоизучены. Лабораторные исследования показали, что при определенных условиях из бедной урановой руды может быть получена рентабельная продукция.

Анализ опыта применения КВ для отработки убогих урановых руд зарубежными и отечественными предприятиями показывает, что период выщелачивания длится более двух лет, при этом выход урана в продуктивный раствор при устойчивейшей технологии ведения горных работ не превышает 60 %. Чтобы повысить технико-экономические показатели (ТЭП) работ по кучному выщелачиванию,

необходимо изменить систему управления качеством добытых руд за счет применения современных методов сортировки.

Таким образом, возникла актуальная научно-техническая проблема разработки новой концепции управления качеством продукции горного предприятия, обеспечивающей полноту извлечения запасов урана из недр на основе комплексной геотехнологии, совмещающей физико-техническую и физико-химическую технологии.

Увеличение объёмов готовой продукции горного предприятия, сокращение сроков отработки природных и техногенных месторождений, существенное повышение эффективности производства за счёт выведения из оборота отвальных (пустых) пород, сокращение эксплуатационных затрат, снижение капиталоемкости можно обеспечить посредством комбинации крупнопорционной (повагонеточной) и покусковой сортировки рентгенорадиометрическим методом на основе анализа сортности руды, выданной на поверхность, с последующим применением физико-химической геотехнологии кучным выщелачиванием.

Разработка и промышленная апробация комплексной технологии отработки бедного уранового сырья геотехнологическими методами соответствует приоритетному направлению развития науки, технологий и техники в Российской Федерации – «Рациональное природопользование» (Указ Президента Российской Федерации от 7 июля 2011 г. № 899).

**Цель работы** – научное обоснование и разработка технологических способов управления качеством урансодержащих руд месторождений Стрельцовского рудного поля, добываемых подземным способом, разделением на товарные и убогие сорта методом двухстадийной сортировки и разработка эффективных способов интенсификации процесса кучного выщелачивания.

**Идея работы** заключается в том, что управление качеством урансодержащего минерального сырья месторождений Стрельцовского рудного поля (СРП) достигается разделением добытой горнорудной массы на технологические сорта на основе выявленных зависимостей сортируемости руд от горно-геологических и геотехнологических особенностей в два этапа: 1-й этап – крупнопорционная (по-

вагонеточная) сортировка с выделением пустых пород, забалансовой, рядовой и богатой руд на рудосортировочном комплексе стволов шахт; 2-й этап – покусковая сортировка рядовой руды рентгенорадиометрическим методом, с выделением отвальной породы, забалансовой руды, бедной и богатой продуктивных фракций (технологических сортов) с последующим дифференцированным получением продукции урана кучным выщелачиванием из бедной руды и гидрометаллургической технологией из богатой фракции.

Для достижения поставленной цели потребовалось решить **следующие задачи:**

- изучить физико-механические, геологические и технологические особенности урановых руд месторождений, влияющих на эффективность технологических способов управления качеством продукции горного предприятия;
- усовершенствовать технологию рудоподготовки добытых урановых руд для дальнейшего дифференцированного получения продукции урана;
- усовершенствовать технологию разработки техногенных месторождений (забалансовых руд);
- разработать алгоритм математической модели прогнозных показателей разделения добытой руды на сорта для обеспечения технологического оптимума получения продукции урана;
- установить взаимосвязь содержания урана в продуктивном сорте КВ, размера выщелачиваемого куска руды, содержания серной кислоты в выщелачивающем растворе, режима подачи выщелачивающих растворов, схемы размещения единичных источников орошения, уложенной в штабель руды и показателя извлечения урана в продуктивный раствор; установить оптимальные параметры этих показателей;
- проверить эффективность разработанной комплексной технологии отработки бедного уранового сырья геотехнологическими методами;
- оценить экономическую эффективность предложенных новых технологических решений.

**Объект исследования** – комплексная геотехнология отработки бедных и ря-



довых урановых руд.

**Предмет исследования** – технологические способы управления качеством ураносодержащего минерального сырья и методы оптимизации параметров комплекса физико-технической и физико-химической технологии с целью полноты извлечения запасов из недр.

**Научная новизна:**

– установлены корреляционные связи между вещественным составом пород и минеральным составом руд; содержанием урана в добытой руде, контрастностью руд, коэффициентом радиоактивного равновесия, гранулометрическим составом добытых руд и их сортируемостью, которые аппроксимированы математическими уравнениями;

– выявлены корреляционные связи между содержанием урана в выщелачиваемой руде, размером куска, концентрацией серной кислоты в рабочем растворе, рациональной схемой размещения источников орошения, оптимальным режимом орошения штабеля, применением поверхностно-активных веществ для улучшения фильтрационных свойств горнорудной массы и оптимальным показателем извлечения урана в продуктивный раствор, которые аппроксимированы математическими уравнениями;

– разработан алгоритм рудоподготовки урановых руд перед получением закиси-оксида урана по дифференцированным технологиям выщелачивания (кучное и гидрохимическое), позволяющий разделить весь объем добытой горнорудной массы на технологические сорта, обеспечивающий управление качеством готовой продукции горного предприятия.

**Теоретическая значимость исследования** состоит в разработке новой концепции управления качеством добытых урановых руд при подготовке убогого уранового сырья к кучному выщелачиванию на основе впервые выявленных зависимостей между горно-геологическими и технологическими параметрами рудного сырья и его сортируемостью, и получением максимального извлечения урана в продуктивный раствор.

**Практическая значимость:**

– разработаны технологические схемы рудоподготовки добытых убогих и лежалых забалансовых урансодержащих руд с выделением технологических сортов для последующего получения товарной продукции оптимальными физико-химическими способами;

– разработаны технологические схемы орошения рудных штабелей и технологический регламент кучного выщелачивания;

– разработана модель расчета эффективности добычи и рудоподготовки скальных урановых руд;

– результаты диссертационной работы применяются в учебном процессе при подготовке горных инженеров по специальности 21.05.04 – Горное дело; а также могут применяться для аспирантов и соискателей по специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная) в ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет».

**Методология и методы исследований.** Методологической и общетеоретической основой диссертационного исследования выступают интеллектуальные знания, накопленные в горном деле по технологиям разработки природных и техногенных месторождений урана. Методология: выявление зависимостей между горно-геологическими и технологическими показателями и влияния их на сортируемость руд; установление зависимости эффективности выщелачивания убогих урановых руд от горно-геологических и технологических показателей рудного сырья; установление соответствия результатов экспериментальных работ расчетным аналитическим параметрам кучного выщелачивания.

Методы исследования: анализ литературы и имеющихся эмпирических данных; патентный поиск; методы многофакторного планирования экспериментов; гранулометрический, минералогический, спектральный, химический (в том числе фазовый), рентгенофазовый, оптический и электронно-микроскопический, микроскопический, атомно-абсорбционный, пробирный, рентгеноструктурный анализы; математическая статистика; эколого-экономический и технико-экономический анализы; технологическое тестирование, лабораторные исследования, укрупненные лабораторные и полупромышленные испытания; компьютерное моделирова-

ние технологических схем подготовки добываемых беднобалансовых руд и техногенных забалансовых руд к КВ.

Обработка экспериментальных данных проведена с использованием пакетов прикладных программ Correlay, Statistica, MicrosoftExcel 10.0, Gold Surfer.

**Научные положения, выносимые на защиту:**

1. Повышение эффективности процесса рудоподготовки беднобалансовых урановых руд радиометрическими методами достигается научно обоснованным учетом выявленных зависимостей сортируемости руд от их горно-геологических и геотехнологических особенностей.

2. Вовлечение в эксплуатацию техногенного сырья забалансовых отвалов посредством применения технологических способов, включающих покусковую рентгенорадиометрическую сортировку и кучное выщелачивание, позволяющих рационально использовать природные ресурсы урана и увеличить объем готовой продукции горного предприятия.

3. Прогноз эффективных показателей рудоподготовки беднобалансовых и забалансовых урановых руд выполняется на основе алгоритма, учитывающего выявленные закономерности показателей сортировки от их основных горно-геологических и технологических параметров с разделением добытой руды на технологические сорта с последующим дифференцированным получением продукции урана по технологиям: кучным выщелачиванием из бедной руды; гидрометаллургической технологией из богатых фракций.

4. Максимальная эффективность технологии кучного выщелачивания может быть достигнута установлением оптимальных параметров содержания урана в выщелачиваемой руде, размера куска, концентрации серной кислоты в рабочем растворе, рациональной схемой размещения источников орошения, оптимальным режимом орошения штабеля и применением поверхностно-активных веществ для улучшения фильтрационных свойств рудного материала.

**Достоверность научных выводов, положений и рекомендаций** обоснована корректностью поставленных задач; представительностью нескольких тысяч проб; гарантируется репрезентативным количеством исследований; получением

большого объёма данных; конвергентностью итогов лабораторных испытаний с результатами опытно-промышленных и промышленных испытаний; подтверждается сходимостью теоретических и экспериментальных результатов; обеспечивается применением современного комплекса физико-химических методов исследований с использованием современного сертифицированного оборудования, стандартных методов испытаний и способов измерений; использованием стандартных и отраслевых методик; применением методов математической статистики для обработки экспериментальных данных; экономической рентабельностью новых технологических решений; успешным внедрением разработанных технологических схем в производство.

**Реализация результатов исследований.** Результаты исследований внедрены в производство ПАО «ППГХО»: усовершенствованная технология кучного выщелачивания беднобалансовых руд (акт внедрения и использования на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ) ОАО «ППГХО» изобретения «Способ извлечения урана из руд» по патенту Российской Федерации № 2226564, приоритет от 22.07.2002 г., патентообладатель – ОАО «ППГХО», 2006 г.); оптимизация рудопотоков, направляемых на ГМЗ и КВ в условиях ПАО «ППГХО» (акт внедрения в производство от 28.04.2017 г.); разработанные технологические схемы рудоподготовки и кучного выщелачивания (акт приемки законченного строительства объекта приемочной комиссией от 30.12.2015 г.); разработанная технология рудоподготовки бедных и забалансовых урановых руд (акт внедрения в производство от 30.12.2016 г.); повышение эффективности КВ с использованием ПАВ – коллоидно-устойчивых растворов (акт внедрения в производство от 30.12.2016 г.); создание комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами (акт внедрения в производство от 29.12.2017 г.); разработка временного технологического регламента кучного выщелачивания беднобалансовых урановых руд по формированию и отработке штабелей КВ (протокол совещания по переходу на технологию кучного выщелачивания ПАО «ППГХО» № 100-01/5-Пр от 27.01.2022 г.), полный переход на технологию КВ планируется осуществить в 2022 г.

Среднегодовой экономический эффект от применения комплексной технологии отработки бедных урановых руд составил 81,2 млн руб. Суммарный экономический эффект за 2013–2019 гг. составляет 428,9 млн руб.

Новые технологические решения используются АО «Атомредметзолото» при проектировании комплексов по добыче, рудоподготовке и отработке других перспективных урановых месторождений Стрельцовой группы, месторождений Эльконского рудного узла.

**Личный вклад автора** состоит в выявлении проблемы и обосновании идеи работы и её реализации путём постановки целей и задач исследований; в формировании методологического подхода для решения поставленных задач; разработке комплекса перспективных технологических методов решения проблемы; в проведении лабораторных исследований и опытно-промышленных испытаний; внедрении разработанных технологий и способов добычи и отработки бедного уранового сырья; анализе и обобщении результатов тестовых и экспериментальных исследований; обработке и анализе полученных практических результатов опытно-промышленных испытаний; в выявлении и научном обосновании закономерностей изучаемых процессов; в разработке технологических схем КВ урана из бедных руд; подготовке исходных данных на проектирование и строительство полигона кучного выщелачивания.

**Апробация полученных результатов.** Материалы докладывались и обсуждались на экспертном совете «ППГХО» (г. Краснокаменск, 2017 г.); отраслевой научно-практической конференции молодых специалистов и аспирантов «Молодежь ЯТЦ: наука, производство, экологическая безопасность» (г. Северск, 15–19 ноября 2010 г.); X, XV, XVII Международных научно-практических конференциях ЗабГУ (г. Чита, 29 ноября – 2 декабря 2010 г., 30 ноября – 2 декабря 2015 г., 28–30 ноября 2017 г.); Международной выставке технологий и оборудования для добычи и обогащения полезных ископаемых “Mining World Russia” (г. Москва, 21–24 апреля 2015 г.); I и II Национальных выставках «ВУЗПРОМЭКСПО. Отечественная наука – основа индустриализации» (г. Москва, 17–18 декабря 2013 г., 29–30 сентября 2014 г.); научно-технических комитетах технологического

направления ПАО «ППГХО» (г. Краснокаменск, 2010–2017 гг.), научно-практической конференции с международным участием «Геотехнологические методы освоения месторождений твердых полезных ископаемых» ФГУП «ВИМС» (г. Москва, 17–19 ноября 2015 г.), международном симпозиуме «Сырье для ядерного топливного цикла: разведка, добыча, производство, спрос и предложение, вопросы экономики и окружающей среды» (УРАН-2014) (23–27 июня 2014 г. – Вена: Международное агентство по атомной энергии); международном форуме «Атомэкспо» (г. Москва, 6–8 июня 2011 г.); XX Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» ФГБОУ ВПО «УГГУ» (г. Екатеринбург, 15–16 апреля 2015 г.); на XV, XXII, XXIV Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» МГГУ НИТУ «МИСИС» (г. Москва, 22–26 января 2007 г., 27–31 января 2014 г., 25–29 января 2016 г.); научно-технических советах № 3 ГК «Росатом» (г. Москва, 2012–2017 гг.); на XVII Международной научно-практической конференции «Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов» (г. Чита, ноябрь 2017 г.); на XVIII Международной научно-практической конференции «Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов» (г. Чита, ноябрь 2019 г.); на международной конференции по физико-химической геотехнологии (г. Чита, ноябрь 2019 г.).

**Публикации.** Основные положения диссертации опубликованы в 53 печатных работах, в том числе 2 монографии, 34 статьи в журналах, рекомендованных ВАК Минобрнауки, 11 статей в изданиях, индексируемых Scopus, получено 6 патентов РФ на изобретения. Работа выполнена в процессе комплексного изучения результатов отработки урановых месторождений СРП (2004–2017) в рамках программы «Повышение эффективности отработки Стрельцовой группы месторождений урана на период до 2020 г.», а так же в рамках программы Госкорпорации «Росатом» «Программы инновационного развития и технологической модернизации Госкорпорации “Росатом” на период до 2030 года» и при выполнении темы НИОКР «Создание комплексной технологии отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами» (шифр 2012-218-03-4491, 2013 г.).

## ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ СТРЕЛЬЦОВСКОЙ ГРУППЫ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДИК ДОБЫЧИ И РАЗДЕЛЕНИЯ ПОТО- КОВ УРАНОВЫХ РУД ПО СОРТАМ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

**Анализ урановой сырьевой базы.** На территории России в настоящее время открыто 11 урановорудных районов (рисунок 1.1), 5 из которых представлены скальными типами руд. Наиболее крупными объектами являются Приаргунский и Восточно-Алданский. Восточно-Алданский район представлен скальными урановыми месторождениями Эльконского рудного поля, содержит наиболее крупные запасы урана и в перспективе может стать основным источником производства концентрата природного урана. На территории Приаргунского урановорудного района разведано до промышленных категорий 19 скальных месторождений, 7 из которых вовлечены в той или иной степени в эксплуатацию рудниками ПАО «Приаргунского производственно-го объединения».

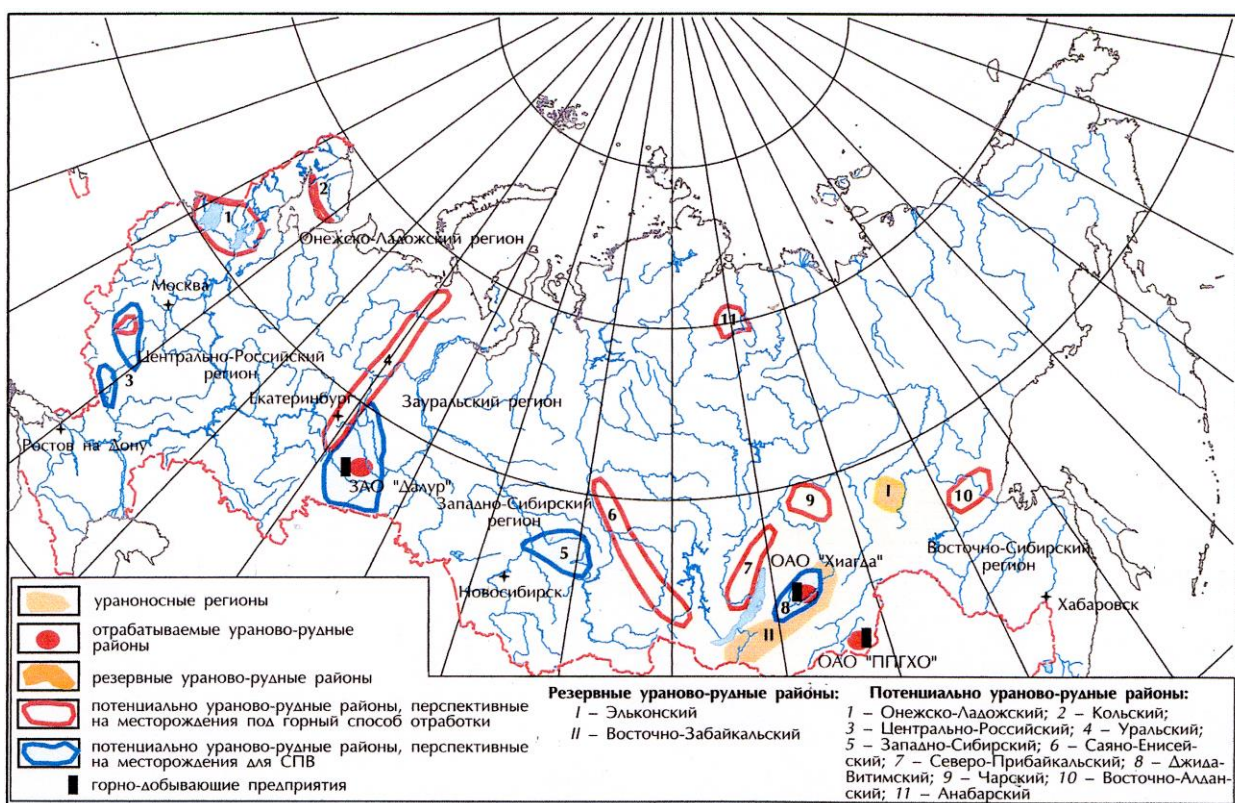


Рисунок 1.1. – Схема размещения ураново-рудных районов России

## 1.1. Анализ горно-геологических условий на урановых месторождениях Стрельцовской группы и геологических особенностей руд

Сырьевая база ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» представлена 19 скальными урановыми месторождениями гидротермального типа (рисунок 1.2).

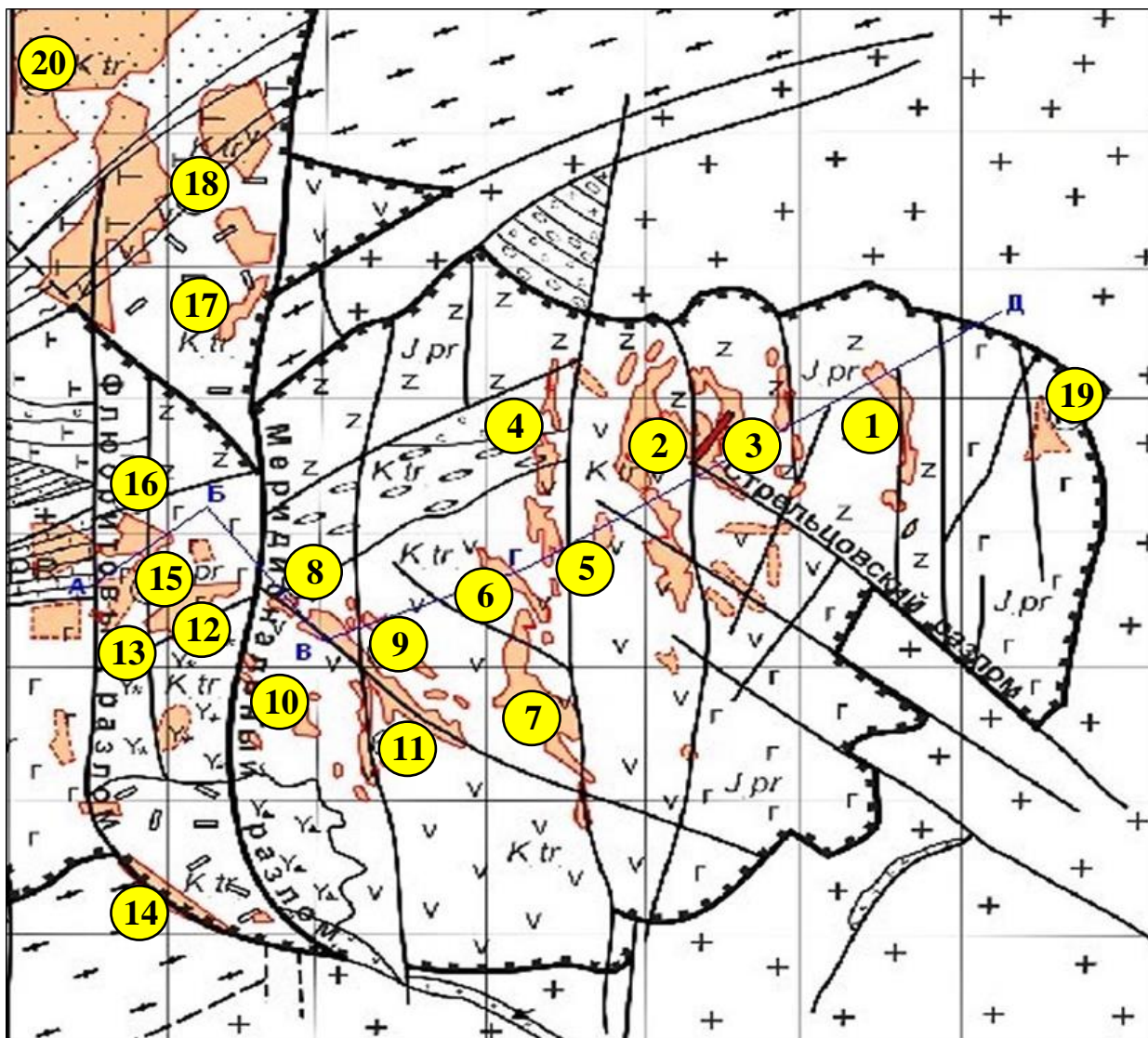


Рисунок 1.2 – Схема размещения урановых месторождений Стрельцовского района:



– месторождения урана, — контур Стрельцовской кальдеры



Цифры в кружках – месторождения: 1 – Широндукуевское, 2 – Стрельцовское, 3 – Антей, 4 – Октябрьское, 5 – Лучистое, 6 – Мартовское, 7 – Мало-Тулукуевское, 8 – Тулукуевское, 9 – Юбилейное, 10 – Весеннее, 11 – Новогоднее, 12 – Пятилетнее, 13 – Красный Камень, 14 – Юго-Западное, 15 – Жерловое, 16 – Аргунское, 17 – Безречное, 18 – Дальнее, 19 – Восточно-Широндукуевское, 20 – Полевое.



Месторождения локализованы в пределах кальдеры обрушения, занимающей площадь в 140 км<sup>2</sup>. Борты и основание кальдеры представлены гранитоидами [9, 12]. Перекрываются породы фундамента вулканогенно-осадочной толщей, сложенной переслаивающимися породами эффузивного и осадочного комплекса. Сложное тектоническое строение кальдеры обусловлено наличием сочетания разнопорядковых крутопадающих разломов и пологих срывов на границе различных литологических разностей пород.

Крупные тектонические нарушения сопровождаются мелкой трещиноватостью, оперяющей их. Геологический разрез Стрельцовой кальдеры представлен на рисунке 1.3 [85].

Урановое оруденение локализовано как в породах фундамента, так и в вулканогенно-осадочной толще. Многообразие форм рудных образований можно разделить на три группы: мощные рудные тела столбообразной и уплощенной формы, рудные образования, сложенные сложным сочетанием прожилков, линз, объединенных в штокверкообразные залежи, и маломощные рудные тела жиллообразной и пластовой формы. Каждая группа рудных образований характеризуется общими показателями, что позволяет эти характеристики использовать для выбора технологии их отработки [68, 69].

Большой вклад в изучение физико-механических свойств вмещающих пород в Стрельцовском рудном поле внесли И. Г. Пальпин, Л. П. Ищукова, В. А. Шлейдер, И. А. Карпенко, Ю. А. Филипченко, Т. С. Овсов [12, 62]. В процессе исследований изучены удельный и объемный вес, полная и эффективная пористость, водопоглощение, прочность при сжатии и скалывании, упругие свойства (коэффициент Пуассона, модуль Юнга и модуль сдвига) для всех рудовмещающих пород, наименее подвергнутых динамическим и гидротермальным преобразованиям (таблица 1.1). [62]. Физико-механические свойства горных пород приведены в таблице 1.1.

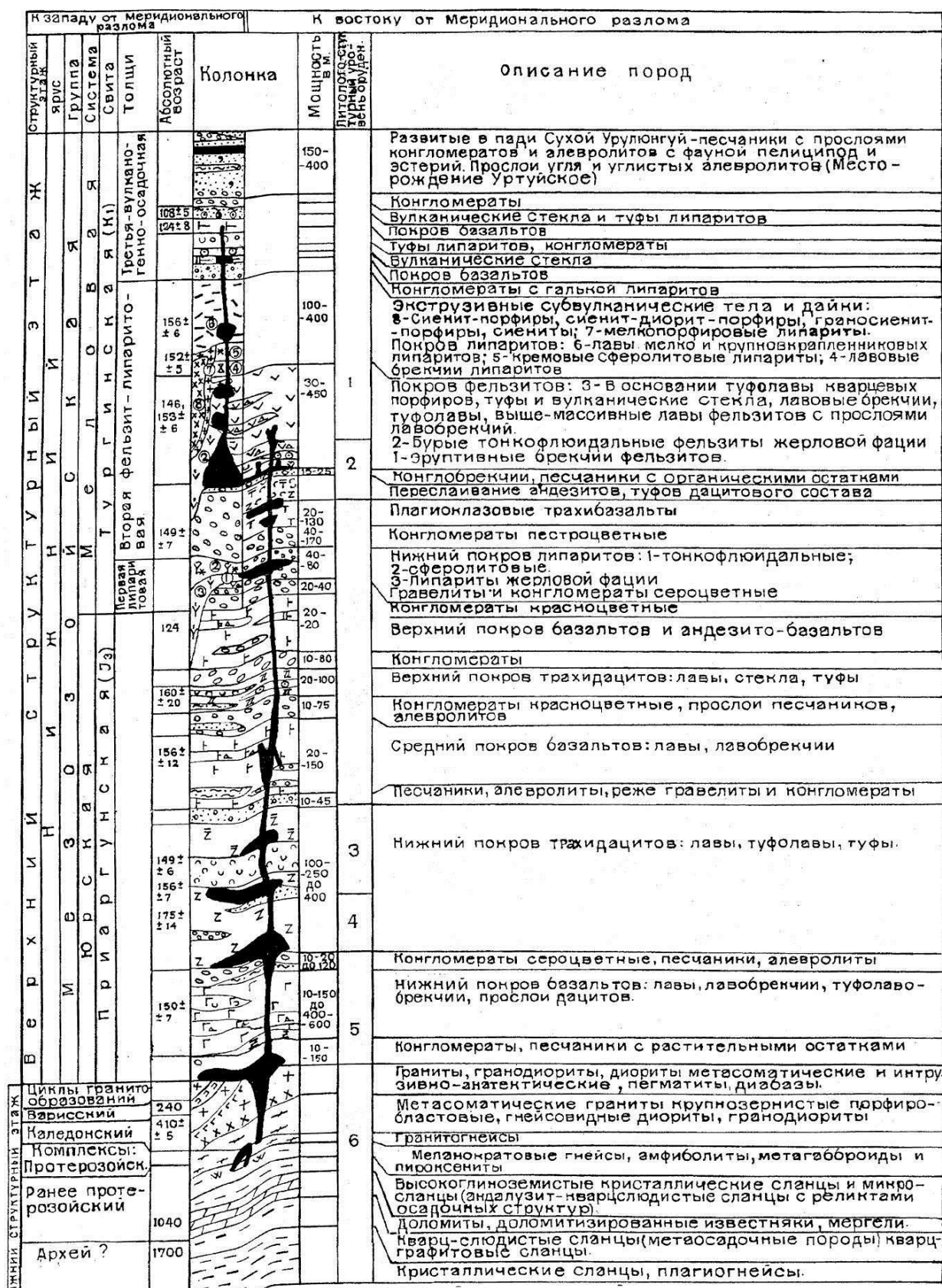


Рисунок 1.3 – Геологический разрез Стрельцовской кальдеры

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства горных пород

Место-рождения	Породы	Водопоглощение, %	Объемный вес, г/см <sup>3</sup>	Пористость, %		Временное сопротивление растяжения, МПа	Испытание на сжатие					Контактная прочность, МПа	Динамические константы			
				эффективная	полная		Прочность на сжатие, МПа	Удельная работа разрушения, кг/см <sup>3</sup>	Коэффициент пластичности	Показатель дробимости	Модуль деформиремости (сдвига) (x10 <sup>-5</sup> ), МПа		Модуль упругости E * 10 <sup>-5</sup> (модуль Юнга), МПа	Коэффициент Пуассона	Скорость распространения волн, м/с	
															продольных	поперечных
Антей	Граниты		2,62(41)	1,98(29)		91(196)	1420(46)	3,57(46)	2,38(46)	12,4(46)	3,00(46)	193(43)	6,40(35)	0,20(35)	5110(35)	3075(35)
Дальнее	Фельзиты		2,29(54)	11,43(31)		144(146)	1450(49)	4,98(49)	2,05(49)	8,7(49)	2,2(49)	148(77)	3,94(40)	0,20(40)	4225(40)	2590(40)
	Туфы фельзитов		1,96(49)		19,2(21)	40(122)	485(43)	2,55(43)	2,05(43)	5,3(43)	0,49(43)	42(74)	1,75(28)	0,16(28)	3005(28)	1895(28)
	Конгломераты		2,33(57)		11,8(22)	76(158)	790(48)	2,70(48)	2,18(48)	11,8(48)	1,24(48)	153(28)	5,48(12)	0,23(12)	5000(12)	2950(12)
Мало-Тулукувское	Фельзиты		2,43(54)	9,00(28)		111(198)	1210(47)	4,35(47)	2,06(47)	4,7(47)	1,74(47)	161(66)	5,74(42)	0,34(42)	5580(42)	2720(42)
	Трахидациты		2,54(74)	5,5(26)		154(194)	1620(50)	5,23(50)	2,04(50)	6,3(50)	2,56(50)	238(93)	6,01(45)	0,34(45)	5630(45)	2700(45)
Стрельцовское	Базальты		2,63(63)	3,9(12)	8,3(13)	101(171)	1200(43)	4,87(43)	2,07(43)	4,0(43)	1,87(43)	150(101)	5,43(38)	0,36(38)	5530(38)	2490(38)
	Плагиоклаз, трахибазальт	0,95(18)	2,66(28)	2,8(26)	1,84(13)		2972(8)				2,19(11)		5,56(11)	0,26(11)	5109(11)	2880(11)
	Базальт нижн., средн., верхн.	1,14(34)	2,65(50)	2,68(46)	5,35(43)		1540(34)				2,31(9)		5,78(9)	0,25(9)	5065(13)	2880(9)
	Базальт осветленный	1,80(1)	2,64(7)	5,07(7)	6,57(1)		1824(6)				2,01(6)		4,95(6)	0,21(6)	4580(6)	2732(6)
	Лавобрекчия базальта	1,45	2,61(7)	5,46(7)	7,52(4)		1615(6)				1,80(1)		4,18(1)	0,16(1)	4210(1)	2680(1)
	Трахидациты (нижн. и верхн. покров)	1,56(41)	2,47(70)	5,03(59)	8,08(56)		1869(39)				2,02(10)		5,05(10)	0,24(10)	4495(36)	27666(10)
	Трахидациты альбит. карб. п. слитиз. осв.	2,18(21)	2,46(22)	4,99(22)	8,14(16)		2090(15)				1,88(2)		4,82(2)	0,28(2)	5150(2)	2766(2)
	Трахидациты кварц. (нижний покров)	0,68(2)	2,55(2)	2,98(2)	-		-				1,83(1)		4,90(1)	0,30(1)	5020(1)	2675(1)
	Трахидациты гематит. (нижний покров)	3,18(4)	2,40(4)	8,18(4)	-		-				1,52(2)		4,31(2)	0,28(2)	3953(3)	2030(3)
	Туфы тр-тов (нижн.)	1,43(12)	2,56(13)	3,79(13)	4,51(8)		1497(7)				2,32(2)		5,38(2)	0,19(2)	5010(2)	2984(2)
	Фельзит	3,40(9)	2,33(34)	10,44(28)	10,13(27)		1748(15)				1,58(7)		4,04(7)	0,18(7)	3634(23)	2568(7)
	Фельзит тонкофл., бурый, окрем. (жерл.)	3,22	2,47(16)	4,95(13)	4,42(10)		1735(2)				1,94(3)		5,00(3)	0,23(3)	5087(5)	2771(3)
	Туфолава фельзита	4,44(16)	2,33(21)	10,41(21)	11,44(18)		1964(11)				1,20(3)		3,29(3)	0,20(3)	3880(7)	2199(3)
	Туф фельзита	4,96(4)	2,32(4)	7,4(4)	12,07(4)		863(5)				-		-	-	-	-
	Туф фельз. гидр. хлор.	5,60(3)	2,14(3)	17,87(3)	20,45(3)		-				-		-	-	-	-
	Лавобрекчия фельзита	3,29(5)	2,49(5)	4,79(5)	7,63(5)		372(7)				-		-	-	-	-
	Конгломераты мелкогал.	3,78(24)	2,41(38)	7,54(32)	9,29(32)		1186(27)				1,56(4)		3,32(4)	0,16(4)	3433(10)	2512(4)
Конгломераты разногал.	2,87(6)	2,44(7)	8,63(7)	-		720(1)				1,22(4)		3,17(4)	0,28(4)	4232(4)	2240(4)	
Гравелит	3,76(3)	2,42(7)	7,41(4)	8,85(4)		1121(7)				1,35(1)		2,73(1)	0,03(1)	3400(1)	2380(1)	
Песчаники м/з, к/з полимикт.	3,53(8)	2,42(15)	7,51(15)	10,7(10)		676(9)				0,91(4)		2,01(4)	0,11(4)	2942(4)	1920(4)	
Мелковкр. липар.	1,37(3)	2,48(26)	3,17(21)	4,42(22)		2129(6)				1,97(4)		4,66(4)	0,20(4)	4048(14)	2758(4)	
Мелковкр. липар. арг.	8,17(2)	2,25(7)	15,59(4)	9,51(3)		1639(3)				1,42(1)		3,34(1)	0,18(1)	3823(3)	2520(1)	
Сиенит-порфир	0,1(3)	2,60(8)	1,28(8)	2,50(6)		1988(3)				2,55(2)		6,05(2)	0,20(2)	4747(4)	3060(2)	
Сиенит-порфир интенс. арг.	4,38(4)	2,26(5)	10,55(5)	15,03(4)		686(2)				0,50(1)		1,32(1)	0,32(1)	2900(1)	1480(1)	
Гранит ср/з.	0,41(7)	2,61(12)	1,4(12)	1,90(8)		1943(3)				2,44(3)		5,93(3)	0,23(3)	4390(7)	3002(3)	
Гранит с/з арг.	-	2,47(2)	5,4(2)	5,6(2)		-				-		-	-	4017(4)	-	

Примечание. В скобках - количество анализов.

В результате исследований установлено, что породы кислого и среднего состава (фельзиты, липариты, трахидациты) характеризуются высокой полной и эффективной пористостью, водопоглощением, большой прочностью, повышенными коэффициентами Юнга и относительно незначительными коэффициентами Пуассона, вследствие чего они склонны к хрупким деформациям. В условиях тектонических напряжений в породах образуются разрывы, брекчии, зоны крутопадающей трещиноватости, направленной перпендикулярно к слоистости и пологой флюидалности [68].

Хрупкие породы кислого состава при ведении взрывных работ более подвержены разрушению с образованием кусков меньшего размера, в то же время более основные породы обладают высокой пластичностью и при взрыве разрушаются на более крупные фрагменты.

## **1.2. Анализ существующих технологий отработки природных и техногенных месторождений урана**

В мире накоплен обширный опыт разработки скальных урановых месторождений подземным способом.

Небольшие месторождения скальных урановых руд в Европе в настоящее время практически все отработаны. Данные работы проводились во Франции, Чехословакии, Венгрии, Германии. На базе оставшихся запасов убогих урановых руд организованы работы по кучному выщелачиванию на ранее отработанных традиционными технологиями месторождениях [2, 3, 5, 11, 16, 47, 144–158].

Кучное выщелачивание урановых руд осуществлялось во Франции и в других странах. Бедные руды месторождения Бружо (Франция) содержат урановую смолку со средним содержанием урана около 0,017 %. Кондиционные руды относят к рудам, содержащим более 0,02 % U, бедные руды – от 0,01 до 0,02 % U и пустую породу – с содержанием менее 0,01 % U. Начиная с 1963 г. бедные руды перерабатывают методом кучного выщелачивания.

Опытно-промышленные испытания проведены на кучах массой 1000, 10 тыс. и 16 тыс. т бедной руды. В трех кучах по 1000 т содержание урана было 0,034

%, рН раствора для орошения – 1,4; расход раствора для орошения – 2,5 л/(т·ч). В I и II кучах гранулометрический состав руды представлен классами 0–120 мм. Раствор для орошения в I куче – вода и серная кислота, во II куче – отходы заводского процесса и серная кислота. Отходы образуются после обработки руды серной кислотой на химическом заводе; они содержат  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , около 2 г/л  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , имеют рН 1,6. III куча имеет гранулометрический состав руды крупностью 0–400 мм; раствор для орошения аналогичен II куче. Здесь получены наиболее благоприятные результаты: извлечение урана после выщелачивания – 80 % при концентрации его в растворе 1,6 г/л.

Осуществлялось промышленное выщелачивание руды в кучах массой 10 тыс. т, содержание урана в руде 0,018 % (1800 кг), крупность руды 0–400 мм. Использована установка по выщелачиванию кучи III. Площадка под кучу готовилась из поливиниловых пластин, к ней примыкал резервуар вместимостью 300 м<sup>3</sup> также из поливинила, предназначенный для растворов, содержащих уран. Куча имела высоту 4 м и обрабатывалась раствором при рН 1. Куча выщелачивалась с октября по июль с перерывом на два зимних месяца. Было извлечено 79,8 % U (1437 кг), расход  $\text{H}_2\text{SO}_4$  составил 12,5 кг/т руды. Себестоимость 1 кг урана – 81,5 франка.

Промышленное выщелачивание в кучах массой 16 тыс. т проводилось с сентября по март в условиях выщелачивания кучи массой 10 тыс. т, но концентрация кислоты в растворе в начальной фазе выщелачивания была выше (рН 0,9). Содержание урана в куче – 0,024 % (3840 кг), крупность руды 0–400 мм, высота кучи 5 м, извлечено урана 68 % (2622 кг). Расход  $\text{H}_2\text{SO}_4$  – 10,5 кг/т руды, себестоимость 1 кг урана – 44 франка. Низкая себестоимость урана объясняется тем, что не учитывается себестоимость руды, которую брали из отвалов, а также близостью расположения кучи от завода и месторождения (отвала) руды.

Опыты по кучному выщелачиванию урановых руд месторождения Бружо оказались благоприятными, и Комитет по атомной энергии Франции считал целесообразным использовать кучное выщелачивание для извлечения урана на других более мощных объектах.

Использование метода выщелачивания урановой руды без предварительного измельчения позволило получать уран в тех случаях, когда экономически нецелесообразно использовать классические методы обогащения. Метод может быть применен как для бедной горной массы, так и для отходов заводской обработки. Высота кучи обрабатываемого материала колеблется от нескольких до 10–20 м. Раствор  $H_2SO_4$  подается по перфорированным пластмассовым трубам с дебитом 1 до 25 л/(ч·м<sup>2</sup>). Затем руда промывается и просушивается. Применение этого метода позволило в зависимости от гранулометрического состава руды увеличить производительность и извлечение урана до 80 %.

Более богатую руду предварительно измельчали до крупности 250–300 мм, иногда до 30–15 мм (в среднем до 70–80 мм), а затем выщелачивали. Полный цикл обработки в этом случае длился около месяца, готовый продукт – уранат окиси магния. В настоящее время во Франции работает такой комплекс с годовой производительностью более 100 т урана.

В Испании с 1975 г. в провинции Саламанка работала установка по извлечению урана кучным выщелачиванием. Месторождение представлено сланцами, по трещинам которых включены минералы урана – главным образом урановая смолка. Среднее содержание  $U_3O_8$  в руде 0,09 %, бортовое – 0,02 %. Годовая производительность по руде 200 тыс. т при общем объеме добычи 1,2 млн т породы. При добыче руду сортировали, затем дробили до крупности -50 мм и отсыпали в кучи высотой не более 3 м. Отсыпали и выщелачивали отдельно богатую руду (более 0,07 %  $U_3O_8$ ) и бедную (0,02–0,07 %  $U_3O_8$ ).

Вначале на землю укладывалась полиэтиленовая пленка, на которую осторожно укладывали руду послойно. После отсыпки на поверхности кучи проводили борозды и кучу орошали кислым раствором, содержащим 0–28 г/л  $H_2SO_4$ . Урансодержащие растворы (0,3–3,0 г/л  $U_3O_8$ ) с рН 1,2–1,4 направлялись на экстракцию урана аланином 336 и изодеканолом в керосине. Все сточные воды обрабатывали известью и хлористым барием, направляли в хвостохранилище. Обслуживали весь завод около 100 человек. В год получали в среднем 75 т  $U_3O_8$ . Планируется увеличение производства  $U_3O_8$  до 500 т/год.

Выщелачивание урана из богатых маломощных месторождений осуществляется в Эль-Нопаль (Мексика). Это месторождение имеет запасы 115 тыс. т руды со средним содержанием 0,28 %  $U_3O_8$  (300 т  $U_3O_8$ ). Руду дробят до крупности 38 мм, укладывают в кучу и орошают растворами  $H_2SO_4$ , проводят противоточную промывку и из раствора экстрагируют уран. Изучены следующие основные факторы, влияющие на выщелачивание: геометрия кучи, размер кусков руды и их распределение, расход выщелачивающего раствора и режим орошения, способ орошения и промывки. Эффективность выщелачивания составляет 80–85 % при времени выщелачивания 1000 ч. Расход кислоты – обычно менее 25 кг/т руды. Содержание  $U_3O_8$  в выщелачивающих растворах 7 г/л при соотношении Т:Ж = 3:1. В качестве экстрагента для извлечения урана используют аланин 336 (трикаприламин) и изодеканол в керосине. После рекстракции и осаждения получают товарный урановый продукт.

Наиболее крупным объектом разработки урановых руд в Европе был горно-обогащительный комбинат в ГДР – «Висмут». Богатые руды были отработаны системами с селективной выемкой руды и последующей ручной разборкой горнорудной массы. Рядовые руды отработывались слоевыми системами снизу вверх и закладкой выработанного пространства твердеющей закладкой. В небольшом объеме применялись системы с магазинированием руды. В «Висмуте» впервые было опробовано подземное блочное выщелачивание убогих урановых руд и кучное выщелачивание. Немецкий опыт был перенесен в другие уранодобывающие предприятия: Целинный, Желтоводинский, Ленинабадский. Кучное выщелачивание же на этих предприятиях не получило широкого применения.

На урановых месторождениях в зоне окисления гранитоидов Северного Кавказа (к этому типу относятся небольшие по запасам урана месторождения Бештау и Быкогорское) была применена технология подземного выщелачивания через скважины, пробуренные в горном массиве, и улавливанием продуктивных растворов горными выработками дренажного горизонта. Основные запасы этих месторождений были отработаны слоевыми системами с твердеющей закладкой и частично системами с магазинированием. Руды месторождений весьма трещиноваты, что дало возможность применить метод подземного выщелачивания скальных руд без пред-

варительного их дробления. Часть запасов была отработана методом ПВ с принудительным дроблением руд буровзрывным способом (рисунок 1.4).

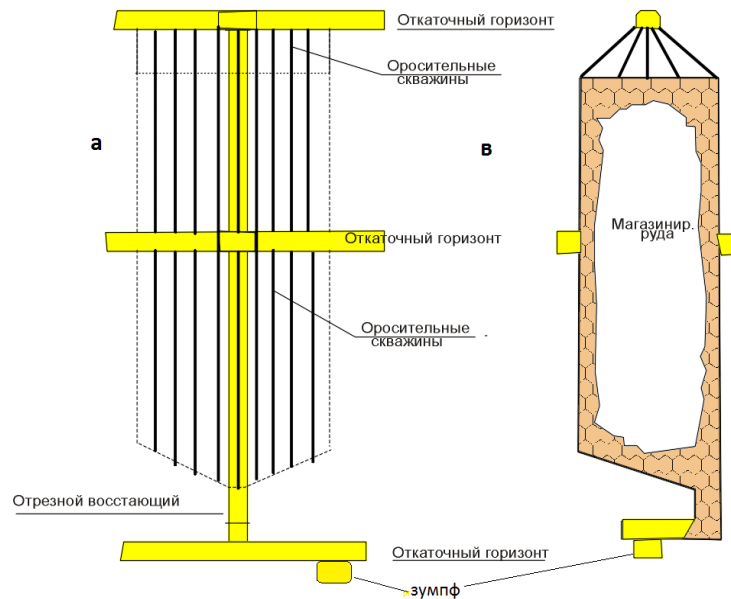


Рисунок 1.4 – Схема подготовки блока под ПВ: а) – без дробления; в) – с дроблением

На рисунке 1.5 показана схема применения физико-химической технологии для разработки убогих руд месторождений Бештау и Быкогорское.

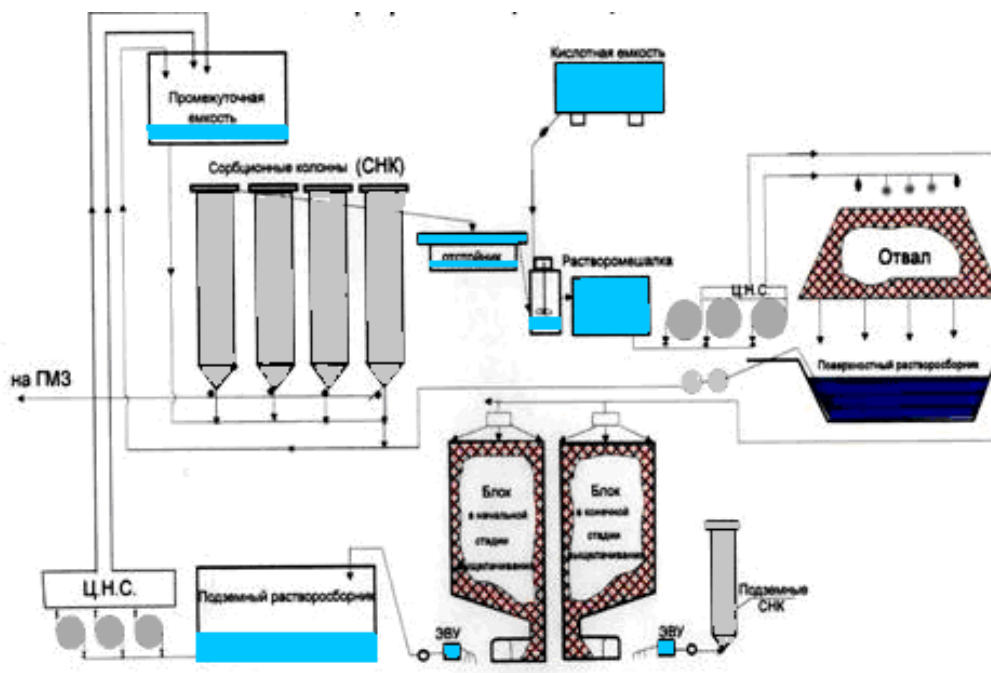


Рисунок 1.5 – Принципиальная схема применения физико-химической геотехнологии отработки скальных урановых руд



Внедрение новой технологии разработки позволило значительно продлить срок существования предприятия.

К типу жильно-штокверковых молибден-урановых месторождений в гранитоидах относится месторождение Чаркасар-II (Ленинабадский ГОК). Вмещают оруденение сильно трещиноватые граниты, урановые минералы – настуран и коффинит. Доработка запасов месторождения осуществлялась методом ПВ. Выщелачиванию подвергались руды с содержанием урана 0,023 % рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 64 г/л. Блок выщелачивался в течение 300 суток, среднее содержание урана в продуктивных растворах 38 мг/л.

На месторождении Киик-Тал выщелачивание осуществлялось без дробления горного массива, т. к. руды весьма трещиноваты, а урановые минералы представлены легко разлагаемыми окисными формами: урановые черни и настуран со средним содержанием урана 0,017 %. Расход серной кислоты составил 35 кг на 1 кг урана.

Забалансовые руды месторождения Чаркасар I с содержанием урана 0,018 % выщелачивали через скважины, пробуренные с поверхности. Концентрация серной кислоты в рабочем растворе – 105,8 г/л.

Оставшиеся в недрах забалансовые руды с содержанием урана 0,017 % на месторождении Табошар обрушили и затопили раствором серной кислоты с концентрацией 224 г/л. Из продуктивного раствора было получено 12 т урана.

Забалансовая руда со средним содержанием урана 0,012 % из месторождений Алатаньга, Каттасай и Джекиндек подверглась кучному выщелачиванию в штабелях объемом 100 тыс. т. Штабели орошались рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 10–20 г/л и интенсивностью орошения 30–60 л/м<sup>2</sup>/час. Средний расход серной кислоты составил 178,8 кг на 1 кг урана.

Кучному выщелачиванию подвергались техногенные забалансовые руды и хвосты обогащения месторождения Маньбой (Целинный ГОК). Выщелачивание осуществлялось карбонатными растворами. Объем выщелачиваемого сырья составил 8 млн т, из которых было получено 80 т/год и молибдена 120 т/год.

Данный анализ показывает, что применение физико-химических методов отработки скальных месторождений урана имеет достаточно давнюю историю. Данный опыт использован и на месторождениях Стрельцовского рудного поля, обрабатываемых рудниками Приаргунского горно-химического объединения.

На предприятии усовершенствована слоевая система выемки богатых урановых руд. Выемка руд осуществляется слоями сверху вниз с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Система гибкая и позволяет обрабатывать запасы с очень низкими показателями потерь и разубоживания, что является показателем высокой эффективности выемки полезного ископаемого. Система обладает высокой степенью механизации процессов очистного цикла. Основной недостаток этой системы – высокая себестоимость добычи, что связано с погашением выработанного пространства твердеющей смесью, почти 50 % эксплуатационных затрат приходится на приготовление, доставку и закладку этой смеси [19, 91, 97]. Применение данной системы рентабельно лишь при отработке достаточно богатых руд (более 0,2 % урана). Схема подготовки эксплуатационного блока показана на рисунке 1.6.

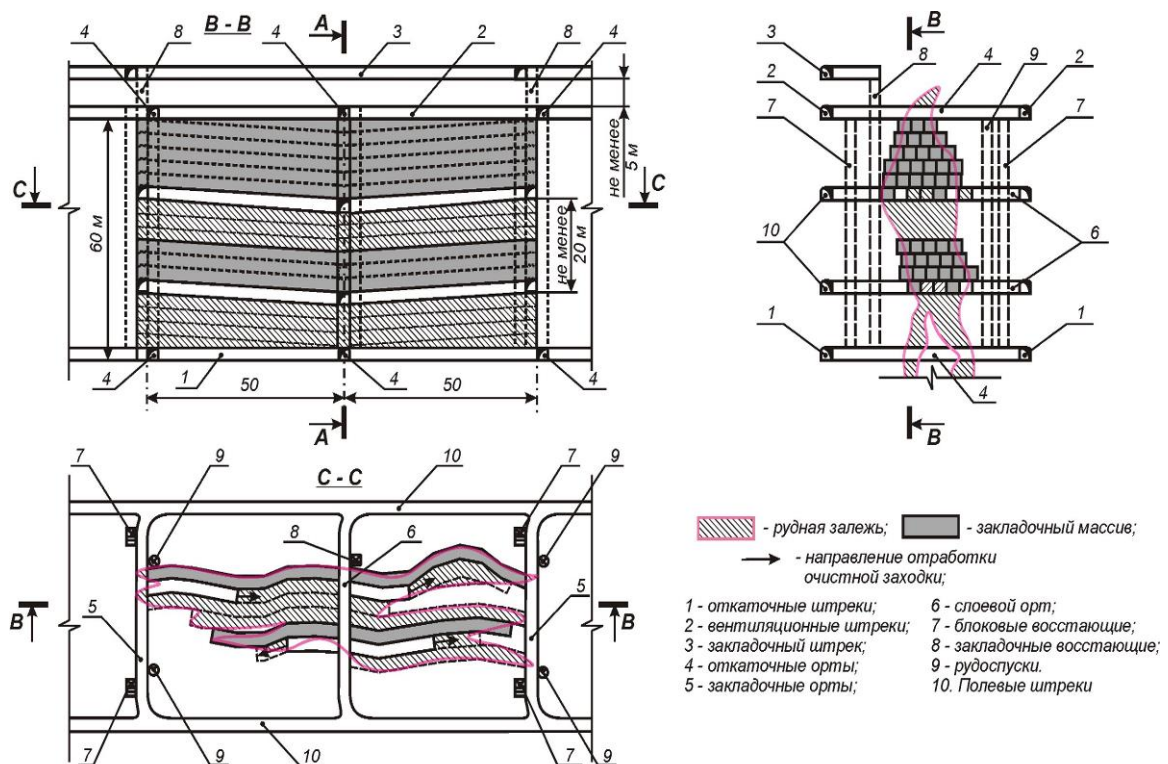


Рисунок 1.6 – Схема подготовки блока под систему разработки «Нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью»

Длина эксплуатационного блока – до 200 м, ширина зависит от мощности рудной залежи, высота 60 м. Параметры очистных заходок: ширина 3,5–4 м, наклон – 4–6°.

На рудных телах мощностью более 10 м одновременно могут обрабатываться до 6 заходок. Выработанное пространство заполняется твердеющей закладкой. Благодаря разбивке блока на два полублока по вертикали производительность может достигать 6 тыс. т в месяц.

Работы ведутся с помощью самоходной техники: буровые каретки и погрузо-доставочные машины.

Небольшой объем добычи (около 10 %) выполнен камерными системами: блоковое и подэтажное магазинирование и система подэтажных штреков [17]. Схема подготовки и отработки руд системой подэтажных штреков показана на рисунке 1.7.

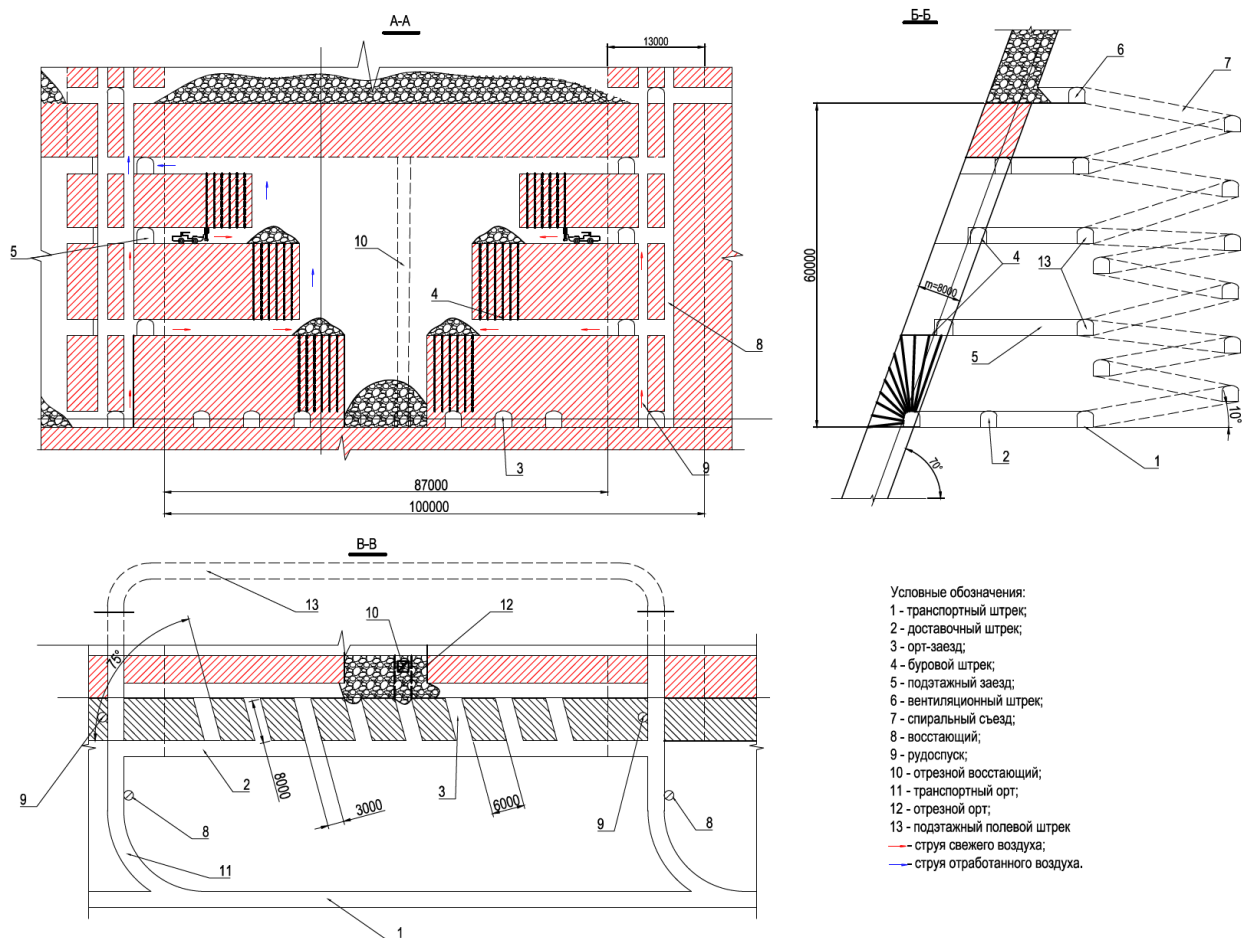


Рисунок 1.7 – Схема подготовки блока под систему отработки «подэтажные штреки с погашением выработанного пространства обрушением налегающих пород»

Высота этажа при этом принимается равной 60 м, высота подэтажа - 10 м. Подготавливается блок восстающими, расположенными в целике. Подэтажные штреки прорезаются по всей длине камеры. Отрезная щель формируется взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающей на всю ширину камеры. Руда отбивается на отрезную щель скважинами диаметром 57...105 мм из уступов в отступающем порядке. Скважины бурятся восходящими веерами из подэтажных штреков. В процессе отбойки проводится частичный выпуск (до 30 %) взорванной руды для создания компенсационного пространства через подэтажные штреки и рудоспуски.

Окончательный выпуск руды на днище производится после полной отбойки запасов.

Производительность камеры по руде – 2000–3000 т/месяц, потери руды 6–8 %, разубоживание 30–40 %.

Буровые работы ведутся с помощью станков КБУ – 80М или БП – 100, доставка горной массы при проходке подэтажных выработок осуществляется ПДМ типа ПД-2Э.

После выпуска руды пустоты гасятся взрыванием налегающих пород.

**Подземным выщелачиванием** отрабатываются убогие урановые руды. Подготовка эксплуатационного блока осуществляется на базе системы с подэтажным магазинированием руды. Отбойка руды производится веерами скважин диаметром 85–105 мм, пробуренных с подэтажных выработок. В процессе отбойки около 30 % горнорудной массы выпускается, оставшиеся 70 % магазинируются в камерах и подвергаются выщелачиванию по сернокислотной технологии [17].

Длина блока 120–150 м, ширина блока определяется мощностью рудного тела, стандартная высота – 60 м.

Орошение магазинированной руды осуществляется с горизонта, пройденного на 10 м выше системы вентиляционных выработок через оросительные скважины, пробуренные в камеру блока. Сбор продуктивных растворов ведется на дренажном горизонте, включающем дренажные выработки и зумпф. Растворы, по мере накоп-

ления, откачиваются на поверхность для извлечения урана сорбционной технологией. Схема подготовки блока приведена на рисунке 1.8.

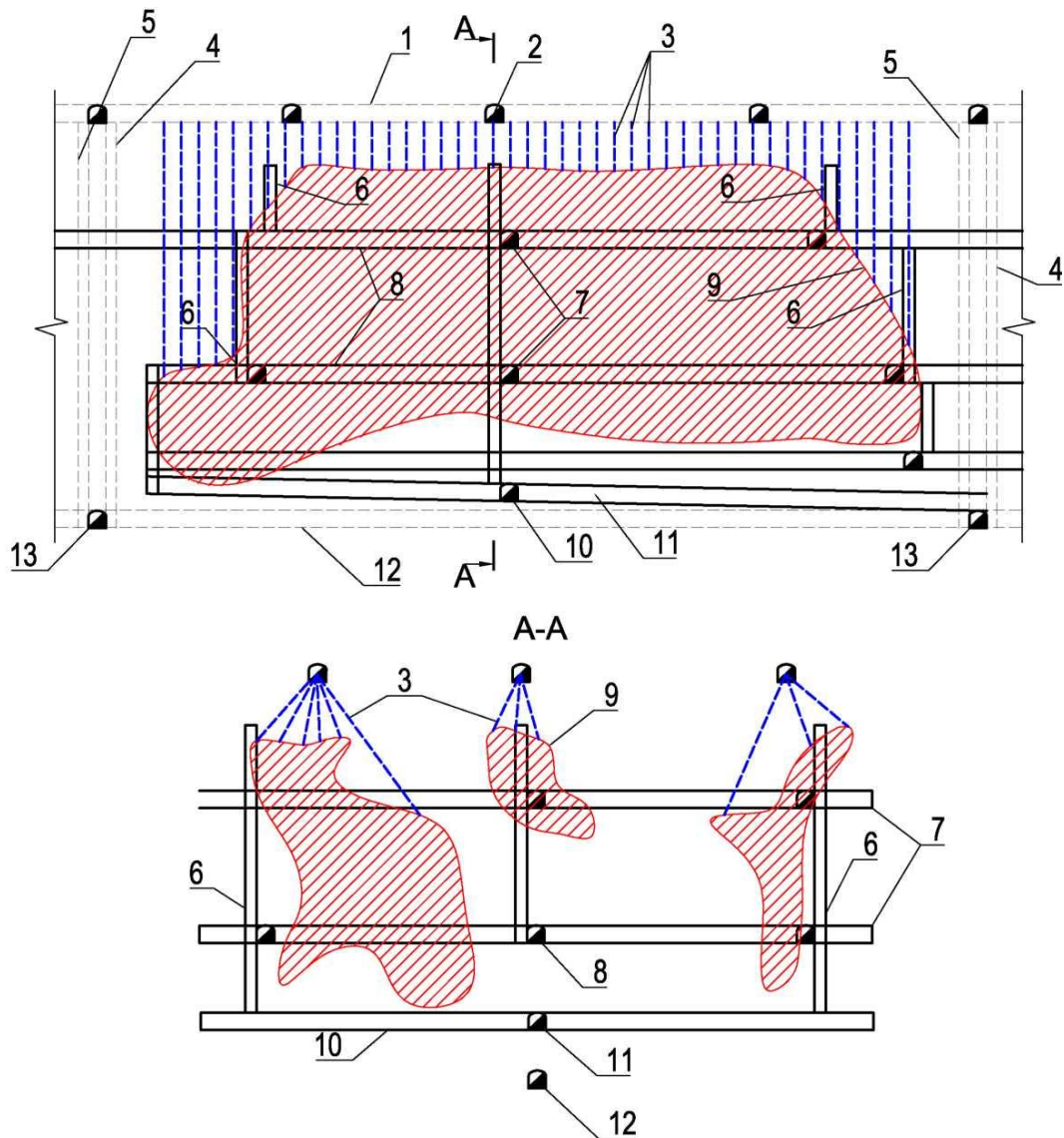


Рисунок 1.8 – Схема подготовки блока под подземное выщелачивание: 1 – оросительный штрек; 2 – оросительный орт; 3 – оросительные скважины; 4 – восстающий; 5 – рудоспуск; 6 – отрезной восстающий; 7 – буровой орт; 8 – буровой штрек; 9 – контур рудного тела; 10 – дренажный орт; 11 – дренажный штрек; 12 – откаточный штрек; 13 – откаточный орт

После проведения исследований на утечки в блок подается рабочий раствор с концентрацией серной кислоты до 30 г/л (стадия закисления). После закисления наступает стадия активного выщелачивания с концентрацией серной кислоты 5–7 г/л. В таком режиме работы продолжают до падения концентрации урана в продуктивном растворе ниже 20 мг/л. Завершает выщелачивания стадия довыщела-

чивания с концентрацией серной кислоты 3 мг/л. Режим выщелачивания инфильтрационный. Далее блок промывается водой с добавлением извести – стадия обезвреживания магазинированной горной массы.

Переработка продуктивных растворов производится на геотехнологической установке и включает:

- сорбцию урана из растворов на ионообменной смоле (анионите) АМП; «Пьюролайт А500»;
- десорбцию урана;
- отмывку анионита от избыточной кислотности;
- получение товарных урановых регенератов – конечной продукции подземного выщелачивания.

Товарные регенераты спецтранспортом завозятся на ГМЗ и передаются на окончательную переработку с получением закиси-оксида урана.

В начале девяностых годов прошлого столетия на ППГХО начаты экспериментальные работы по кучному выщелачиванию стрельцовских урановых руд. Первоначально выщелачивались руды с содержанием урана до 0,15 %. При использовании забойной крупности выщелачиваемых руд достигнуто извлечение в 60–65 % [17, 19].

Схема кучного выщелачивания показана на рисунке 1.9.

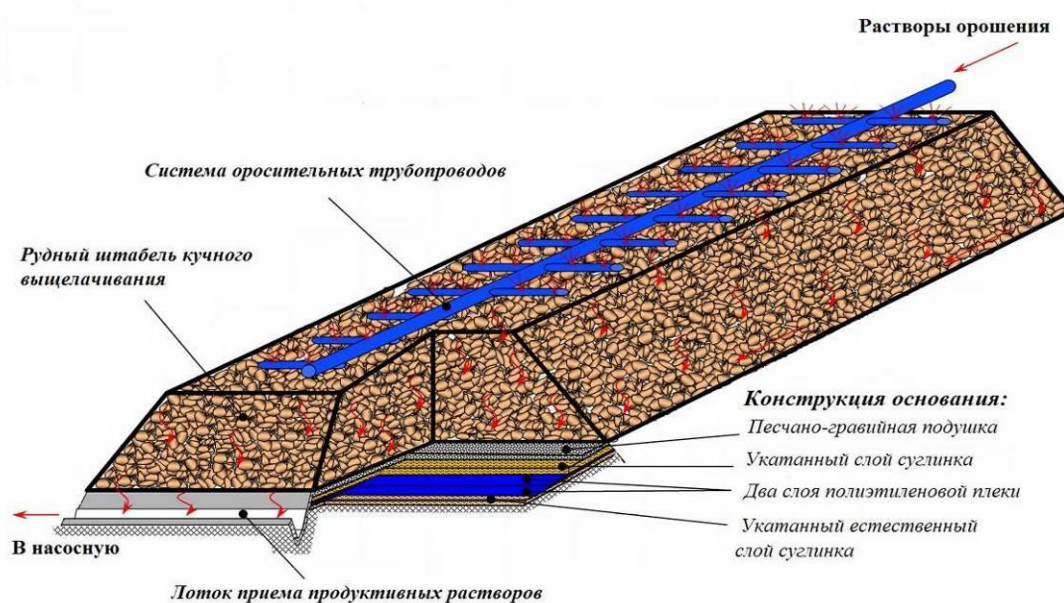


Рисунок 1.9 – Схема кучного выщелачивания

Работы организованы на территории рудоперерабатывающего комплекса (РПК), что удобно с точки зрения организации работ и технологических процессов получения товарной продукции горного предприятия.

Оставшиеся запасы урана на предприятии значительные, но за 50-летний период эксплуатации богатые руды в большей степени отработаны, а остающиеся запасы имеют низкое содержание урана, обработка которых традиционными технологиями стала убыточной. В связи с этим необходима иная концепция обработки рядовых и бедных руд месторождений Стрельцовского рудного поля. Анализ сырьевой базы и опыта обработки запасов с низким содержанием урана дает возможность предложить следующую схему обработки запасов месторождений Стрельцовского рудного поля [91].

Технически возможные варианты обработки:

1. Обработка запасов системой «горизонтальные слои сверху вниз с твердеющей закладкой» и переработка руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме.
2. Системой «подэтажные штреки» с переработкой на гидрометаллургическом заводе по полной схеме.
3. Системой «горизонтальные слои с твердеющей закладкой» и переработка руды кучным выщелачиванием.
4. Системой «подэтажные штреки» с переработкой руды кучным выщелачиванием.
5. Подземным выщелачиванием скальных урановых руд.

Анализ горно-геологических условий месторождений Стрельцовской группы и технологий их разработки дал возможность выполнить расчет технико-экономических показателей (ТЭП) эффективности данных вариантов. Результаты расчетов показали, что из рассмотренных вариантов разработки следующие варианты обладают наиболее эффективными показателями:

- добыча руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и переработка товарной руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме;

- добыча руды системой подэтажных штреков и кучное выщелачивание добытой руды на территории гидрометаллургического завода;
- подземное выщелачивание балансовых руд.

На рис. 1.10 показаны области применения наиболее эффективных технологий в зависимости от содержания урана в балансовых рудах для цены 1 кг урана в закиси-окиси: добыча руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и переработка товарной руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме (далее «горный способ» (ГС)); добыча руды системой подэтажных штреков и кучное выщелачивание добытой руды на территории гидрометаллургического завода (далее «кучное выщелачивание» (КВ)); подземное выщелачивание балансовых руд по критерию «максимума прибыли с 1 т балансовой руды» (далее «Подземное выщелачивание» (ПВ)).

Каждая из этих технологий имеет четко ограниченный сектор эффективного использования, определяющийся качеством и количеством руд в общем объеме запасов.

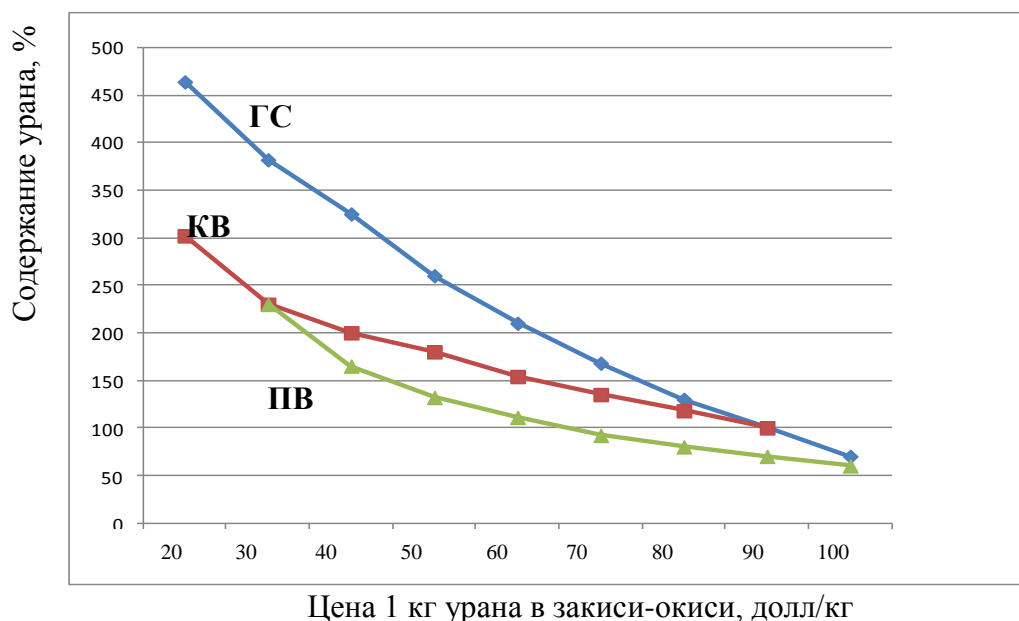


Рисунок 1.10 – Области применения технологий производства природного урана в зависимости от цены 1 кг урана в закиси-окиси: ГС – горный способ; КВ – кучное выщелачивание; ПВ – подземное выщелачивание; неактивные запасы – запасы руды, отработка которых неэффективна в данной экономической ситуации



Из рисунка 1.10 видно, что три наиболее эффективные технологии производства природного урана имеют четко ограниченные области применения.

Распределение запасов в недрах по технологиям производства природного урана представлено на рисунках 1.11 и 1.12.

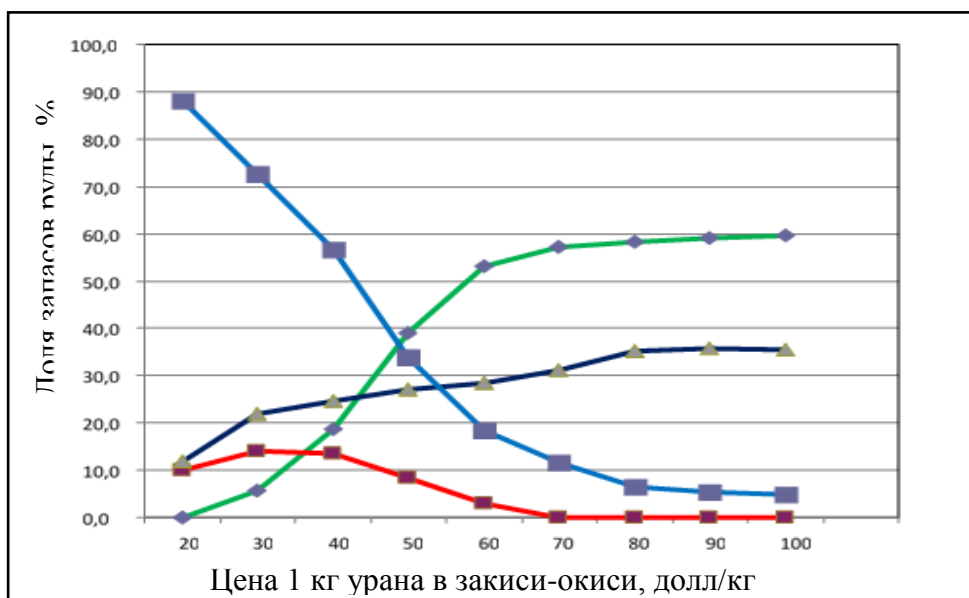


Рис. 1.11. Распределение запасов руды по технологиям ее переработки в зависимости от цены 1 кг урана в закиси-окиси: НЗ – неактивные запасы; ПВ – подземное выщелачивание; КВ – кучное выщелачивание; ГС – горный способ

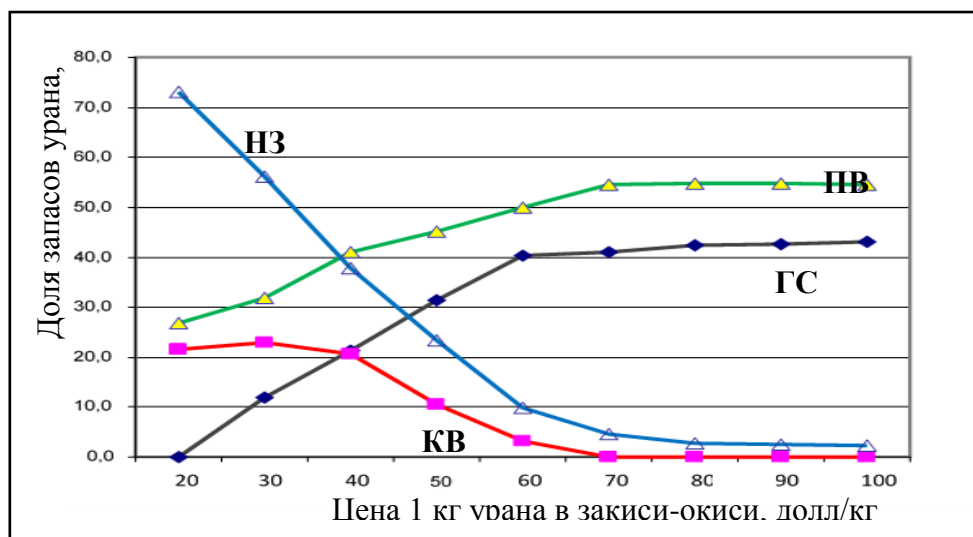


Рис. 1.12. Распределение запасов урана по технологиям его производства в зависимости от цены 1 кг урана в закиси-окиси: НЗ – неактивные запасы; ПВ – подземное выщелачивание; КВ – кучное выщелачивание; ГС – горный способ

Дешевизна технологии ПВ объясняется низкими эксплуатационными затратами, так как затраты на подземный и поверхностный транспорт минимальны, отсутствуют затраты на дробление, измельчение и истирание, незначительные затраты на реагенты по сравнению с гидрометаллургической переработкой.

Технология кучного выщелачивания может быть эффективной, если снизить затраты на добычу убогих руд. Себестоимость добычи слоевой системой с твердеющей закладкой высока, но если эту систему заменить камерной системой поэтажных штреков, то себестоимость добычи будет значительно ниже (на 30 %). Излишние объемы горной массы, полученные за счет более высокого разубоживания, можно вывести покусковой сепарацией в хвосты.

Руды с высоким содержанием урана можно рентабельно добывать слоевой системой с закладкой и перерабатывать их на ГМЗ.

**Горно-металлургическая технология** производства природного урана (**ГМТ**) внедрена на предприятии в семидесятые годы прошлого столетия и постоянно совершенствуется:

- увеличена длина блока с 50 до 200 м;
- высота слоя увеличена до 4 м;
- с появлением узкозахватной погрузо-доставочной горной техники удалось значительно снизить разубоживание при отбойке;
- применение золы-уноса ТЭЦ как вяжущего позволило уменьшить расход цемента, удешевив закладочные работы;
- внедрена призабойная сортировка руд, что дает возможность поднять качество добываемых руд.

Из сырьевой базы предприятия выделяются запасы, отвечающие требованиям горно-металлургической технологии производства природного урана в зависимости от цены готовой продукции на мировом рынке, а затем производится их вскрытие и подготовка к эксплуатации.

Технологическая схема получения природного урана горно-металлургической технологией (ГМТ) приведена на рисунке 1.13.

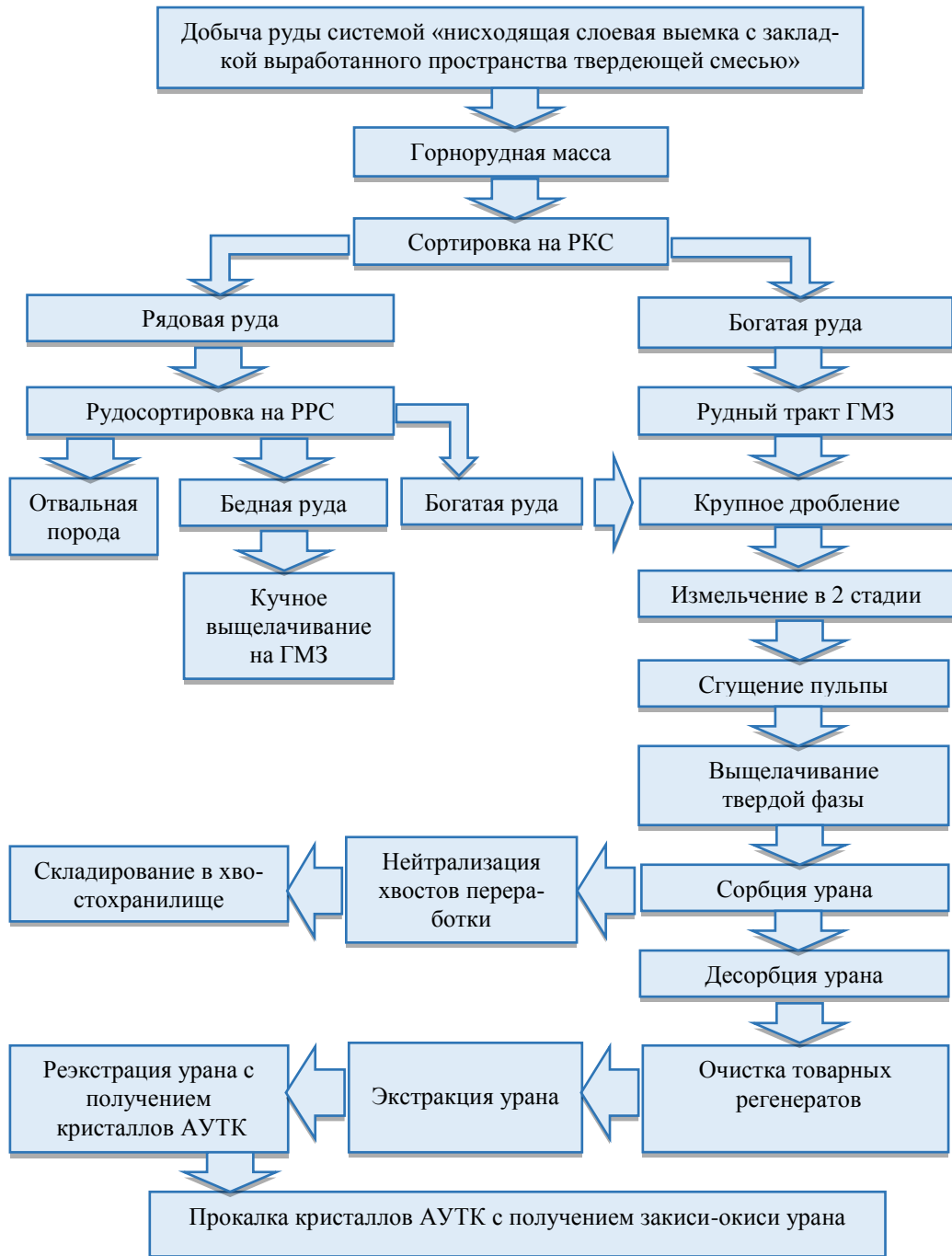


Рисунок 1.13 – Схема получения природного урана горно-металлургической технологией

**Технология кучного выщелачивания** внедрена на предприятии в 90-е годы прошлого столетия. Вначале проводились опытные работы по выщелачиванию балансовой руды с содержанием до 0,15 %, затем забалансовый руды на территории рудника 4 из текущей добычи карьера «Тулукуй». Формирование штабелей осуществлялось по стандартной технологии на заранее подготовленное основание. Продуктивные растворы, полученные при сернокислотном выщелачивании, перерабатывались по сорбционной технологии. Готовой продукцией участка КВ яв-

лялся товарный регенерат, перерабатываемый на ГМЗ с получением концентрата природного урана [19, 91]. Извлечение урана в раствор составило около 50 %.

Перспективы развития технологии КВ связаны с переходом на добычу рядовых урановых руд системой подэтажных штреков и подготовкой на поверхностном комплексе методом покусковой сепарации с выделением продуктивного сорта, отвечающего требованиям КВ.

Добытая горнорудная масса на РКС стволов шахт делится на сорта по содержанию урана. Сорт рядовой и бедной руды после отмывки направляется на покусковую сепарацию, где выделяется технологический сорт, соответствующий требованиям КВ.

После укладки руды на заранее подготовленное основание, штабель обустройства оросительной системой, дренажем и накопительной емкостью для продуктивных растворов.

Выщелачивание руды ведется инфильтрационным потоком раствора серной кислоты. На начальном этапе на стадии закисления концентрация кислоты поддерживается на уровне 20–25 г/л при интенсивности орошения 45 л/час\*м<sup>2</sup>. Закисление заканчивается при достижении величины рН = 3,0. В дальнейшем, на стадии активного выщелачивания концентрация серной кислоты поддерживается на уровне 3–10 г/л при величине рН = 1,9. Интенсивность непрерывного орошения при этом поддерживается на уровне 25–30 л/час\*м<sup>2</sup>. В летнее время орошение ведется преимущественно через верхнюю систему орошения, а в зимнее время преимущественно через нижнюю систему, расположенную в толще рудной массы. Оработка штабеля заканчивается по достижении устойчивой концентрации металла в продуктивном растворе < 0,015 г/дм<sup>3</sup>. Время полного выщелачивания штабеля 340–350 суток.

Продуктивные растворы стекают по гидроизолированному основанию в растворосборный желоб и оттуда самотеком направляются в приемный зумпф. Насосами растворы из зумпфа по трубопроводу направляются в приемные емкости и далее – на переработку в сорбционные напорные колонны. Маточные растворы сорбции с содержанием урана не более 0,003–0,007 г/л направляются на

приготовление рабочих растворов, которые возвращаются вновь на орошение штабелей руд.

Сорбция продуктивных растворов осуществляется методом ионного обмена с использованием анионитов АМП и «Пьюролайт А500». Время равновесного насыщения ионита – 24 часа, периодичность загрузки-выгрузки ионита 4–8 часов.

Десорбция урана из насыщенного анионита ведется крепкими растворами серной кислоты с добавкой нитрат-иона для пассивации оборудования. Выход товарных регенератов 2,3–2,7 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> сорбента. Содержание металла в регенерате 7,10 г/л. Время десорбции 18 часов.

Полученные регенераты направляются на ГМЗ для получения закиси-оксида урана.

Горнорудная масса в штабеле по окончании выщелачивания промывается шахтной водой через обе оросительные системы до достижения величины рН = 3,0...4,0. Расход воды при этом составляет 0,05–0,1 м<sup>3</sup>/т горнорудной массы. Промывная вода используется для восполнения потерь оборотных растворов.

Принципиальная технологическая схема кучного выщелачивания приведена на рисунке 1.14. По окончании эксплуатации штабель выстаивается в течение 3 месяцев, а затем обрабатывается раствором известкового «молока» до достижения рН = 7,0–7,5. Интенсивность орошения 15–20 л/час\*м<sup>2</sup> при расходе извести 1 кг/т руды. Затем оросительная система демонтируется, а откосы штабеля покрываются слоем суглинка толщиной 0,3–0,4 м, смачиваются и укатываются.

По результатам проведенных опытно-промышленных и эксплуатационных исследований, извлечение урана из скальных балансовых руд составляет в среднем 80–85 %, колеблясь в зависимости от литологического состава вмещающих пород и содержания металла в рудах от 65 до 85 %.

На предприятии накоплен определенный опыт по отработке запасов **способом подземного выщелачивания скальных урановых руд** с предварительным их дроблением. Работы по подземному выщелачиванию начаты в начале 80-х годов прошлого столетия и проводились до настоящего времени с плановым нара-

щиванием объемов и доведением в перспективе удельного веса данной технологии до 30 % в общем объеме производства урана [10].

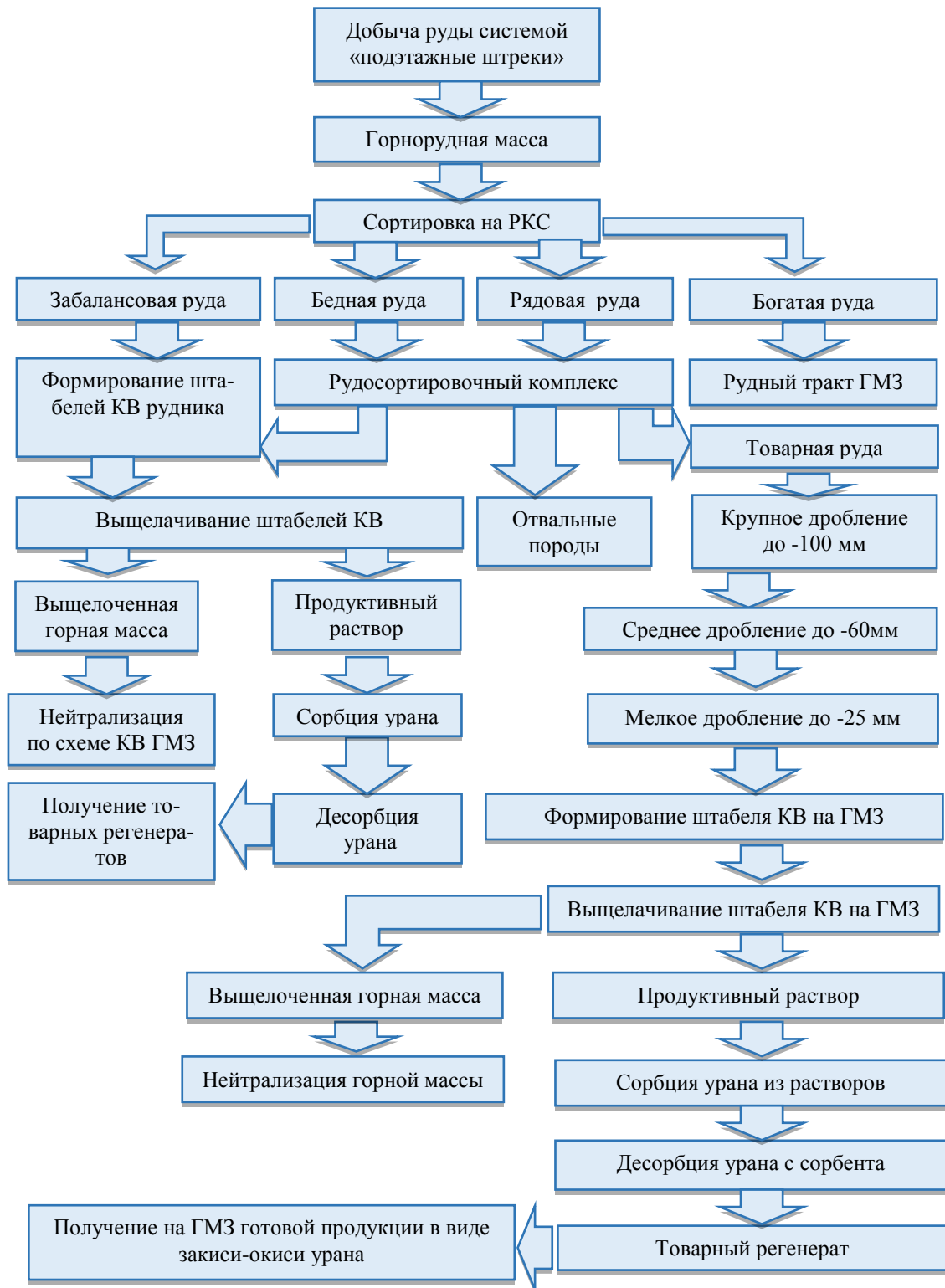


Рисунок 1.14 – Принципиальная технологическая схема кучного выщелачивания руд

Принципиальная технологическая схема подземного выщелачивания приведена на рисунке 1.15.

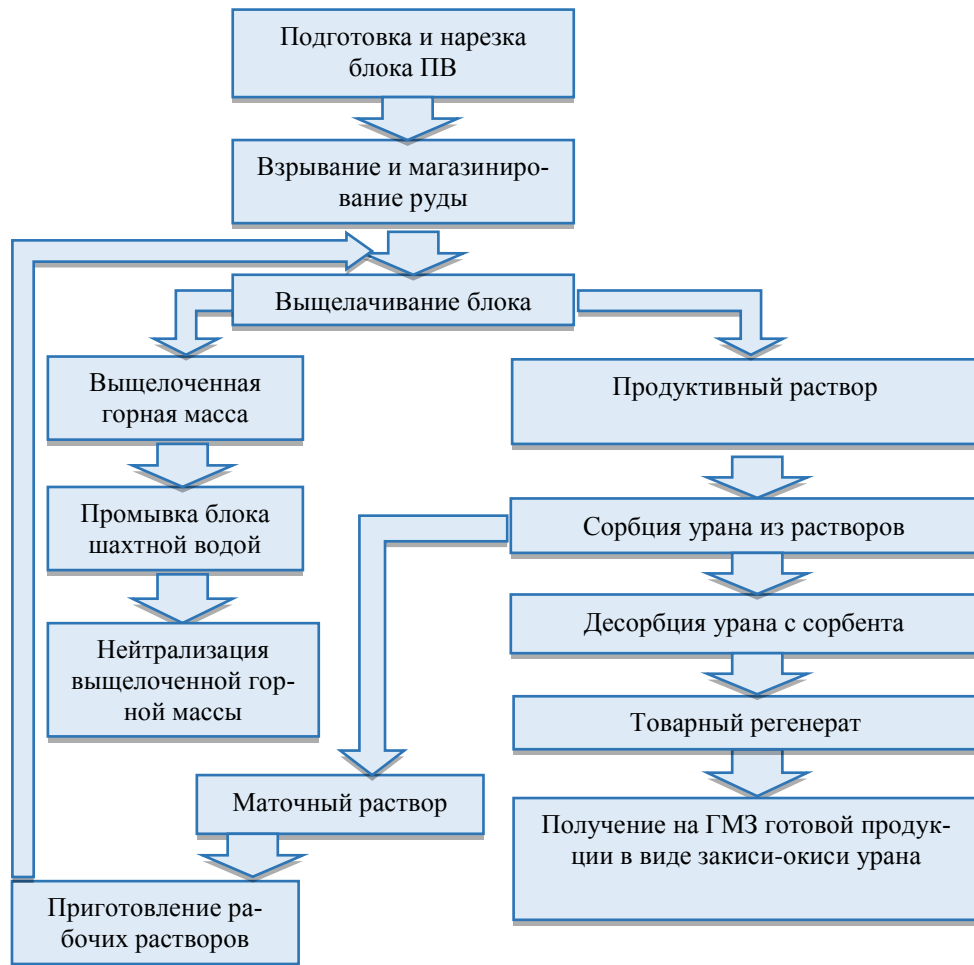


Рисунок 1.15 – Принципиальная технологическая схема подземного выщелачивания скальных урановых руд

Особое значение в этих процессах уделяется рудоподготовке минерального сырья перед переработкой. Опыт, накопленный ПАО «ППГХО» в этой области, представляет собой сочетание крупнопорционной (повагонеточной) рудосортировки руд текущей добычи, покусковой сепарации рядовых и беднобалансовых руд текущей добычи и отвалов забалансовых руд радиометрическими методами.

### 1.3. Анализ существующих методов разделения потоков добытых урановых руд на сорта для повышения качества продукции горного предприятия

Значительное развитие радиометрических методов сортировки и обогащения произошло в сороковых годах прошлого столетия при промышленном освоении нового вида минерального сырья – естественно-радиоактивных руд. Был раз-

работан авторадиметрический метод обогащения, создана аппаратура и в короткие сроки технология внедрена в промышленность.

Большой вклад в разработку принципов конструирования аппаратуры и развития основ теории радиометрического метода сортировки внесен Г.Р. Гольбеком. Затем предложен и разработан целый ряд принципиально новых радиометрических методов, в которых используются излучения в широком диапазоне длин волн для обработки различных полезных ископаемых: нейтронное излучение для борных руд, электромагнитные волны для углей и руд цветных металлов [13, 93, 94, 102].

Специалисты считали, что новые методы можно будет использовать лишь для немногих полезных ископаемых, обладающих особыми, редко встречающимися свойствами. Однако по мере увеличения числа применяемых видов излучения расширялись и возможности радиометрических методов. Теперь уже доказано, что для сортировки полезных ископаемых можно использовать различные излучения в широком диапазоне длин волн, начиная с гамма-излучения и до радиоволн включительно. В результате этого можно говорить о принципиальной возможности сортировки многих видов полезных ископаемых с применением радиометрических методов.

Сортировка полезных ископаемых основана на различии в цвете, блеске, естественной и наведенной радиоактивности разделяемых минералов, их различной способности ослаблять радиоактивное излучение и отражать электромагнитные волны различной длины.

Инструментальные ядерно-физические методы получили широкое применение для определения содержания различных элементов и технологического контроля. основополагающие работы по созданию этих методов выполнены И. Н. Плаксиным с сотрудниками [12, 60, 93]. Ядерно-физические методы нашли широкое применение для опробования, сортировки и сепарации минерального сырья при развитии В. И. Ревнивцевым с сотрудниками основополагающих идей рудо-подготовки [60, 94]. Преимуществом ядерно-физических методов контроля руд является независимость взаимодействия ядерных излучений с отдельными эле-



ментами от состояния вещества, химической формулы нахождения элемента, а также возможность анализа без разрушения образца и отбора больших представительных проб [93].

Традиционным и единственным методом сортировки (сепарации) урановых руд до 2004 г. считался радиометрический (РМС), при котором разделение кусков производится по мощности дозы (МД) естественного гамма-излучения. Современные сепараторы для РМС разрабатывались в 60–70-х годах отраслевым институтом и предприятием по производству оборудования для сортировочных комплексов, которым и оснащены все действующие предприятия.

В отчетах по подсчету запасов месторождений урана Стрельцовского рудного поля (СРП) приводятся результаты исследований радиометрической сортируемости руд по естественному гамма-излучению, как единственному способу, применимому для урановых руд [68].

Альтернативные способы сортировки урановых руд исследователями не рассматривались. Все усилие было направлено на совершенствование рудосортировочной аппаратуры, которая в России существует в настоящее время в макетном варианте.

Выбор типа и методов радиометрической сортировки для конкретной точки технологической цепи при реализации процесса разделения руды на два продукта по содержанию полезного компонента осуществляется по локальному критерию, количественным показателем которого является выход продуктов сортировки и содержания полезного компонента в них. Если разделение руды призвано увеличить значение технологического показателя, то применение радиометрической сепарации целесообразно при условии, что приращение этого показателя действительно имеет место и действительно со знаком «+». Применительно к условиям предприятия для радиометрической сортировки в качестве технологического показателя принято содержание урана в продуктивном сорте, то для радиометрической сепарации показателем сортируемости следует считать содержания в отвальных породах. Такой подход к выбору показателей объясняется минимизацией потерь металла в отвальных породах.

Количественно содержание урана в отвальных породах радиометрической сепарации должно быть на уровне отходов основного процесса. При радиометрической сортировке этот показатель соответствует бортовому содержанию урана в недрах. Кроме этого, на хвосты радиометрической сепарации накладываются дополнительные требования экологического характера, сущность которых заключается в качественной отмывке продукта от мелких рудных частиц. Качественная отмывка отвальных пород сепарации позволит избежать затратных мероприятий, связанных с их хранением и уменьшением радиационной нагрузки на окружающую среду [7, 15, 86].

По технике осуществления процессы радиометрического разделения руд на сорта соответствуют терминам определения [44, 95]:

- 1) радиометрическая порционная сортировка;
- 2) радиометрическая сепарация.

Радиометрическая порционная сортировка производится на основе измерения интенсивности гамма-излучения достаточно крупных порций горнорудной массы: вагонетки, автомашины и др. Продукты сортировки загружаются в разные накопительные емкости. Такой вид сортировки эффективен при высокой контрастности руд.

Радиометрическая сортировка (покусковая) производится на радиометрических сепараторах. Размер сортируемого куска колеблется в пределах 250–25 мм. На эффективность сортировки большое влияние оказывает тип рудной минерализации: прожилковый или вкрапленный. При прожилковом типе рудные минералы находятся на поверхности куска, при вкрапленном – внутри куска. Поскольку гамма-метод регистрирует излучение на поверхности куска и имеет невысокую проникающую способность, то сортировка наиболее эффективна на прожилковых рудах.

Эффективность процесса разделения сырья на сорта в первую очередь определяется различием содержания полезного компонента в кусках сортируемой руды. С появлением радиометрической сортировки возникло понятие контрастности свойств сырья. Это понятие отражает неоднородность содержания полезного

компонента в кусках (порциях) руды. Для оценки колебания содержания полезного компонента в отдельных кусках или порциях может использоваться среднее квадратическое отклонение.

В. А. Мокроусовым доказано и в настоящее время принято большинством специалистов, что для оценки контрастности предпочтительнее применять среднее взвешенное относительное отклонение содержания полезного компонента в кусках от среднего содержания в руде [19]. Этот показатель применяют для определения контрастности узкого класса крупности

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} [a_i - a] g_i}{a}, \quad (1.1)$$

где  $n$  – число кусков;

$a_i, a$  – содержание полезного компонента соответственно в  $i$ -м куске и в руде (классе), %;

$g_i$  – доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Так, если построить кривые сортируемости в координатах выход – содержание полезного компонента в кусках или порциях руды (узкого класса руды), то по таким кривым можно судить о предельных технологических показателях при сортировке данной руды или класса. В. А. Мокроусовым предложено назвать эти кривые «кривые контрастности» (рисунок 1.16).

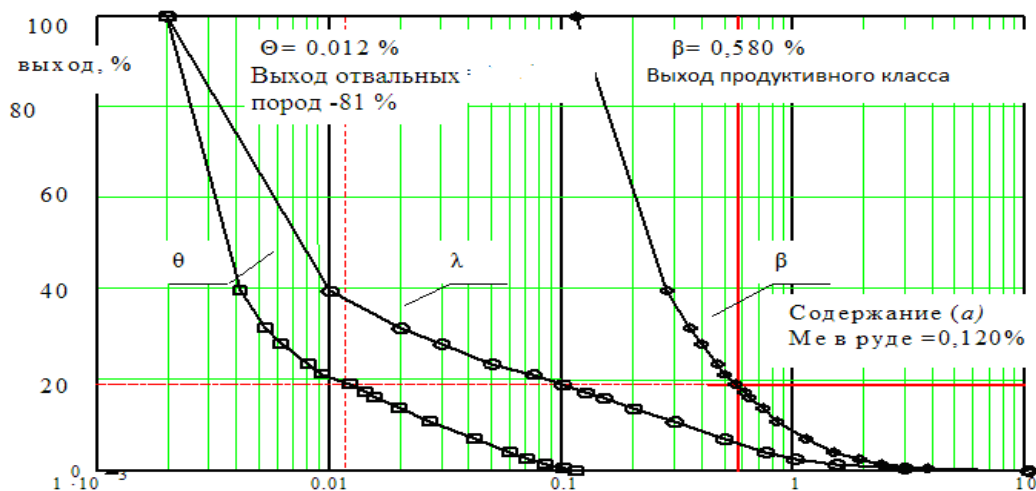


Рисунок 1.16 – Кривые «контрастности» рудного бедного сырья

Показатель контрастности может изменяться от 0 до 2 и позволяет судить о принципиальной возможности повышения содержания в продуктивном сорте руды сортировкой.

Для определения содержания полезного компонента в порции (куске) при сортировке полезных ископаемых используют косвенные методы определения содержания. Например, при радиометрических методах сортировки о содержании компонентов в порции судят по интенсивности регистрируемых излучений. В данном случае интенсивность излучения выступает в роли разделительного признака, по которому ведется направление кусков в продуктивный сорт и в отвальные породы. Значение содержания полезного компонента, при котором куски с равной вероятностью можно отнести и в отвальные породы, и в продуктивный сорт (фракцию), принято называть граничным содержанием, а в соответствующее ему значение интенсивности регистрируемого излучения граничным значением разделительного признака. При этом естественно, что показатели сортируемости определяются степенью соответствия разделительного признака  $\Pi$  содержанию полезного компонента. Оценка соответствия может производиться по корреляционным полям, построенным в координатах  $\Pi=f(a)$ , и характеристикам для оценки тесноты связи – коэффициенту корреляции и корреляционному отношению.

Количественную характеристику степени соответствия по В. А. Мокроусову [19] дает показатель разделительного признака  $\Pi$ , являющийся средневзвешенным относительным отклонением содержания полезного компонента во фракциях, сгруппированных по разделительному признаку, от среднего содержания компонента в руде:

$$\Pi = \frac{\sum_{i=1}^{i=j} [a_j - a] \gamma_j}{a}, \quad (1.2)$$

где  $j$  – число фракций;

$a_p$   $a$  – содержание полезного компонента соответственно во фракции и в пробе, %;

$\gamma$  – выход фракции, доли ед.

Так как показатель  $\Pi$  определяется аналогично показателю  $M$ , то его можно определить по кривым сортируемости, построенным с учетом группировки по фракциям, с использованием формул для определения величины  $M$ .

$$M=2\gamma_{xв} (1-\theta/\alpha) \text{ или} \quad (1.3)$$

$$M=2\gamma_{кт}(\beta/\alpha -1), \quad (1.4)$$

где  $\gamma_{xв}; \gamma_{кт}$  – выход отвальных пород и продуктивного класса, доли ед.;

$\theta; \alpha$  и  $\beta$  – среднее содержание полезного компонента в отвальных породах, сепарируемом материале и продуктивном классе соответственно.

Уравнение позволяет рассчитать показатель контрастности полезного ископаемого непосредственно по кривым контрастности.

Отношение  $\Pi/M=\mathcal{E}$  характеризует соответствие разделительного признака содержанию компонента и называется эффективностью признака разделения. При прочих равных условиях, чем выше эффективность, тем более удачно выбран признак разделения и тем более высокие могут быть достигнуты показатели разделительного процесса.

Оценку предельно допустимых результатов, анализ потерь полезного компонента и выяснение причин потерь можно производить по следующей методике. Все источники потерь разбивают на четыре группы, каждая из групп оценивается показателем эффективности. Общую эффективность  $E_o$  (доли ед.) процесса получают как произведение эффективностей каждой из групп

$$E_o=E_p \cdot E_n \cdot E_n \cdot E_c, \quad (1.5)$$

где  $E_p, E_n, E_n, E_c$  – эффективность соответственно раскрытия отдельных компонентов, признака разделения, настройки процесса, доли ед.

Для оценки работы оборудования используют обобщенную зависимость

$$E_o = \gamma_{он} \text{ фактический} / \gamma_{он}$$

где  $\gamma_{он}$  фактический и  $\gamma_{он}$  – выход отвальных пород в процессе сепарации и их выход, с аналогичным содержанием полезного компонента, по кривым контрастности.

Общность операций, как основных, так и вспомогательных, определяет аналогичность структурных схем, однотипность узлов сепараторов. В качестве об-

щих операций можно выделить: формирование потока кускового материала; подготовку поверхности кусков; определение сорта куска и принятие решения; выделение кусков разного сорта в отдельные продукты; транспортирование материала в сепараторе.

Формирование кускового потока материала включает следующие операции:

- регулирование производительности;
- обеспечение непрерывности процесса сортировки;
- расположение кусков друг за другом в направлении их движения;
- формирование заданных расстояний между кусками;
- обеспечение стабильной скорости движения кусков;
- стабилизацию траектории движения куска.

Среди устройств формирования покусковой подачи сортируемого материала (по которым классифицируются сепараторы с наличием во всех аппаратах подбункерного профилированного вибропитателя) можно выделить три наиболее распространенных типа, – с ленточным стабилизатором (конвейерным), конусным и с формированием покусковой подачи в свободном падении.

Технико-экономическая целесообразность применения РМС зависит от уровня развития сопутствующих технологий:

- добычи, согласованной с порционной сортировкой сырья по сортам;
- отработки руды технологией ПВ, КВ с предварительным её дроблением и традиционной гидрометаллургии с измельчением сырья.

Преимущество РМС – это обработка сырья в подземных (карьерных) условиях для сокращения расходов на подъем, транспортировку, складирование и рекультивацию породы. При хорошо освоенной производительной «камерной» добыче сырья, имеющей закономерно высокий уровень его разубоживания, использованием РМ узла в подземных условиях могут быть решены проблемы существенного снижения основных затрат собственно на добычу руды и утилизацию (рекультивацию) сопутствующей горнорудной массы вне поверхности земли, а также вопросы «погашения» выработанного пространства.

Закономерно, что механическое выделение минералов наиболее трудоемкая и нерациональная технология в общей технологии их получения. Но при весьма сложных проблемах горных работ, дефиците минерала и экономической необходимости сочетание РМС и добычи сырья традиционными механическими разрушающими способами, необходимость предварительного разделения сырья на сорта останется актуальной, и чем беднее сырье, что реально в перспективе отработки богатых сырьевых источников, тем требуется более дешевая технология его отработки, т. е. РМС, ПВ и КВ.

Более детально целесообразность РМС может быть рассмотрена на примере опыта его использования в структуре производства ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение».

Руды месторождений, эксплуатируемых предприятием, обладают технологическими свойствами, весьма благоприятными для их радиометрической сортировки:

- выход сепарируемых классов (-200+25мм) составляет 50–55 % от исходной бедной руды;
- сепарируемые классы крупности руды обеднены по содержанию урана (средний коэффициент повышения содержания урана 0,7 д. ед.), в классе -25 мм содержание урана выше в 1,3 раза;
- по степени контрастности руды относятся к средне- ( $M=0,8 \div 1,2$ ) и сильно-контрастным ( $M=1,2 \div 1,6$ );

До 1992 г. бедная руда подвергалась радиометрической сортировке. Рудосортировочный комплекс был оснащен сепараторами конусного типа «Гранат», «Агат» и «Вихрь», а позднее – ленточными сепараторами «Лотос» собственной конструкции. Радиометрической сортировке подвергалась бедная руда с содержанием урана менее 0,1 %, при этом выход отвальных пород с содержанием урана 0,015 % не превышал 26 % от сортируемой руды (55–59 % от машинного класса). Эффективность их выделения составляла 70–74 %. С 1993 г. эксплуатация радиометрического сортировочного комплекса по ряду причин была приостановлена,

среди которых основной являлась низкая эффективность и нестабильная работа рудосортировочного оборудования.

Последующие разработки ВНИИХТа (г. Москва) и ВостГОКа (г. Желтые Воды, Украина) значительно улучшили технические характеристики сепараторов, но принципиальных изменений в конструкциях не внесено, – используется авторадиметрический принцип работы, ленточный или конусный раскладчик, 2–3-стадиальная сортировка, пневматические разделяющие устройства. Их недостатками являются:

- ошибки, связанные с подсветкой соседнего куска, высоким и переменным по своей величине гамма-фоном, влиянием массы куска, косвенным методом определения урана – по радию, нарушением  $K_{pp}$  и  $K_{эм}$ ;

- ленточный (конусный) раскладчик имеет вращающиеся и постоянно движущиеся части, которые сложны и опасны в обслуживании;

- 2–3-стадиальная сортировка усложняет оборудование и увеличивает количество довольно сложного, ненадежного и дорогостоящего комплектующего, – пневмоклапанов;

- пневматические разделяющие устройства создают высокий уровень шума (до 120 дБ каждый) и для обеспечения их работы необходимо постоянно поддерживать давление сжатого воздуха, очищенного от влаги и масел, – 5,5–6 атм, кроме того, пневмоклапаны поднимают в воздух аэрозоль (влагу со шламовой фракцией), что создает неблагоприятную производственную среду.

Концепцией развития урановой подотрасли в РФ на период до 2030 г. предусмотрено кардинальное решение проблемы улучшения технологических, экономических показателей рудоподготовки. В этой связи было принято решение по оснащению рудосортировочного комплекса новым современным рудосепарационным оборудованием.

Сепараторы ВНИИХТа – УАС и собираемые на их основе модули РСМ-100, РСМ-200 не имеют окончательной технической документации, не отработаны в производственных условиях, не определены заводы-изготовители. Сепараторы ВостГОКа в принципе позволяют разделить руду на 2–3 продукта с удовлетвори-



тельными показателями, однако вопросы обеспечения надежной работы, удаленность материально-технической базы, таможенные барьеры, высокая стоимость оборудования и все недостатки, присущие радиометрическим сепараторам, делают их непривлекательными. Радиометрический способ основан на связи массовой доли урана и интенсивности гамма-излучения в кусках руды определенного размера для стационарного диффузионного режима, эта связь выражается линейной зависимостью, когда в качестве аргументов используется количество урана, находящегося в выделенном классе крупности руды. Для нестационарного диффузионного газового режима эта зависимость нарушается. Нарушение диффузионного газового режима в кусках руды вызвано изменением гранулометрического состава руды в процессе бробления.

В крупных кусках руды равновесный диффузионный газовый режим устанавливается по истечении определенного времени после дезинтеграции руды в процессе добычных операций. В процессе дезинтеграции руды (взрыва) возникает повышенное давление, в результате которого часть свободного радона в крупных кусках отжимается от поверхности, а для мелких кусков он вообще вытесняется из куска в атмосферу. В результате чего гамма-интенсивность руды падает. После снятия внешнего давления, вызванного взрывом, начинается диффузия свободного радона к поверхности куска и образование его в процессе радиоактивных превращений. В связи с тем, что от момента добычи руды до рудосортировки проходит значительное время, в кусках руды устанавливается стационарный диффузионный газовый режим (поверхностный и объемный), который и определяет интенсивность гамма-излучения руды. При движении руды по технологическим операциям подготовки руды, подвергшейся дроблению, установившийся к этому времени стационарный диффузионный газовый режим нарушается. Это нарушение связано с высвобождением порового радона в образующиеся в результате технологических операций микротрещины, которые заполнены водой. В результате уменьшается коэффициент эманирования в воздух, как следствие, изменяется соотношение массовой доли урана и интенсивности гамма-излучения. Для того чтобы наступил стационарный диффузионный газовый режим, необхо-

димо время порядка 5–6 суток. Такого времени при радиометрической сортировке нет, поэтому процесс разделения идет в нестационарном газовом режиме.

Соотношение кусков руды в общей массе со стационарной и нестационарной диффузией установить невозможно, что неизбежно приводит к ошибкам сепарации, в частности уменьшению выхода породных фракций.

Технологическая схема сортировки урановой руды на ППГХО включает сортировку руды в шахтных вагонетках, где в качестве граничного содержания урана принято его бортовое значение, которое принято при подсчете запасов. Далее сырье в автосамосвалах различной грузоподъемности поступает на автомобильную контролируемую станцию (АРКС), где выполняется измерение содержания урана в руде экспрессным гамма-методом. Силикатная руда по содержанию урана делится на сорта: богатый и бедный.

Из карбонатного сырья выделяют мономинеральную урановую руду с низким содержанием кальция, которую объединяют с богатым или бедным мономинеральным сортом силикатной руды. Комплексный уран-молибденовый сорт силикатной руды объединяется с таковым, получаемым из карбонатных руд, к которому добавляется мономинеральный молибденовый и урановый сорт, который и служит сырьем для автоклавной технологии дальнейшей гидрометаллургической переработки.

Богатый по содержанию урана сорт направляют на агитационную схему выщелачивания. Бедный сорт после кусковой сортировки, из которого выводят пустую породу и некондиционную руду, частично направляют в перколяционную технологию, а продукт с повышенным содержанием урана – в агитационный контур.

Эффективность сортировки руды на АРКС определяется техническим оснащением, позволяющим выполнять сортировку на заданных граничных значениях содержания компонентов: урана и молибдена, а также установление этих значений. Техническая и экономическая эффективность сортировки зависит от граничных значений содержания компонентов, которые определяют выпуск готовой продукции предприятия и ее себестоимость. На этапе планирования объемов

руды для гидрометаллургии и кучного выщелачивания особое значение приобретает прогнозирование объемов запитки для каждой технологии в предстоящем периоде. Надежность прогноза основывается на предложенной в данной работе математической модели технологического оптимума, которая основывается на фактических данных по единичному рудному потоку и прогнозному среднему содержанию урана в добыче.

На Приаргунском горно-химическом комбинате промышленный радиометрический рудосортировочный комплекс эксплуатировался с 1982 по 1993 гг., комплекс оснащен одностадийными сепараторами конусного типа «Гранат», «Агат» и «Вихрь», а позднее – ленточными сепараторами «Лотос». Радиометрической сортировке подвергалась бедная руда с содержанием урана менее 0,1 %, при этом выход отвальных пород с содержанием урана 0,015–0,030 % составлял 22–26 % от сортируемой руды (54–59 % от машинного класса). Технологическая эффективность выделения отвальных пород составляла 70–74 %. В последние годы на Приаргунском производственном горно-химическом объединении резко снизилось содержание урана в добываемой руде, возросли объемы добычи, что потребовало значительных средств на выпуск готовой продукции из добытой бедной по содержанию полезного компонента руды, т. е. привело к снижению эффективности производства в целом.

Таким образом, появилась потребность вывода породных фракций из добытого исходного сырья, экономии материалов и энергоресурсов, что привело к осознанию необходимости восстановления рудоподготовки минерального сырья перед его гидрометаллургической переработкой.

Альтернативное оборудование (производство ООО «РАДОС» г. Красноярск), основанное на рентгенорадиометрическом принципе измерения содержания урана, было испытано ПАО «ППГХО» в 2004 г. Установлено, что предлагаемая технология РРС имеет значительное преимущество, по сравнению с традиционным радиометрическим способом сепарации по естественному излучению. Эффективность выделения отвальных пород увеличивается с 0,70–0,74 до 0,96–0,98

д. ед., при этом выход отвальных пород возрастает с 55–59 до 70–90 %, а содержание урана в отвальных породах уменьшается с 0,015 до 0,010–0,012 %.

Основное преимущество сепаратора, основанного на РРМ, состоит в том, что измерительная система видит каждый кусок руды, что недоступно при радиометрическом методе измерений.

Это преимущество выражается в том, что измерение вторичного спектра начинается с момента входа куска в зону опробования и продолжается до выхода его из зоны. Время нахождения куска в зоне опробования фиксируется измерительной схемой, используется для приведения результатов обработки к одному значению – 1 с. Это обстоятельство позволяет избежать погрешности, связанной с аппаратурной погрешностью, вызванной размером куска. Так как более крупный кусок всегда будет находиться в зоне измерения более продолжительное время. С другой стороны, по времени нахождения куска в зоне опробования определяется его масса, что позволяет выбрать угол выставления шибера, если это необходимо, и тем самым оптимизировать условия работы исполнительного механизма разделения. Кроме этого, по количеству кусков уже в процессе работы оператор видит результаты сепарации и ориентировочное содержание урана в продуктах сортировки.

В объединении уже многие годы широко используется технология и аппаратура для экспресс-анализа руд в транспортных емкостях и опробования горных выработок в естественном залегании на основе серийно поставляемых приборов «ВостГОКа» и собственных разработок.

За длительный период эксплуатации эта аппаратура, вспомогательное оборудование и устройства морально и физически устарели, требуется практически полное переоснащение и модернизация существующих технических средств на основе современной электронной, рентгеновской и компьютерной базы с автоматизацией процессов опробования.

Согласно выработанным решениям развития объединения организуется мобильная схема рудного тракта, позволяющая регулировать мощность рудосортировочного комплекса от 0 до 100 % её возможностей, с согласованием нагрузки на

дробильное оборудование – вплоть до полного вывода из эксплуатации узлов среднего и мелкого дробления. При восстановлении сортировочного комплекса возможно также обеспечение процесса полной подготовки сырья для КВ до 50 мм (при ППР дробилок КМД) и до 10 мм при работе одной либо двух дробилок КМД.

Кроме того, при необходимости освоения более затратной технологии ГМП для карбонатного комплексного сырья с автоклавным выщелачиванием, возрастает актуальность использования метода рентгенорадиометрической сортировки руд по содержанию урана на всех этапах добычи и обработки сырья. Перспективы дальнейшего развития предприятия связаны с введением в эксплуатацию рудника № 6 на базе Аргунского месторождения комплексных уран-молибденовых руд, поэтому в дальнейшем потребуется разработка технологии рудоподготовки комплексного сырья с применением рентгенорадиометрической сортировки руд и последующего кучного выщелачивания с получением не только урана, но и молибдена.

### **Выводы по главе 1. Постановка задач исследования**

Для достижения поставленной цели потребовалось решить **следующие задачи:**

- изучить физико-механические, геологические и технологические особенности урановых руд месторождений, влияющих на эффективность технологических способов управления качеством продукции горного предприятия;
- усовершенствовать технологию рудоподготовки добытых урановых руд для дальнейшего дифференцированного получения продукции урана;
- усовершенствовать технологию разработки техногенных месторождений (забалансовых руд);
- разработать алгоритм математической модели прогнозных показателей разделения добытой руды на сорта для обеспечения технологического оптимума получения продукции урана;
- установить взаимосвязь содержания урана в продуктивном сорте КВ, размера выщелачиваемого куска руды, содержания серной кислоты в выщелачиваю-

щем растворе, режима подачи выщелачивающих растворов, схемы размещения единичных источников орошения, уложенной в штабель руды и показателя извлечения урана в продуктивный раствор; установить оптимальные параметры этих показателей;

– проверить эффективность разработанной комплексной технологии обработки бедного уранового сырья геотехнологическими методами;

– оценить экономическую эффективность предложенных новых технологических решений.

## **ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОСНОВНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ УРАНОВЫХ РУД НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ**

В главе рассмотрены вопросы изучения геологических особенностей урановых и комплексных уран-молибденовых руд, влияющих на эффективность их рудоподготовки к переработке.

*Первое защищаемое научное положение. Повышение эффективности процесса рудоподготовки беднобалансовых урановых руд радиометрическими методами достигается научно обоснованным учетом выявленных зависимостей сортируемости руд от их горно-геологических и геотехнологических особенностей.*

### **2.1. Геологические и технологические особенности урановых руд, влияющие на эффективность их радиометрической и рентгенорадиометрической сортировки**

Анализ ранее выполненных работ за рубежом и на родственных предприятиях Советского Союза («Висмут», ГОКи Желтые Воды, Ленинабадский, Фрунзенский, Целинный) показал, что сортируемость урансодержащих руд во многом зависит от горно-геологических и технологических характеристик исходного минерального сырья.

#### **2.1.1. Влияние петрографического состава вмещающих пород и минерального состава уранового оруденения на сортируемость руд радиометрическими методами**

Одним из параметров, влияющих на эффективность сортировки, является вещественный состав вмещающих пород и тип урансодержащих минералов в рудах [33, 38, 59, 115].

Многообразие стрельцовских рудных образований можно расклассифицировать на три типа: крупные столбообразные и уплощенные залежи, тонкие и средней мощности жилы и пласты и штокверкообразные рудные образования. Контролируют локализацию рудных объектов тектонические нарушения. Петро-

графический состав вмещающих пород определяет физико-механические свойства руд, такие как крепость, трещиноватость, пористость, что в свою очередь влияет на кусковатость руд при отбойке и дроблении. От физико-механических свойств горных пород зависит тип и распределение рудной минерализации: прожилковой или вкрапленной. От типа минерализации зависит степень вскрытия рудных минералов при выщелачивании, так как рудные минералы прожилкового типа при взрывной или механической рудоподготовке оказываются на поверхности куска руды.

Породы различного литологического состава обладают свойствами хрупкого разрушения или пластических деформаций. Кислые породы более хрупкие и при взрыве разрушаются с образованием большого количества мелких фракций, в то же время основные породы более пластичны и при разрушении имеют больший выход крупных фракций.

Рудная урановая минерализация представлена настураном, уранинитом, коффинитом и в меньшей мере браннеритом. Коффинит и настуран в большей части содержатся в бедных и рядовых рудах эффузивно-осадочной толщи пород, уранинит – преимущественно в богатых рудах гранитов.

Урановые руды месторождений СРП отрабатываются подземным способом [18, 23]. Основная система очистной выемки запасов – горизонтальные слои с последующей закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Контроль за очистными работами осуществляется переносными радиометрами направленного приема. Оператор-радиометрист мелом на забое отмечает границы рудного тела, которые служат ориентиром горнорабочим по направлению ведения выемки. Как правило, рудное тело держат по центру забоя. По руде, в части с повышенным содержанием урана, располагают шпуры вруба в менее богатой – шпуры помощники, и наконец, в породной части – контурные. После взрывной отбойки наиболее богатая часть измельчается интенсивней, в силу не только особенности взрыва, но и по морфологии строения рудных тел. В результате происходит избирательное обогащение мелочи. Дальнейшие очистные операции, связанные с транспортировкой и выдачей руды, способствуют образованию мелочи,



в которую переходят рудные минералы, как наиболее хрупкие по отношению к вмещающим породам (таблица 2.1).

Таблица 2.1 - Характеристики вмещающих оруденение пород и состав урансодержащих минералов, выдаваемых по стволам шахт

№ п/п	Ствол шахты	Вмещающие породы	Урансодержащие минералы
1	3P	андезито-базальты	Коффинит, настуран
2	9K	трахидациты	Коффинит, настуран, браннерит
3	8K	трахидациты	Коффинит, настуран, браннерит
4	5B	граниты	Уранинит, настуран, браннерит
5	3B	базальты	Коффинит, настуран
6	11B	фельзиты	Коффинит, настуран, браннерит
7	11K	конгломераты	Настуран, гидронастуран

Химический состав вмещающих пород приведен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Химический состав вмещающих пород

Тип породы	Химический состав вмещающих пород, %														
	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>	ппп	Σ
Трахидацит	65,14	0,96	15,13	1,51	3,23	0,07	0,66	1,24	3,91	5,28	0,32	-	нет	2,54	99,99
Конгломерат	48,73	2,40	16,39	3,28	6,25	0,20	2,86	6,44	3,22	2,31	0,53	-	0,02	7,80	99,93
Андезит	52,85	2,08	17,71	5,27	4,16	0,12	1,18	5,88	4,34	2,38	0,67	-	нет	3,04	99,68
Фельзит	75,13	0,01	12,52	1,35	1,22	0,03	0,24	0,40	3,81	5,00	Сл.	-	Нет	0,65	100,39
Базальт	52,72	2,20	16,05	5,58	1,72	0,17	2,04	8,24	1,80	3,93	0,52	-	Нет	5,37	100,44
Гранит	79,25	0,01	19,73	0,32	0,82	0,01	0,18	0,12	2,42	4,70	Сл.	-	нет	1,15	100,14

Химический состав урансодержащих минералов представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав урансодержащих минералов в рудах месторождений Стрельцовского рудного поля

Минералы	Химический состав (формула)	Содержание урана и тория (в скобках), %
Уранинит	(U,Th)O <sub>2x</sub>	62–85 (до 10)
Настуран	UO <sub>2x</sub>	52–76
Браннерит	(U, Th)Ti <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	35–50 (до 4)
Коффинит	U (SiO <sub>4</sub> ) <sub>1-x</sub> (OH) <sub>4x</sub>	60–70

Анализ эффективности покусковой сортировки товарных руд, выдаваемых по стволам шахт в зависимости от типа вмещающих оруденение пород и состава урансодержащих минералов, приведен на рисунке 2.1.

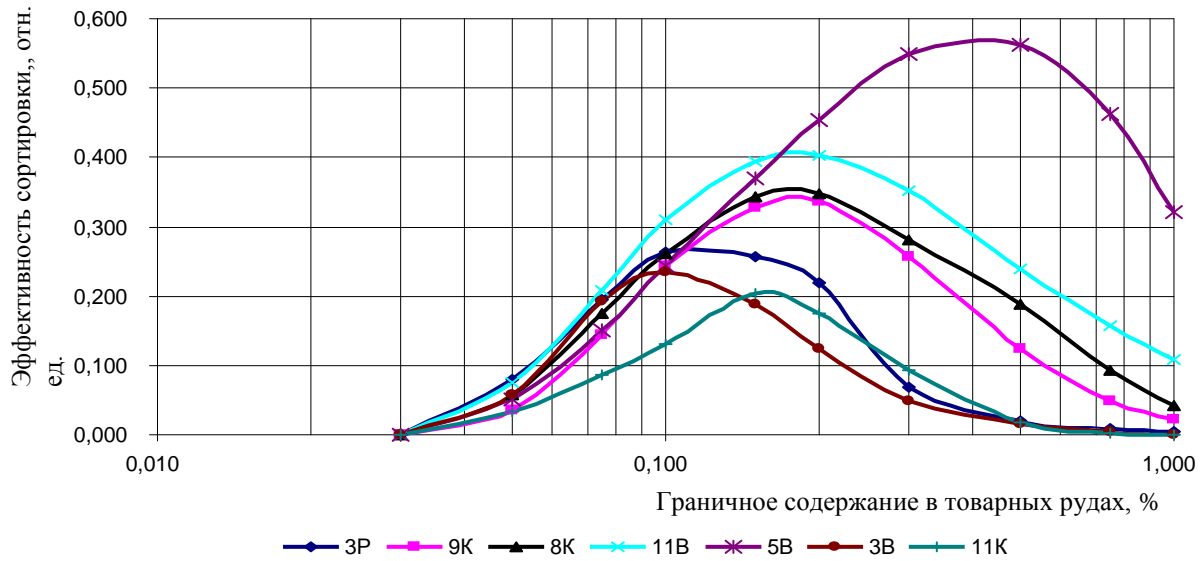


Рисунок 2.1 – Зависимость эффективности сортировки от граничного содержания урана в товарных рудах, литологического состава вмещающих пород и минерального состава урановой минерализации

Как видно из рисунка 2.1, наиболее эффективна сортировка товарных руд, локализованных в гранитах, вмещающих урановую минерализацию, представленную уранинитом и настураном, содержащих наибольшие концентрации урана. Следующими по эффективности сортировки идут руды, локализованные в кислых разностях пород: фельзитах и трахидацитах, урановая минерализация которых представлена коффинитом и настураном. Наиболее низкую эффективность сортировки имеют руды, локализованные в породах среднего состава: андезитах, базальтах и конгломератах.

Проведенные исследования дали возможность определить влияние химического состава вмещающих пород на эффективность покусковой сортировки товарных руд. Фактором, влияющим на сортируемость руд, является содержание  $\text{SiO}_2$ .

Зависимость эффективности сортировки от содержания  $\text{SiO}_2$  приведена в таблице 2.4 и на рисунке 2.2.

Таблица 2.4 – Зависимость эффективности сортировки товарных руд от содержания  $\text{SiO}_2$

№ п/п	Тип вмещающих пород	Содержание $\text{SiO}_2$ , %	Эффективность сортировки, %
1	Гранит	79,25	57
2	Фельзит	75,13	41
3	Трахидациит	65,14	35
4	Андезит	52,85	27
5	Базальт	52,72	24
6	Конгломерат	48,73	21

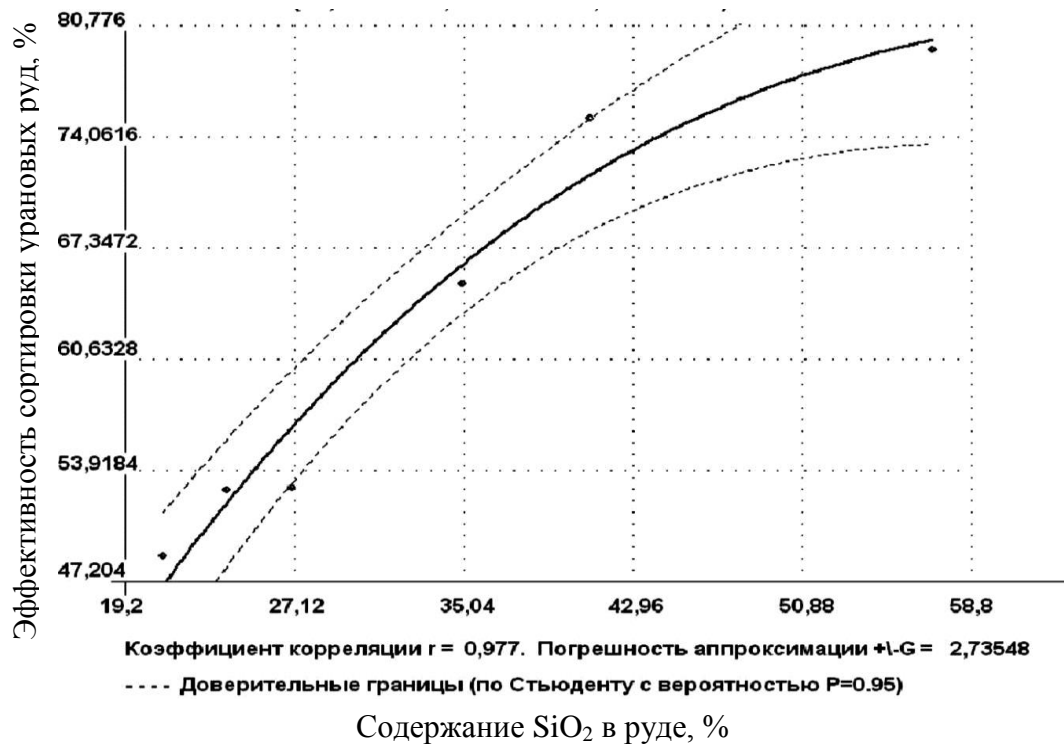


Рисунок 2.2 – Зависимость эффективности сортировки товарной урановой руды от содержания в ней  $\text{SiO}_2$

$$\mathcal{E}_\phi = \alpha / (0,38 + 0,002 * \alpha + 0,0001 \alpha^2), \quad (2.1)$$

где  $\alpha$  – содержание  $\text{SiO}_2$ , %.

В процессе исследований получены зависимости сортируемости урановых руд от их петрологического состава и состава урансодержащих минералов месторождений Стрельцовского рудного поля:

– установлено, что определяющим признаком эффективности сортировки является содержание кремнезема в рудах, чем больше  $\text{SiO}_2$  в составе руд, тем лучше они разделяются на сорта;

– зависимость сортируемости руд от их минерального состава определяется концентрацией урана в минерале, чем она выше, тем эффективнее сортировка.

### ***2.1.2. Влияние содержания урана на сортируемость руд радиометрическими методами***

Существующая технология разделения рудопотока, получаемого при выдаче на поверхность отбитой горнорудной массы, на сорта предусматривает крупнопорционную (повагонеточную) радиометрическую сортировку на радиометрической контрольной станции (РКС) и покусковую сепарацию руды на радиометрическом или рентгенорадиометрическом сортировочных комплексах [23, 36, 38, 45, 113, 116, 117].

Результаты анализа работы РКС, установленных на выдачных стволах рудников, показали, что на каждом стволе формируется свой рудопоток, имеющий индивидуальные характеристики, обусловленные литологическим составом вмещающих пород, типом рудной минерализации, содержанием металла в руде [19].

Технологические характеристики *i*-потока известны достаточно точно, однозначно определены наилучшие системы отработки и выделения сортов руды. Остается только выбрать граничные значения содержаний компонентов, по которым должна проводиться сортировка каждого потока руды.

Количество типов руды, подлежащих дальнейшей отработке, зависит от уровня развития технологических способов, их производительности и стоимости получения конечных продуктов гидрометаллургического производства.

Фактические показатели рассчитываются по базе данных РКС. Для каждой границы сортировки доля сорта рассчитывается как отношение массы руды в сорте к суммарной массе потока за год. Аналогично получают долю металла в выделенном сорте. Результаты расчета получают в виде таблиц для каждого рудопотока. В таблице 2.5 приведены результаты обработки фактических данных РКС по всем рудным потокам за период с 2004 по 2008 г.

Таблица 2.5 – Фактическое распределение руды и количества урана в ней по сортам в период за 2004–2008 гг.

<b>Шахта 3р</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050	0,975	0,996	0,957	0,991	0,940	0,982	0,921	0,977	0,933	0,978
0,075	0,896	0,974	0,815	0,945	0,720	0,882	0,732	0,896	0,711	0,868
0,100	0,793	0,935	0,683	0,887	0,490	0,742	0,581	0,805	0,482	0,713
0,150	0,615	0,840	0,520	0,785	0,285	0,568	0,293	0,564	0,274	0,518
0,200	0,446	0,712	0,349	0,632	0,191	0,453	0,198	0,452	0,159	0,362
0,300	0,213	0,466	0,140	0,376	0,085	0,271	0,097	0,283	0,046	0,151
0,500	0,074	0,243	0,064	0,232	0,024	0,114	0,018	0,081	0,006	0,035
0,750	0,029	0,125	0,022	0,103	0,005	0,032	0,004	0,023	0,002	0,016
1,000	0,010	0,055	0,005	0,032	0,001	0,009	0,001	0,006	0,001	0,011
$C_0$	0,231		0,197		0,142		0,146		0,128	
$C_{max}$	2,702		2,215		1,486		1,497		3,721	
<b>Шахта 9к</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1	1,000	1	1,000	1	1,000	1	1,000	1
0,050	0,956	0,992	0,949	0,989	0,974	0,994	0,971	0,993	0,951	0,988
0,075	0,839	0,961	0,817	0,948	0,861	0,956	0,864	0,958	0,782	0,926
0,100	0,744	0,927	0,708	0,901	0,696	0,879	0,735	0,899	0,621	0,846
0,150	0,642	0,873	0,579	0,821	0,476	0,738	0,431	0,702	0,454	0,728
0,200	0,485	0,757	0,390	0,656	0,349	0,621	0,256	0,546	0,319	0,592
0,300	0,207	0,473	0,136	0,354	0,146	0,359	0,158	0,424	0,133	0,330
0,500	0,092	0,294	0,060	0,215	0,041	0,156	0,064	0,233	0,027	0,103
0,750	0,035	0,148	0,021	0,099	0,013	0,070	0,017	0,087	0,005	0,032
1,000	0,012	0,067	0,006	0,032	0,005	0,034	0,006	0,038	0,002	0,013
$C_0$	0,238		0,202		0,189		0,192		0,174	
$C_{max}$	2,702		2,215		1,486		1,497		3,721	
<b>Шахта 8к</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007	2008		
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050	0,945	0,989	0,948	0,988	0,934	0,984	0,918	0,983	0,925	0,986
0,075	0,833	0,955	0,809	0,939	0,794	0,932	0,730	0,923	0,777	0,944
0,100	0,719	0,908	0,684	0,878	0,652	0,860	0,576	0,855	0,637	0,889
0,150	0,534	0,798	0,464	0,726	0,418	0,690	0,378	0,731	0,415	0,765
0,200	0,349	0,643	0,284	0,551	0,249	0,519	0,243	0,613	0,289	0,668
0,300	0,176	0,445	0,123	0,337	0,099	0,309	0,134	0,481	0,201	0,571
0,500	0,072	0,252	0,045	0,172	0,040	0,184	0,072	0,360	0,095	0,388
0,750	0,023	0,115	0,012	0,060	0,015	0,092	0,039	0,256	0,043	0,246
1,000	0,009	0,055	0,002	0,017	0,005	0,044	0,021	0,179	0,025	0,177

$C_0$	0,209	0,179	0,171	0,197	0,222					
$C_{max}$	2,702	2,215	1,486	1,497	3,721					
<b>Шахта 1в</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050	0,980	0,997	0,975	0,996	0,932	0,988	0,909	0,981	0,911	0,977
0,075	0,934	0,987	0,895	0,975	0,794	0,949	0,739	0,926	0,726	0,903
0,100	0,866	0,967	0,778	0,933	0,653	0,895	0,581	0,855	0,557	0,810
0,150	0,709	0,902	0,556	0,821	0,454	0,788	0,378	0,728	0,338	0,639
0,200	0,563	0,816	0,392	0,705	0,335	0,697	0,257	0,620	0,219	0,508
0,300	0,342	0,635	0,213	0,528	0,203	0,556	0,143	0,478	0,103	0,329
0,500	0,131	0,366	0,087	0,334	0,095	0,375	0,064	0,323	0,031	0,158
0,750	0,053	0,209	0,040	0,218	0,045	0,243	0,032	0,224	0,012	0,084
1,000	0,028	0,138	0,022	0,157	0,024	0,164	0,019	0,166	0,006	0,050
$C_0$	0,298	0,245	0,227	0,195	0,157					
$C_{max}$	2,702	2,215	1,486	1,497	3,721					
<b>Шахта 5в</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050	0,983	0,999	0,975	0,998	0,957	0,997	0,945	0,996	0,971	0,997
0,075	0,948	0,995	0,934	0,994	0,897	0,992	0,857	0,985	0,911	0,988
0,100	0,908	0,989	0,886	0,987	0,837	0,984	0,784	0,972	0,844	0,975
0,150	0,831	0,972	0,801	0,969	0,736	0,964	0,675	0,945	0,733	0,943
0,200	0,757	0,950	0,726	0,946	0,661	0,945	0,591	0,916	0,644	0,907
0,300	0,617	0,890	0,588	0,888	0,536	0,898	0,466	0,855	0,495	0,820
0,500	0,403	0,745	0,391	0,756	0,377	0,803	0,316	0,738	0,311	0,653
0,750	0,247	0,580	0,247	0,605	0,265	0,699	0,208	0,608	0,177	0,463
1,000	0,156	0,444	0,163	0,481	0,198	0,611	0,144	0,497	0,091	0,289
$C_0$	0,579	0,585	0,657	0,504	0,429					
$C_{max}$	2,702	2,215	1,486	1,497	3,721					
<b>Шахта 3в</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050	0,940	0,976	0,930	0,971	0,944	0,982	0,946	0,982	0,873	0,953
0,075	0,662	0,810	0,629	0,788	0,699	0,864	0,707	0,865	0,550	0,776
0,100	0,390	0,591	0,367	0,573	0,453	0,703	0,450	0,692	0,363	0,635
0,150	0,169	0,342	0,158	0,332	0,209	0,482	0,218	0,478	0,195	0,454
0,200	0,076	0,194	0,069	0,187	0,119	0,366	0,135	0,368	0,110	0,326
0,300	0,018	0,065	0,014	0,063	0,056	0,253	0,065	0,238	0,043	0,184
0,500	0,002	0,013	0,004	0,030	0,023	0,157	0,017	0,096	0,014	0,089
0,750	0,000	0,003	0,002	0,012	0,011	0,106	0,005	0,044	0,005	0,043
1,000	0,000	0,002	0,000	0,001	0,007	0,077	0,002	0,023	0,002	0,023

$C_0$	0,107	0,105	0,133	0,130	0,114					
$C_{max}$	2,702	2,215	1,486	1,497	3,721					
<b>Шахта 11к</b>										
$\lambda$	Год									
	2004		2005		2006		2007		2008	
	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )	T( $\lambda$ )	Q( $\lambda$ )
0,030					1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,050					0,762	0,867	0,908	0,968	0,987	0,997
0,075					0,397	0,558	0,711	0,866	0,972	0,991
0,100					0,175	0,295	0,553	0,753	0,928	0,968
0,150					0,021	0,051	0,245	0,437	0,558	0,702
0,200					0,002	0,009	0,113	0,248	0,257	0,411
0,300					0,000	0,000	0,023	0,073	0,076	0,167
0,500					0,000	0,000	0,002	0,010	0,008	0,026
0,750					0,000	0,000	0,000	0,000	0,002	0,008
1,000					0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
$C_0$	0	0	0,073		0,121		0,176			
$C_{max}$	2,702	2,215	1,486	1,497	3,721					

Из таблицы видно, что для всех потоков руды существует некая зависимость выхода сорта и количества урана в нем от среднего содержания урана. Эта зависимость существенна и значима, что требует ее учета при составлении прогноза.

Для целей прогноза необходимо знать функциональную зависимость доли руды и количества металла в сорте от исходного содержания урана в потоке для базовых границ сортировки. Аналитическое выражение, которым аппроксимируется зависимость доли сорта и количества урана от среднего содержания урана в потоке, имеет экспоненциальный вид:

$$Y = a_0 \cdot e^{a_1 x}, \quad (2.2)$$

где  $a_0$  и  $a_1$  коэффициенты уравнения регрессии для расчета прогнозной доли сорта и количества урана в нем по рудным потокам, отн. ед.

$x$  - среднее содержание урана в потоке руды.

Коэффициенты  $a_0$  и  $a_1$  приведены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Коэффициенты уравнения регрессии для расчета прогнозной доли сорта и количества урана в нем по рудным потокам

а) Шахта 3р.

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			E( $\lambda$ )
	$a_0$	$a_1$	T( $C_0$ )	$a_0$	$a_1$	Q( $C_0$ )	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,872	0,474	0,924	0,955	0,183	0,976	0,059
0,075	0,525	2,276	0,694	0,757	1,104	0,866	0,197
0,100	0,266	4,772	0,476	0,530	2,530	0,721	0,280
0,150	0,086	8,684	0,249	0,279	4,934	0,510	0,297
0,200	0,045	10,094	0,155	0,179	6,174	0,379	0,256
0,300	0,013	12,289	0,058	0,066	8,713	0,192	0,153
0,500	0,001	21,373	0,010	0,007	16,260	0,053	0,049
0,750	0,000	27,106	0,002	0,001	20,263	0,017	0,017
1,000	0,000	27,408	0,001	0,001	20,009	0,006	0,006
$C_0$			0,122			0,122	0,122

б) шахта 9к

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			E( $\lambda$ )
	$a_0$	$a_1$	T( $C_0$ )	$a_0$	$a_1$	Q( $C_0$ )	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,974	-0,072	0,962	0,985	0,030	0,991	0,035
0,075	0,749	0,529	0,822	0,873	0,422	0,941	0,144
0,100	0,448	2,234	0,666	0,691	1,275	0,865	0,243
0,150	0,151	6,113	0,446	0,402	3,267	0,716	0,328
0,200	0,077	7,599	0,297	0,268	4,300	0,573	0,335
0,300	0,042	6,561	0,133	0,141	5,035	0,344	0,257
0,500	0,002	17,441	0,035	0,011	14,409	0,137	0,124
0,750	0,000	25,785	0,009	0,001	21,026	0,049	0,049
1,000	0,000	26,704	0,003	0,000	21,450	0,020	0,021
$C_0$			0,177			0,177	0,177

в) шахта 8к

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			E( $\lambda$ )
	$a_0$	$a_1$	T( $C_0$ )	$a_0$	$a_1$	Q( $C_0$ )	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,974	-0,213	0,937	0,980	0,031	0,985	0,059
0,075	0,820	-0,203	0,791	0,886	0,298	0,934	0,175
0,100	0,673	-0,164	0,653	0,764	0,711	0,867	0,261
0,150	0,381	0,719	0,433	0,479	2,227	0,714	0,342
0,200	0,140	3,538	0,264	0,225	4,978	0,549	0,347
0,300	0,011	13,299	0,114	0,044	11,524	0,345	0,282
0,500	0,002	16,633	0,047	0,014	14,733	0,201	0,188
0,750	0,000	22,588	0,016	0,002	21,295	0,093	0,093
1,000	0,000	35,931	0,005	0,000	32,718	0,039	0,041
$C_0$			0,179			0,179	0,179



г) шахта 11в

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			$E(\lambda)$
	$a_0$	$a_1$	$T(C_0)$	$a_0$	$a_1$	$Q(C_0)$	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,819	0,615	0,920	0,952	0,164	0,982	0,076
0,075	0,519	2,001	0,756	0,815	0,671	0,925	0,207
0,100	0,314	3,421	0,598	0,665	1,302	0,849	0,309
0,150	0,136	5,523	0,384	0,447	2,422	0,705	0,395
0,200	0,071	6,909	0,260	0,319	3,252	0,587	0,403
0,300	0,028	8,474	0,136	0,188	4,308	0,422	0,352
0,500	0,008	9,674	0,052	0,092	5,223	0,246	0,239
0,750	0,004	9,602	0,023	0,055	5,375	0,151	0,158
1,000	0,002	10,098	0,012	0,033	5,882	0,100	0,108
$C_0$			0,188			0,188	0,188

д) шахта 5в

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			$E(\lambda)$
	$a_0$	$a_1$	$T(C_0)$	$a_0$	$a_1$	$Q(C_0)$	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,961	0,010	0,964	0,994	0,006	0,996	0,052
0,075	0,857	0,105	0,893	0,974	0,030	0,986	0,151
0,100	0,757	0,212	0,821	0,947	0,064	0,971	0,242
0,150	0,618	0,359	0,709	0,890	0,136	0,937	0,369
0,200	0,510	0,505	0,618	0,827	0,219	0,899	0,454
0,300	0,351	0,774	0,472	0,692	0,416	0,811	0,549
0,500	0,190	1,148	0,295	0,469	0,821	0,642	0,562
0,750	0,082	1,848	0,166	0,251	1,538	0,452	0,463
1,000	0,025	3,180	0,085	0,099	2,762	0,283	0,320
$C_0$			0,382			0,382	0,382

е) шахта 3в

$\lambda$	Доля сорта			Количество урана			$E(\lambda)$
	$a_0$	$a_1$	$T(C_0)$	$a_0$	$a_1$	$Q(C_0)$	
0,030	1,000	0,000	1,000	1,000	0,000	1,000	0,000
0,050	0,842	0,804	0,913	0,920	0,468	0,965	0,057
0,075	0,384	4,421	0,598	0,550	3,384	0,772	0,193
0,100	0,166	7,524	0,352	0,281	6,954	0,562	0,234
0,150	0,059	9,880	0,158	0,091	12,790	0,328	0,189
0,200	0,009	20,016	0,069	0,017	23,676	0,181	0,124
0,300	0,000	48,381	0,014	0,000	48,538	0,057	0,048
0,500	0,000	66,543	0,003	0,000	66,545	0,017	0,016
0,750	0,000	91,009	0,001	0,000	89,342	0,005	0,005
1,000	0,000	134,627	0,000	0,000	132,608	0,001	0,001
$C_0$			0,1			0,1	0,1

Из таблицы 2.6 видно, что оптимальная технологическая эффективность сортировки руды, поступающей на РКС с шахт 3р и 3в, находится в диапазоне от 0,075 до 0,2 % урана. Для сортировки руды, поступающей с шахт 9к, 8к и 11в,

граничное содержание урана должно быть в диапазоне от 0,1 до 0,3 %. Для добычи шахты 5в оптимальное граничное содержание должно находиться в диапазоне от 0,2 до 0,75 %.

Из приведенных данных видно, что технологический оптимум сортировки руды на РКС достигается при граничном содержании урана в потоке, близком к его среднему значению. Полученные оптимальные значения граничного содержания должны соотноситься с экономическими показателями.

Выход продукта в технологические сорта руды, направляемой на гидрометаллургическую переработку (ГМТ) и на рентгенорадиометрическую покусковую сепарацию (условно сорт РРС) при крупнопорционной сортировке бедных и рядовых руд, показан в таблице 2.5 и на рисунках 2.3–2.6.

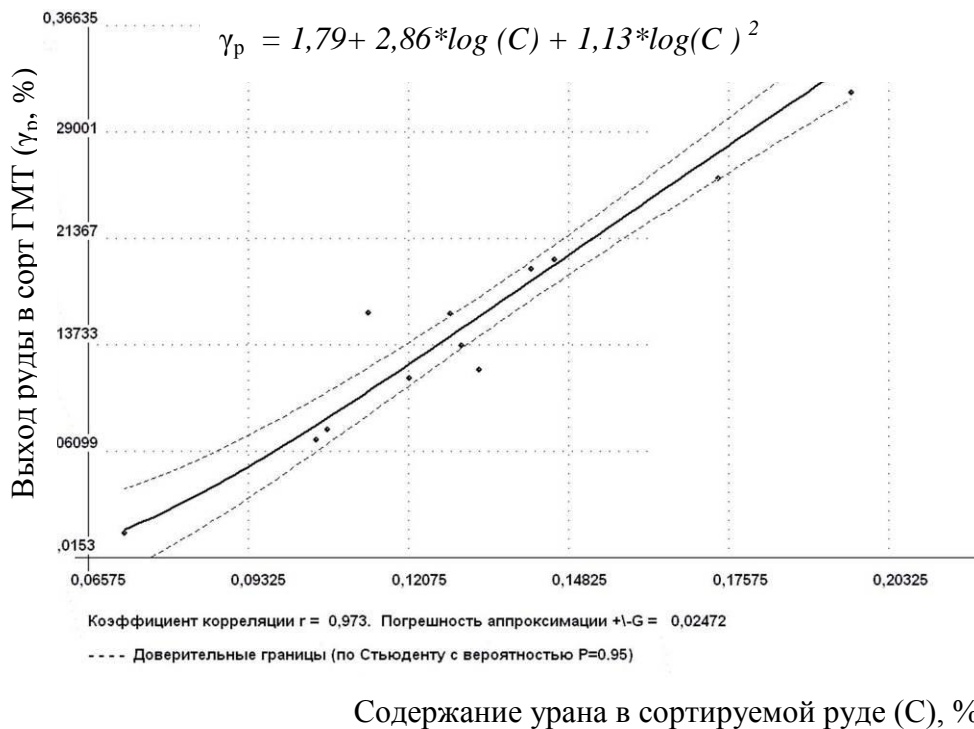


Рисунок 2.3 – Зависимость выхода в сорт ГМТ при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

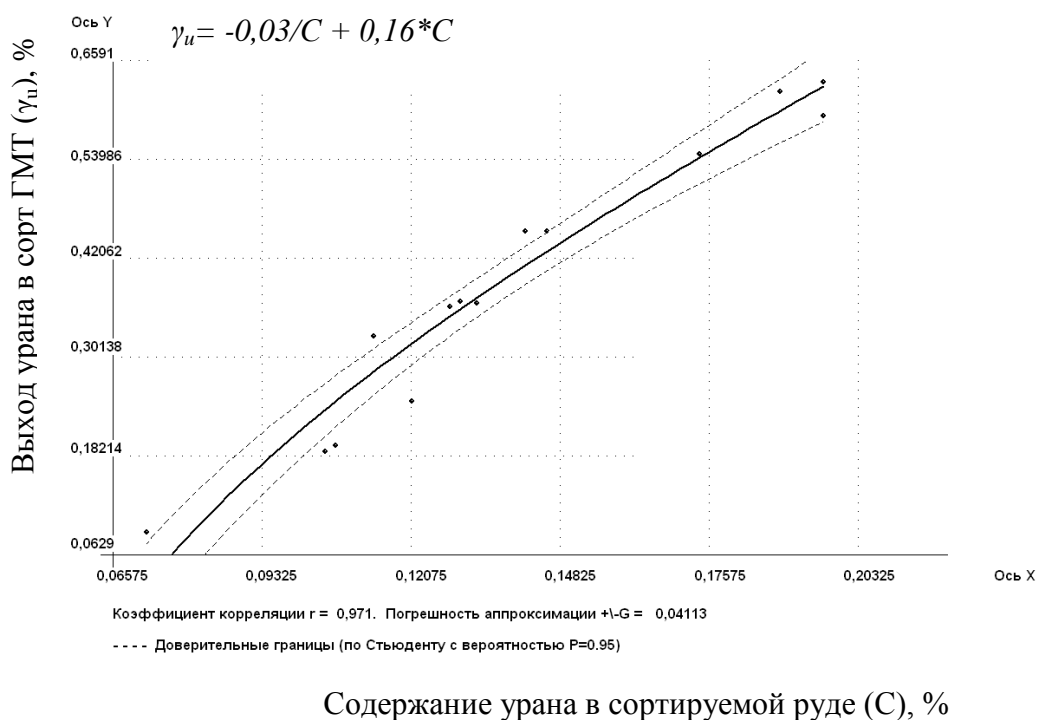


Рисунок 2.4 – Зависимость выхода урана в сорт ГМТ при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

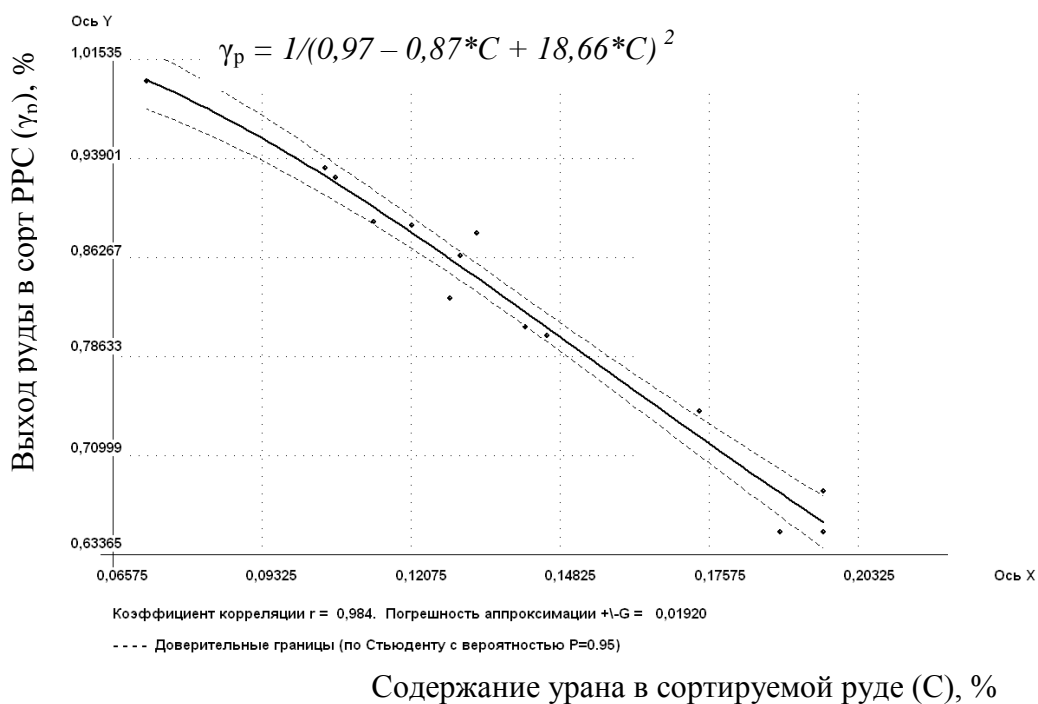


Рисунок 2.5 – Зависимость выхода в сорт РРС при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

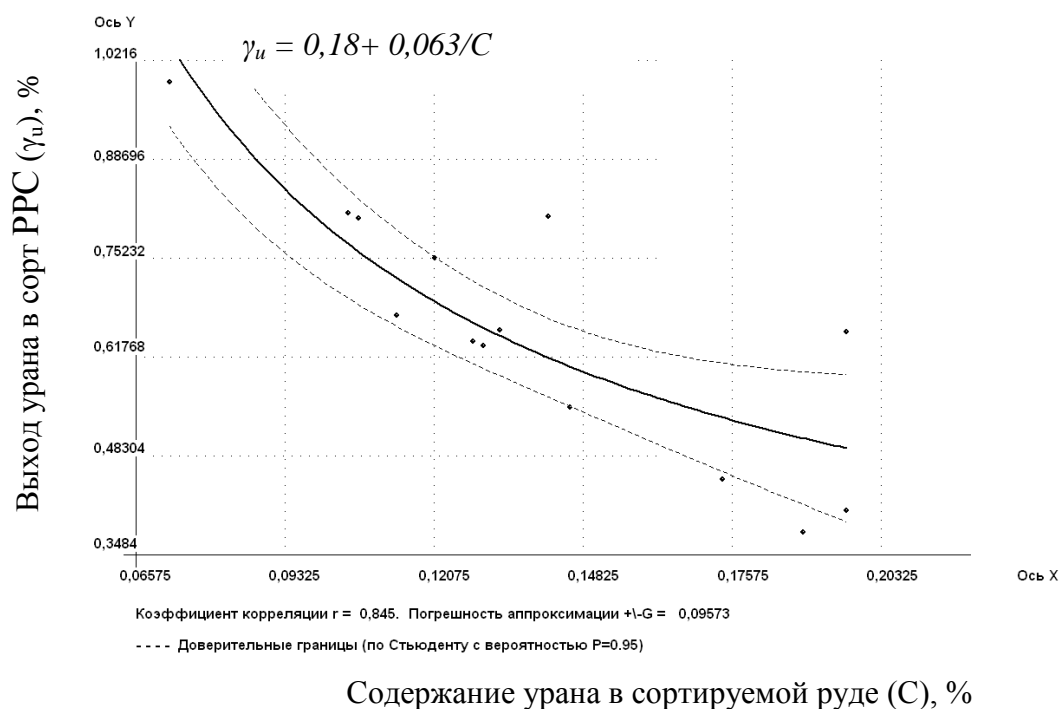


Рисунок 2.6. Зависимость выхода урана в сорт РРС при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

Как видно из рисунков 2.3 и 2.4, выход руды и урана в сорт ГМТ при повагонеточной сортировке увеличивается от 2 до 36 % и от 6 до 65 % соответственно при увеличении среднего содержания в добытой горнорудной массе от 0,070 до 0,2 %. Выход руды и урана в сорт РРС (рис. 2.5, 2.6) при этом уменьшается от 98 до 64 % и 94 до 35 % соответственно.

Проведены исследования сортируемости руд текущей добычи при покусковой сортировке на РРОФ на предмет выявления зависимости эффективности рентгенометрической сепарации от содержания урана в сортируемых рудах. Результаты исследований приведены в таблице 2.7 и на рисунках 2.7–2.12 [21].

Таблица 2.7 – Технологические показатели РРС текущей добычи руды

№ п/п	Среднее содержание урана в пробе, %	Доля руды в технологическом сорте, %	Доля урана в технологическом сорте, %	Технологический сорт руды
1	0,055	55,4	2,5	Хвосты
		43,6	90,4	КВ
		1	7,1	ГМТ
2	0,061	20	3,9	Хвосты
		79,8	95,2	КВ
		0,2	0,9	ГМТ

3	0,086	18,9	2,3	Хвосты
		80	91,5	КВ
		1,1	6,2	ГМТ
4	0,088	18	2,3	Хвосты
		80,8	93,5	КВ
		1,2	6,2	ГМТ
5	0,101	18,7	2,3	Хвосты
		76	74,5	КВ
		5,3	23,2	ГМТ
6	0,108	18,7	2,2	Хвосты
		76	74,5	КВ
		5,3	23,3	ГМТ
7	0,109	16,7	1,8	Хвосты
		79,5	83,1	КВ
		3,8	14,9	ГМТ
8	0,115	15	1,6	Хвосты
		80,3	73,5	КВ
		4,8	24,9	ГМТ
9	0,118	18	1,7	Хвосты
		75	71,6	КВ
		7	26,7	ГМТ
10	0,123	15,3	1,4	Хвосты
		76,4	71,5	КВ
		8,3	28,3	ГМТ
11	0,126	13,3	1,4	Хвосты
		76,4	70,5	КВ
		8,3	28,3	ГМТ
12	0,131	18	1,7	Отвал
		73,5	76	КВ
		8,5	32,3	ГМТ
13	0,144	19,4	1,7	Хвосты
		74,4	82	КВ
		6,2	16,3	ГМТ
14	0,147	15,2	1,3	Хвосты
		76,4	68,1	КВ
		8,4	30,6	ГМТ
15	0,149	15,2	1,3	Хвосты
		73,5	66,1	КВ
		11,3	32,6	ГМТ
16	0,156	13,8	1	Хвосты
		75,6	66,7	КВ
		10,6	33,3	ГМТ
17	0,162	15,2	1,1	Хвосты
		72,4	63,3	КВ
		12,4	35,6	ГМТ
18	0,164	14,5	1	Хвосты
		74	51,3	КВ
		11,5	47,7	ГМТ

19	0,165	16	1,1	Хвосты
		72	51,6	КВ
		12	47,3	ГМТ
20	0,165	15,2	1,3	Хвосты
		71,4	56,9	КВ
		13,4	41,8	ГМТ
21	0,17	14,5	1	Хвосты
		74	51,3	КВ
		11,5	47,7	ГМТ
22	0,171	16	1,1	Хвосты
		72	51,6	КВ
		12	47,3	ГМТ
23	0,194	15,2	1,9	Хвосты
		82,6	45	КВ
		17,2	53,1	ГМТ
24	0,223	14,5	1	Хвосты
		74	51,3	КВ
		11,5	47,7	ГМТ
25	0,379	13,8	1,5	Хвосты
		43,6	18	КВ
		42,6	80,5	ГМТ
26	0,44	13	1,4	Хвосты
		46,4	15,5	КВ
		40,6	83,1	ГМТ
27	0,461	13	1,4	Хвосты
		46,4	15,5	КВ
		40,6	83,1	ГМТ
28	0,583	11,5	1,3	Хвосты
		41	13,3	КВ
		47,3	86,4	ГМТ

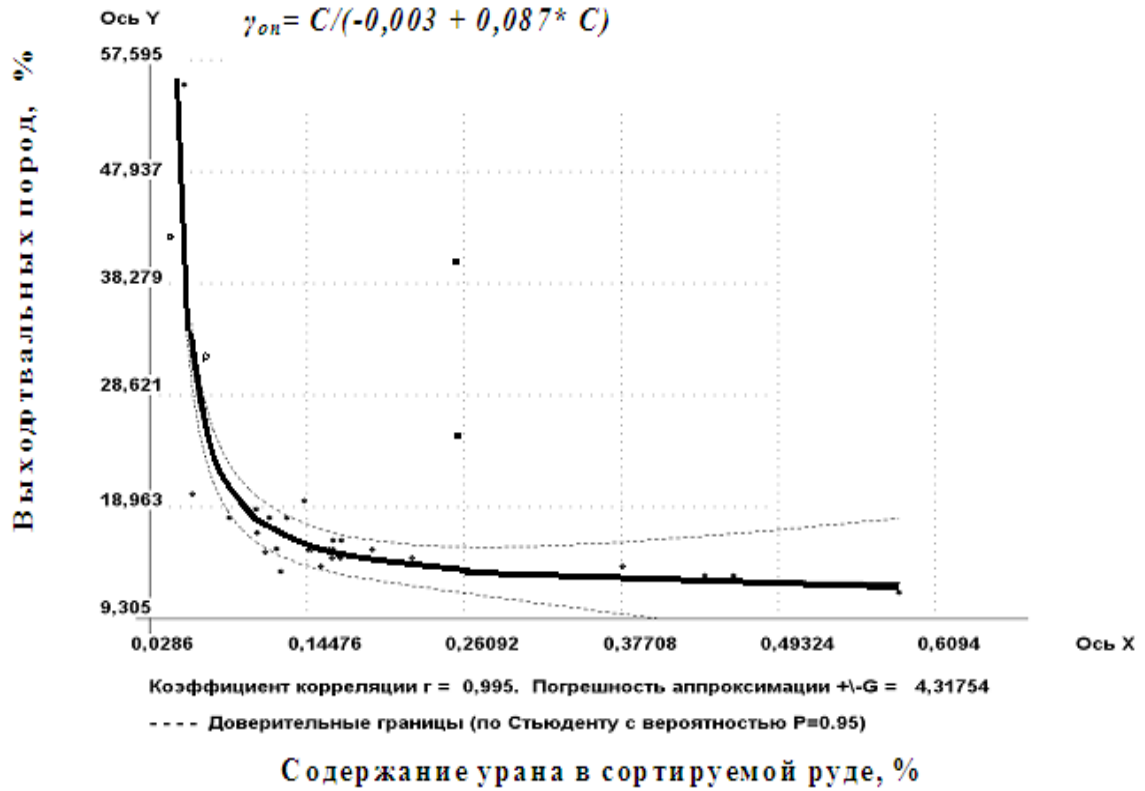


Рисунок 2.7 – Зависимость выхода отвальных пород при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде

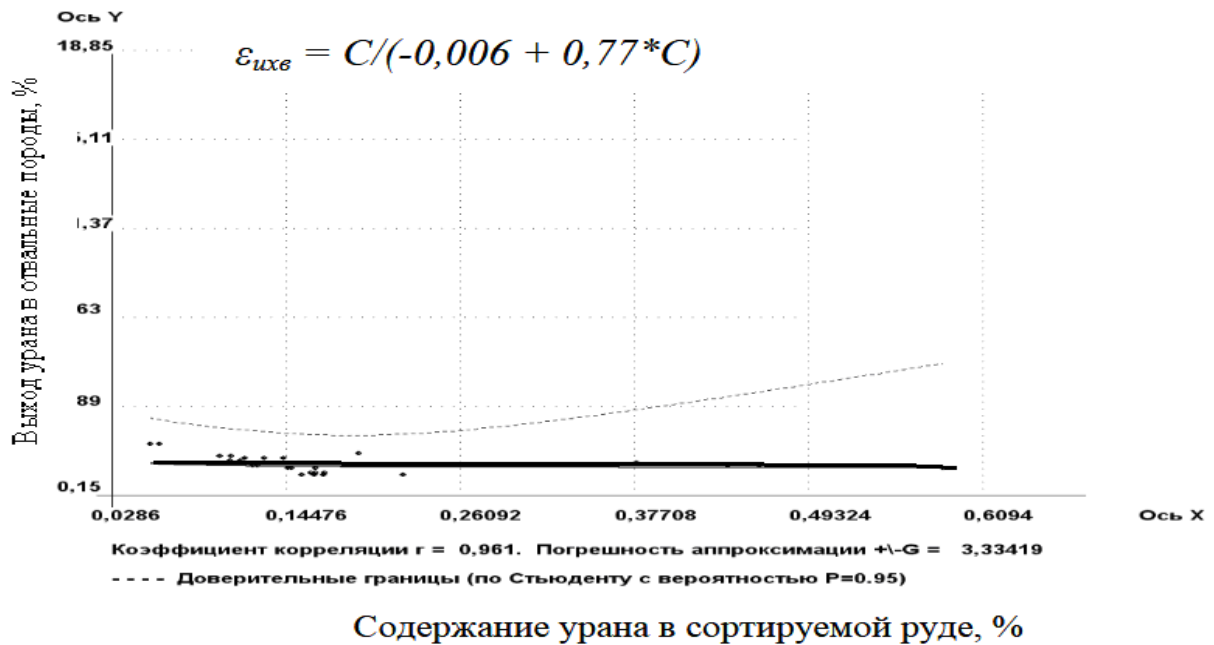
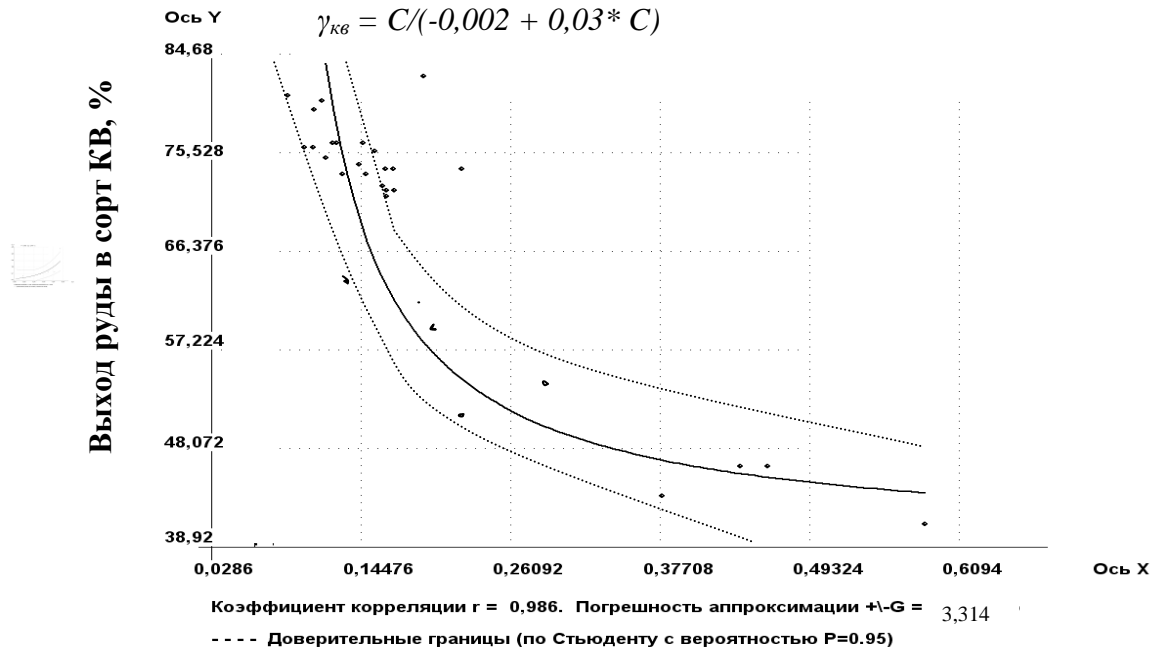
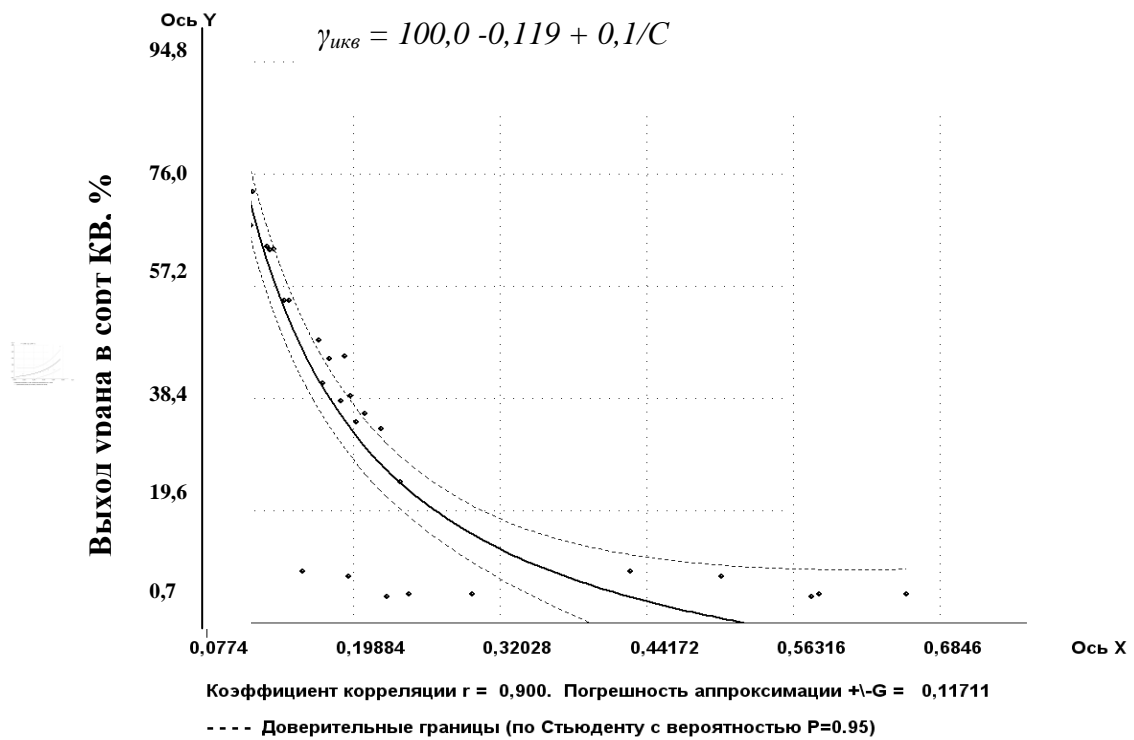


Рисунок 2.8 – Зависимость выхода урана в отвальные породы от содержания урана в сортируемой руде



### Содержание урана в сортируемой руде, %

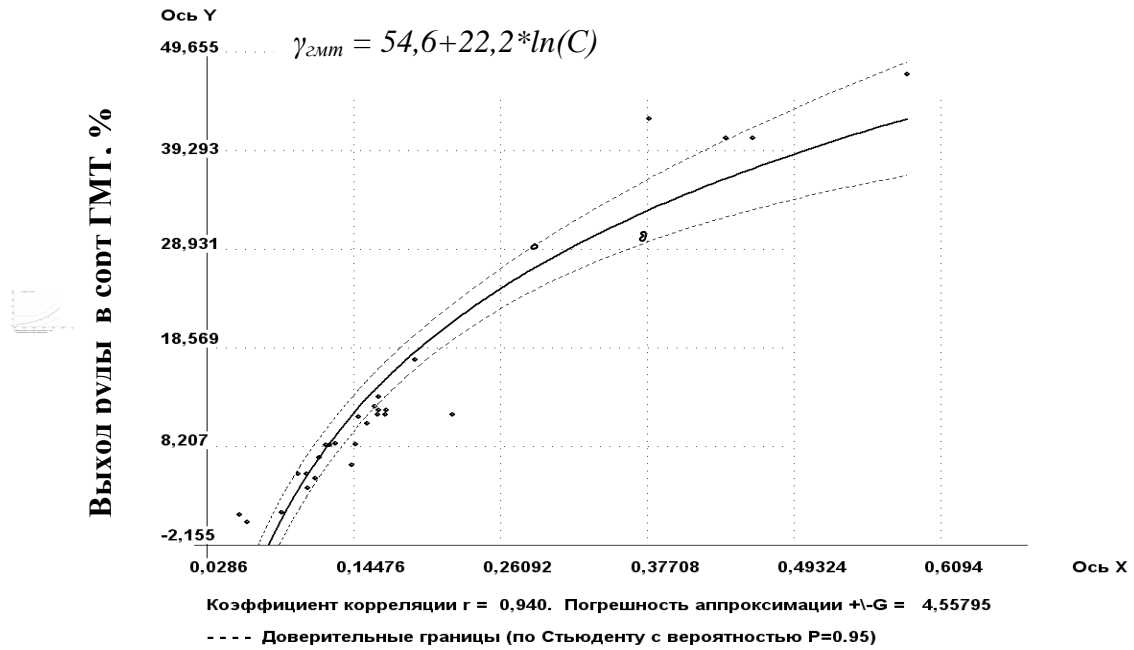
Рисунок 2.9 – Зависимость выхода руды в сорт КВ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде



### Содержание урана в сортируемой руде, %

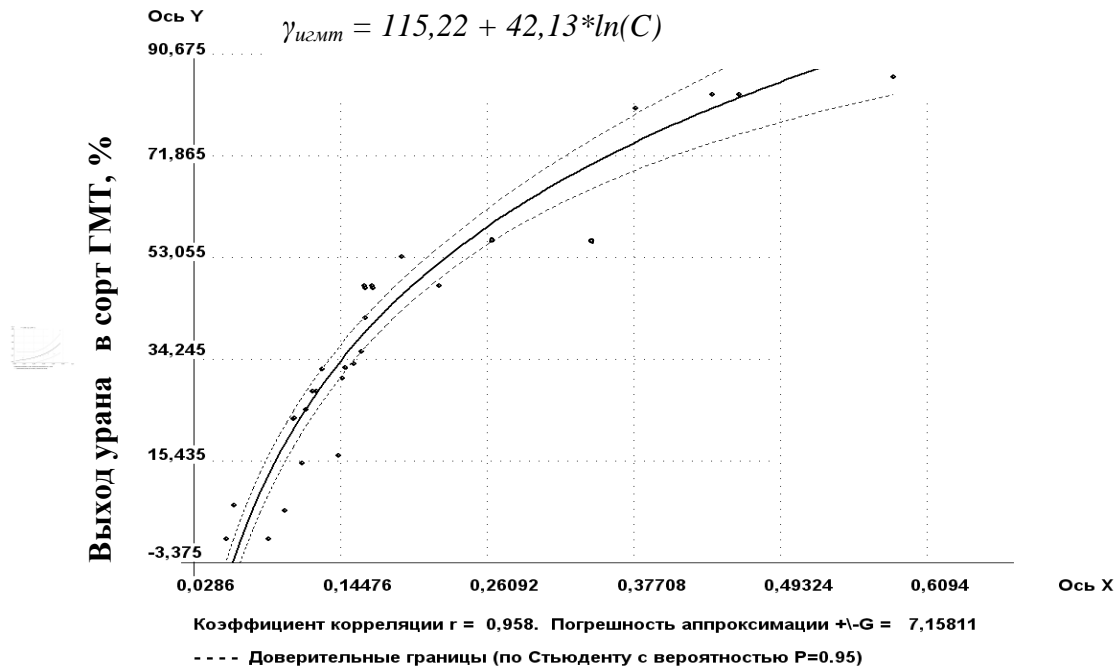
Рисунок 2.10 – Зависимость выхода урана в сорт КВ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде





### Содержание урана в сортируемой руде, %

Рисунок 2.11 – Зависимость выхода руды в сорт ГМТ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде



### Содержание урана в сортируемой руде, %

Рисунок 2.12 – Зависимость выхода урана в сорт ГМТ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде

На рисунке 2.13 показана зависимость коэффициента обогащения урана в концентрате по сравнению с исходным содержанием в сортируемой руде методом РРС.

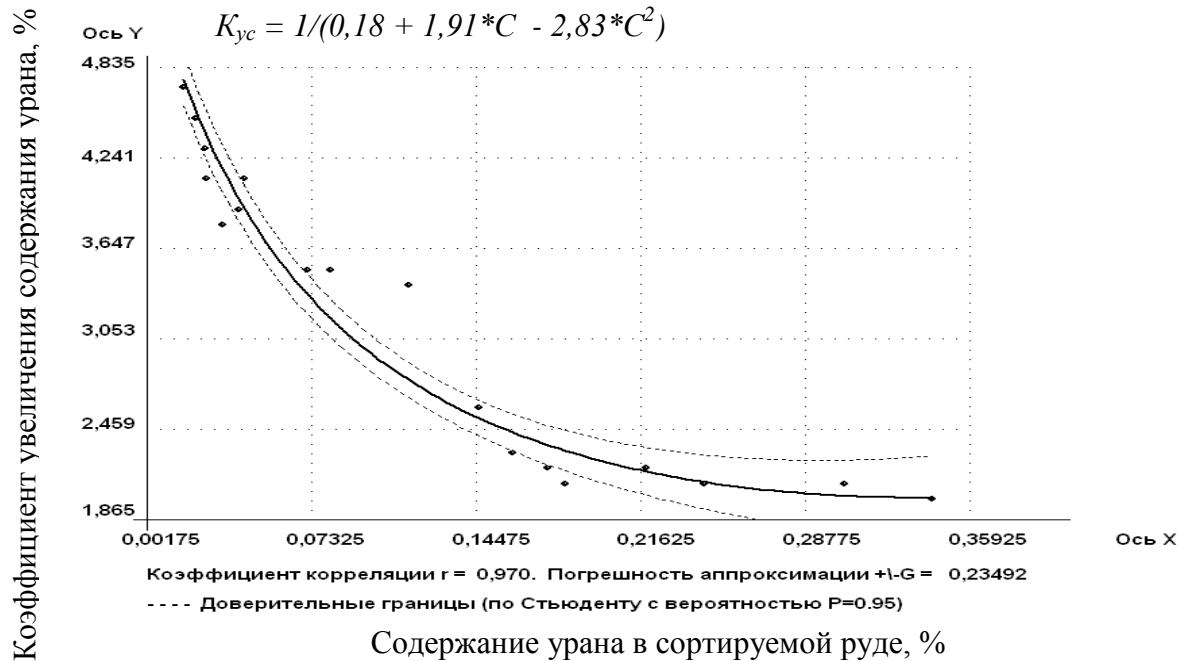


Рисунок 2.13 – Зависимость коэффициента увеличения содержания урана в продуктивном сорте от исходного содержания урана в сортируемой руде

Анализ полученных данных показывает, что извлечение урана в продуктивный сорт при их сепарации зависит от его исходного содержания в сортируемой руде, увеличивается при росте содержания в исходной руде от 0,02 до 0,4 % соответственно с 68 до 98 %.

Коэффициент увеличения содержания урана в продуктивном сорте по отношению к исходной руде по мере роста содержания урана в сепарируемой руде от 0,02 до 0,350 % уменьшается соответственно от 4,8 до 2.

Проведены исследования выхода богатой руды и урана в ней при покусковой сортировке в зависимости от минимального промышленного содержания урана в товарной руде по годам (таблицы 2.8, 2.9).

Таблица 2.8 – Значения выхода богатой руды по годам в зависимости от минимального промышленного содержания урана

Минимальное промышленное содержание урана, %	Выход богатой руды, %							Отклонение прогноза от факта 2010 г.
	2005	2006	2007	2008	2009	2010 (прогноз)	2010 (факт 10 мес.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
0,03	100	100	100	100	100	100	100	0,0
0,04	98,5	98,1	97,9	97,5	97,8	97	96	0,9
0,05	95,4	94,7	93,7	92,8	93,7	92	91	1,3
0,06	90,5	89,9	87,5	86,0	87,2	85	84	1,2
0,07	84,0	82,3	80,5	77,9	79,3	77	75	1,4
0,08	77,7	74,7	73,6	70,0	71,0	68	67	1,7
0,09	72,0	67,5	67,1	63,4	63,4	61	59	1,9
0,1	67,1	60,8	61,0	57,8	57,0	54	52	2,1
0,11	63,1	55,1	55,3	53,1	51,5	49	47	1,9
0,12	59,6	50,3	50,1	49,2	47,3	44	43	1,7
0,13	56,2	46,1	45,2	45,6	43,4	40	39	1,3
0,14	52,9	42,8	41,2	42,3	40,1	37	36	0,8
0,15	49,9	39,7	37,5	39,2	37,4	34	34	0,2
0,16	46,8	37,1	34,5	36,5	35,0	32	32	-0,3
0,17	43,8	34,6	31,6	33,8	31,9	29	29	-0,4
0,18	40,8	32,4	29,3	31,5	29,3	27	27	-0,5
0,19	37,9	30,3	27,2	29,4	27,2	25	25	-0,4
0,2	34,9	28,3	25,5	27,5	25,2	23	23	-0,1
0,21	32,3	26,5	23,9	25,7	23,6	22	22	0,1
0,22	29,9	24,8	22,6	24,1	22,0	20	20	0,4
0,23	27,7	23,2	21,4	22,6	20,6	19	19	0,6
0,24	25,7	21,8	20,4	21,3	19,4	18	17	0,9
0,25	24,0	20,4	19,4	20,1	18,2	17	16	1,0
0,26	22,4	19,2	18,5	18,9	17,1	16	15	1,1
0,27	21,0	18,1	17,7	17,9	16,2	16	14	1,2
0,28	19,8	17,1	16,9	16,9	15,3	15	14	1,3
0,29	18,7	16,2	16,2	16,0	14,5	14	13	1,2
0,3	17,8	15,3	15,5	15,1	13,8	13	12	1,3

Таблица 2.9 – Значения выхода урана в богатой руде по годам в зависимости от минимального промышленного содержания урана

Минимальное промышленное содержание урана, %	Выход металла в богатой руде, %						
	2005	2006	2007	2008	2009	2010 (прогноз)	2010 (факт 10 мес.)
0,03	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100
0,04	99,8	99,7	99,6	99,5	99,6	99	99
0,05	99,2	99,0	98,7	98,4	98,6	98	98
0,06	98,0	97,7	97,1	96,5	96,7	96	96
0,07	96,2	95,4	94,9	93,7	93,9	93	93
0,08	94,1	92,8	92,4	90,6	90,5	89	89
0,09	92,1	90,0	89,7	87,7	87,1	86	85

Минимальное промышленное содержание урана, %	Выход металла в богатой руде, %						
	2005	2006	2007	2008	2009	2010 (прогноз)	2010 (факт 10 мес.)
0,1	90,1	87,0	86,9	84,9	83,8	83	82
0,11	88,2	84,3	84,0	82,3	80,8	79	78
0,12	86,5	81,7	81,1	80,0	78,1	76	76
0,13	84,7	79,3	78,1	77,7	75,5	74	73
0,14	82,8	77,3	75,4	75,3	73,2	71	71
0,15	80,8	75,2	72,8	73,0	71,1	69	69
0,16	78,8	73,4	70,6	70,8	69,1	67	67
0,17	76,7	71,5	68,3	68,5	66,3	64	65
0,18	74,4	69,6	66,3	66,4	63,9	62	62
0,19	72,1	67,9	64,5	64,4	61,8	60	60
0,2	69,6	66,1	62,8	62,4	59,8	58	58
0,21	67,2	64,4	61,3	60,5	57,9	56	57
0,22	65,1	62,6	59,9	58,6	56,1	55	55
0,23	62,9	61,0	58,6	56,9	54,4	53	53
0,24	60,9	59,4	57,4	55,3	52,9	52	51
0,25	59,1	57,9	56,3	53,7	51,4	51	50
0,26	57,3	56,4	55,2	52,2	49,9	49	48
0,27	55,7	55,1	54,2	50,8	48,5	48	47
0,28	54,3	53,8	53,1	49,3	47,3	47	45
0,29	53,0	52,6	52,1	48,0	46,0	45	44
0,3	51,8	51,5	51,1	46,7	44,9	44	43

На рисунках 2.14 и 2.15 приведены графики, отражающие зависимость количества руды и количества урана от минимального промышленного содержания урана в потоке добычи. Аппроксимация прогнозных величин выхода тоннажа и количества металла выполнена по отдельным интервалам, учитывающим характер изменения параметров.

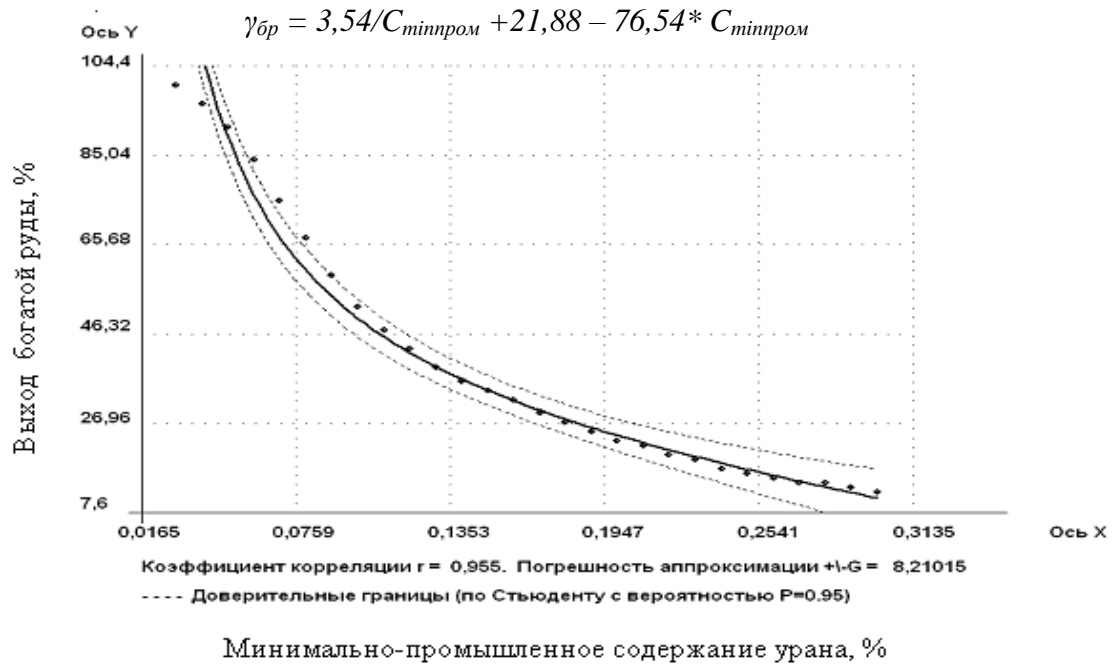


Рисунок 2.14 – Зависимость выхода богатой руды от минимального промышленного содержания урана

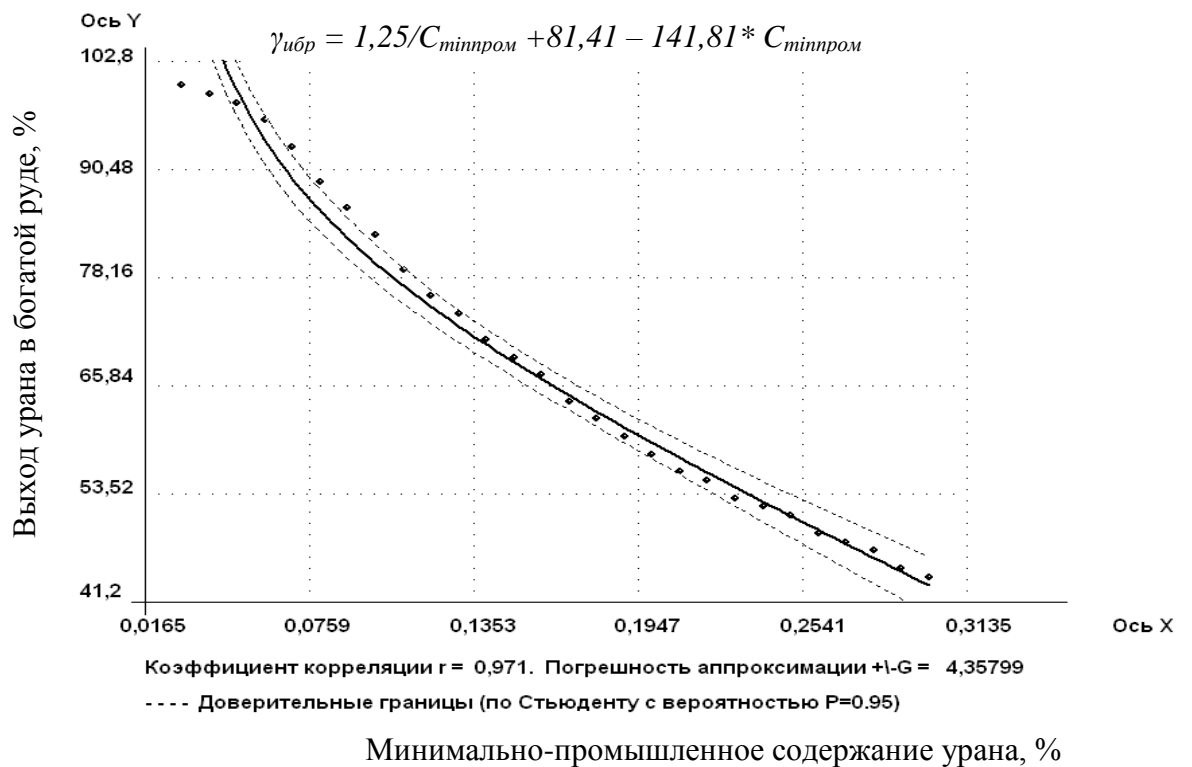


Рисунок 2.15 – Зависимость выхода урана в богатой руде от минимально-промышленного содержания урана

Как видно из рисунков 2.14, 2.15, при изменении минимально-промышленного содержания в диапазоне 0,030–0,300 %:

– выход богатой руды изменяется от 100 до 12 % и описывается формулой

$$\gamma_{бр} = 3,54 / C_{\text{минпром}} + 21,88 - 76,54 \cdot C_{\text{минпром}}; \quad (2.3)$$

– выход урана в богатой руде изменяется от 100 до 43 % и описывается формулой

$$\gamma_{убр} = 1,25 / C_{\text{минпром}} + 81,41 - 141,81 \cdot C_{\text{минпром}}; \quad (2.4)$$

где  $\gamma$  – соответственно, выход руды и выход металла, %;

$C_{\text{минпром}}$  – минимально-промышленное содержание.

Полученные зависимости могут быть использованы при планировании объемов поставки технологических сортов для запитки гидрометаллургии и кучного выщелачивания после рудосортировки добытой руды.

### ***2.1.3. Влияние коэффициента радиоактивного равновесия на сортируемость руд радиометрическими методами***

**Коэффициент радиоактивного равновесия (КРР)** определяется соотношением доли радия и урана в природном типе урановых руд. Равновесные руды имеют КРР, равный 1, при сдвиге равновесия в сторону урана КРР будет меньше 1, в сторону радия – КРР больше 1. На стадии ведения разведочных работ установлено, что руды Стрельцовского типа равновесны, т. е. КРР равен 1. При ведении же эксплуатационных работ это положение несколько изменилось, оказалось, что определенная доля руд имеет сдвиг показателя КРР как в сторону урана, так и в сторону радия [9, 15, 22, 45, 62].

Применение рентгенорадиометрической технологии сортировки руд дало возможность откорректировать усредненный показатель КРР, который оказался равным 1,38. Применение гамма-метода сортировки в этих условиях равновесности руд, который не учитывает показатель КРР, приводит к тому, что в отвальные породы могут быть отправлены куски руды, содержащие высокие концентрации урана, но низкое содержание радия, и наоборот – в продуктивный сорт попадут куски, имеющие высокое содержания радия, но низкое содержание урана.

Для получения более достоверной информации о равновесности руд были отобраны пробы из различных залежей месторождений Стрельцовской группы, проанализированы на равновесие и подверглись РРС.

Проведенные работы позволили установить математическую зависимость сортируемости руд от КРР. Результаты покусковой сепарации руд с различными показателями КРР приведены в таблице 2.10 и на рисунках 2.16–2.18.

Таблица 2.10 – Зависимость сортируемости руд от КРР

№ п/п	КРР, отн. ед.	Выход урана в продуктивный сорт гамма-методом, %	Выход урана в продуктивный сорт РРС методом, %	Отклонение между методами, %
1	0,5	98,5	96,6	+1,9
2	0,75	97	96,7	+0,3
3	1,0	96	96,5	-0,5
4	1,25	93	96,6	-3,3
5	1,5	89	96,4	-7,4

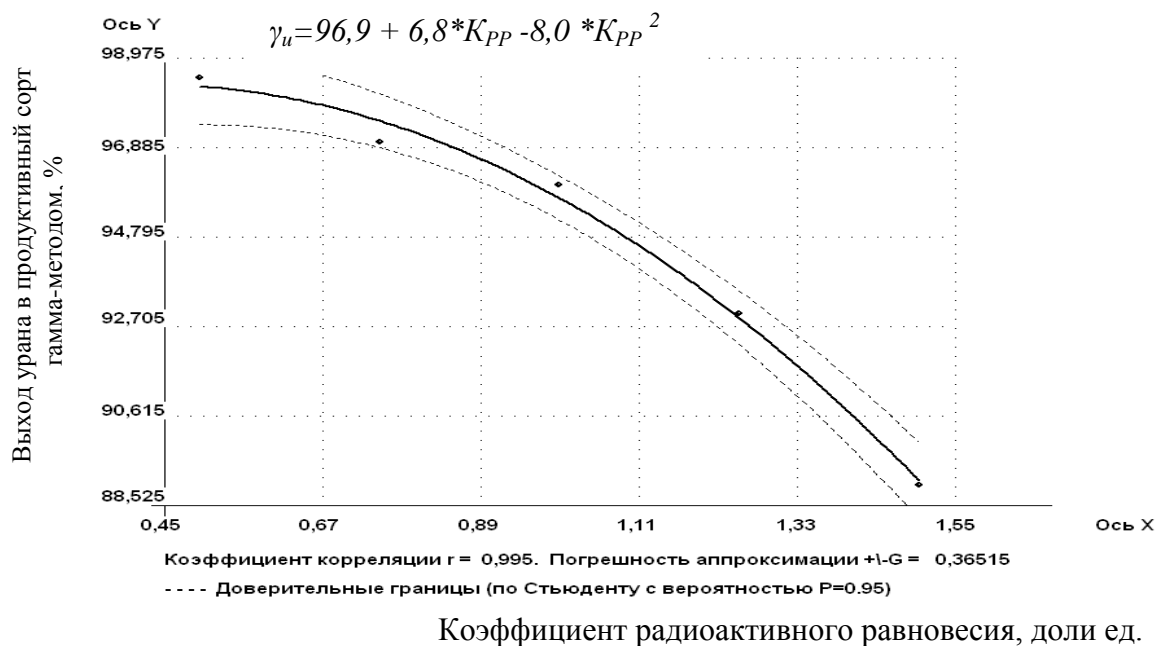
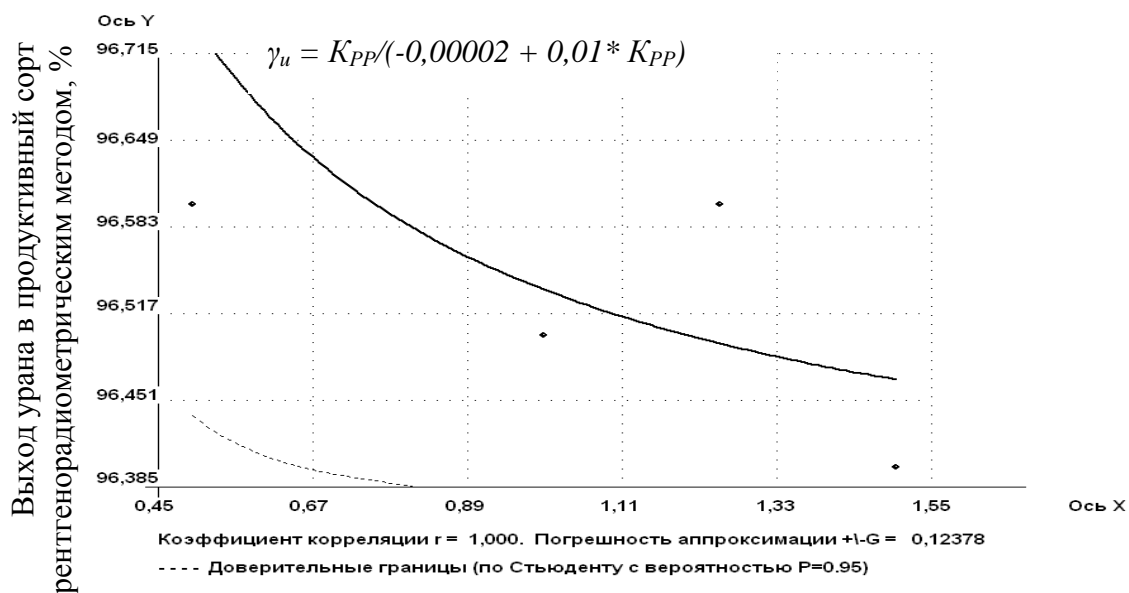
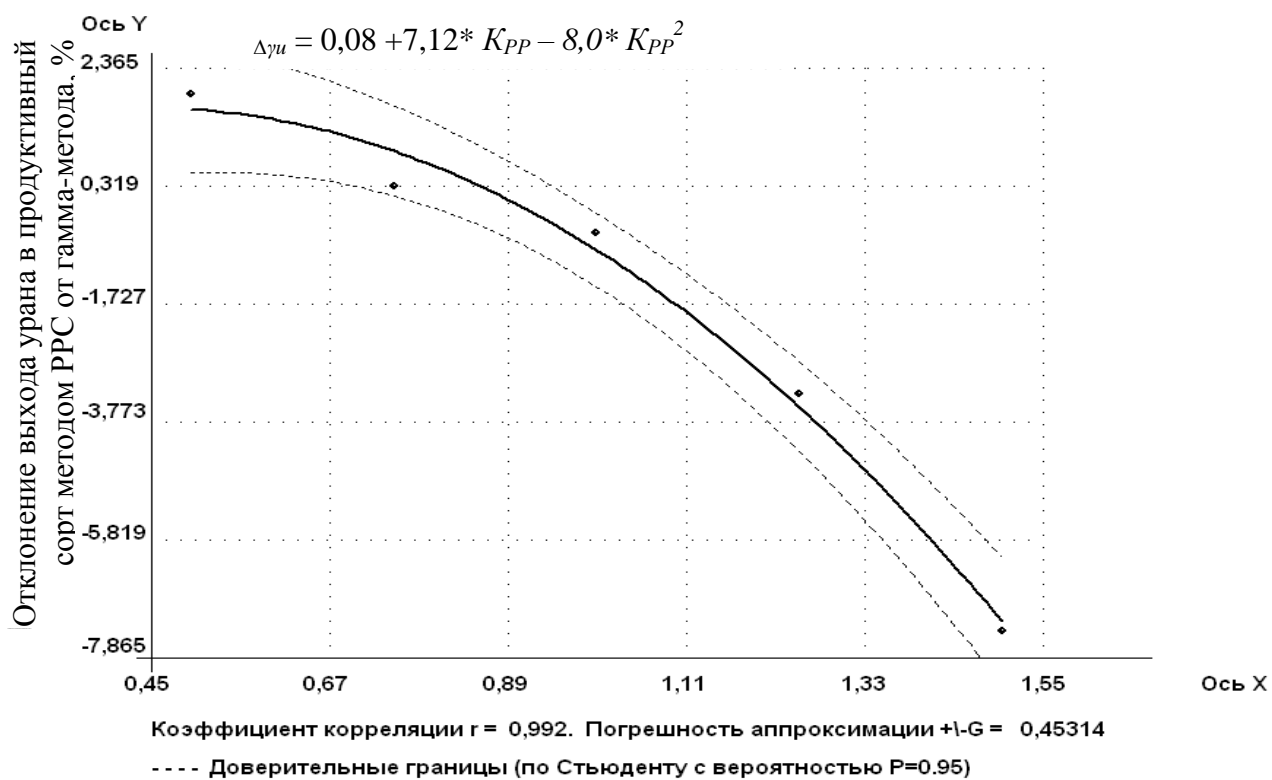


Рисунок 2.16 – Зависимость выхода урана в продуктивный сорт от КРР гамма-методом



Коэффициент радиоактивного равновесия, доли ед.

Рисунок 2.17 – Зависимость выхода урана в продуктивный сорт от  $K_{PP}$  рентгенорадиометрическим методом



Коэффициент радиоактивного равновесия, доли ед.

Рисунок 2.18 – Отклонение показателей извлечения урана в продуктивный сорт методом PPS от гамма-метода



В процессе исследований взаимосвязи КРР и сортируемости урановых руд установлено, что определенная часть руд Стрельцовой группы месторождений имеет сдвиг и в сторону урана и в сторону радия, т. е. они неравновесны. Поэтому сортировка таких руд гамма-методом приводит:

- при сдвиге в сторону урана – к попаданию в хвосты богатых урановых руд, т. е. к их потере;
- при сдвиге в сторону радия – к попаданию в продуктивный класс кусков руды с высоким содержанием радия, но низким содержанием урана, т. е. к разубоживанию продуктивного класса.

Таким образом, гамма-методом могут сортироваться только равновесные руды.

Неравновесные – эффективнее сортировать методом РРС.

#### ***2.1.4. Влияние контрастности урановых руд на их сортируемость радиометрическими методами***

Исторически понятие контрастности минерального сырья введено, наиболее детально разработано [19, 39], широко и успешно используется применительно к предварительному радиометрическому обогащению (предконцентрации): порционной сортировке руд в транспортных емкостях и сепарации-селекции кускового материала в классах крупности от +5 до -250 мм, как головному процессу подготовки минерального сырья, поступающего на измельчение и последующее обогащение. При этом *контрастность определена [11, 25] и охарактеризована как степень различия отдельных кусков (зерен, частиц, агрегатов, минеральных комплексов, элементарных объемов) сырья по содержанию полезных компонентов (соответственно вредных или инертных примесей).*

Отсюда видно, что приведенное выше определение контрастности применимо только в узких рамках предконцентрации для относительно крупного «макроразмерного» минерального сырья. Уже на стадиях основных процессов обогащения более подходящим и достаточно универсальным представляется используемый акад. В. А. Чантурия [26] термин *контрастность свойств минеральных*

*компонентов*. На стадии химической переработки сложного сырья чаще оперируют понятиями *эффективность* или *фактор разделения компонентов*. По своей сути оба понятия *контрастность свойств* и *фактор разделения компонентов комплексного сырья* равнозначны и, на наш взгляд, лучше характеризуют особенности вещественного состава продуктов и технологию разделительных процессов в комплексных производствах, чем содержание полезных компонентов. Например, важно знать не столько общее содержание железа в продукте, сколько содержание магнитной и немагнитной его форм, аналогично содержание кислото-растворимого и других форм алюминия и т. д.

Таким образом, контрастность свойств компонентов сырья в сложных неоднородных многофазных системах и разделительный процесс являются одними из специфических и основополагающих категорий комплексного использования многокомпонентного минерального сырья (как и каждого материального ресурса любой природы).

Для количественной характеристики покусковой контрастности минерального сырья используется показатель (М) (предложен проф. В. А. Мокроусовым), представляющий собой средневзвешенное относительное отклонение содержаний компонента в элементарном объеме (кусках или порциях) от среднего содержания в исследуемом массиве (пробе) руды [11]:

$$M = \frac{\sum_i |y_i - \alpha| \gamma_i}{\alpha}, \quad (2.5)$$

где  $y_i$  – содержание компонента в куске (порции или интервале);

$\alpha$  – среднее содержание компонента в руде;

$\gamma_i$  – доля массы куска или фракции (порции, интервала) в общей массе руды.

Расчетный показатель контрастности, исходя из выражения 2.5, колеблется от 0 до 2,0. Руды с нулевой контрастностью не поддаются разделению. Чем выше показатель контрастности, тем эффективнее сортировка.

Для практических целей руды, поступающие на сортировку, по величине контрастности делятся на пять групп (таблица 2.11).

Таблица 2.11 – Классификация руд по контрастности [42]

Группа	Показатель контрастности (М)
Неконтрастные	< 0,4
Низкоконтрастные	0,4–0,7
Среднеконтрастные	0,7–1,1
Высоконтрастные	1,1–1,5
Особоконтрастные	> 1,5

Выявлены [25] следующие закономерности изменения природной (в массиве, в недрах) контрастности руд в процессах добычи, транспортировки и подготовки рудной массы (измельчения, вскрытия) к предварительному (порционному или покусковому) обогащению и последующему разделению многокомпонентного минерального сырья на отдельные ценные составляющие разнообразными обогащательными, физическими, химическими, пиро-, гидрометаллургическими и другими, в том числе комбинированными, способами:

- порционная контрастность руд в их естественном залегании выше контрастности той же руды после ее отбойки, транспортировки, крупного дробления, так как она зависит не только от вещественного состава и структурно-текстурных свойств оруденения, но и от морфологии рудных тел, характера их контактов с вмещающими породами, системы разработки и способов транспортировки – факторов, определяющих степень разубоживания (примешивания пустых пород) и перемешивания рудной массы;

- селективная выемка руд при геофизическом контроле забоев препятствует снижению контрастности отбитой рудной массы;

- системы валовой добычи при интенсивном перемешивании пород и руд приводят к снижению порционной контрастности отбитой горной массы;

- покусковая контрастность изменяется незначительно при перемешивании отбитой рудной массы.

Измельчение и последующее вскрытие минералов различными физико-химическими методами в общем случае существенно повышает контрастность свойств компонентов сырья с приближением к теоретически предельному при снижении крупности обрабатываемого сырья до размеров наночастиц, вплоть до молекул и атомов. Следует, однако, отметить, что интенсивное механическое из-

мельчение в ряде случаев может привести к снижению контрастности в результате нарушения кристаллической решетки минералов с увеличением наличия в них механических неструктурных примесей (образованием новых) других компонентов, минералов.

Важность повышенного уровня контрастности для достижения высокой технической и экономической эффективности переработки минерального сырья (и особенно комплексного его использования) обуславливают целесообразность разработки теоретических основ и практической реализации методов управления повышением контрастности физико-химических и технологических свойств минеральных компонентов. В частности, это достигается за счет селективной дезинтеграции, безреагентных дозированных энергетических воздействий или непосредственно на минеральные частицы, или через газовую или водную фазу, направленную изменяющую состав поверхности минералов в процессах измельчения и обогащения [26–29]. В результате возрастает степень раскрытия зерен минералов, повышается качество концентратов, производительность процесса измельчения, снижается расход мелющих тел.

Исследования контрастности урановых руд месторождений Стрельцовского рудного поля [24] показали, что при усредненном классе крупности в 100 мм, поступающем на рудосортировку, классы контрастности распределились следующим образом (таблица 2.12).

Таблица 2.12 – Классы контрастности

Группа	Показатель контрастности (M)	Доля класса контрастности, %	Отклонение содержания урана в классе, %
Неконтрастные	0,2	5	0,03
Низкоконтрастные	0,6	10	0,09
Среднеконтрастные	0,9	15	0,135
Высококонтрастные	1,3	45	0,195
Особоконтрастные	1,75	25	0,2625
Итого	1,23	100	0,15

Результаты покусковой сепарации урановых руд на радиометрической обогатительной фабрике приведены в таблице 2.13 и на рисунке 2.19.

Таблица 2.13 – Показатели сортируемости товарных руд в зависимости от коэффициента контрастности

Класс контрастности	Коэффициент контрастности, доли ед.	Эффективность выделения хвостов (Эв.х.), %	Коэффициент обогащения, доли ед.	Выход концентрата, %	Выход хвостов, %
Неконтрастные	-	-	-	-	-
Низкоконтрастные	0,45	99,5	7,1	1,7	98,3
	0,65	99,2	6,5	2,9	97,1
Среднеконтрастные	0,85	98,9	5,8	4,8	95,2
	1,05	98,7	5,1	7,5	92,5
Высококонтрастные	1,25	98,5	4,4	10,3	89,7
	1,45	96,6	3,8	14,3	85,7
Особоконтрастные	1,65	93,3	2,6	26,05	73,95

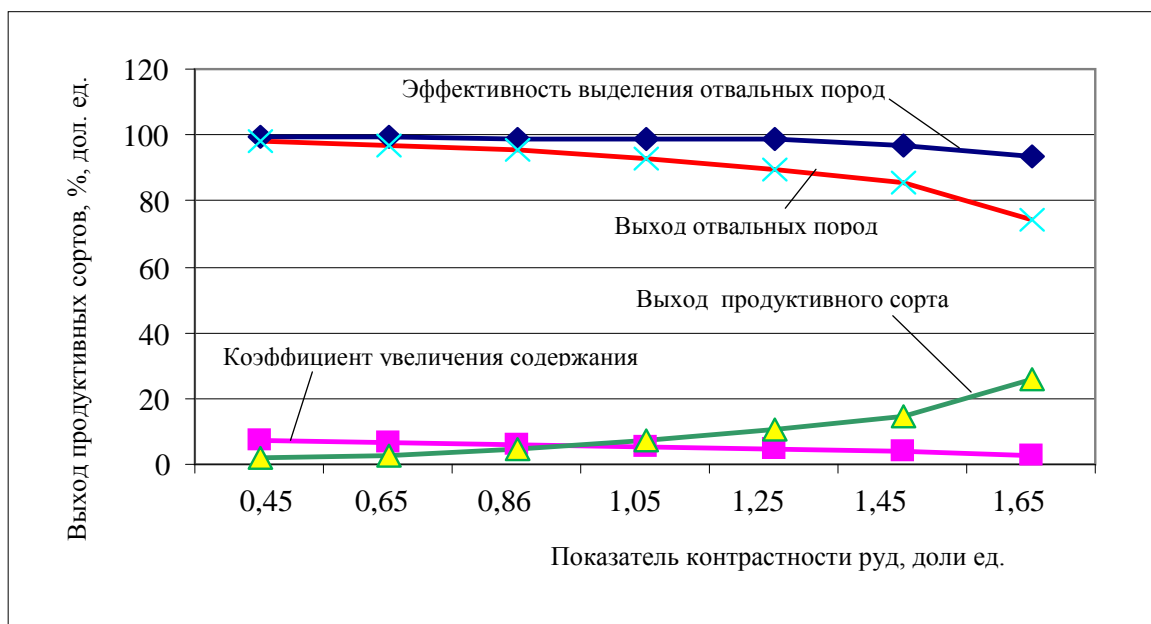
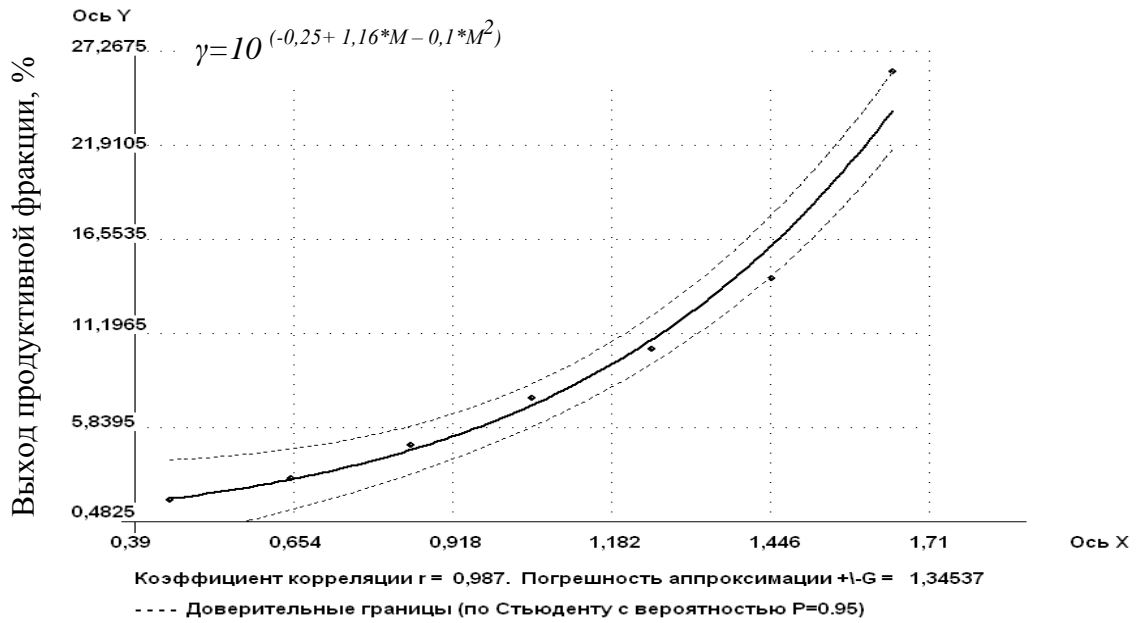


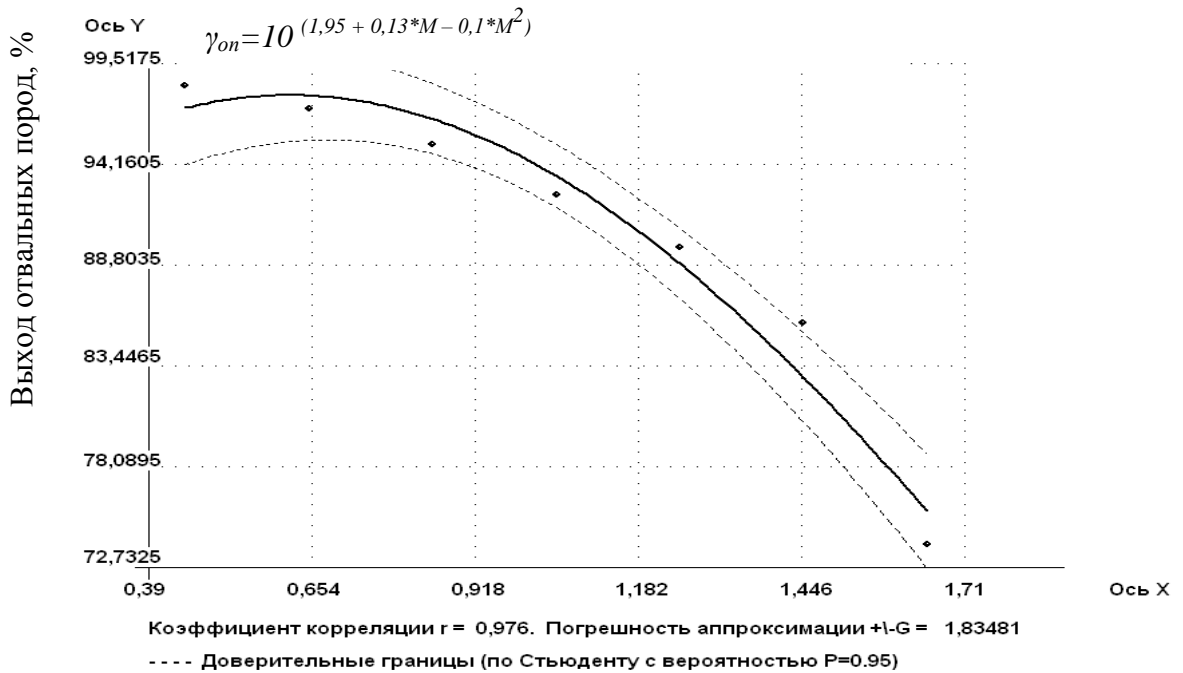
Рисунок 2.19 – Показатели сортируемости руд в зависимости от коэффициента контрастности

Обработка зависимостей, представленных на рисунке 2.12, по регрессионной модели позволяет установить коэффициенты корреляции, погрешность аппроксимации, доверительные интервалы и описать зависимости математическими формулами (рисунки 2.20–2.23).



Коэффициент контрастности руд, доли ед.

Рисунок 2.20 – Зависимость выхода руды в продуктивный сорт от ее контрастности



Коэффициент контрастности руд, доли ед.

Рисунок 2.21 – Зависимость выхода отвальных пород от контрастности сортируемых руд

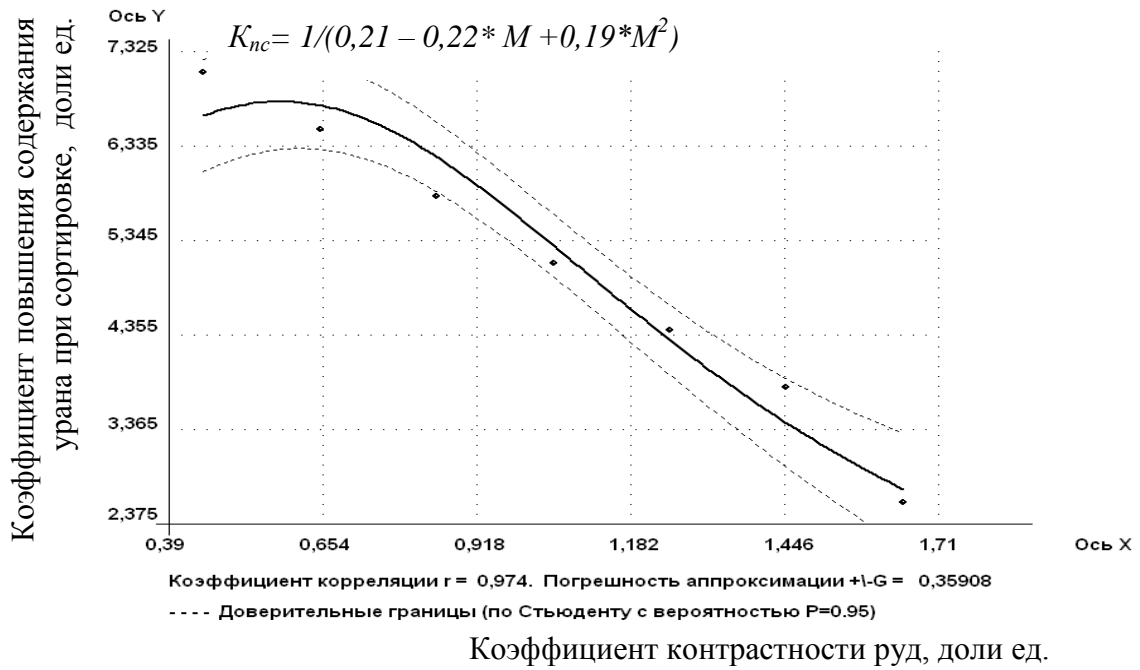


Рисунок 2.22 – Зависимость коэффицента повышения содержания урана при сортировке руды от ее контрастности

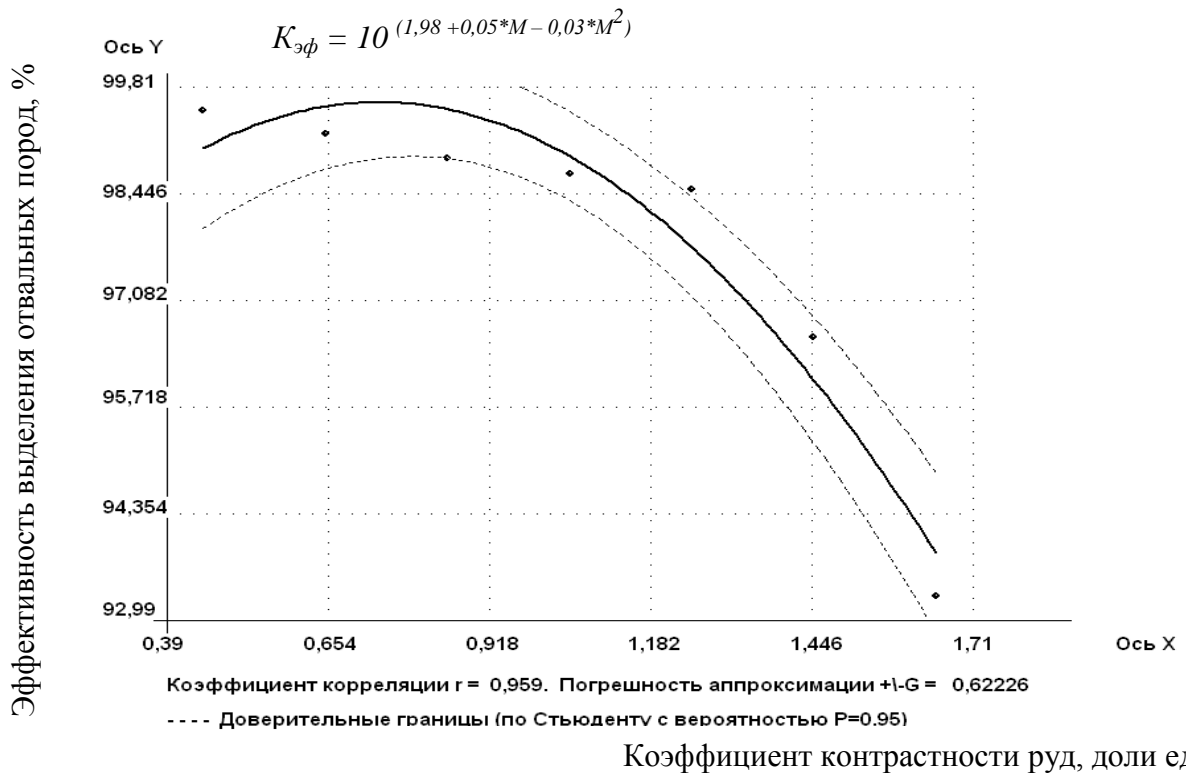


Рисунок 2.23 – Зависимость эффективности выделения отвальных пород от контрастности сортируемой руды

В результате работ установлена зависимость основных параметров сортируемости товарных урановых руд от их контрастности:

- эффективность выделения отвальных пород при изменении коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 изменяется в пределах 99,5–93,3 %, уменьшаясь с увеличением контрастности руд;
- выход отвальных пород с ростом коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 уменьшается от 98,3 до 74 %;
- выход продуктивного сорта при этом увеличивается от 1,7 до 26 %;
- коэффициент повышения содержания урана в руде по мере увеличения контрастности руд уменьшается от 7,1 до 2,6.

### ***2.1.5. Влияние размера куска на сортируемость урановых руд радиометрическими методами***

Очевидно, что по мере повышения степени измельчения сырья в общем случае уменьшается количество сrostков, степень дезинтеграции различных минералов и контрастность сырья возрастают, однако селективность и эффективность обогатительных процессов при переизмельчении сверх определенного уровня резко снижается вплоть до экономически неприемлемой. При переходе от механического измельчения к химическому (гидрометаллургическому) вскрытию минералов кислотами, кислыми солевыми растворами, щелочами и т. д. дезинтеграция и контрастность, по крайней мере части обрабатываемого материала, переходят на более высокий – «наноразмерный» [20, 48], молекулярный, ионный, атомный уровень. «Нанонаука», «нанотехнология», «наноматериалы» – новое направление науки, возникшей на стыке физики, химии, материаловедения, биологии, электронной и компьютерной техники, получило особенно интенсивное развитие в последние 10–15 лет. Оно оперирует наноразмерными объектами величиной приблизительно от долей нанометра (нм) до 100 нм ( $1 \text{ нм} = 10^{-9} \text{ м}$ ). Причем верхний предел интервала размеров чисто условен, а нижний определяется размерами атомов и молекул [31]. Многие ученые, занимающиеся нанотехнологией, предсказывают в не столь отдаленном будущем революционные перемены во



всех областях науки и жизнедеятельности человека, в частности в химии, биологии, медицине, экологии, электронике и др. [31]. Принципиальная возможность построения с помощью нанотехнологии материальных структур атом за атомом или молекула за молекулой позволяет перейти в перспективе к идеальному, в принципе, комплексному безотходному (малоотходному) использованию определенной части практически любого природного или техногенного материала, рециклированию полезных химических элементов из отходов производства и потребления и, соответственно, резкому ограничению объемов добычи первичного природного сырья.

Однако на современном уровне развития техники и технологии для процессов рудоподготовки используется относительно крупный «макроразмер» минерального сырья. В рамках этого постулата важно определить оптимальный размер сортируемого куска руды.

Для этих целей проведены исследования сортируемости горнорудной массы на рентгенорадиометрической установке в зависимости от крупности размера куска.

Размер куска горнорудной массы – это функция не только параметров буровзрывных работ, но и физико-механических свойств пород, вмещающих оруждение, таких как крепость, хрупкость, трещиноватость и др.

Гранулометрический состав добываемых руд является благоприятным для радиометрической сортировки. Руды мелких классов крупности имеют повышенное содержание урана, из чего следует, что крепость вмещающих пород выше, чем минеральных образований, несущих урановую минерализацию. Эта особенность руд усиливается в процессе добычных операций и рудоподготовки, что повышает эффективность рентгенорадиометрической сортировки.

Уточненный гранулометрический состав руды, поступающей на рудоподготовку, полученный по результатам опытных работ, приведен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Гранулометрический состав руд, поступающих на переработку

Сорт руды	Класс крупности, мм	По классу крупности			Сумма сверху			Сумма снизу		
		γ, %	ε, %	Коб, отн. ед.	γ, %	ε, %	Коб, отн. ед.	γ, %	ε, %	К <sub>ус</sub> , отн. ед.
Бедная	-400 +300	3,43	1,18	0,34	3,43	1,18	0,344	100,0	100,0	1,000
	-300 +200	5,09	2,54	0,50	8,52	3,72	0,437	96,57	98,82	1,023
	-200 +100	12,86	7,02	0,55	21,38	10,74	0,502	91,48	96,28	1,052
	-100 +60	12,26	7,42	0,61	33,64	18,16	0,540	78,62	89,26	1,135
	-60 +25	22,34	14,58	0,65	55,98	32,74	0,585	66,36	81,84	1,233
	-25 +10	14,29	15,60	1,09	70,27	48,34	0,688	44,02	67,26	1,528
	-10 +5	7,71	9,79	1,27	77,98	58,13	0,745	29,73	51,66	1,738
	-5 +2	9,02	13,81	1,53	87,00	71,94	0,827	22,02	41,87	1,901
	-2 +1	4,77	8,95	1,87	91,77	80,89	0,881	13,00	28,06	2,158
	-1 +0,5	3,79	8,13	2,15	95,56	89,02	0,932	8,23	19,11	2,322
	-0,5 +0,16	2,08	4,62	2,22	97,64	93,64	0,959	4,44	10,98	2,473
	-0,16 +0,1	0,68	1,82	2,66	98,32	95,46	0,971	2,36	6,36	2,695
	-0,1 +0	1,06	3,33	3,13	99,38	98,79	0,994	1,68	4,54	2,702
	шлам*	0,62	1,23	1,97	100,0	100,0	1,000	0,62	1,22	1,97
	Исх. руда	100	100	1,00						
Рядовая	-400 +300	4,22	0,47	0,11	4,22	0,47	0,111	100,0	100,0	1,000
	-300 +200	3,89	1,37	0,35	8,11	1,84	0,227	95,78	99,53	1,039
	-200 +100	10,76	5,12	0,48	18,87	6,96	0,369	91,89	98,16	1,068
	-100 +60	12,08	8,04	0,67	30,95	15,00	0,485	81,13	93,04	1,147
	-60 +25	20,89	13,57	0,65	51,84	28,57	0,551	69,05	85,00	1,231
	-25 +10	17,74	21,35	1,20	69,58	49,92	0,717	48,16	71,43	1,483
	-10 +5	9,54	13,17	1,38	79,12	63,09	0,797	30,42	50,08	1,646
	-5 +2	8,13	12,75	1,57	87,25	75,84	0,869	20,88	36,01	1,725
	-2 +1	4,37	8,22	1,88	91,62	84,06	0,917	12,75	24,16	1,895
	-1 +0,5	3,81	7,05	1,85	95,43	91,11	0,955	8,38	15,94	1,902
	-0,5 +0,16	2,91	5,66	1,94	98,34	96,77	0,984	4,57	8,89	1,945
	-0,16 +0,1	0,15	0,35	2,32	98,49	97,12	0,986	1,66	3,23	1,946
	-0,1 +0	0,93	1,90	2,04	99,42	99,02	0,996	1,51	2,88	1,907
	шлам*	0,58	0,98	1,69	100,0	100,0	1,000	0,58	0,98	1,690
	Исх. руда									
Богатая	-200 +40	38,7	20,2				0,522			
	-40 +5	61,3	79,8				1,302			
	Исх. руда	100,0	100,0				1,0			

К<sub>ус</sub>.\* – коэффициент повышения содержания при сортировке

Как видно из табличных данных, доля машинного класса +25 мм достигает 56 %. Содержание урана в классе -25 мм выше на 50 %, чем в классе +25 мм.

При подготовке руды забойной крупности подвергается дроблению. Класс крупности +200 мм в ней составляет около 8 %.

Исследованиями установлено, что выход надрешетного продукта крупностью более 200 мм можно рассчитать по выражению:

$$\gamma_{nn} = 132,6 - 24,9 \cdot \ln(d + 3,69), \quad (2.6)$$

где  $\gamma_{nn}$  – выход надрешетного продукта, %;

$d$  – размер ячейки сит, мм.

Количество урана в надрешетном продукте определяется по формуле:

$$\gamma_{unn} = -14,4 - 21,3 \cdot \ln\left(\frac{d + 0,93}{d + 200}\right), \quad (2.5),$$

где  $\gamma_{unn}$  – выход количества урана в надрешетный продукт, %.

После узла крупного дробления руда поступает на грохот, где отмывается от шламовых и илистых частиц. Необходимость интенсивной отмывки руды определяется следующими положениями:

- выделение в класс крупности -5 мм наиболее богатого продукта в виде шлама и песков;
- вывод из класса крупности -40 +5 мм глинистых частиц, что улучшает фильтрационные свойства руды, направляемой на КВ<sub>ГМЗ</sub>;
- улучшение качества отвальных пород сепарации, как с технологической, так и с экологической точки зрения.

Распределение материала по рудопотокам при обеспечении производительности по подаче сырья на КВ, например, до  $\approx 500$  тыс. тонн/год (грохочение руды – до  $\approx 600$  тыс. тонн/год), представлено в таблице 2.15. При выделении руды для РРС крупностью +40 мм выход ее ожидается в пределах 34 %. Средняя масса куска связана с его средним размером зависимостью

$$p = 0,175 \cdot e^{0,017 \cdot ds} - 0,3, \quad (2.6),$$

где  $p$  – средняя масса куска, кг;

$ds$  – среднее арифметическое значение размера отверстий сит, ограничивающих данный класс крупности, мм.

Таблица 2.15 – Фракционный состав исходной руды и производительность по рудопотокам

Класс крупности, мм	Выход, %		Объем, тыс. т./год		Производитель- ность, т/час
	класса	продукта*	4	5	
1	2	3	4	5	6
-200+50	25	~ 28*	≈ 200**	≈ 90***	~ 50*
-50 +5	57	~ 60*	≈ 435**	≈ 200***	~ 108*
-5 +0	18	~ 12*	≈ 85**	≈ 40***	~ 22*
Итого	100	100	≈ 720**	≈ 330***	~ 180*

\*– с учётом эффективности грохочения на сите 50 мм ~ 0,85 ÷ 0,90 и на сите 5 мм ~ 0,65 ÷ 0,70;

\*\* – время дробления 16 час/сутки (340 рабочих дней в год, КИО – 0,75);

\*\*\* – время дробления 8 час/сутки (250 рабочих дней в год, КИО – 0,95).

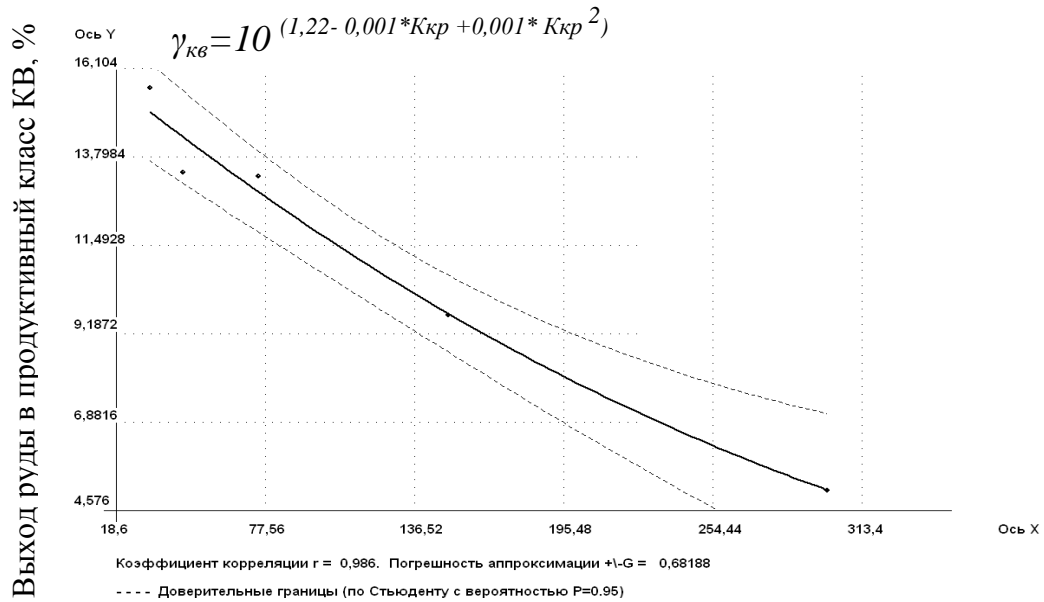
Технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации бедной руды представлены в таблице 2.16. На рисунках 2.24–2.32 показаны зависимости показателей сортируемости урановых руд (выход продуктивного сорта, выход отвальных пород сортировки, степень выхода урана в продукты сортировки, коэффициент увеличения содержания при сортировке) [30].

Таблица 2.16 – Технологические показатели РРС бедной руды

Продукт сортировки	Классы крупности руды, мм														
	+200			-200+100			-100+50			-50+40			-40+25		
	$\gamma_T$ , %	$C_u$ , %	U, %	$\gamma_T$ , %	$C_u$ , %	U, %	$\gamma_T$ , %	$C_u$ , %	U, %	$\gamma_T$ , %	$C_u$ , %	U, %	$\gamma_T$ , %	$C_u$ , %	U, %
Трахидациты															
Порода	53,72	0,005	2,69	65,1	0,005	3,26	61,67	0,005	3,08	51,83	0,005	2,59	47,14	0,005	2,36
Забалансовая руда	20,8	0,018	3,74	13,22	0,018	2,38	13,23	0,019	2,51	15,18	0,017	2,58	16,43	0,018	2,96
Беднобалансовая руда	11,43	0,062	7,09	12,29	0,058	7,13	12,48	0,057	7,11	15,36	0,055	8,45	15,38	0,057	8,77
Рядовая руда	14,05	0,118	16,58	7,16	0,173	12,39	8,59	0,178	15,29	9,58	0,177	16,96	9,85	0,177	17,43
Итого КВ	25,5	0,093	23,67	19,45	0,101	19,52	21,07	0,106	22,4	24,94	0,101	25,41	25,23	0,104	26,2
Богатая руда (ГМТ)	0	0	0,00	2,23	0,568	12,67	4,02	0,721	28,98	8,06	0,692	55,78	5,48	0,697	38,20
Итого	100	0,03	30,10	100	0,038	37,82	100	0,057	56,99	100	0,086	86,35	100	0,070	69,71
Андезито-базальты															
Порода	100	0,002	2,00	87,91	0,003	2,64	76,46	0,002	1,53	76,5	0,003	2,30	65,72	0,004	2,63
Забалансовая руда	0	0	0,00	10,07	0,016	1,61	9,43	0,016	1,51	8,73	0,017	1,48	11,56	0,017	1,97
Беднобалансовая руда	0	0	0,00	2,02	0,057	1,15	7,92	0,06	4,75	8,07	0,06	4,84	9,84	0,058	5,71
Рядовая руда	0	0	0,00	0	0	0,00	4,52	0,178	8,05	4,16	0,183	7,61	6,89	0,171	11,78
Итого КВ	0	0	0,00	2,02	0,056	1,15	12,44	0,103	12,8	12,13	0,103	12,45	16,73	0,105	17,49
Богатая руда (ГМТ)	0	0	0,00	0	0	0,00	1,67	1,699	28,72	2,54	0,94	23,88	5,97	1,184	70,68
Итого	100	0,002	2,00	100	0,005	5,40	100	0,045	44,56	100	0,040	40,11	100	0,162	161,67
Туфы															
Порода	100	0,001	1,00	71,4	0,002	1,43	72,03	0,003	2,16	65,36	0,004	2,61	57,4	0,004	2,30
Забалансовая руда	0	0	0,00	8,51	0,018	1,53	7,8	0,02	1,56	12,63	0,016	2,02	14,26	0,016	2,28
Беднобалансовая руда	0	0	0,00	10,25	0,046	4,72	12,06	0,064	7,72	7,99	0,065	5,19	11,87	0,053	6,29
Рядовая руда	0	0	0,00	8,52	0,176	15,00	5,45	0,173	9,43	9,29	0,181	16,81	10,65	0,14	14,91
Итого КВ	0	0	0,00	18,77		19,72	17,51		17,15	17,28		22,0	22,53		18,2
Богатая руда (ГМТ)	0	0	0,00	1,31	0,536	7,02	2,67	0,486	12,98	4,73	0,724	34,25	5,68	0,812	46,12
Итого	100	0,001	1,00	100	0,030	29,69	100	0,034	33,84	100	0,061	60,89	100	0,072	71,90
Брекчии, конгломераты															
Порода	76,07	0,005	3,80	84,66	0,005	4,23	66,95	0,005	3,35	61,4	0,005	3,07	65,5	0,005	3,28
Забалансовая руда	23,93	0,016	3,83	12,3	0,021	2,58	8,35	0,017	1,42	12,96	0,018	2,33	10,13	0,017	1,72

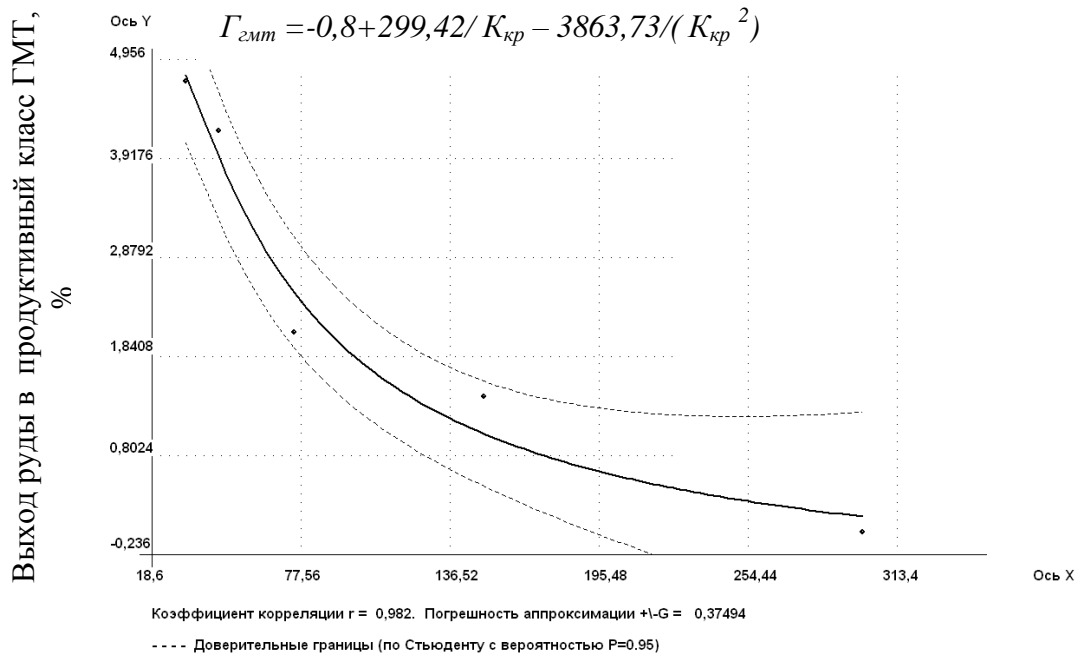
Продолжение таблицы 2.16

Продукт сортировки	Классы крупности руды, мм														
	+200			-200+100			-100+50			-50+40			-40+25		
	$\gamma_T, \%$	$C_u, \%$	U, %	$\gamma_T, \%$	$C_u, \%$	U, %	$\gamma_T, \%$	$C_u, \%$	U, %	$\gamma_T, \%$	$C_u, \%$	U, %	$\gamma_T, \%$	$C_u, \%$	U, %
Беднобалансовая руда	0	0	0	0	0	0,00	14,39	0,058	8,35	14,96	0,048	7,18	11,56	0,058	6,70
Рядовая руда	0	0	0	3,04	0,173	5,26	9,19	0,178	16,36	6,85	0,225	15,41	8,33	0,169	14,08
Итого КВ	0	0	0	3,04	0,173	5,26	23,58	0,105	24,71	21,81		22,59	19,89		20,78
Богатая руда (ГМТ)	0	0	0	0	0	0,00	1,12	0,856	9,59	3,83	0,738	28,27	4,48	1,07	47,94
Итого	100	0,008	7,63	100	0,012	12,08	100	0,039	39,06	100	0,056	56,26	100	0,074	73,72
Граниты															
Порода	100	0,005	5	86,76	0,005	4,34	84,11	0,005	4,21	81,93	0,005	4,10	81,72	0,005	4,09
Забалансовая руда	0	0	0	9,69	0,013	1,26	8,7	0,018	1,57	10,5	0,016	1,68	11,22	0,017	1,91
Беднобалансовая руда	0	0	0	0	0	0,00	1,31	0,08	1,05	5,74	0,048	2,76	2,6	0,061	1,59
Рядовая руда	0	0	0	0	0	0,00	4,89	0,124	6,06	0	0	0,00	2,47	0,165	4,08
Итого КВ	0		0	0	0	0,00	6,2	0,115	7,11	5,74	0,048	2,76	5,07		5,67
Богатая руда (ГМТ)	0	0	0	3,55	0,376	13,35	0,99	0,325	3,22	1,83	3,087	56,49	1,99	1,354	26,94
Итого	100	0,005	5	100	0,019	18,95	100	0,016	16,10	100	0,065	65,02	100	0,028	27,56



Класс крупности сортируемой руды, мм

Рисунок 2.24 – Зависимость выхода продуктивного класса KV при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды



Класс крупности сортируемой руды, мм

Рисунок 2.25 – Зависимость выхода продуктивного класса GMT при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды

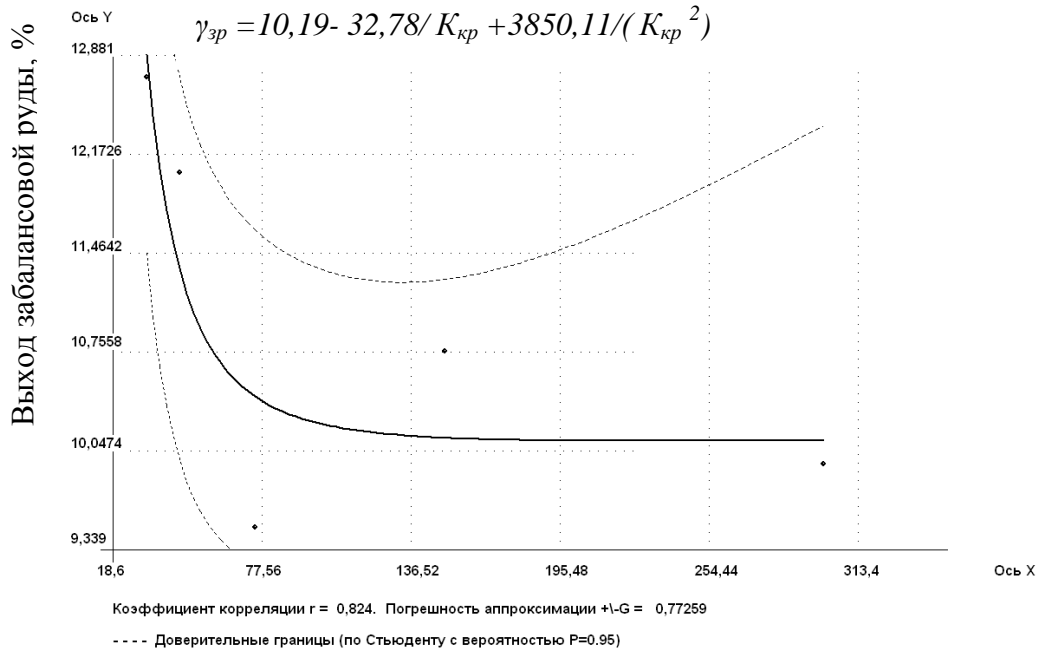


Рисунок 2.26 – Зависимость выхода класса забалансовой руды при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков

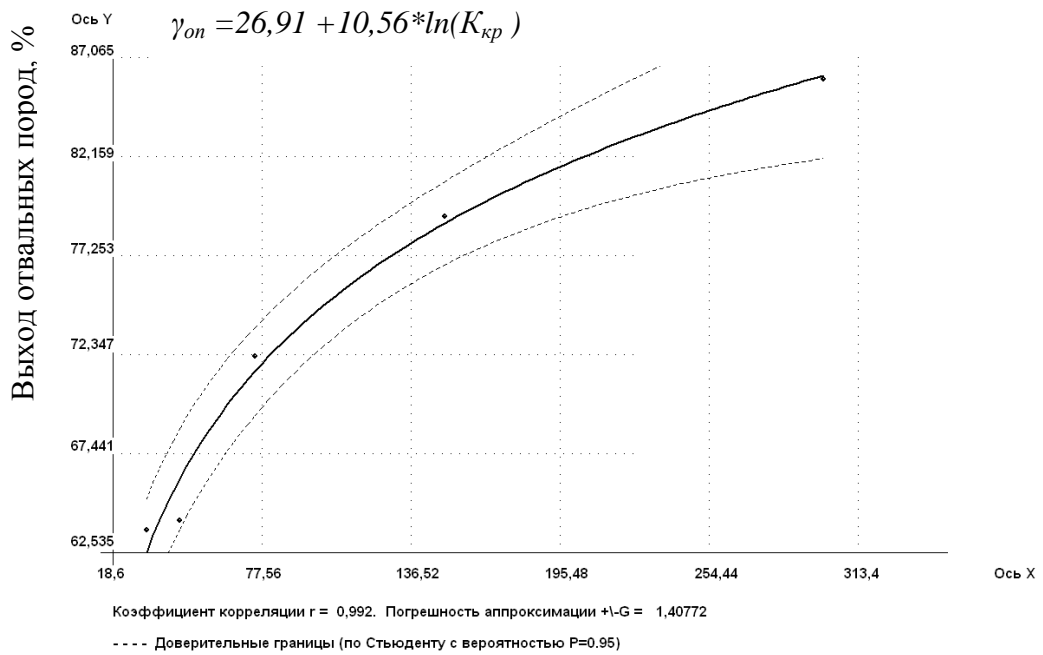


Рисунок 2.27 – Зависимость выхода отвальных пород при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков



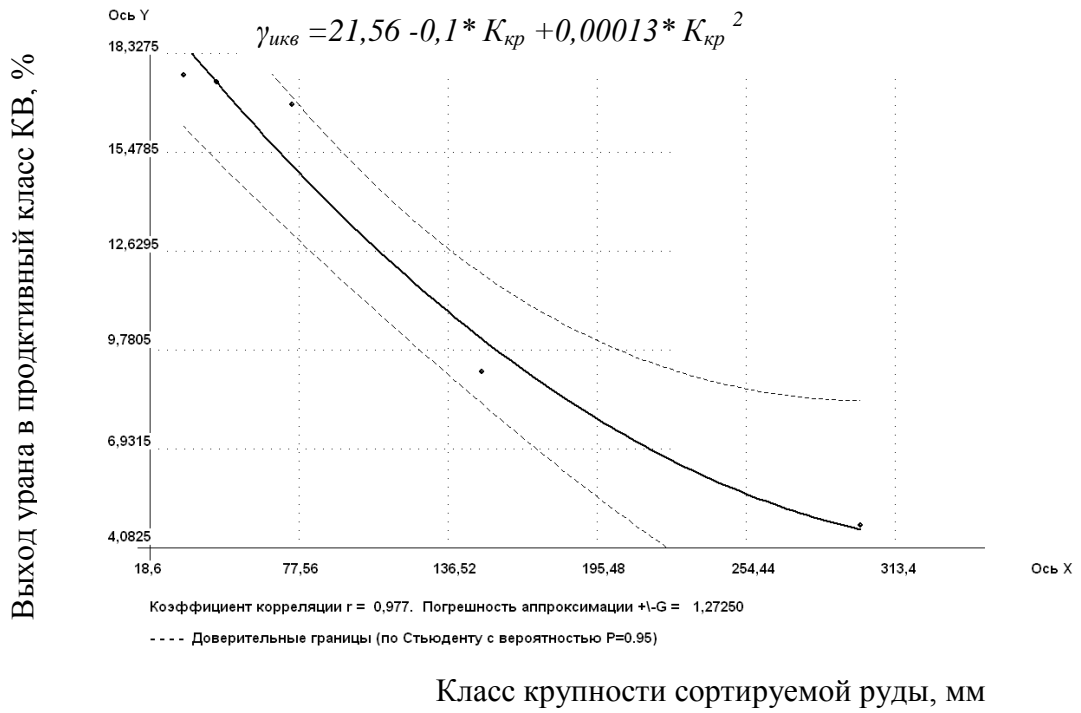


Рисунок 2.28 – Зависимость выхода урана в продуктивный класс КВ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды

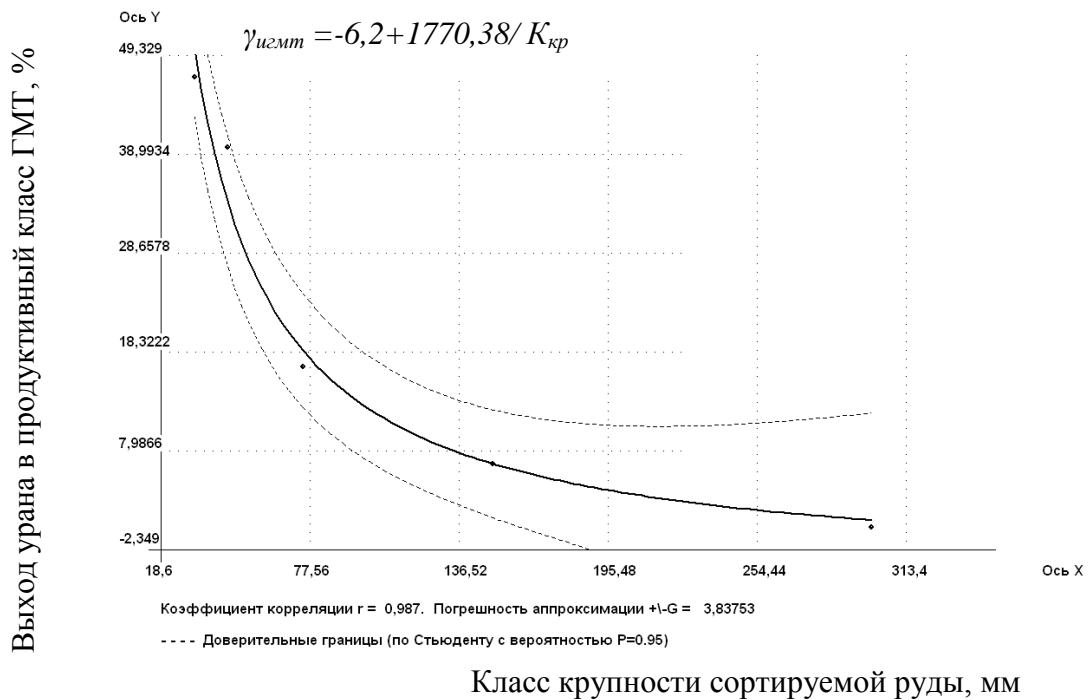
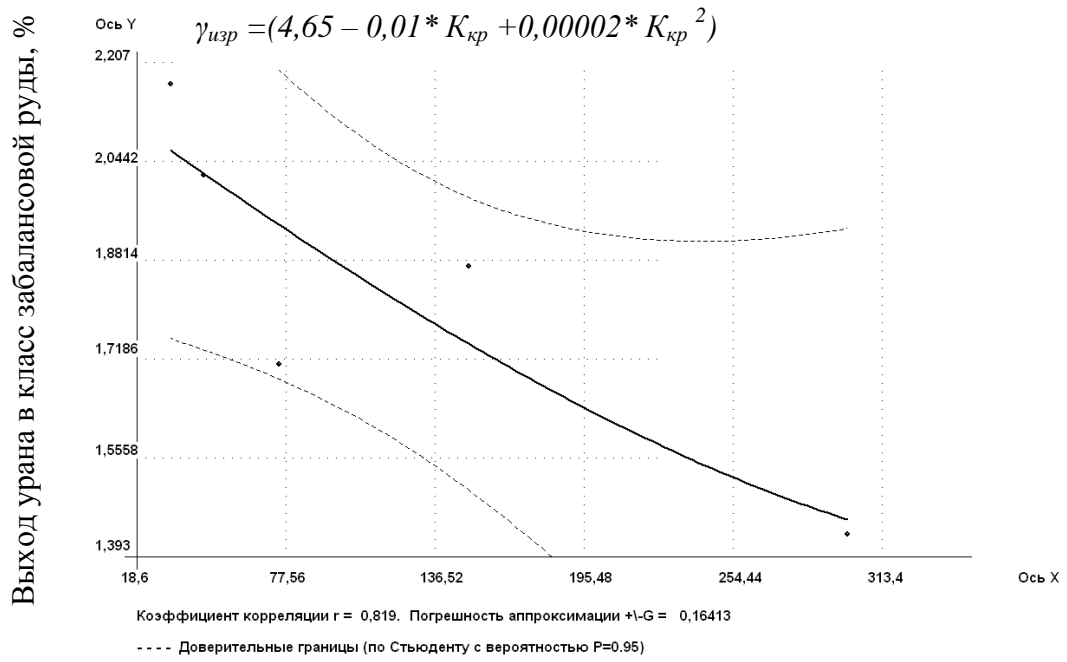
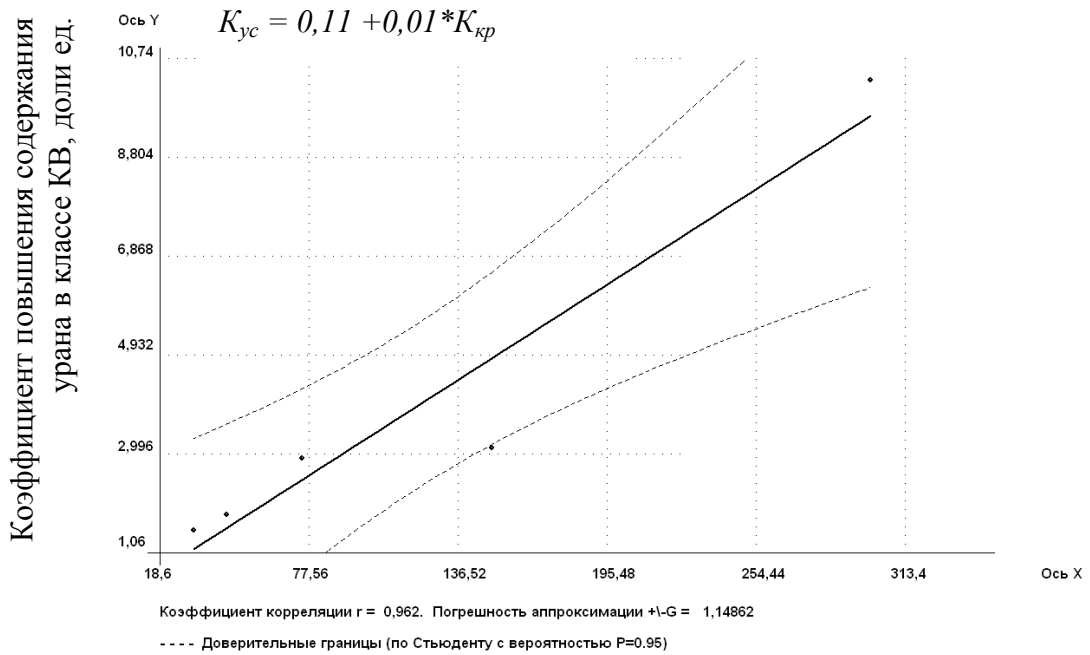


Рисунок 2.29 – Зависимость выхода урана в продуктивный класс ГМТ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды



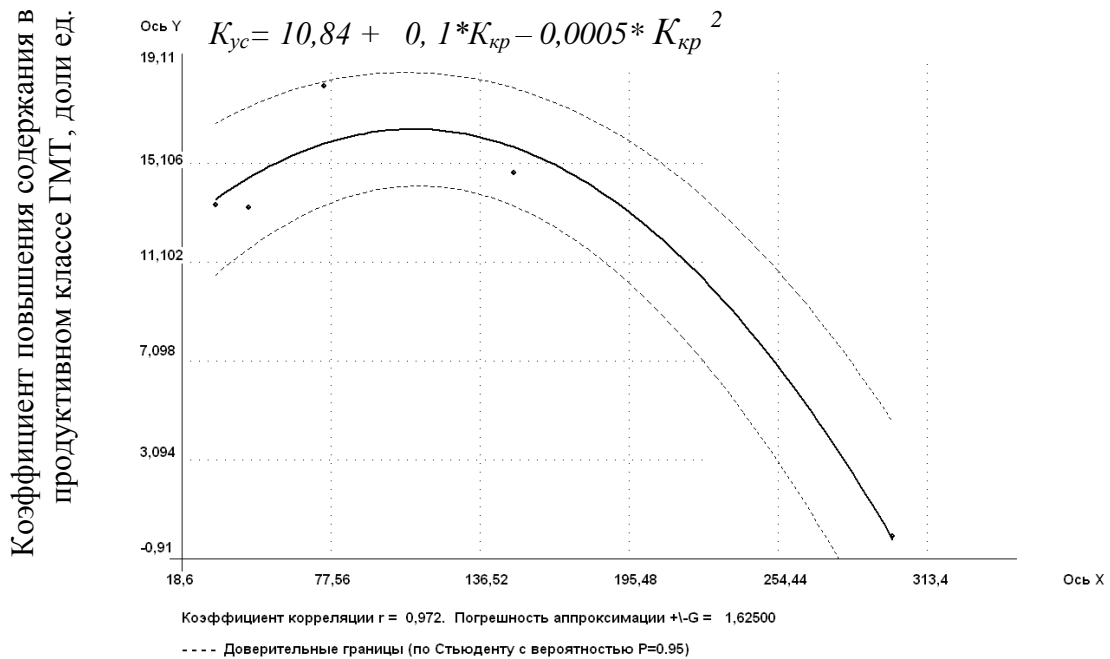
Класс крупности сортируемой руды, мм

Рисунок 2.30 – Зависимость выхода урана в класс забалансовой руды при сортировке бедных урановых руд от класса крупности руды



Класс крупности сортируемой руды, мм

Рисунок 2.31 – Зависимость повышения содержания урана при выделении продуктивного класса КВ от класса крупности кусков руды



Класс крупности сортируемой руды, мм

Рисунок 2.32 – Зависимость коэффициента повышения содержания урана при выделении продуктивного класса ГМТ от класса крупности кусков руды

Как видно из таблицы 2.14 и рис. 2.17–2.25, показатели, характеризующие сортируемость урановых руд радиометрическими методами в зависимости от крупности кусков сортируемой руды (от -300 до + 25 мм), изменяются следующим образом:

- выход руды в продуктивный класс ГМТ колеблется от 0 до 5 %;
- выход руды в продуктивный класс КВ колеблется от 5 до 15 %;
- выход класса забалансовой руды – 10–13 %;
- выход отвальных пород – 85–67 %;
- выход урана в продуктивный класс ГМТ – 7–47 %;
- выход урана в продуктивный класс КВ – 5–18 %;
- выход урана в класс забалансовой руды – 1–2 %.

Коэффициент повышения содержания урана в продуктивном классе:

- ГМТ – 13–15 раз;
- КВ – 1,5–3 раза.

Из приведенных данных видно, что при сортировке бедных руд по мере уменьшения крупности кусков от -300 до + 25 мм доля продуктивных классов ГМТ и КВ увеличивается, при этом извлечение урана в продуктивные классы

также растет. Выход класса забалансовой руды остается примерно на одном и том же уровне в независимости от класса крупности сортируемой руды. Соответственно, доля отвальных пород при уменьшении класса крупности сортируемой руды постепенно снижается. Коэффициент повышения содержания урана в продуктивных классах сортировки меняется незначительно для различных классов крупности и в большей степени зависит от содержания урана в сортируемой руде.

### **Выводы по главе 2**

1. Установлено, что эффективность сортировки урансодержащих руд радиометрическими методами зависит от их петрографического состава и типа урансодержащих минералов:

– чем выше в руде содержание  $SiO_2$ , тем выше показатель эффективности сортировки: наиболее эффективно сортируются руды, локализованные в кислых породах: гранитах, фельзитах и трахидацитах;

– наиболее эффективно обогащаются руды, представленные уранинитом и настураном, т. е. минералами, содержащими большие концентрации урана.

2. При повагонеточной сортировке бедных и рядовых руд выявлена зависимость выхода сортов ГМТ и РРС от среднего содержания урана в добытой горнорудной массе (ГРМ): выход руды и урана в сорт ГМТ по мере роста среднего содержания в добытой ГРМ от 0,07 до 0,2 % увеличивается с 2 до 36 % и от 6 до 65 % соответственно. А выход урана и руды в сорт РРС уменьшается при этом от 98 до 64 % и 94 до 35 % соответственно.

3. Выход урана в продуктивные сорта при сортировке зависит от исходного содержания в сортируемой руде, увеличивается при росте содержания в исходной руде от 0,02 до 0,350 %, соответственно с 68 до 98 %.

Коэффициент повышения содержания урана в продуктивном сорте по отношению к исходной руде по мере роста содержания урана в сортируемой руде от 0,02 до 0,350 % уменьшается, соответственно от 4,8 до 2.

4. При покусковой сепарации при изменении минимально-промышленного содержания в диапазоне 0,030–0,300 % выход урана в богатой руде изменяется от 100 до 43 %.

5. Результаты исследований зависимости влияния коэффициента радиоактивного равновесия на показатели извлечения урана в концентрат показали, что:

– при использовании гамма способа для сортировки руд со сдвигом КРР в сторону урана происходит попадание в хвосты кусков горнорудной массы, обогащенной ураном, т.е. фактически уран теряется;

– при сортировке гамма-способом руд со сдвигом КРР в сторону радия происходит попадание в продуктивный сорт кусков руды, обогащенной радием, но обедненной ураном, т. е. продуктивный сорт разубоживается горнорудной массой с незначительным содержанием урана.

Лишь равновесные руды могут сепарироваться гамма-методом со значительной долей достоверности.

6. Установлена зависимость основных параметров сортируемости товарных урановых руд от их контрастности:

– эффективность выделения отвальных пород при изменении коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 изменяется в пределах 99,5–93,3 %, уменьшаясь с увеличением контрастности руд;

– выход отвальных пород с ростом коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 уменьшается от 98,3 до 74 %;

– выход продуктивного сорта при этом увеличивается от 1,7 до 26 %;

– коэффициент повышения содержания урана в продуктах сортировки по мере увеличения контрастности руд уменьшается от 7,1 до 2,6.

7. Исследования сортируемости руд в зависимости от размера куска позволили установить связь между коэффициентами выхода продуктов сортировки и количеством урана в них и размером куска сортируемой руды и описать эти зависимости математическими формулами.

### ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ РУДОПОДГОТОВКИ ТЕХНОГЕННЫХ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В главе изложены вопросы вовлечения в эффективную отработку геотехнологическими методами забалансовых урановых руд, уложенных в отвалы, запасы которых за практически 50-летний период отработки скальных урановых месторождений Стрельцовского рудного поля составили около 7,5 млн. т.

**Второе защищаемое научное положение.** *Вовлечение в эксплуатацию техногенного сырья забалансовых отвалов посредством применения технологических способов, включающих покусковую рентгенорадиометрическую сортировку и кучное выщелачивание, позволяющих рационально использовать природные ресурсы урана и увеличить объем готовой продукции горного предприятия.*

#### 3.1. Исследование характеристик горнорудной массы, слагающей забалансовые урановые отвалы

Техногенное сырье, представленное забалансовыми рудами, накопленными за практически 50-летний период отработки урановых месторождений Стрельцовской группы в отвалах в количестве 7,5 млн т, является потенциальным источником получения концентрата природного урана [15, 29, 66, 67, 72, 73].

Формирование отвалов забалансовых руд происходило в течение всего периода отработки месторождений. Возраст отвалов колеблется в промежутке 1–50 лет. В процессе выстаивания горнорудная масса отвалов испытывала влияние процессов выветривания, в результате чего происходила ее дезинтеграция, разрушение природной структуры пород.

Выветривание горнорудной массы можно разделить две фазы: *физическое выветривание* под влиянием атмосферных явлений и *химическое выветривание* под воздействием атмосферных газов и вод, содержащих активные вещества: кислород и радикалы кислот. Чем больше возраст отвалов, тем большим преобразо-

ваниям подвергалась горнорудная масса. Интенсивность этих преобразований зависит от многих факторов: вещественного состава пород и руд, цвета горнорудной массы, природной трещиноватости и пористости.

Физическое выветривание интенсивно происходит в приповерхностной части отвалов и затрагивает горнорудную массу на глубину 5–7 м. В более глубоких частях отвалов основное влияние на первичное состояние горнорудной массы оказывает химическое выветривание, при этом гранулометрический и химический состав в значительной части изменяется. В результате проведенных исследований установлено, что видимые изменения в структуре отвалов начинаются после 5 лет выстаивания.

Изменения гранулометрического состава отвалов в процессе старения приведены в таблице 3.1 и на рисунке 3.1.

Таблица 3.1 – Изменение гранулометрического состава в зависимости от возраста отвалов

№ п/п	Фракция крупности, мм	Возраст отвалов						
		Материал текущей добычи, %	5 лет, %	10 лет, %	15 лет, %	20 лет, %	25 лет, %	30 лет, %
1	> 200	8,52	7,45	6,87	5,69	4,95	4,49	4,35
2	-200+100	12,86	11,37	10,72	10,07	9,48	9,07	8,89
3	-100+60	14,26	13,05	12,31	11,66	11,54	11,45	11,38
4	-60+10	44,63	42,17	41,28	41,15	43,17	44,39	45,41
5	< 10	19,73	25,96	28,82	31,43	30,86	30,6	29,97
Итого		100	100	100	100	100	100	100

В процессе химического выветривания происходит разрушение первичных урановых минералов, представленных преимущественно настураном и коффинитом с образованием вторичных соединений: уранофана, гидронастурана и урановых черней. Поверхностными водами вновь образованные соединения перемещаются в нижние слои отвалов. Большая их часть осаждается на поверхность кусков штабелированной руды, а оставшаяся часть отлагается на контакте тела отвала и подстилающих отвал пород, частично проникая в почву. На этом уровне формируется зона техногенных наносов с промышленными концентрациями урана.

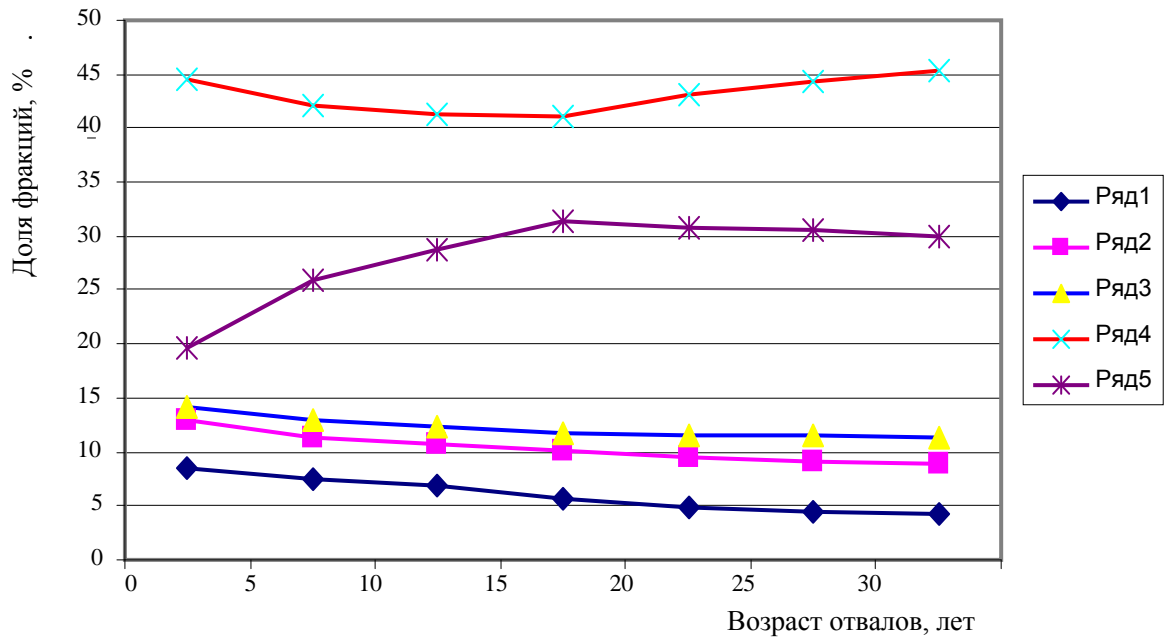


Рисунок 3.1 – Зависимость содержания фракции крупности куска от возраста отвалов: 1-й ряд – фракция крупности > 200 мм; 2-й ряд – фракция крупности - 200+100 мм; 3-й ряд – фракция крупности - 100+60 мм; 4-й ряд – фракция крупности -60+10 мм; 5-й ряд – фракция крупности < 10 мм

Проведенные исследования позволили создать ориентировочную схему преобразования забалансовых отвалов с учетом фактора времени их выстаивания (рисунок 3.2).

**Зона физико-химического выветривания (1)** захватывает верхнюю часть отвала на глубину до 6–7 м от поверхности. Формируется эта зона в течение 15–20 лет. Горнорудная масса этой зоны обеднена ураном и не представляет интереса как сырье для получения урановой продукции. Под зоной 1 образуется **зона собственно химического выветривания (2)**, где процессы физического выветривания проявлены незначительно. Горнорудная масса этой зоны имеет содержание урана в пределах 0,02–0,04 % и является объектом покусковой РРС с выделением продуктивного сорта КВ. **Зона техногенных наносов (3)** обогащена ураном до содержания более 0,2 % и может быть переработана технологией ГМТ.



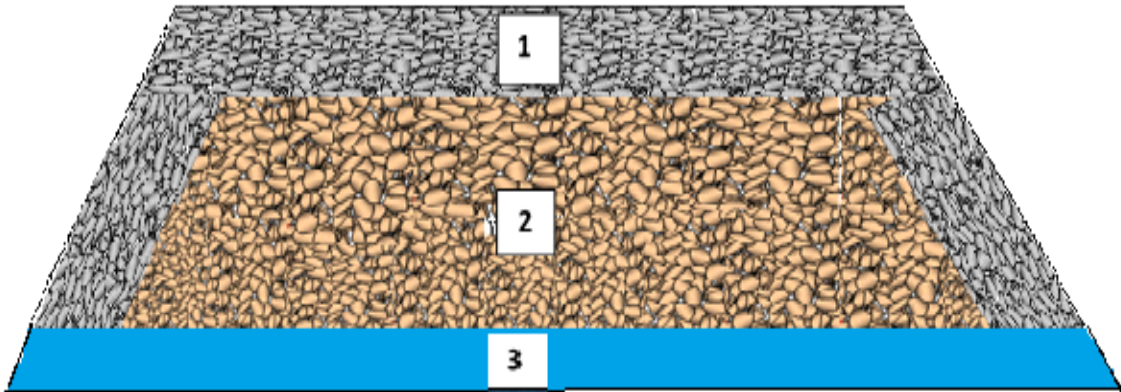


Рисунок 3.2 – Ориентировочная схема формирования забалансового уранового отвала с учетом фактора времени: 1 – зона физико-химического выветривания; 2 – зона химического выветривания; 3 – зона техногенных наносов

### 3.2. Исследование сортируемости забалансовых руд

#### 3.2.1. Изучение гранулометрического состава забалансовых руд

Исходным сырьем для проведения испытаний является горнорудная масса, представленная забалансовой рудой зоны 2 отвалов.

Исследование гранулометрического состава забалансовой руды выполнено на материале технологической пробы с отвала «Тулукуй».

Технологическая проба отбиралась в вынесенных на поверхность отвала точках квадратной сети 10x10 м экскаватором с обратной лопатой. Частные пробы отбирали за один прием, обеспечивая полное погружение ковша в материал. Материал частных проб выгружали в автосамосвал. Исходная масса пробы – 7602 кг.

Гранулометрический состав изучен по результатам отсева всей массы технологической пробы на ситах с квадратными ячейками с модулем 2. Набор сит с этим модулем состоял из сит с отверстиями 300, 150, 80, 40, 20, 10 и 5 мм. По каждому выделенному классу крупности руды определена масса и содержание урана. Результаты ситового анализа представляют в виде таблицы (таблица 3.2).

В таблице 3.2 приведены результаты ситового анализа пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй». Из таблицы видно, что материал пробы равномерно

распределен по классам крупности кусков, исключение составляет класс -10+5 мм, выход которого составил около 6 %. В выделенных классах крупности сохраняется характерная для руд Стрельцовского рудного поля закономерность – с уменьшением размера куска увеличивается содержание урана.

Из таблицы видно, что узкие классы крупности различаются по выходу и содержанием урана. Таким образом, гранулометрический состав позволяет использовать в качестве разделительного признака линейный размер куска. По линейному размеру куска из исходной забалансовой руды выделяется продуктивный класс с содержанием урана более 0,030 %, промежуточный продукт, содержащий от 0,010 до 0,030 % урана, и хвосты (содержание урана 0,006 %).

Таблица 3.2 – Гранулометрический состав пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй»

Крупность класса, мм	Частный выход класса				
	Масса, кг	$\gamma$ , %	$C_u$ , %	$\xi_u$ , %	$\mu_u$ , отн. ед.
+300	192,8	2,54	0,006	0,61	0,24
-300+150	661,1	8,70	0,007	3,15	0,28
-150+80	1211,5	15,94	0,008	5,13	0,32
-80+40	1440,8	18,95	0,011	8,39	0,44
-40+20	1087,7	14,31	0,010	5,76	0,40
-20+10	1222,8	16,08	0,035	22,65	1,41
-10+5	447,4	5,88	0,029	6,87	1,17
-5+0	1338,1	17,60	0,067	47,45	2,70
Исходный продукт	7602,0	100,00	0,025	100,00	1,00

$\gamma$ , % – выход класса крупности

$C_u$ , % – содержание урана

$\xi_u$ , % – распределение металла по классам крупности

$\mu_u$ , отн.ед. – степень повышения содержания урана

По данным таблицы 3.2 построены зависимости степени обогащения ураном подрешетного продукта в диапазоне от 0 до 80 мм и надрешетного продукта в диапазоне от 30 до 150 мм. Графики и аналитические зависимости приведены на рисунках 3.3 и 3.4.

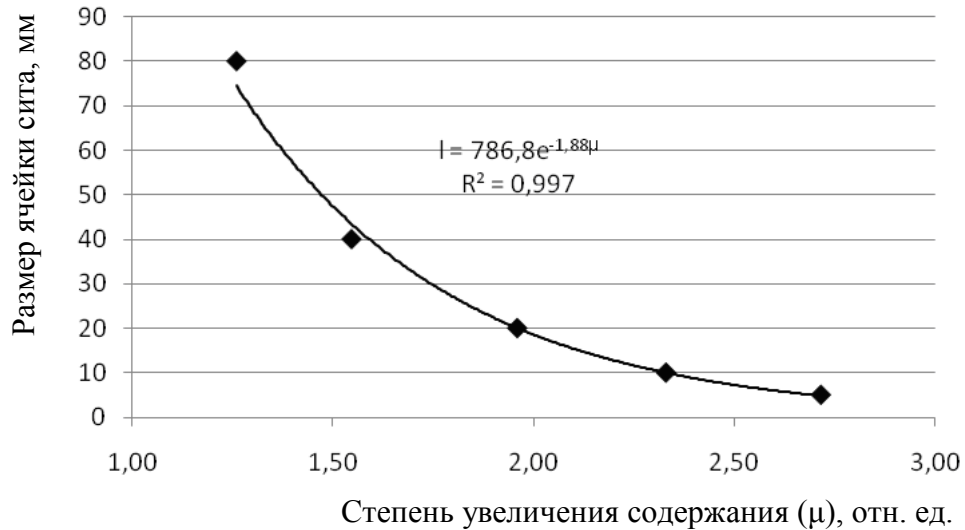


Рисунок 3.3 – Зависимость линейного размера ячейки сита от степени увеличения содержания урана в подрешетном продукте

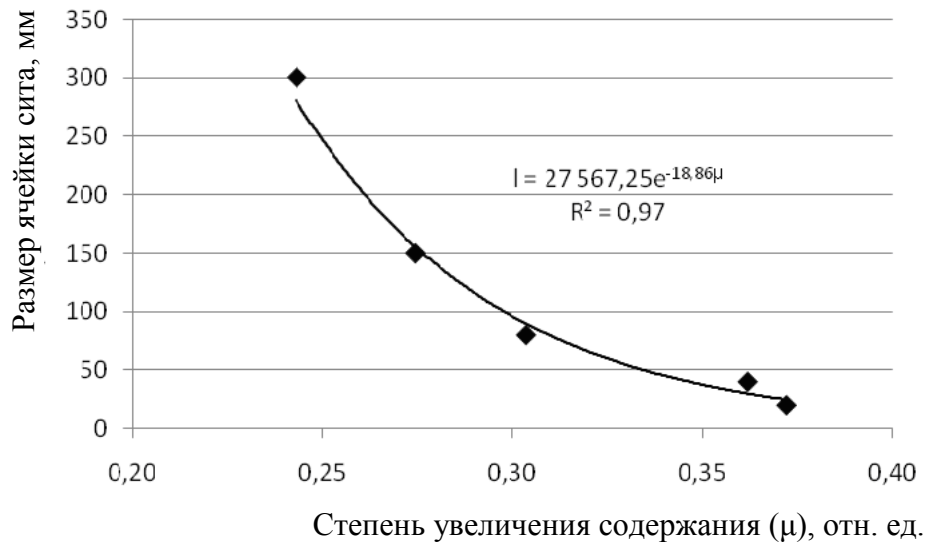


Рисунок 3.4 – Зависимость линейного размера ячейки сита от степени увеличения содержания урана в надрешетном продукте

Найти линейный размер квадратной ячейки сита для подрешетного продукта можно графически, по приведенному графику (рисунок 3.3) или используя аналитическое выражение:

$$l_{\text{подр}} = 786,8e^{-1,88 \mu_p}, \quad (3.1)$$

где  $\mu_p$  – требуемая степень повышения содержания урана в подрешетном продукте. Задаваясь минимальным содержанием урана, равным бортовому значению 0,03%, для среднего значения содержания урана в отвале «Тулукуй» – 0,017

% находим  $\mu_p = 0,03/0,017 = 1,76$ . Подставляя полученное значение  $\mu_p = 1,76$  в формулу (3.1), находим  $l_1 = 30$  мм.

На рисунке 3.4 приведена зависимость линейного размера ячейки сита от степени увеличения содержания урана в надрешетном продукте, по которой находят значение сепарационной характеристики для выделения породы графически или по аналитическому выражению:

$$l_{\text{подр}} = 27567,25 e^{-1,88 \mu_p}, \quad (3.2)$$

где  $\mu_p$  – требуемая степень повышения содержания урана в надрешетном продукте. Содержание урана в надрешетном продукте принимаем равным среднему содержанию урана во вмещающих породах, равному 0,005 %, тогда  $\mu_p = 0,005/0,017 = 0,29$ . Для  $\mu_p = 0,29$  по формуле (2.2) находим  $l_2 = 108$  мм. Принимаем ближайший типоразмер  $l_2 = 100$  мм.

По результатам исследований технологической пробы изучена зависимость выхода надрешетного и подрешетного продуктов в зависимости от линейного размера ячеек сит. Результаты исследований приведены на рисунках 3.5 и 3.6.

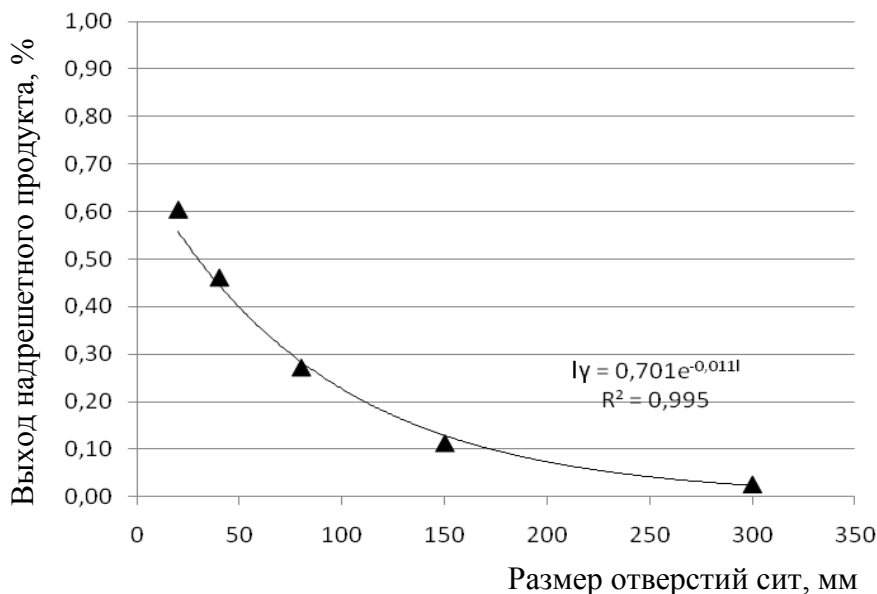


Рисунок 3.5 – Зависимость выхода надрешетного продукта от линейного размера квадратной ячейки сита

Тоннаж надрешетного продукта для границы разделения  $l_2$  находят графически по графику зависимости доли от линейного размера куска (рис. 3.5) или по аналитическому выражению:

$$\gamma + l_2 = 0,701e^{-0,011l_2}. \quad (3.3)$$

Доля класса +100 мм, найденная по формуле (3.3),  $\gamma + 100 = 0,23$ . Таким образом, грохочением на сите с квадратными ячейками 100x100 мм исходной забалансовой руды отвала «Тулукуй» в надрешетный продукт будет выделено 23 % породы со средним содержанием урана 0,005 %, которую выводят из дальнейших операций обогащения рудоподготовки.

На рисунке 3.6 приведена зависимость выхода подрешетного продукта от размера квадратной ячейки просеивающей поверхности.

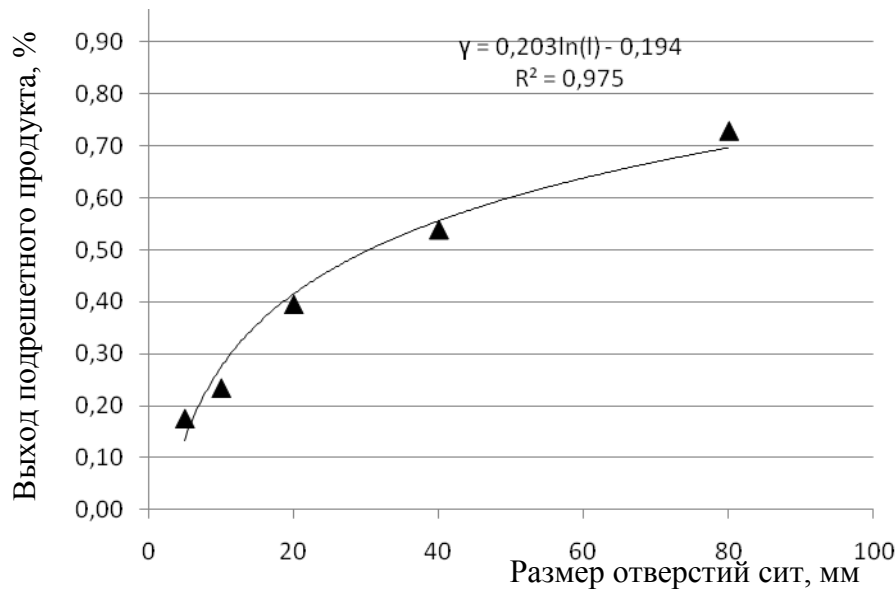


Рисунок 3.6 – Зависимость выхода подрешетного продукта от линейного размера квадратной ячейки сита

Количество подрешетного продукта для границы разделения II находят графически по графику (рис. 3.6) или по аналитическому выражению:

$$\gamma + l_1 = 0,203 \ln l_1 - 0,194. \quad (3.4)$$

Доля подрешетного продукта крупностью -30+0 мм, найденная по формуле (3.4), составила  $\gamma_{-30} = 0,50$ . Таким образом, грохочением продукт на сите с квадратными ячейкам 30x30 мм в объеме 50 % от исходной руды будет представлен балансовой рудой с содержанием урана более 0,03 %, который является исходным сырьем для операции окомкования (агломерации), после которой рудный материал передают на кучное выщелачивание.

Долю промежуточного класса крупности -100+30 мм находят из баланса потока:

$$\gamma_{\text{исх}} = \gamma_{+100} + \gamma_{-100+30} + \gamma_{-30+0}, \text{ откуда } \gamma_{-100+30} = \gamma_{\text{исх}} - \gamma_{+100} - \gamma_{-30+0}. \quad (3.5)$$

В таблице 3.3 приведен ожидаемый материальный баланс потока забалансовой руды отвала «Тулукуй» для усредненных показателей по всей массе, полученный расчетом по приведенным выше аналитическим выражениям.

Из приведенных данных видно, что операцией грохочения по линейному размеру куска 30 мм выход подрешетного продукта (класса -30 мм) ожидается на уровне 50 %, в нем содержится около 80 % урана. Наименьший выход по массе руды отмечается для крупного класса (+100 мм) с содержанием урана 0,005 % и потерями урана около 7 %. Промежуточный класс крупности (-100+30 мм) также является и промежуточным по выходу тоннажа, металла и содержания урана.

Таблица 3.3 – Материальный баланс потока руды на операции грохочения

Показатель	Значение			
	0÷400	-30+0	-100+30	-400+100
Крупность продукта, мм				
Выход продукта, доли	1,000	0,497	0,266	0,237
Извлечение урана в продукт, доли	1,000	0,796	0,136	0,068
Содержание урана, %	0,017	0,027	0,009	0,005
Степень повышения содержания урана в продукте, доли ед.	1,00	1,60	0,51	0,29

При грохочении забалансовой руды не удается получить кондиционный продукт, что требует включения в схему рудосортировки дополнительных операций. Также следует учесть, что приведенные данные не учитывают изменение фракционного состава исходной руды и продуктов сортировки, что тоже влияет на количественные показатели получаемых операцией грохочения продуктов сортировки.

В целом, забалансовая руда, представленная пробой с отвала «Тулукуй», по гранулометрическому составу благоприятна для обогащения покусковой сепарацией.

Статистика массы кусков машинного класса приведена в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Статистика массы кусков по продуктам россева пробы забалансовой руды

Класс крупности, мм	-300+150мм	-150+80мм	-80+40мм	-40+20мм	-20+10мм
Среднее, г	8161	1254	202	39	6
Стандартная ошибка	450	29	4	0,7	0,16
Медиана, г	6610	962	158	34	4
Мода, г	5600	896	69	24	2
Стандартное отклонение	4046	902	138	22	5
Дисперсия выборки	16367460	814158	19001	481	26
Экссесс	0,117	26,449	2,930	4,879	7,555
Асимметричность	1,025	3,487	1,661	1,675	2,218
Интервал	16594	12077	799	172	45
Минимум, г	3126	123	26	6	1
Максимум, г	19720	12200	825	178	46
Сумма, г	661069	1211459	201982	39028	6002
Счет	81	966	1000	1001	1000

Вероятность распределения массы кусков во всех классах крупности соответствует логнормальному или близкому к нему закону. Графики распределения масс имеют вытянутую правую ветвь (положительная асимметрия больше единицы). Максимум тяготеет к нижней границе крупности куска. Для дальнейших расчетов, использующих массу куска, принимается его медианное значение, как наиболее вероятное.

На рисунке 3.7 приведена зависимость среднегеометрической массы куска забалансовой руды с отвала «Гулукуй» ( $\rho$ ) от его среднего размера. Средний диаметр куска в классе:  $d_{\text{ср}}$ , где  $l$  и  $h$  – размеры отверстий сит.

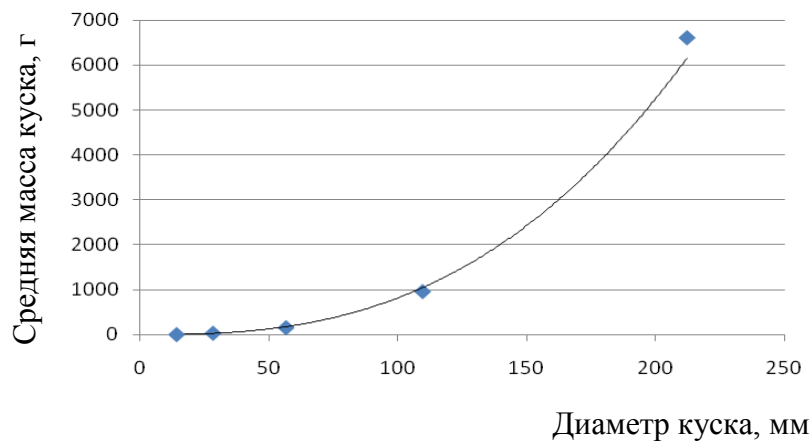


Рисунок 3.7 – Зависимость массы куска от его среднего диаметра для забалансовой руды с отвала «Гулукуй»

Зависимость массы куска от геометрических размеров сит аппроксимируется степенной функцией для всего диапазона крупности материала машинного класса.

$$P=0,0035 \cdot d_{\text{cp}}^{2,6}. \quad (3.6)$$

### 3.2.2. Изучение характеристик фракционного состава забалансовых руд

Частные фракционные составы пробы определены по всем классам крупности материала. По машинным классам руды показатели определены по кускам, в отсеке – по порциям.

Измерение кускового материала и мелких порций выполнено на контрастометре, по принятой в ЦНИЛ методике изучения фракционного состава балансовых руд.

Характеристики продуктов ситового анализа крупностью -40 мм порциями массой около 30 кг получены по измерениям на ящичной РКС.

Для описания характеристик забалансовой руды выделено 6 фракций по содержанию урана, а именно:

1. Породная фракция (порода) с содержанием урана:  $C_u < 0,010 \%$ .
2. Фракция бедной некондиционной руды, для которой выполняется условие:  $0,010 \leq C_u < 0,020 \%$ .
3. Фракция богатой некондиционной руды, для которой выполняется условие:  $0,02 \leq C_u < 0,030 \%$ .
4. Фракция бедной кондиционной руды, для которой выполняется условие:  $0,03 \leq C_u < 0,100 \%$ .
5. Фракция рядовой кондиционной руды, для которой выполняется условие:  $0,100 \leq C_u < 0,300 \%$ .
6. Фракция богатой руды,  $C_u \geq 0,300 \%$ .

Каждый  $i$ -й класс крупности с линейным размером  $l$  по содержанию урана разбивается на  $j=6$  фракций. Каждая фракция имеет свои технологические характеристики: выход (доля) фракции ( $\gamma_{i,j}$ ) в производительности по массе  $\gamma_{i,j}(q_m)$ , доли ед.; содержание урана –  $\alpha_{i,j}(q_m)$ , %; количество урана –  $U_{i,j}(q_m)$ , % и выход (доля) фракции в производительности по количеству кусков –  $\gamma_{i,j}(q_n)$ , доли ед.



В таблице 3.5 приведена характеристика класса с линейным размером куска +300 мм.

Таблица 3.5 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{i,j}(q_m)$	$N_{i,j}$ , шт.	$\gamma_{i,j}(q_n)$
	от	до						
<b>Класс крупности +300 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,85	0,006	0,85	7	0,88
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,15	0,010	0,15	1	0,12
Итого				1,00	0,006	1,00	8	1,00

Материал класса +300 мм представлен двумя фракциями: породной и бедной забалансовой руды. Наличие одного куска с граничным содержанием урана 0,01 % указывает на то, что при достаточно большом объеме кусков можно ожидать появление отдельных обогащенных ураном кусков.

В таблице 3.6 приведена частная характеристика класса с линейным размером куска -300 +150 мм.

Таблица 3.6 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{j}(q_m)$	$N_{i,j}$ , шт.	$\gamma_{i,j}(q_n)$
	от	до						
<b>Класс крупности -300+150 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,77	0,004	0,36	64	0,79
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,15	0,014	0,25	10	0,12
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	0,03	0,022	0,08	2	0,02
5	0,03	0,099	бедная руда	0,05	0,056	0,31	4	0,05
6	0,1	0,199	рядовая руда	0,00	0	0,00	0	0,00
7	более	0,2	богатая руда	0,00	0	0,00	1	0,01
Итого				1,00	0,009	1,00	81	1,00

Доля породных фракций в классе -300+150 мм составила 0,77 по массе и 0,79 по кускам. По сравнению с классом +300 мм выход бедного забаланса в 10 раз выше. Более 30 % урана сосредоточено во фракции бедной руды, выход которой по массе и количеству кусков одинаков – 5 %. Фракции рядовой и богатой руды отсутствуют.

В таблице 3.7 приведена характеристика класса с линейным размером куска -150 +80 мм.

Таблица 3.7 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{i,l}(q_m)$	$N_{i,j}(q)$ , шт.	$\gamma_{i,j}(N)$
	от	до						
<b>Класс крупности -150+80 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,89	0,006	0,65	844	0,87
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,07	0,014	0,12	79	0,08
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	0,02	0,023	0,07	26	0,03
5	0,03	0,099	бедная руда	0,01	0,053	0,06	12	0,01
6	0,1	0,199	рядовая руда	0,004	0,165	0,07	4	0,004
7	более	0,2	богатая руда	0,001	0,302	0,02	1	0,001
Итого				1,00	0,008	1,00	966	1,00

Класс -150+80 мм представлен всеми фракциями содержаний урана в различной доле пропорции. Наибольший выход (0,87) имеет породная фракция. Суммарная доля рудных фракций – около 1 %, где находится 15 % урана. Доля забалансовых фракций на уровне класса -300+150 мм.

В таблице 3.8 приведены характеристики класса с линейным размером куска -150 +80 мм, которые установлены по результатам исследований лабораторной пробы, включающей 1000 кусков исходного материала.

Таблица 3.8 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{i,l}(q_m)$	$N_{i,j}(q)$ , шт.	$\gamma_{i,j}(N)$
	от	до						
<b>Класс крупности -150 +80 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,77	0,007	0,29	720	0,72
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,14	0,013	0,10	182	0,18
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	0,02	0,023	0,02	22	0,02
5	0,03	0,099	бедная руда	0,05	0,052	0,14	54	0,05
6	0,1	0,199	рядовая руда	0,02	0,159	0,14	15	0,02
7	более	0,2	богатая руда	0,004	1,433	0,30	7	0,01
Итого				1,00	0,019	1,00	1000	1,00

Материал пробы класса -80+40 мм представлен всеми фракциями содержания урана. Наибольший выход имеет породная фракция. Доля рудных фракций около 8 %, где сосредоточено 58 % урана.

Характеристики класса -40+20 мм приведены в таблице 3.9, которые установлены по результатам исследования лабораторной пробы исходного материала, включающего 1001 кусок.

Таблица 3.9 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{i,l}(q_m)$	$N_{i,j}(q)$ , шт.	$\gamma_{i,j}(N)$
	от	до						
<b>Класс крупности -40+20 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,45	0,007	0,17	385	0,38
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,40	0,013	0,27	445	0,44
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	0,06	0,023	0,07	74	0,07
5	0,03	0,099	бедная руда	0,06	0,049	0,16	71	0,07
6	0,1	0,199	рядовая руда	0,02	0,193	0,18	20	0,02
7	более	0,2	богатая руда	0,006	0,474	0,14	6	0,01
Итого				1,00	0,019	1,00	1001	1,00

Класс -40+20 мм представлен всеми фракциями урана. Выход породных фракций в пробе не 38 % при среднем содержании урана 0,007%. Выход забалансовых фракций, с преобладанием бедного забаланса, составил 51 %. Доля рудных фракций в пробе не превышает 10 %.

Характеристики класса -20+10 мм приведены в таблице 3.10, которые установлены по результатам исследования лабораторной пробы исходного материала включающего 1000 кусков.

Таблица 3.10 – Характеристика продуктов ситового анализа различной крупности

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	$\gamma_{i,j}(q_m)$	$\alpha_{i,j}(q_m)$ , %	$U_{i,l}(q_m)$	$N_{i,j}(q)$ , шт.	$\gamma_{i,j}(N)$
	от	до						
<b>Класс крупности -20+10 мм</b>								
1	менее	0,01	порода	0,45	0,005	0,12	431	0,43
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0,25	0,014	0,18	198	0,20
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	0,11	0,024	0,14	105	0,10
5	0,03	0,099	бедная руда	0,16	0,046	0,38	229	0,23
6	0,1	0,199	рядовая руда	0,02	0,200	0,23	24	0,02
7	более	0,2	богатая руда	0,01	0,741	0,40	13	0,01
Итого				1,00	0,028	1,45	1000	1,00

Класс  $-20+10$  мм представлен всеми фракциями урана. Выход породных фракций 43 % с содержанием урана 0,05 %. Уран сосредоточен в рудных фракциях (56 %), доля которых составляет 26 %.

На рисунке 3.8 показано распределение содержания урана по классам крупности исходного материала.

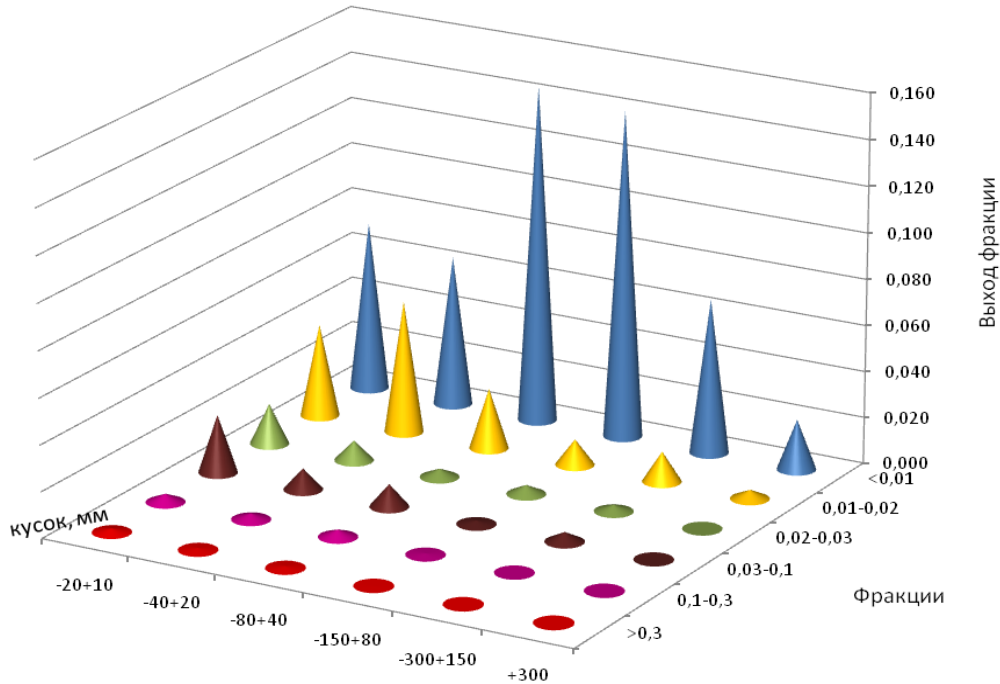


Рисунок 3.8 – Диаграмма распределения содержания урана по фракциям крупности в исходной забалансовой руде

Наибольший выход для всех классов крупности наблюдается для породной фракции. Наибольшее количество породных фракций сосредоточено в кусковом материале крупностью  $-150+40$  мм. Максимум распределения фракции с содержанием урана более 0,01 % смещается в мелкие классы крупности материала. Рудные фракции по содержанию урана сосредоточены в классах крупности  $-150$  мм.

На рисунке 3.9 приведены результаты сортировки, отражающие распределение урана по классам крупности исходного материала. Распределение металла, сосредоточенного в породной фракции, аналогично распределению тоннажа. Основное количество металла сосредоточено в материале крупностью  $-80$  мм.

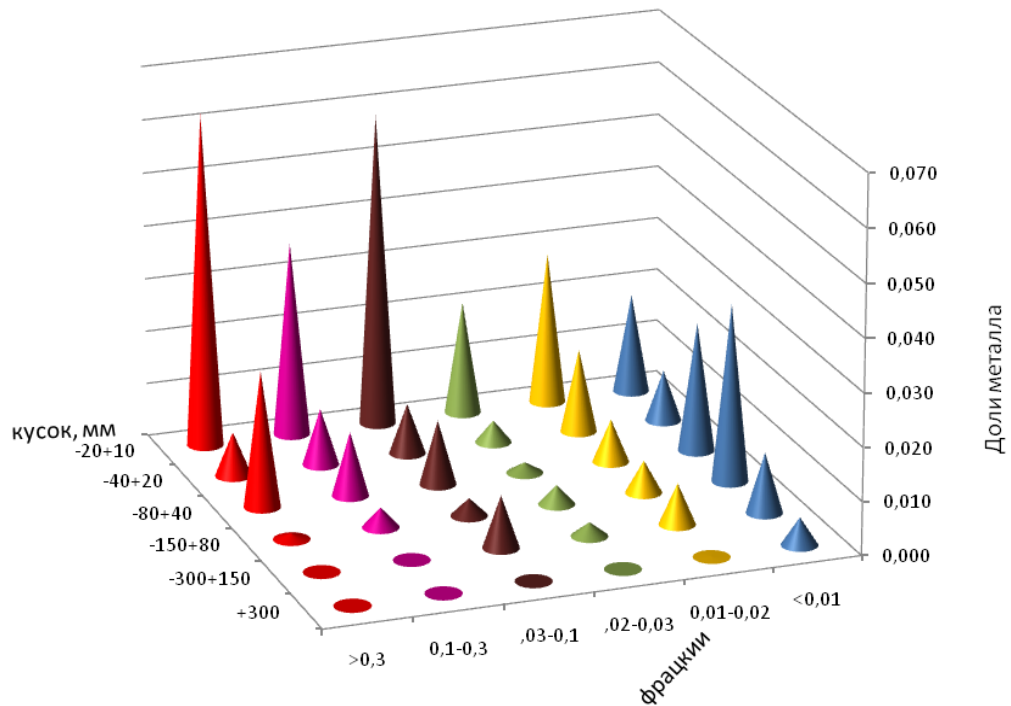


Рисунок 3.9 – Диаграмма распределения урана по фракциям в исходной забалансовой руде

Таким образом, технологическая схема рудосортировки должна предусматривать процессы, в результате которых породная фракция выводится из всех классов крупности. Остальные фракции должны обрабатываться по схемам, обеспечивающим выход максимального количества металла в продуктивный сорт.

### 3.3. Исследование сортируемости забалансовых руд по кривым контрастности кускового материала

В таблице 3.11 приведены результаты расчета кривых сортируемости кускового материала продукта рессева -80+40 мм, полученные на представительной лабораторной пробе материала, включающего 1100 кусков.

Суммарный выход продуктивного сорта в материале -80+40 мм составил 6,6 %. Среднее содержание урана в продуктивном сорте – 0,190 %. Выход породных фракций – 93,4 % с содержанием урана 0,006 %. Коэффициент увеличения содержания урана при сортировке – 10,5.

Таблица 3.11 – Теоретические показатели сортируемости продукта рассева материала пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй»

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	Исходная руда*			Отвальные породы**			Продуктивный класс		
	от	до		γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %
<b>Класс крупности -80+40 мм</b>												
1	менее	0,01	порода	77,1	0,007	5,4	73,5	0,005	3,7	3,6	0,048	1,7
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	13,9	0,013	1,8	12,6	0,008	1,0	1,3	0,061	0,8
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	1,7	0,023	0,4	1,6	0,008	0,1	0,1	0,272	0,3
4	0,03	0,099	бедная руда	5,2	0,052	2,7	4,5	0,011	0,5	0,7	0,315	2,2
5	0,1	0,199	рядовая руда	1,8	0,17	3	1	0,013	0,1	0,8	0,359	2,9
6	более	0,2	богатая руда	0,4	1,433	5	0,2	0,018	0,2	0,2	2,482	5,0
Итого				100	0,018	18	93,4	0,006	5,5	6,6	0,190	12,5

В таблице 3.12 приведены результаты расчета кривых обогатимости кускового материала продукта рассева -40+20 мм, полученные на представительной лабораторной пробе материала, включающего 1101 кусок.

Таблица 3.12 – Теоретические показатели сортируемости продукта рассева материала пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй»

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	Исходная руда			Отвальные породы			Продуктивный класс		
	от	до		γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %
<b>Класс крупности -40+20 мм</b>												
1	менее	0,01	порода	44,56	0,009	4,01	36,79	0,005	1,6	7,8	0,031	2,4
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	40,52	0,014	5,67	35,28	0,006	2,1	5,2	0,068	3,6
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	6,22	0,024	1,49	5,68	0,011	0,6	0,5	0,160	0,9
4	0,03	0,099	бедная руда	6,27	0,049	3,07	5,93	0,014	0,8	0,3	0,657	2,2
5	0,1	0,199	рядовая руда	1,92	0,195	3,74	1,70	0,017	0,3	0,2	1,570	3,5
6	более	0,2	богатая руда	0,52	0,474	2,46	0,51	0,02	0,1	0,1	2,362	2,4
Итого				100	0,02	20	85,89	0,006	5,6	14,2	0,102	14,4

Суммарный выход продуктивного сорта в материале -40+20 мм составил 14,2 %. Среднее содержание урана в продуктивном сорте – 0,102 %. Выход породных фракций – 85,9 % с содержанием урана 0,006 %. Коэффициент увеличения содержания урана при сортировке – 5,1.

Материал отсева -40+20 мм характеризуется относительно высоким выходом забалансовых фракций и низким выходом породных.

В таблице 3.13 приведены результаты расчета кривых сортируемости кускового материала продукта отсева -20+10 мм, полученные на представительной пробе материала, включающего 1000 кусков.

Таблица 3.13 – Теоретические показатели повышения содержания урана в продуктах отсева материала пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй»

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	Исходная руда			Отвальные породы			Продуктивный класс		
	от	до		$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$	$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$	$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$
<b>Класс крупности -20+10 мм</b>												
1	менее	0,01	порода	45,43	0,005	2,27	45,43	0,005	2,27	0,00	0	0
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	24,89	0,014	3,48	17,51	0,006	1,05	7,38	0,033	2,43
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	10,8	0,024	2,59	8,76	0,01	0,88	2,04	0,084	1,72
4	0,03	0,099	бедная руда	16,29	0,047	7,66	15,38	0,016	2,46	0,91	0,572	5,20
5	0,1	0,299	рядовая руда	1,55	0,181	2,81	1,49	0,021	0,31	0,06	3,991	2,49
6	более	0,3	богатая руда	1,03	0,603	6,21	0,90	0,025	0,23	0,13	4,605	5,99
Итого				100	0,025	25,00	89,46	0,008	7,20	10,53	0,169	17,82

Суммарный выход продуктивного сорта в материале -20+10 мм составил 10,5 %. Среднее содержание урана в продуктивном сорте – 0,169 %. Выход породных фракций – 89,59 % с содержанием урана 0,008 %. Коэффициент повышения содержания урана при сортировке – 6,8.

В таблице 3.14 приведены результаты расчета кривых сортируемости продукта отсева -10+5 мм пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй», полученные по результатам измерения 999 порций материала средней массой 0,214 кг.

Продукт отсева -10+5 мм представлен усредненным материалом, из которого порциями 0,2 кг не выделяется породных и богатых рудных фракций. Коэффициент повышения содержания урана при сортировке – 2,1.

Суммарный выход продуктивного сорта в материале -10+5 мм составил 26,4 %. Среднее содержание урана в продуктивном сорте – 0,052 %. Выход отвалных пород при сортировке – 74,36 % с содержанием урана 0,016 %.

Таблица 3.14 – Теоретические показатели сортируемости продукта отсева материала пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй» по порциям массой около 0,2 кг

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	Исходная руда			Отвальные породы			Продуктивный класс		
	от	до		γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %
<b>Класс крупности -10+5 мм</b>												
1	менее	0,01	порода	0,08	0,004	0,003	0,08	0,004	0,01		0	0
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	43,82	0,016	7,011	25,81	0,006	1,55	18,01	0,030	5,463
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	37,06	0,023	8,524	30,00	0,019	5,70	7,06	0,040	2,823
4	0,03	0,099	бедная руда	17,91	0,044	7,880	17,35	0,024	4,16	0,56	0,661	3,717
5	0,1	0,299	рядовая руда	1,14	0,157	1,790	1,12	0,028	0,31	0,02	8,628	1,475
6	более	0,3	богатая руда	0	0	0,000	0,00	0	0,00	0,00	0,000	0,000
Итого				100	0,025	25,000	74,36	0,016	11,74	25,64	0,052	13,263

В таблице 3.15 приведены результаты расчета кривых сортируемости продукта отсева -5+0 мм пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй», полученные по результатам измерения 1000 порций материала средней массой 0,170 кг.

Таблица 3.15 – Теоретические показатели обогащения продукта отсева материала пробы забалансовой руды с отвала «Тулукуй» по порциям массой около 0,17 кг

№ фракции	Границы фракции, %		Продукт	Исходная руда			Отвальные породы			Продуктивный класс		
	от	до		γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %	γ, %	α, %	γ <sub>U</sub> , %
<b>Класс крупности -5+0 мм</b>												
1	менее	0,01	порода	0	0	0	0	0	0		0	0
2	0,01	0,019	бедная забалансовая руда	0	0	0	0	0	0			
3	0,02	0,029	богатая забалансовая руда	3,83	0,028	1,0724	3,15	0,018	0,57	0,68	0,074	0,51
4	0,03	0,099	бедная руда	91,54	0,043	39,3622	80,00	0,025	20,00	11,54	0,168	19,36
5	0,1	0,299	рядовая руда	3,54	0,153	5,4162	3,19	0,027	0,86	0,35	1,287	4,56
6	более	0,3	богатая руда	1,09	0,313	3,4117	1,00	0,028	0,28	0,09	3,480	3,13
Итого				100	0,043	43	87,34	0,025	21,71	12,66	0,168	21,29

Суммарный выход продуктивного сорта в материале -5+0 мм составил 12,66 %. Среднее содержание урана в продуктивном сорте – 0,168 %. Выход хвостов



сортировки – 87,34 % с содержанием урана 0,025 %. Коэффициент повышения содержания урана при сортировке – 3,4.

Измерением порциями массой 27,0 кг на РКС получены содержания в порциях от 0,06 до 0,075 % при среднем – 0,067 %.

Высокое значение признака разделения сохраняется для всего кускового материала, что указывает на благоприятные условия для применения покусковой сепарации. Исследованиями по изучению возможности сепарации мелкими порциями, близкими по весу к среднему куску в классе -80+40 мм, выявлено, что показатель эффективности разделения уменьшается более чем в два раза. В классе крупности -5 мм даже малыми порциями выделение материала в разные фракции не происходит. Изучение показателей сортировки для порций массой около 20 кг показывает, что с уменьшением размера частиц уменьшается и показатель эффективности разделения. Это указывает на то, что мелкопорционная сортировка может эффективно применяться для классифицированных по крупности забалансовых руд.

В таблице 3.16 приведены исходные данные для получения графических зависимостей выхода отвальных пород, продуктивного класса и металла в них от размера крупности сортируемого забалансового материала.

Таблица 3.16 – Зависимость выхода отвальных пород, продуктивного класса и металла в них от крупности сортируемого забалансового материала

Фракция крупности, мм	Исходная горнорудная масса			Отвальные породы			Продуктивный класс		
	$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$	$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$	$\gamma, \%$	$\alpha, \%$	$\gamma_U, \%$
-80+40	100	0,018	18	93,4	0,006	5,5	6,6	0,190	12,5
-40+20	100	0,02	20	85,89	0,006	5,6	14,2	0,102	14,4
-20+10	100	0,025	25,00	89,46	0,008	7,20	10,53	0,169	17,82
-10+5	100	0,025	25,000	74,36	0,016	11,74	25,64	0,052	13,263
-5+0	100	0,043	43	87,34	0,025	21,71	12,66	0,168	21,29

На рисунках 3.10–3.13 показаны зависимости выхода отвальных пород и продуктивного класса от крупности сортируемого забалансового материала из лежалых отвалов.

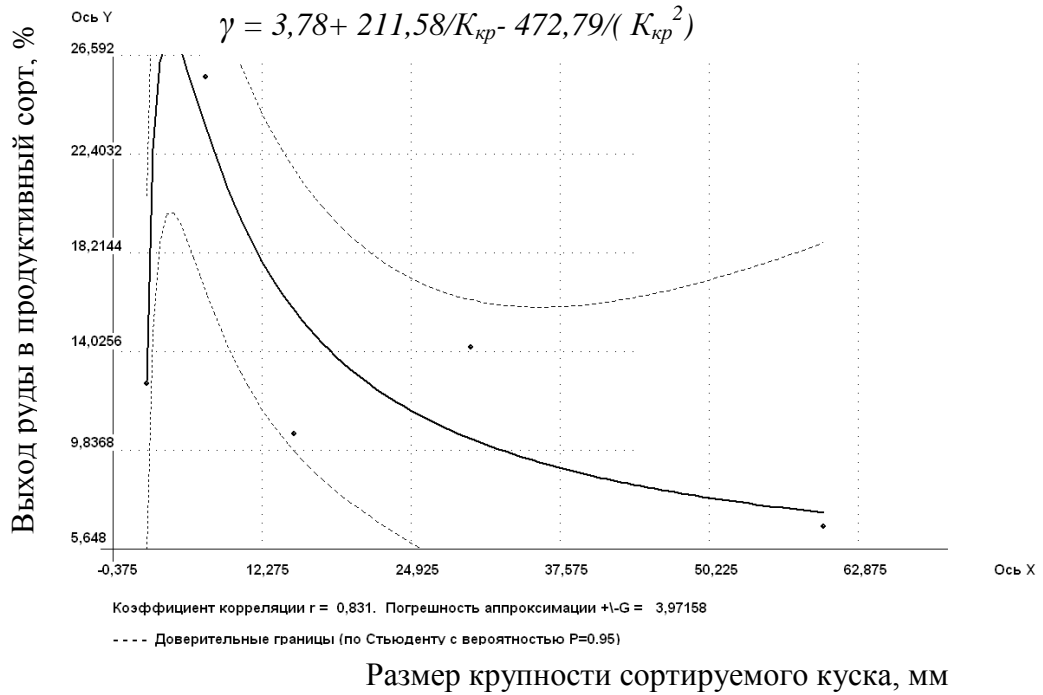


Рисунок 3.10 – Зависимость выхода руды в продуктивный сорт при сортировке забалансовых отвалов от крупности куска, %

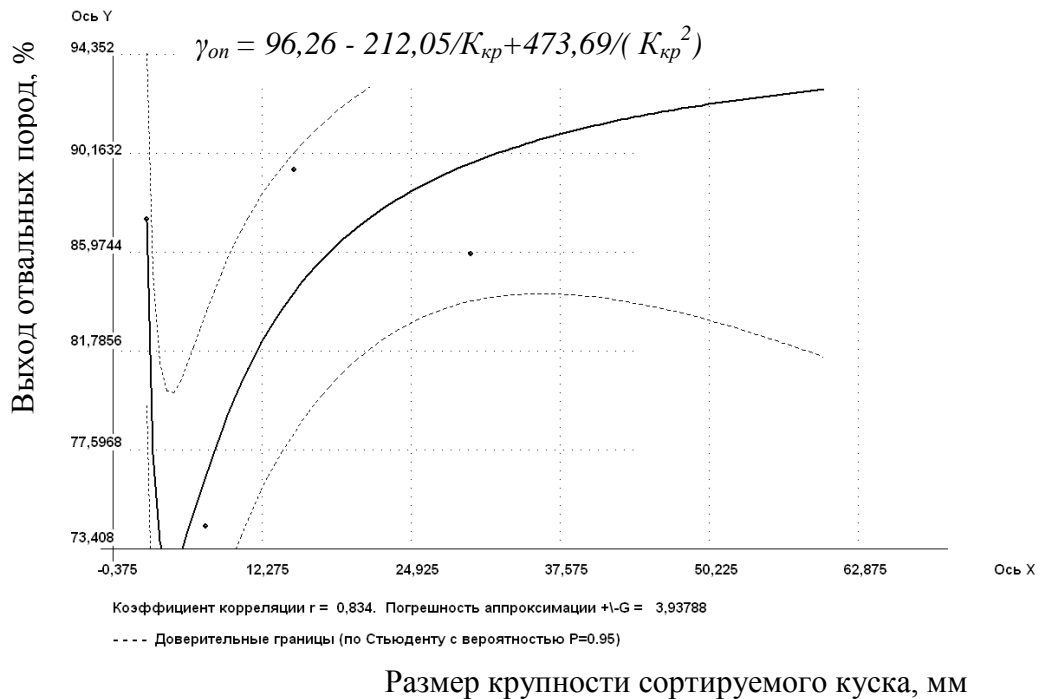
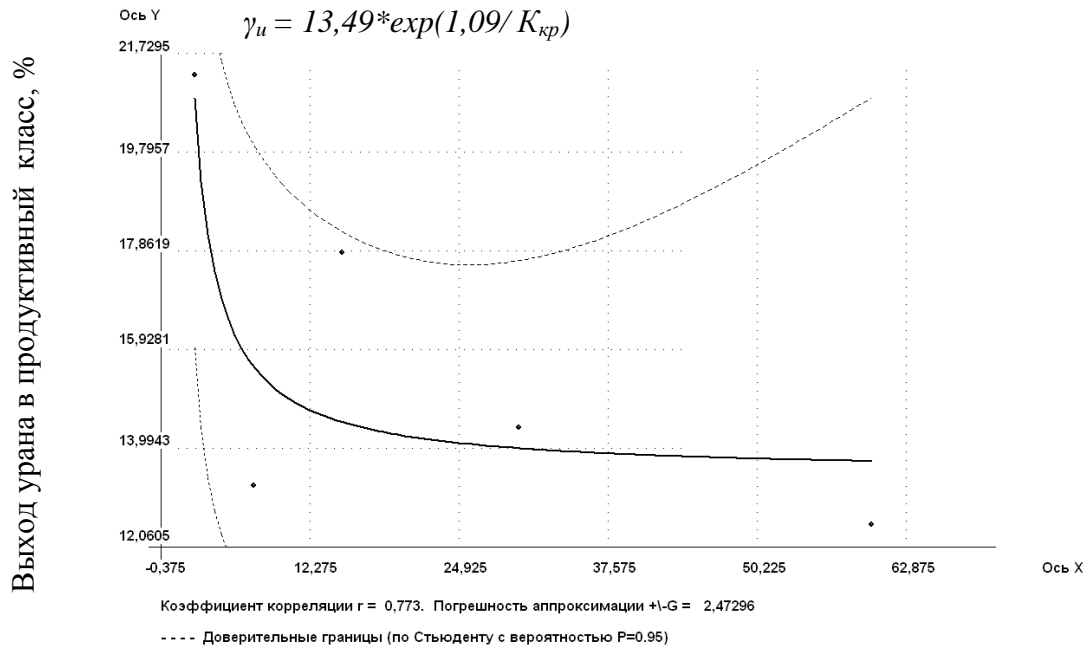
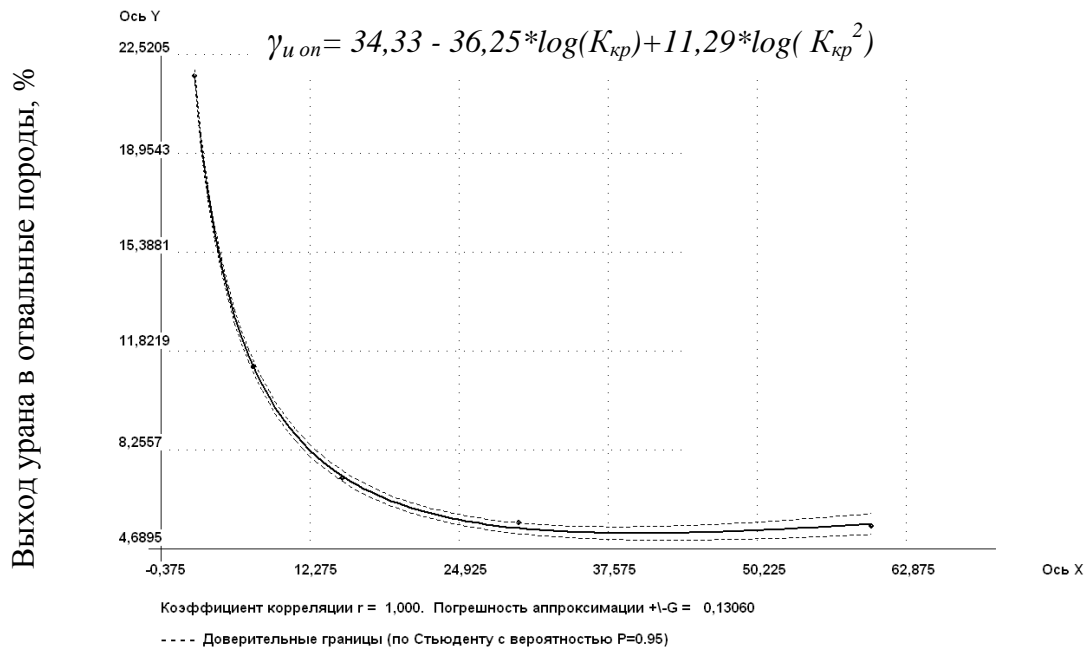


Рисунок 3.11 – Зависимость выхода отвальных пород при сортировке забалансовых отвалов от крупности куска, %



Размер крупности сортируемого куска, мм

Рисунок 3.12 – Зависимость выхода урана в продуктивный класс при сортировке забалансовых отвалов от крупности куска, %



Размер крупности сортируемого куска, мм

Рисунок 3.13 – Зависимость выхода урана в отвальные породы при сортировке забалансовых отвалов от крупности куска, %

Как видно из приведенных результатов исследований сортируемости забалансовых руд, выход продуктивного класса при увеличении размера сортируемого куска от 5 до 80 мм закономерно уменьшается от 27 до 6,5 %, а выход отваль-

ных пород при сортировке соответственно растет от 73 до 93 %. Для класса крупности от 0 до 5 мм доля продуктивного класса увеличивается от 12 до 27 %, а доля отвальных пород соответственно уменьшается от 87 до 73 %, что объясняется наличием в этой фракции крупности большого количества тонких глинистых частиц и шламов.

С уменьшением размера частиц сортируемого материала уменьшается выход урана и в продуктивный сорт, и в отвальные породы, соответственно с 21 до 13 % и с 20 до 5 %. Коэффициент увеличения содержания урана при РРС забалансовых руд по мере уменьшения размера куска сортируемого материала уменьшается от 10,5 до 2,1.

### 3.4. Опытно-промышленные испытания комплексной технологии отработки забалансовых руд

Опытно-промышленный участок выщелачивания забалансовых руд организован на базе действующего комплекса КВ забалансовых руд (схема опытной отработки забалансовой руды представлена на рисунке 3.14).

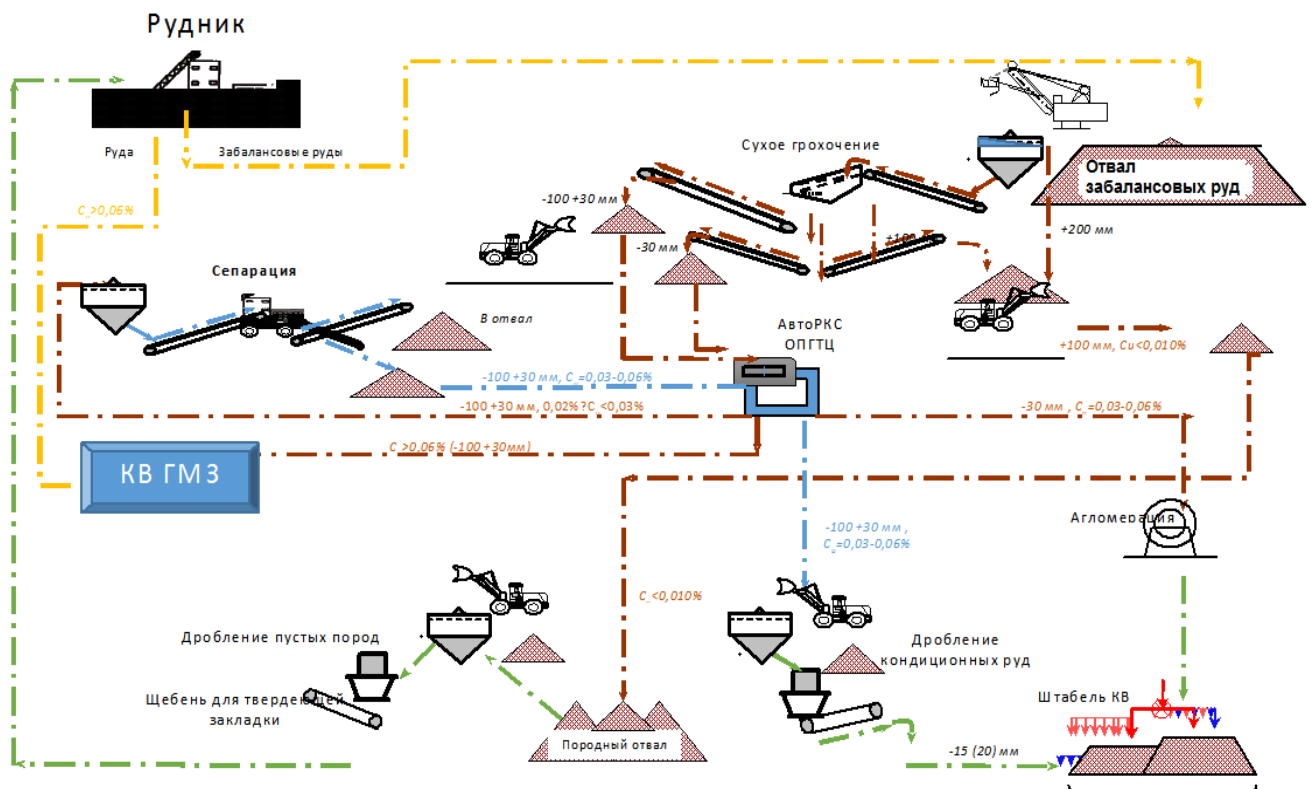


Рисунок 3.14 – Схема опытной отработки забалансовой руды

Сортировку забалансовой руды проводили последовательно по размеру куска и содержанию урана в порциях различного объема по естественному гамма-излучению. На рудосортировочном комплексе сортировались руды отвала карьера «Тулукуй». Режим работы участка рудосортировки – непрерывный, круглосуточный – в теплое время года. Динамика увеличения производительности по рудо-подготовке забалансового сырья представлена на рисунке 3.15, характеристика перерабатываемого материала – в таблице 3.17.

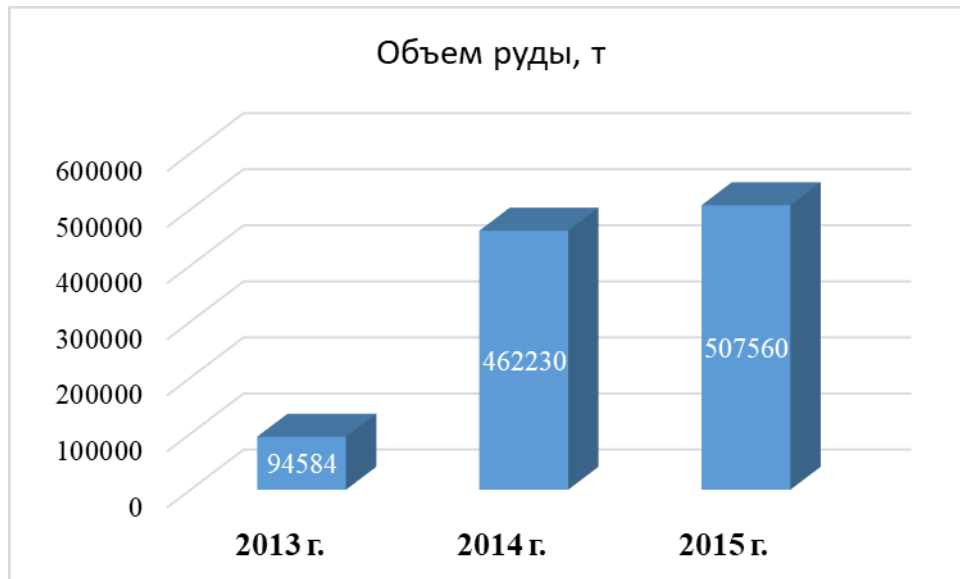


Рисунок 3.15 – Динамика рудоподготовки забалансового сырья

Таблица 3.17 – Характеристика забалансового сырья

Показатель	Ед. изм.	Значение показателя			
		2013 г.	2014 г.	2015 г.	Всего
Руда	т	94584	462230	507560	1064374
Металл	кг	22327	73956	82500	178783
Содержание урана	%	0,0236	0,016	0,016	0,017

Горную массу непосредственно из отвала подавали экскаватором в приемный бункер, оборудованный колосниковым грохотом (предварительное грохочение без операции крупного дробления) с апертурой колосников 100÷150 мм.

Подрешетный продукт операции предварительного грохочения конвейером подавался на вибрационный грохот 2YZS1237 и подвергался сортировке по крупности куска грохочением в сухую. Размер ячеек сит был определен расчетом по формулам 3.1 и 3.2.

В процессе отсева выделялось 3 класса крупности:

- крупный класс (+100 мм);
- машинный класс (-100+30 мм);
- мелкий класс (продуктивный класс) (-30+0 мм).

Выход руды и ее характеристика по представленным классам и годам эксплуатации рудосортировочного комплекса представлены в таблице 3.18.

Таблица 3.18 – Выход руды и ее характеристика после грохочения

Показатель	Ед. изм.	Значение показателя			
		2013 г.	2014 г.	2015 г.	Всего
отсев (-30+0 мм)					
Руда крупностью -30+0 мм	т	36700	77893	142882	257475
Металл с рудой -30+0 мм	кг	13373	29955	48580	91908
Содержание урана в руде -30+0 мм	%	0,0364	0,0384	0,034	0,036
машинный класс (-100+30 мм)					
Продуктивный класс крупностью +30 мм	т	13441	84385	61235	159061
Металл в продуктивном классе крупностью +30 мм	кг	4510	26159	19036	49705
Содержание урана в продуктивном классе +30 мм	%	0,0335	0,0310	0,031	0,031
крупный класс (+100 мм)					
Отвальные породы	т	44443	299952	303443	647838
Металл в отвальных породах рудосортировки	кг	4444	17842	14884	37170
Содержание урана в отвальных породах	%	0,01	0,006	0,0049	0,0057

Качество продуктов грохочения контролировалось на автомобильной рудоконтролирующей станции на базе измерительной аппаратуры СРМ-9 и поосных автомобильных весов. Выделенная в результате рудосортировки продуктивная фракция подвергалась кучному выщелачиванию в режиме инфильтрации путем ее орошения раствором серной кислоты.

Результаты кучного выщелачивания продуктов рудосортировки забалансовых руд приведены в таблице 3.19.

На рисунке 3.16 представлены результаты опытно-промышленных работ по кучному выщелачиванию.

Таблица 3.19 – Результаты кучного выщелачивания продуктов рудосортировки забалансовых руд

№ штабеля	Масса, т		[α <sub>U</sub> ] в руде, %	Время выщелачивания, сутки	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ,		Расход ПАВ, кг/т	Ж:Т, м <sup>3</sup> /т	Извлечено урана, т	Извлечение урана в раствор, %
	руда	U			кг/кгU	кг/т				
1	30141	10,7	0,036	300	180,0	38,2	-	8,4	6,4	59,6
2	20000	7,2	0,036	250	159,0	39,0	0,03	7,0	4,9	68,1
3	94000	32,0	0,034	310	180,0	36,8	-	10,7	19,2	60,0
4	54980	18,7	0,034	220	149,0	35,5	0,011	9,4	13,1	70,1
5	101173	33,4	0,033	270	160,0	27,3	-	12,0	17,3	51,8
6	101174	33,4	0,033	270	160,0	36,5	0,011	11,5	24,8	74,3
Итого	401468	135,4	0,034						85,7	

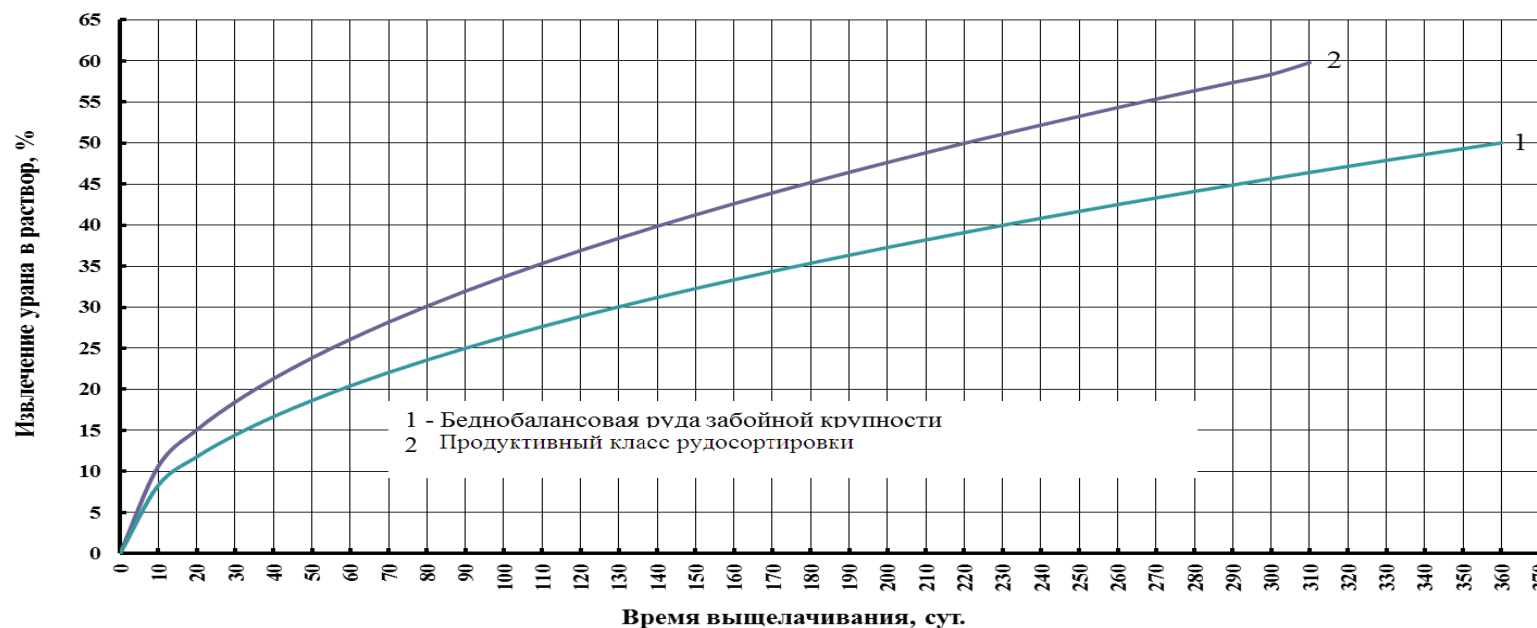


Рисунок 3.16 – Результаты ОПР по КВ продуктов рудосортировки забалансовых руд

Таким образом, только на этапе опытно-промышленных работ было вовлечено в отработку 1 064,4 тыс. т забалансовой руды с содержанием урана 0,017 %, из которой получено в результате предлагаемой технологии сортировки 401,5 тыс. т продуктивного класса руды с содержанием 0,034 % металла. Полученный рудный материал уложен в штабели и выщелочен. Применение данной технологии позволило добыть 85,7 т урана с извлечением из рудной массы 63,3 %. Ранее извлечение из забалансовых руд при переработке методом КВ не превышало 30 %.

### Выводы по главе 3

1. Установлены закономерности формирования техногенного забалансового оруденения в зависимости от возраста отвалов, что позволяет выделить их продуктивную часть, пригодную для дальнейшего кучного выщелачивания.

2. Установлено, что благоприятным для РРС является подрешетный продукт с размером куска -80+30 мм с содержанием урана, благоприятным для кучного выщелачивания, кусковой материал +80 мм содержит породные концентрации урана и не представляет интереса для последующей отработки.

3. При исследовании характеристик сортируемости техногенных забалансовых руд методом РРС установлены закономерности выхода продуктивного класса, отвальных пород при сортировке и урана в эти продукты, описанные следующими эмпирическими формулами:

– выход продуктивного класса

$$\gamma = 3,78 + 211,58/K_{кр} - 472,79/(K_{кр}^2);$$

– выход отвальных пород

$$\gamma_{он} = 96,26 - 212,05/K_{кр} + 473,69/(K_{кр}^2);$$

– выход урана в продуктивный класс

$$\gamma_u = 13,49 * \exp(1,09/K_{кр});$$

– выход урана в отвальные породы

$$\gamma_{ион} = 34,33 - 36,25 * \log(K_{кр}) + 11,29 * \log(K_{кр}^2).$$

4. Разработка и апробация технологии отработки техногенных забалансовых руд, включающей рудосортировку и кучное выщелачивание продуктивного сорта, доказала эффективность вовлечения в отработку некондиционного уранового сырья с получением товарной урановой продукции.



## ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА РУДОПОДГОТОВКИ СКАЛЬНЫХ УРАНОВЫХ РУД

Глава посвящена обоснованию замены радиометрического способа покусковой сепарации урановых руд рентгенорадиометрическим и разработке алгоритма рудоподготовки скальных урановых руд радиометрическими методами.

*Третье защищаемое научное положение. Прогноз эффективных показателей рудоподготовки беднобалансовых и забалансовых урановых руд выполняется на основе алгоритма, учитывающего выявленные закономерности показателей сортировки от их основных горно-геологических и технологических параметров с разделением добытой руды на технологические сорта с последующим дифференцированным получением продукции урана по технологиям: кучным выщелачиванием из бедной руды; гидрометаллургической технологией из богатых фракций.*

На рисунке 4.1 показана схема сортировки урановых руд, применяемая на объектах ОАО «ППГХО». Добыча руд производится на четырех подземных рудниках. Подъем горнорудной массы на поверхность осуществляется по вертикальным стволам шахт, оборудованным рудоконтрольными станциями (РКС), на которых производится первый этап разделения горнорудной массы на технологические сорта, каждый из которых направляется на дальнейшую переработку по определенной технологии. Сортировка производится повагонеточно и распределяется в зависимости от содержания урана в четыре бункера: пустая порода ( $\lambda < 0,010$  %), забалансовая руда ( $\lambda < 0,030$  %), рядовая руда ( $\lambda < 0,200$  %), богатая руда ( $\lambda > 0,200$  %). Из бункеров горнорудная масса загружается в автосамосвалы грузоподъемностью от 25 до 40 т и направляется, соответственно: порода в отвалы пустых пород, забалансовая руда в отвалы забалансовых руд, рядовая и богатая руда на автомобильные рудосортировочные станции (АРКС) и после замеров.

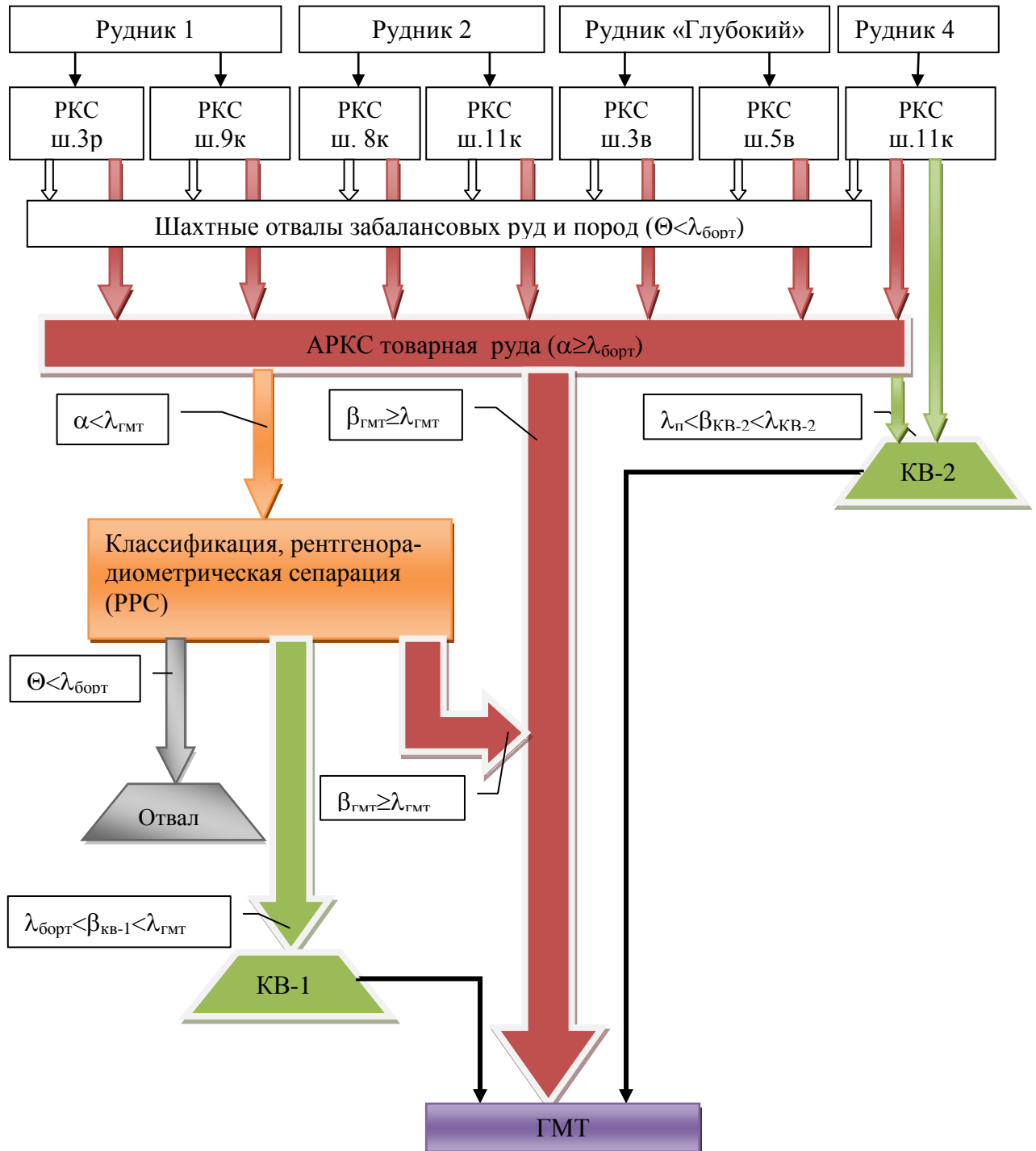


Рисунок 4.1 – Блок-схема сортировки руды на объектах ППГХО:

РКС – рудоконтролирующая станция; АРКС – автомобильная РКС; КВ-1 – кучное выщелачивание некондиционных и бедных по содержанию урана балансовых руд забойной крупности; КВ-1 – кучное выщелачивание классифицированной бедной руды; ГМТ – гидрометаллургическая технология переработки урановых руд; © – содержание урана в отвалных хвостах сортировки;  $A_{\text{орт}}$  – бортовое содержание урана;  $A_{\text{п}}, X_{\text{КВ-1}}, A^{\text{TM}}$  – граничное содержание урана для выделения продуктов сортировки: породы, сырьё для кучного выщелачивания

Богатая руда по мере надобности отгружается на гидрометаллургическую переработку на ГМЗ, а рядовая – отправляется на покусковую сепарацию на рентгенорадиометрической рудосортировочной установке, где делится на три технологических сорта: хвосты сепарации ( $\beta_{\text{борт}} < 0,03 \%$ ), продуктивный сорт для КВ ( $\beta_{\text{КВ}} < 0,2 \%$ ), продуктивный сорт для ГМТ ( $\beta_{\text{ГМТ}} > 0,2 \%$ ).

#### **4.1. Исследования по обоснованию замены радиометрического способа покусковой сортировки урановых руд рентгенорадиометрическим**

«Концепцией развития урановой подотрасли в РФ» и «ТЭО реконструкции и технического перевооружения предприятия» предусмотрено совершенствование технологии рудоподготовки с предварительным разделением исходной руды на сорта на радиометрической сортировочной установке. До сегодняшнего дня отсутствовали предпосылки улучшения технико-экономических показателей рудоподготовки из-за отсутствия надежных, высокоэффективных разделительных устройств [15, 23, 45, 46, 95, 100, 113].

До 1992 г. бедная руда подвергалась радиометрической сепарации на РОФ. Фабрика была оснащена одностадийными сепараторами конусного типа «Гранат», «Агат» и «Вихрь», а позднее – ленточными аппаратами «Лотос» собственной конструкции. Радиометрическому обогащению подвергалась бедная руда с содержанием урана менее 0,1 %, при этом выход хвостов с содержанием около 0,015 % составлял 22–26 % от перерабатываемой руды (54–59 % от машинного класса). Технологическая эффективность выделения хвостов составляла 70–74 %. С 1993 г. РОФ не работает по ряду причин, среди которых одной из основных – низкая эффективность и нестабильная работа основного рудосортировочного оборудования – сепараторов. Последующие разработки ВНИИХТа и ВостГОКа (г. Желтые Воды) значительно улучшили технические характеристики сепараторов, но принципиальных изменений в конструкцию сепараторов не внесли: радиометрический принцип работы, ленточный или конусный раскладчик, 2–3-стадийная сортировка, пневматические разделяющие устройства. Их недостатками являются [19]:

– ошибки, связанные с подсветкой соседнего куска, высоким и переменным по своей величине гамма-фоном, влиянием массы куска, косвенным методом определения урана – по радио, нарушением  $K_{pp}$  и  $K_{эм}$ ;

– ленточный (конусный) раскладчик имеет вращающиеся и постоянно движущиеся части, которые сложны и опасны в обслуживании;

– 2–3-стадиальная сортировка усложняет оборудование и увеличивает количество довольно сложного, ненадежного и дорогостоящего комплектующего – пневмоклапанов;

– пневматические разделяющие устройства создают высокий уровень шума – 120 дБ каждый, для обеспечения их работы необходимо постоянно поддерживать давление сжатого воздуха 5,5–6 атм. и производить его очистку от влаги и масел, кроме того, пневмоклапаны поднимают в воздух аэрозоль – влагу и шламовую фракцию с мокрого куска, что создает неблагоприятную производственную среду.

Сепараторы ВНИИХТа – УАС и собираемые на их основе модули РСМ-100, РСМ-200 не имеют окончательной технической документации, не отработаны в производственных условиях, не определены заводы-изготовители. Сепараторы ВостГОКа в принципе позволяют разделить руду на 2–3 продукта с удовлетворительными показателями, однако вопросы обеспечения надежной работы, удаленность материально-технической базы, таможенные барьеры, высокая стоимость оборудования и все недостатки, присущие радиометрическим сепараторам, делают их непривлекательными.

В случае повторного пуска в эксплуатацию с радиометрической сортировки в настоящее время отсутствуют какие-либо предпосылки заметного, а тем более резкого, как требуется в современных условиях, улучшения технико-экономических показателей эксплуатации РОФ. Имеющееся на фабрике основное технологическое оборудование морально устарело и физически изношено. Применявшаяся технология сепарации также устарела. Замена старого оборудования на новое того же типа (радиометрические сепараторы ВостГок или ВНИИХТ) также не позволит кардинально решить проблему требуемого резкого улучшения

технологических и экономических показателей обогащения. Для нового пуска предприятие должно быть оснащено новым современным рудосепарационным оборудованием.

В 2004 г. на предприятии были выполнены работы по установлению возможности покусковой рудосортировки урановых руд по рентгенометрической технологии. Для этих целей были использованы серийно выпускаемые сепараторы СРФ4-150 (разработка и производство ООО «РАДОС» г. Красноярск, ТУ 3132-015-05820239-2001).

Выполненные исследовательские работы подтвердили возможность и эффективность применения данного способа разделения руд на технологические сорта. При этом было установлено, что показатели сортировки данной технологией превосходят показатели ранее используемой технологии сепарации по гамма-методу.

Для испытаний выбран серийно выпускаемый сепаратор СРФ4-150 (разработка и производство ООО «РАДОС» г. Красноярск, ТУ 3132-015-05820239-2001), который работает на рентгенометрическом принципе и который свободен от недостатков, присущих радиометрическим сепараторам с пневматическими разделяющими устройствами.

Испытания проводились на представительных крупнотоннажных пробах [51] бедной, рядовой и богатой руд, в которых предварительно были определены гранулометрический и фракционный состав, теоретические показатели сортируемости. Испытания проводились на машинных классах крупности +25 мм, выделенных из этих руд. По своим технологическим показателям руды практически не отличаются от средних, полученных ранее: показатель контрастности  $M=1,3-1,5$ , средний выход машинных классов +25 мм составил около 50 %.

Сущность и обоснование принципиальной и практической возможности РРС различных типов руд и других материалов базируется на широко известном рентгенометрическом методе (РРМ).

### 4.1.1. Методика и оборудование для испытаний

В общую технологию и методику проведения опытно-промышленных испытаний входили следующие основные процессы и этапы:

1. Рудоподготовка (пробоподготовка) технологических проб к исследованиям и испытаниям с целью получения машинных классов руды, оценки контрастности и гранулометрического состава [44].

Общая технологическая схема рудоподготовки представлена на рисунке 4.2.

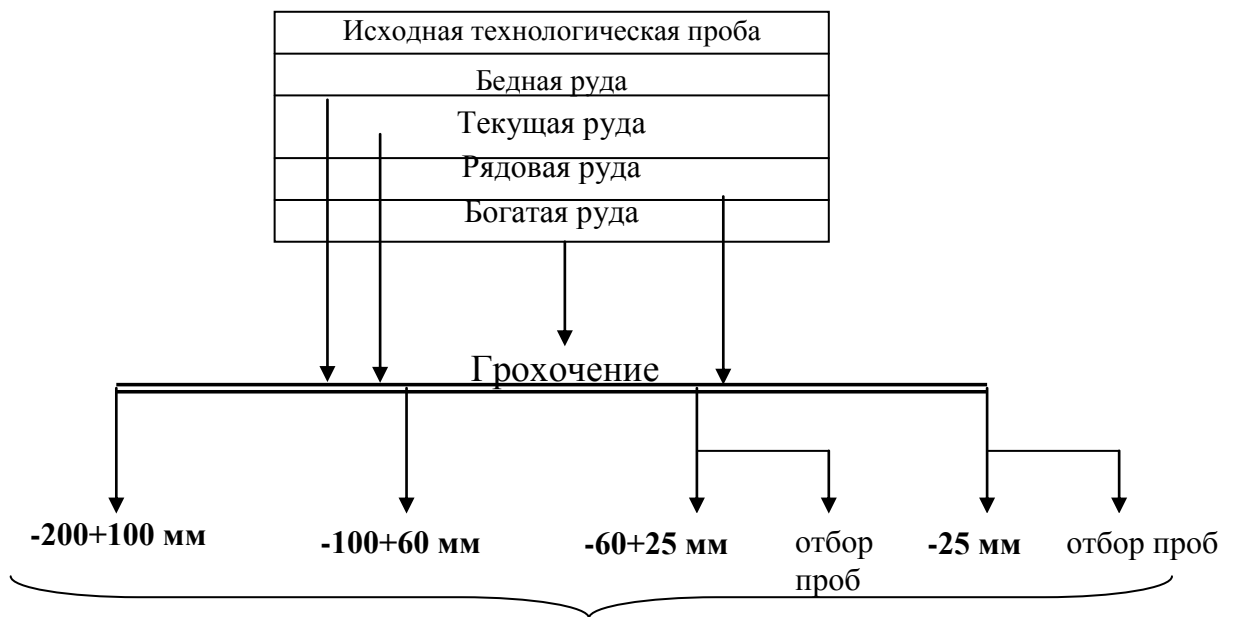


Рисунок 4.2 – Общая технологическая схема рудоподготовки: определение гранулометрического состава; отмывка крупных классов (+25 мм) руды; изучение распределения урана по классам крупности ( $-25+10$ ;  $-10+5$ ;  $-5+2$ ;  $-1+0,5$ ;  $-0,5+0,16$ ;  $-0,16+0,1$  и  $-0,1$  мм)

1. Результаты выполнения этой стадии работ подробно описаны в соответствующих протоколах испытаний ЦНИЛ по теме «Опытно-исследовательские работы по уточнению показателей сортируемости урановых руд объединения».

2. Проведение предварительных исследований по разработке и выбору наиболее эффективной методики РРС на образцах руды и частных пробах, отобранных из материала машинных классов крупности, а также градуировочных образцах с известным содержанием урана (в т. ч. аттестованных).

Эти исследования проводились непосредственно на сепараторе СРФ2-150, с использованием возможности измерительной системы и программно-методического обеспечения сепаратора.

3. Проведение основного объема испытаний (контрольные опыты) на представленных технологических пробах.

В основе рентгенорадиометрического метода сортировки (РРМ) лежит регистрация обратного рентгеновского излучения конкретного химического элемента, возбужденного излучением первичного спектра рентгеновской трубкой и направленного на облучаемый объект. Интенсивность излучения регистрируется приемником и с помощью компьютерной программы преобразуется в содержание полезного компонента в куске руды.

В рентгенорадиометрических сепараторах ООО «РАДОС» используется модификация РРМ – рентгенофлуоресцентный метод (РФМ), реализованный на основе специальных рентгеновских излучателей прострельного типа ПРАМ-50 и ПРАМ-50М (разработка и производство ООО «Спектрофлэш» и ООО «Синтез», г. Санкт-Петербург).

Специалистами ПАО «ППГХО» и ООО «РАДОС» технология РРМ была адаптирована для сортировки урановых руд: выбран разделительный признак, настроены аналитические области, разработаны алгоритмы и пороги сортировки. Таким образом, технология РРМ превращена в РРС.

Геометрия измерения и отбора кусков руды в сепараторе поясняется рисунком 4.3 [44].

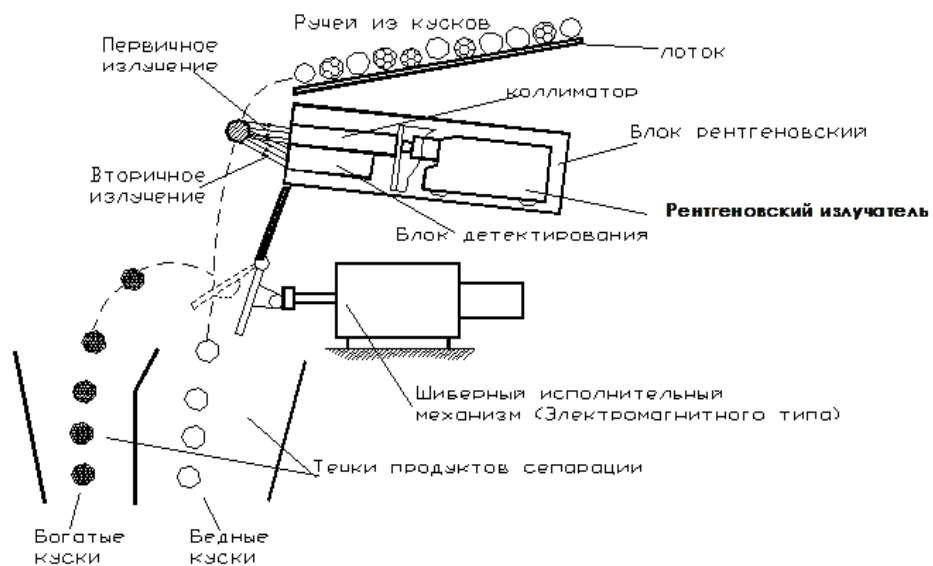


Рисунок 4.3 – Геометрия измерения и отбора кусков руды в сепараторе РФ

Предварительные исследования начинаются с измерений образцов руды в «статике» (режим «Анализ»): для этого кусок помещается в зоне измерений сепаратора на необходимое для этого время  $\sim 5\text{--}20$  с, за которое измерительная система сепаратора набирает (регистрирует) от куска вторичный рентгеновский спектр и выводит его на экран монитора на пульте оператора. Цель этих исследований – добиться наибольшей разницы в спектрах вторичного рентгеновского излучения от рудных кусков и породы, определить аналитические области регистрации спектров, выбрать алгоритм обработки этих спектров и в конечном итоге найти наиболее эффективный аналитический параметр, который будет использован как разделительный признак для данной руды с возможностью выделения пустой породы и разделения рудных кусков по содержанию в них урана.

При решении задачи определения урана РРМ используются его две основные аналитические линии характерного рентгеновского излучения (ХРИ)  $i$ -серии:  $UL_a=13,6$  кэВ,  $UL_p=17,6$  кэВ.

Для покускового анализа в сепараторах СРФ применяется способ спектральных отношений, наиболее адаптированный к сложным динамическим условиям измерений (учёт геометрического фактора) и максимально учитывающий влияние вещественного состава (матричный эффект) анализируемого материала.

В процессе разработки методики РРС были выбраны следующие алгоритмы:

$$P_1 = \frac{N(UL_\alpha)}{N_s + kN_{Fe}}, \quad (4.1)$$

$$P_2 = \frac{N(UL_\beta)}{N_s + kN_{Fe}}, P'_2 = \frac{1}{P_2}, \quad (4.2)$$

$$P_1 = \frac{N(UL_\alpha + UL_\beta)}{N_s + kN_{Fe}}, \quad (4.3)$$

где  $N(UL_a)$ ,  $N(UL_\beta)$ ,  $N(UL_a + UL_\beta)$  – соответственно количество импульсов регистрируемого вторичного излучения от кусков руды в аналитической области ХРИ  $L_a$  или  $L_\beta$  урана (или их сумма);



$N_{Fe}$  и  $N_s$  – соответственно количество импульсов регистрируемого вторичного излучения от кусков руды в аналитической области ХРИ Fe  $K_{\alpha}$  (6,4кэВ) и рассеянного куском первичного излучения (диапазон 20–45кэВ);

$K$  – спектральный коэффициент (в данной задаче 0,5–2), выбираемый из условий учёта изменения вещественного состава кусков руды (в большинстве случаев учёт производится по содержанию Fe).

Выбор и проверка разных аналитических параметров P1–P3 были predeterminedены существенным отрицательным влиянием на чувствительность обнаружения урана элемента Sr (Sr  $K_c=14,2$  кэВ) и в меньшей степени Rb (Rb 13,5 кэВ), наиболее всего проявляющихся в туфах и андезитах, составляющих значительную (преобладающую) долю в породных кусках (см. рисунки 4.4, 4.5).

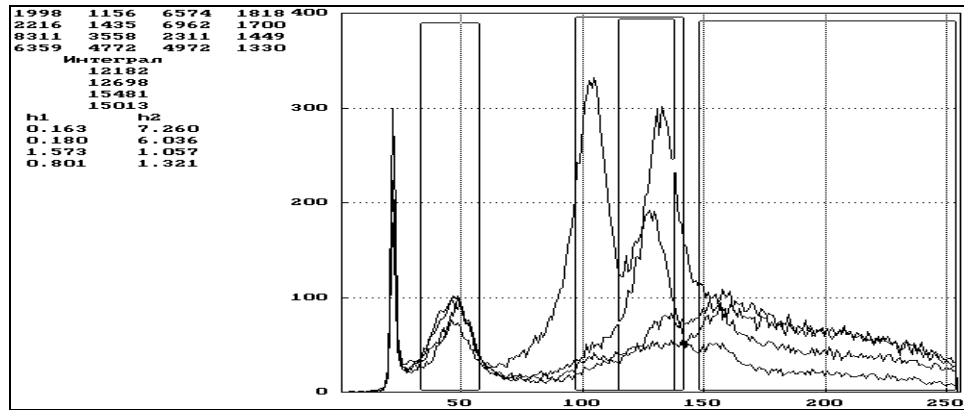


Рисунок 4.4 – Характерные вторичные рентгеновские спектры от образцов урановых руд и пород

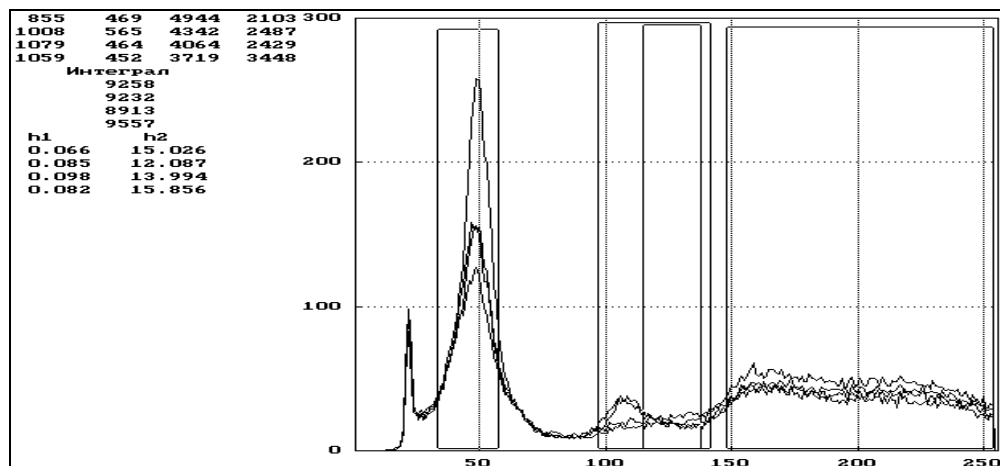


Рисунок 4.5 – Характерные вторичные рентгеновские спектры от образцов урановых руд и пород

Поэтому стадии предварительных и контрольных испытаний представлены серией опытов для каждого машинного класса каждой технологической пробы, в которых отрабатывалась и проверялась методика РРС по указанным аналитическим параметрам, выбирались пороговые значения аналитических параметров  $P_1$ – $P_3$  (пороги сортировки) для достижения максимального выхода отвальных хвостов с содержанием  $U$  не более 0,015–0,020 %.

Следует выделить, что базовым порогом сортировки было выбрано значение аналитического параметра  $P_1$ – $P_3$ , соответствующее содержанию урана  $\sim 0,015$  %. Относительно этого порога сортировки производились практически все опыты на бедной, рядовой и текущей рудах. Для богатых руд значение порога сортировки уменьшалось примерно на 20 %.

Подлежащий предварительному обогащению машинный (сортируемый) класс исходной технологической пробы подается на сортировочную машину сепаратора СРФ-4 (в приемный бункер). Питающий вибропитатель сортировочной машины обеспечивает дозированную непрерывную разгрузку руды из приемного бункера и подачу ее на раскладчик. Раскладчик имеет лотковую конструкцию и формирует 4 потока (ручья) руды с покусковой подачей ее в зону измерения и отбора в режиме свободного падения. Каждый кусок подвергается сканирующему рентгеновскому облучению за счет естественного движения куска в узкощелевой полосе облучения. Спектр вторичного (отраженного) излучения от куска подвергается автоматической компьютерной обработке, определению аналитического параметра разделительного признака и сравнению полученной величины с заданным пороговым значением. Измерительно-управляющая система сепаратора (на основе ЭВМ) вырабатывает сигнал управления на срабатывание исполнительного механизма на кусок с повышенным или пониженным содержанием ценных компонентов или элементов-примесей.

Исполнительный механизм электромагнитного шибберного типа срабатывает, изменяя траекторию падения куска, который направляется в течку отбираемого продукта. Остальные куски падают без отклонения траектории в другую течку, например, «хвостов» (условно).

В экспериментальных условиях определено минимальное содержание урана (0,03 %), которое установлено как порог отсечки продуктивного класса сортировки.

Учитывая высокую контрастность урановых руд, достигнутые пороги чувствительности в принципе можно было считать достаточными для испытаний технологии (тем более для впервые разработанной методики). Но реальные технологические параметры сортировки определяются не только порогом чувствительности, но в большей степени технологическими свойствами руд (литологический состав, текстурно-структурные особенности, характер вкрапленности рудных и нерудных минералов, состояние поверхности кускового материала).

Высокая эффективность РРС объясняется высокой чувствительностью метода.

Для урановых руд объединения характерна высокая загрязнённость кускового материала рудными шламами и глинистыми примазками, что изначально определяет необходимость их отмывки как для радиометрической, так и РРС сепарации. Поэтому основные технологические пробы представленных бедных, рядовых и богатых руд тщательно отмывались на стадии рудоподготовки.

Для установления влияния шламов и примазок на поверхности кусков руды испытания проводились по 2 вариантам:

- без отмывки кускового материала (первичная однократная отмывка проводилась по принятой технологии);
- с дополнительной отмывкой кускового материала.

Определение качества продуктов РРС всех опытов для всего объёма опытно-промышленных испытаний производилось в лаборатории радиометрического анализа ЦНИЛ по принятой методике.

Продукты испытаний (хвосты и концентраты) собирались порциями в отдельные вёдра. На радиометрической установке измерялись интенсивность гамма-излучения и вес каждой порции материала, по результатам измерений которых рассчитывалось содержание урана в каждой порции и по совокупности всех дан-

ных – в каждом продукте РРС. На основании этих результатов рассчитывались технологические показатели РРС каждого опыта.

Дополнительно для более объективной оценки качества продуктов сортировки в отдельных опытах определялась контрастность хвостов и продуктивного сорта РРС.

#### ***4.1.2. Результаты опытно-промышленных испытаний***

В процессе опытно-промышленных испытаний проведено около 40 опытов, получено около 100 продуктов сортировки, через сепаратор пропущено в общей сумме не менее 15 т исходных технологических проб бедной, текущей, рядовой и богатой урановой руды машинных классов крупности -200+100 мм (-5,3 т), -100+60 мм (-7,3 т), -60+25 мм (-2,4 т).

Более всего опытов (15) проведено на бедной руде, представляющей один из основных объектов предварительного обогащения [44].

Крупный класс этого типа руды (-200+100 мм) в данной технологической пробе (опыты 9 и 11) характеризуется самым низким содержанием урана (0,018–0,027 %), самым высоким выходом (86–92 %) отвальных хвостов РРС, содержащих урана в пределах 0,007–0,012 %, и отличается наибольшей эффективностью выделения отвального продукта Э, приближающейся к 100 % (98,2 %).

Высокие технологические показатели РРС получены и для среднего класса -100+60 мм. Здесь также наблюдается большой выход отвальных хвостов РРС, который для материала со средним исходным содержанием урана 0,027 % достиг 88 % (опыты 5, 8, 10, 12), а для материала с повышенным содержанием урана 0,035 % уменьшился до 72 % (опыты 1, 2, 3). В обоих случаях содержание урана в хвостах РРС в полной мере соответствует отвальному (0,011–0,012 %).

По критерию эффективности выделения отвальных хвостов Э ~ 79–95,6 % процесс РРС для этого класса также может быть охарактеризован как высокоэффективный.

Несколько хуже технологические показатели РРС для мелкого класса -60+25 мм, который относится к труднообогатимым методам РС.

Естественно, этот класс уже более обогащён ураном (0,042–0,103 %), в нём меньше породы и выход отвальных пород РРС уменьшился до 74–79 %. Качество отвальных пород РРС хотя и соответствует отвальному продукту, но содержание урана в них (0,011–0,015 %) уже является повышенным по сравнению со средним и крупным классом. Тем не менее, с учётом критерия Э ~ 87 % РРС для этого класса бедной руды вполне является приемлемым и удовлетворительным процессом рудосортировки.

Дополнительно качество продуктов разделения проверено измерением кусковой контрастности бедной руды в отдельных опытах. В таблице 4.1 приведена контрастность отвальных пород для класса -200+100 мм, полученных в опыте 11. Выход отвальных пород в этом опыте составил 86 %, теоретически выход соответствует значению 92,7 %. Отсюда эффективность выделения отвальных пород Э для опыта 11 оценивается на уровне 92,8 %. Отвальные породы сепарации бедной руды класса -200+100 мм на 95 % состоят из кусков с содержанием урана менее 0,03 %, доля кусков руды с содержанием урана более 0,1 % не превышает 0,7 %.

Выход отвальных пород в опыте 12 составил 83,5 %, теоретический выход отвальных пород с содержанием урана: 0,013–92,7 %. По этим данным критерий Э равен 90 %. Анализ показывает, что отвальные породы РРС более чем на 90 % состоят из кусков с содержанием урана менее 0,03 %. Выход кусков руды с содержанием урана более 0,1 % составил около 3 %.

Таблица 4.1 – Контрастность отвальных пород РРС

Код Фр	Сод <sub>от</sub>	Сод <sub>до</sub>	Count	ВесФр	МетФр	Сод <sub>и</sub> Фр	Выход Фр	$\gamma_{хв}$	$\theta$	$\gamma_{кт}$	$\beta$
опыт 11. Бедная руда класс -200+100 мм											
1	0	0,01	215	418,93	1146,510	0,003	86,77	86,77	0,003	13,23	0,038
2	0,01	0,02	16	26,94	384,765	0,014	5,58	92,35	0,003	7,65	0,055
3	0,02	0,03	8	11,68	301,575	0,026	2,42	94,76	0,004	5,24	0,068
4	0,03	0,05	7	15,33	605,550	0,040	3,18	97,94	0,005	2,06	0,113
5	0,05	0,075	1	2,58	148,810	0,058	0,53	98,47	0,005	1,53	0,132
6	0,075	0,1	4	4,12	331,755	0,081	0,85	99,33	0,006	0,67	0,198
8	0,15	0,2	2	2,18	387,975	0,178	0,45	99,78	0,007	0,22	0,239
9	0,2	0,3	1	1,07	255,405	0,239	0,22	100,00	0,007		
			254	482,83							

опыт 12. Бедная руда класс -100+60 мм											
КодФр	Сод <sub>от</sub>	Сод <sub>до</sub>	Count	ВесФр	МетФр	Сод <sub>ц</sub> Фр	Выход Фр	$\gamma_{хв}$	$\theta$	$\gamma_{кт}$	$\beta$
1	0	0,01	522	244,851	724,3400	0,003	80,07	80,07	0,003	19,93	0,053
2	0,01	0,02	49	20,66	315,4900	0,015	6,76	86,83	0,004	13,17	0,073
3	0,02	0,03	29	11,74	281,1900	0,024	3,84	90,67	0,005	9,33	0,092
4	0,03	0,05	28	10,38	421,0083	0,041	3,39	94,06	0,006	5,94	0,122
5	0,05	0,075	14	6,07	372,3433	0,061	1,99	96,05	0,007	3,95	0,153
6	0,075	0,1	7	2,21	196,8400	0,089	0,72	96,77	0,008	3,23	0,167
7	0,1	0,125	7	2,7	287,5280	0,106	0,88	97,65	0,009	2,35	0,190
8	0,125	0,15	6	2,17	285,5933	0,132	0,71	98,36	0,010	1,64	0,215
9	0,15	0,2	7	2,15	380,5067	0,177	0,70	99,06	0,011	0,94	0,243
10	0,2	0,3	6	2,86	695,6300	0,243	0,94	100,00	0,013		
			675,00	305,79							

Рассматривая РРС как процесс рудоподготовки со своими статистическими закономерностями, вероятность попадания отвальных кусков в свой продукт более 90 % характеризует этот процесс как высоковероятностный, подтверждающий правильность обнаружения и определения урана в кусках измерительной системы сепаратора.

Весьма близкой к бедной руде по содержанию урана была представлена на испытания технологическая проба текущей руды.

Несмотря на первичную отмывку этой руды, кусковой материал +25 мм этой пробы визуально был загрязнён рудными шламами, но в допустимых пределах, позволяющих провести сравнительные испытания РРС в исходном и отмытом состоянии.

Из полученных результатов сравнительных испытаний однозначно следует более высокое качество продуктов и соответственно эффективность РРС на отмытой руде по сравнению с исходной, особенно для крупных классов –200+100 и –100+60 мм: увеличивается содержание и извлечение урана в продуктивный сорт, существенно в 1,3–1,5 раз снижается содержание урана в отвальных породах РРС.

За счёт РРС из бедной текущей руды выделяется кондиционный продукт с содержанием урана в пределах 0,12–0,18 %, соответствующий рядовым рудам.

Изучение контрастности отвальных пород (в частности по опыту 19-1) для класса -100+60 мм (таблица 4.2) показывает, что во фракцию от 0 до 0,03 % урана

выделилось около 92 % кускового материала, при этом богатая часть в отвальных породах РРС с содержанием урана более 0,1 % составила на уровне 1 %.

Таблица 4.2 – Контрастность отвальных пород РРС рядовой руды

КодФр	СодОт	СодДо	Count- Вес	ВесФр	МетФр	СодУрФр	ВыхФр	γхв	θ	λкт	β
опыт 18. Рядовая руда класс -200+100 мм											
1	0	0,01	228	512,63	1216,095	0,002	83,83	83,83	0,002	16,17	0,044
2	0,01	0,02	21	43,84	655,83	0,015	7,17	90,99	0,003	9,01	0,067
3	0,02	0,03	5	11,4	268,96	0,024	1,86	92,86	0,004	7,14	0,078
4	0,03	0,05	10	21,21	923,54	0,044	3,47	96,33	0,005	3,67	0,110
5	0,05	0,075	2	5,06	277,835	0,055	0,83	97,15	0,006	2,85	0,126
6	0,075	0,1	3	5,471	420,355	0,077	0,89	98,05	0,006	1,95	0,149
7	0,1	0,125	3	6,45	730,53	0,113	1,05	99,10	0,007	0,90	0,191
8	0,125	0,15	1	1,2	169,585	0,141	0,20	99,30	0,008	0,70	0,205
9	0,15	0,2	2	2,65	489,045	0,185	0,43	99,73	0,008	0,27	0,237
10	0,2	0,3	2	1,63	386,305	0,237	0,27	100,00	0,009		
			277	611,541							
опыт 14-1. Рядовая руда класс -100+60 мм											
КодФр	СодОт	СодДо	Count- Вес	ВесФр	МетФр	СодУрФр	ВыхФр	γхв	θ	λкт	β
1	0	0,01	180	101,29	284,7533	0,003	77,02	77,02	0,003	22,98	0,056
2	0,01	0,02	22	11,21	155,7433	0,014	8,52	85,54	0,004	14,46	0,081
3	0,02	0,03	8	3,43	83,21667	0,024	2,61	88,15	0,005	11,85	0,093
4	0,03	0,05	14	6,1	239,2767	0,039	4,64	92,79	0,006	7,21	0,128
5	0,05	0,075	7	4,52	299,29	0,066	3,44	96,23	0,008	3,77	0,185
6	0,075	0,1	1	0,24	19,6	0,082	0,18	96,41	0,009	3,59	0,190
7	0,1	0,125	2	0,87	89,87	0,103	0,66	97,07	0,009	2,93	0,210
8	0,125	0,15	1	0,35	51,16333	0,146	0,27	97,34	0,010	2,66	0,216
9	0,15	0,2	3	2,18	385,0933	0,177	1,66	99,00	0,012	1,00	0,281
10	0,2	0,3	2	1,06	255,7733	0,241	0,81	99,80	0,014	0,20	0,442
11	0,3	0,5	1	0,26	114,86	0,442	0,20	100,00	0,015		
			241	131,51							

Технологическая проба рядовой руды, отобранная для испытаний, по содержанию урана в крупных классах 0,07–0,12 % в полной мере соответствует рядовым рудам, добываемым рудниками.

И в этом диапазоне содержания урана, в 1,5–3 раза превышающими таковые значения в бедных и забалансовых рудах, результаты испытаний технологии РРС доказывают возможность её эффективного использования для существенного (резкого) повышения качества рядовых руд:

1) в отвальные породы РРС в зависимости от крупности руды выделяется до 74–79 % отвального продукта, содержащего урана в пределах 0,007–0,016 %;

2) в продуктивном сорте РРС по сравнению с исходной рудой содержание урана увеличивается в 3,5–4,5 раза, по содержанию урана 0,2–0,4 % приближаясь

к богатым рудам, при этом количество урана в продуктивном сорте остаётся на уровне 90 %;

3) так же как и для бедных руд, в рядовой руде сохраняется высокое значение эффективности выделения отвальных пород ( $\mathcal{E} > 93-98$  %).

По результатам изучения контрастности отвальных пород, выделенных РРС из рядовой руды, качество их характеризуется следующими показателями:

– для крупного класса  $-200+100$  мм (опыт 18) в беднейшую часть (содержание урана от 0 до 0,03 %) уходит 93 % кускового материала, в богатую часть (более 0,1 % урана) попадает только около 1 % кусков;

– для среднего класса  $-100+60$  мм (опыт 14-1) эти показатели соответственно составляют 88 и 3 %.

То есть и для рядовых руд качество отвальных пород РРС по всем показателям (содержание и распределение урана) близко соответствует отвальным породам РРС, выделенным из бедных руд.

По общепринятой оценке качества продуктов разделения РРС на основе критерия эффективности выделения отвальных пород  $\mathcal{E}$ , полученного для рядовых руд на уровне 96–98 % для крупных классов ( $-200+60$  мм) и 93 % для класса  $-60+25$  мм, технология РРС рядовых руд может быть отнесена к разряду высокоэффективных.

Богатые руды были представлены на испытаниях технологической пробой со следующим средним содержанием урана по классам крупности:  $-200+100$  мм  $\sim 0,22$  %,  $-100+60$  мм  $\sim 0,18$  % и  $-60+25$  мм  $\sim 0,34$  %.

Результаты испытаний РРС богатых руд, несмотря на значительное увеличение содержания в них урана по сравнению с бедными и рядовыми рудами, также свидетельствуют о возможности их покусковой сепарации новым методом (РРС) с достаточно высокими технологическими показателями (особенно для крупных классов  $-200+100$  и  $-100+60$  мм):

– снижается выход хвостов, но их качество по содержанию урана (0,006–0,015 %) остаётся на уровне отвальных продуктов, только в классе  $-60+25$  мм заметно повышение содержания урана (до 0,03 %);



– за счёт выделения породы в 2–2,5 раза сокращается объём кускового материала, при этом в продукт извлекается более 97 % урана (в классе -60+25 мм – 96 %).

Детальное изучение качества контрастности отвальных пород сепарации богатой руды (опыты 15 и 20) показывает, что богатая часть в них, представленная кусками с содержанием урана более 0,1 %, что несколько выше по сравнению с бедными и рядовыми рудами, составила по выходу для класса -200+100 мм около 2 %, для класса -100+60 мм – около 4 % (таблица 4.3).

Таблица 4.3 – Контрастность отвальных пород РРС богатой руды

КодФр	СодОт	СодДо	Count- Вес	ВесФр	МетФр	СодУрФр	ВыхФр	γхв	θ	λкт	β
опыт 14-1. Богатая руда класс -200+100 мм											
1	0	0,01	104	296,11	756,755	0,003	85,72	85,72	0,003	14,28	0,051
2	0,01	0,02	13	30,03	391,36	0,013	8,69	94,42	0,004	5,58	0,109
3	0,02	0,03	1	0,65	13,43	0,021	0,19	94,61	0,004	5,39	0,112
4	0,03	0,05	3	6,41	258,155	0,040	1,86	96,46	0,004	3,54	0,150
5	0,05	0,075	2	3,81	255,815	0,067	1,10	97,57	0,005	2,43	0,188
6	0,075	0,1	1	1,95	147,76	0,076	0,56	98,13	0,005	1,87	0,222
8	0,15	0,2	1	1,38	243,745	0,177	0,40	98,53	0,006	1,47	0,234
9	0,2	0,3	2	5,08	1187,975	0,234	1,47	100,00	0,009		
			127	345,42							
опыт 14-1. Богатая руда класс -100+60 мм											
КодФр	СодОт	СодДо	Count- Вес	ВесФр	МетФр	СодУрФр	ВыхФр	γхв	θ	λкт	β
1	0	0,01	243	111,51	289,9567	0,003	72,03	72,03	0,003	27,97	0,062
2	0,01	0,02	29	15,22	222,6633	0,015	9,83	81,86	0,004	18,14	0,088
3	0,02	0,03	15	5,72	144,2733	0,025	3,69	85,56	0,005	14,44	0,104
4	0,03	0,05	19	9,48	368,0967	0,039	6,12	91,68	0,007	8,32	0,153
5	0,05	0,075	9	3,3	218,9867	0,066	2,13	93,81	0,009	6,19	0,182
6	0,075	0,1	7	2,61	221,99	0,085	1,69	95,50	0,010	4,50	0,219
7	0,1	0,125	3	1,24	137,13	0,111	0,80	96,30	0,011	3,70	0,242
8	0,125	0,15	1	0,86	118,1567	0,137	0,56	96,85	0,011	3,15	0,261
9	0,15	0,2	4	1,35	239,5633	0,177	0,87	97,73	0,013	2,27	0,293
10	0,2	0,3	6	2,2	487,34	0,222	1,42	99,15	0,016	0,85	0,411
11	0,3	0,5	3	0,9	305,3433	0,339	0,58	99,73	0,018	0,27	0,566
12	0,5	0,75	1	0,32	161,0067	0,503	0,21	99,94	0,019	0,06	0,767
13	0,75	1	1	0,1	76,68	0,767	0,06	100,00	0,019		
			341	154,81							

Тем не менее, по всем технологическим показателям РРС, а также по критерию эффективности выделения кусков Э, который для богатых руд составил 95–98 %, можно сделать вывод о принципиальной и практической возможности сортировки крупных классов богатых руд на основе технологии РРС.

Таким образом, опытно-промышленными испытаниями технологии РРС для предварительного обогащения урановых руд объединения установлено:

– по критерию эффективности выделения отвальных пород, который составил для всех изученных типов руд в пределах 90–98 %, технологию РРС можно рассматривать как высокоэффективный процесс управления качеством руд данного типа;

– технологию РРС можно рекомендовать как перспективную для рудоподготовки и других типов урановых руд (в т. ч. комплексных уран-молибденовых) и для рудоподготовки накопленных отвалов забалансовых руд к кучному выщелачиванию.

Полученные результаты опытно-промышленных испытаний могут быть обоснованно приняты в качестве исходных данных для разработки ТЭО внедрения технологии РРС в производство.

Общий объём руд, планируемых к переработке с использованием технологии предварительного обогащения, составляет 1 000 тыс. т в год, из которых только 40 % (по минимуму) крупного класса пойдёт на сепарацию или 400 тыс. т. Если принять среднегодовое рабочее время 6000 часов, то общая производительность покусковой сепарации должна соответствовать не менее 70 т/час, из которых 20–30 т/час придётся на самый крупный класс -200+100(80) мм и 40–50 т/час на класс крупности -100(80)–40 мм. Для обеспечения заданной производительности потребуются: 1 сепаратор СРФ2-250 и 4 сепаратора СРФ4-150 (без резерва).

При необходимости резерва, в т. ч. для увеличения общего годового объёма переработки урановых руд дополнительно потребуется 1–2 сепаратора СРФ4-150 (и, возможно, 1 аппарат СРФ2-250).

По результатам опытно-промышленных испытаний относительный выход отвальных хвостов РРС с содержанием урана не более 0,010–0,012 % обоснованно можно принять не менее 70–90 % от машинного класса (по всей совокупности руд – бедных, рядовых и частично богатых), что составит около 30 % от всей исходной руды, поступающей на рудосортировку.

## 4.2. Разработка алгоритма рудоподготовки скальных урановых руд

### 4.2.1. Модель выбора оптимальных технологических решений

Как уже было сказано, повышение эффективности производства готовой продукции предприятия может быть достигнуто совершенствованием рудоподготовки урановых руд на основе геофизических методов сортировки добытой руды за счет вывода значительной части добытой горнорудной массы в хвосты сепарации, что позволяет снизить объем переработки при незначительном уменьшении объема выпускаемой продукции. Данная технология дает возможность применить более производительные системы разработки месторождений, хотя и с большим разубоживанием, чем система нисходящей слоевой выемки с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Используя технологию покусковой сепарации на рентгенорадиометрическом оборудовании, за счет выделения хвостов сортировки можно добиться тех же качественных показателей, что и при нисходящей слоевой выемке. Полученные результаты исследований процесса РРС дают возможность выбрать наиболее эффективный вариант добычи и переработки скальных урановых руд [15, 19, 27, 28, 115–117].

В процессе исследований, проведенных автором, был разработан алгоритм обработки информации, получаемой на каждом из этапов прохождения горнорудной массы через технологические операции разделения ее на сорта после подъема ее на поверхность.

Ниже приведена блок-схема последовательности обработки информации, принятия решений и их экономической оценки (рисунок 4.6).

Выбор оптимальных технологических решений может формулироваться следующим образом: в заданных природных и технико-экономических условиях функционирования системы найти такое её состояние, при котором сочетание параметров системы обеспечит достижение поставленной цели.

Исследования экстремальных свойств целевой функции в таких моделях наиболее эффективно производить методом непосредственного перебора и сравнения вариантов, включаемых в схему расчета.

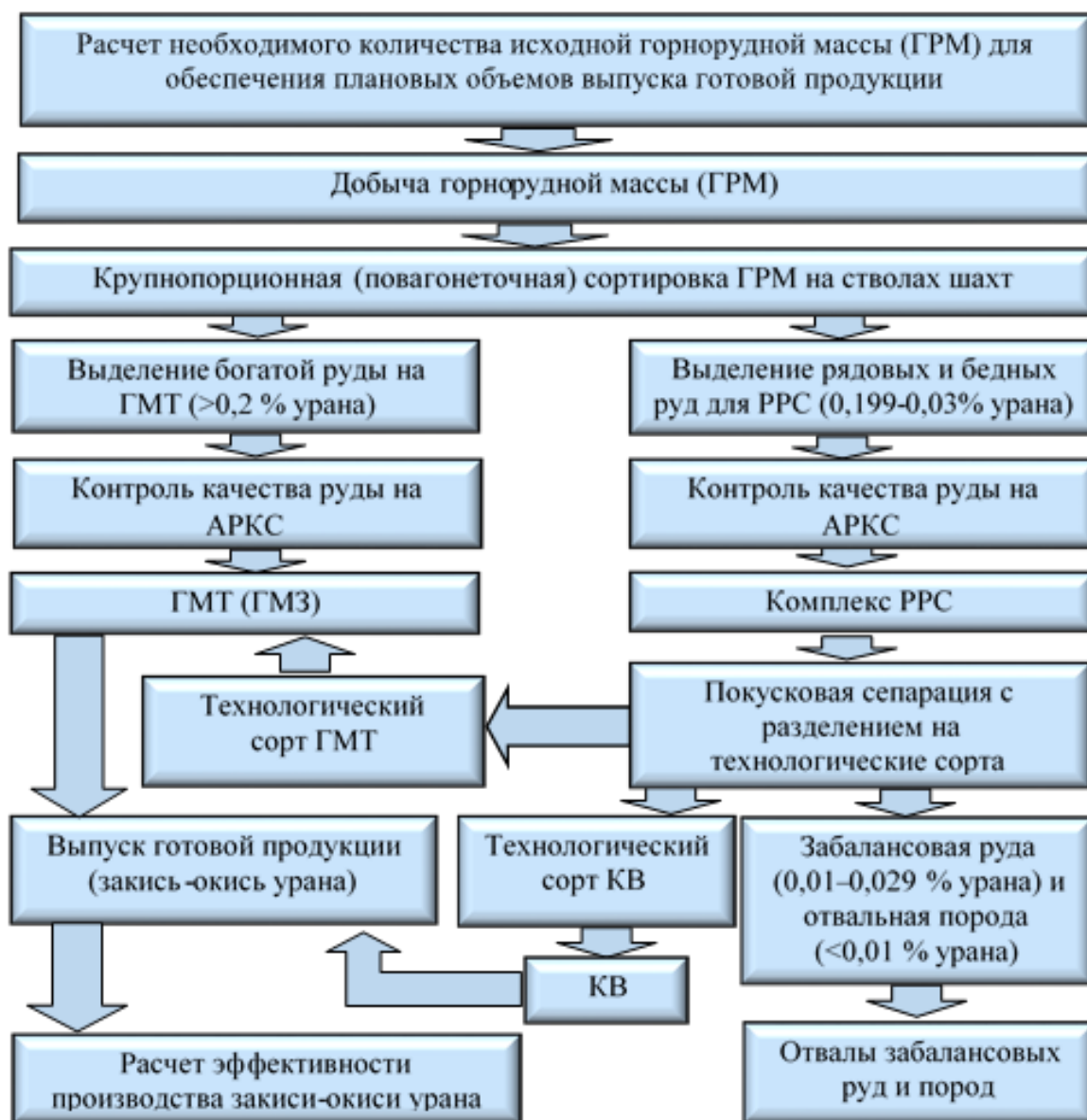


Рисунок 4.6 – Блок-схема производства готовой продукции урановорудного предприятия с применением усовершенствованной методики рудоподготовки

В целом модель [11] имеет комплексный многоуровневый характер:

1. Высшим или первым уровнем принят конечный производственный передел, выпускающий товарную продукцию.
2. Вторым уровнем является обогащение выданной из шахты руды.
3. Третьим уровнем является горный комплекс рудника.
4. Четвертым уровнем является очистной блок рудника.
5. Пятым уровнем является очистной забой в блоке.

Определение количества продукции, выпускаемой Горно-химическим комплексом, производится следующим образом.

По первому уровню формирование объема продукции может быть представлено в следующей форме:

$$U = U_1 + U_2, \quad (4.4)$$

где  $U_1$  – количество продукции гидрометаллургического передела завода, т. ед.;

$U_2$  – количество продукции процесса кучного выщелачивания бедных руд, т. ед.

Формирование количества продукции гидрометаллургии:

$$U_1 = U_5 K_1 + U_6 K_2 + U_7 K_3, \quad (4.5)$$

где  $U_5$  – количество урана (U), поступившего на ГМТ в силикатной монометалльной руде, т. ед.;

$U_6$  – количество U, поступившего в силикатной комплексной руде, т. ед.;

$U_7$  – количество U, поступившего в карбонатной руде, т. ед.;

$K_1$  – коэффициент извлечения при переработке силикатных монометалльных руд;

$K_2$  – коэффициент извлечения при переработке комплексных руд;

$K_3$  – коэффициент извлечения при переработке карбонатных руд.

Формирование продукции кучного выщелачивания бедных руд:

$$U_2 = (U_8 K_4 + U_9 K_5) K_6, \quad (4.6)$$

где  $U_8$  – количество U в силикатных рудах – на выщелачивание, т. ед.;

$U_9$  – количество U в карбонатных рудах – на выщелачивание, т. ед.;

$K_4$  – коэффициент извлечения на КВ при выщелачивании силикатных руд;

$K_5$  – коэффициент извлечения на КВ при выщелачивании карбонатных руд;

$K_6$  – коэффициент извлечения на ГМЗ при переработке полуфабрикатов КВ.

Второй уровень – формирование продуктов рудосортировки:

Урановый рудный сорт для гидрометаллургической переработки формируется по трем независимым технологическим линиям рудоподготовки силикатных, комплексных и карбонатных руд, где каждая линия функционирует в следующем порядке.

Усредненный рудный сорт для запитки ГМТ:

$$G = G_1 + G_2 + G_{2.1}, \quad (4.7)$$

где  $G_1$  – сорт богатой руды, выделенный при крупно-порционной сортировке на РКС (сортировка вагонеток), т;

$G_2$  – сорт выделенный на РРС, т;

$G_{2.1}$  – мелкая руда и шламы от грохочения выделенной руды при рудоподготовке, т.

Количество урана в сорте богатой руды от РКС:

$$U_{12} = G_1 q_1, \quad (4.8)$$

где  $q_1$  – содержание полезного компонента в богатой руде, %.

Коэффициент увеличения содержания руды на РКС:

$$K_9 = f(q_2), \quad (4.9)$$

где  $q_2$  – содержание полезного компонента в руде на входе РКС.

Количество урана в сорте, т:

$$U_{13} = G_2 q_3 + G_{2.1} q_{3.1}, \quad (4.10)$$

где  $q_3$  – содержание полезного компонента в сорте РРС, %;

$q_{3.1}$  – содержание полезного компонента в рудной мелочи и шламах, %.

Сквозной коэффициент увеличения содержания руды на РРС:

$$K_{10} = f(q_4, K_{11}), \quad (4.11)$$

где  $q_4$  – содержание полезного компонента в руде на входе РРС;

$K_{11}$  – средний технологический коэффициент увеличения содержания на РРС.

Количество добытой руды. Третий уровень – формирование рудной массы, выдаваемой из шахты, со средним содержанием полезных компонентов.

Количество руды, выданной всеми Рудниками:

$$G_3 = G_4 + G_5 + \dots + G_n, \quad (4.12)$$

где  $G_4, G_5, \dots, G_n$  – количество руды, отгруженной каждым рудником, т.

Количество урана в руде, отгруженной рудниками:

$$U_{14} = U_{15} + U_{16} + \dots + U_n. \quad (4.13)$$

Количество руды выданной одним Рудником:

$$G_4 = G_6 + G_7 + \dots + G_n, \quad (4.14)$$

где  $G_6, G_7, \dots, G_n$  – количество руды, отгруженной из каждого блока, т.

Количество урана в руде, отгруженной рудником:

$$U_{15} = U_{17} + U_{18} + \dots + U_n, \quad (4.15)$$

где  $U_{17}, U_{18}, \dots, U_n$  – количество U, отгруженного из каждого блока, т. ед.

Четвертый уровень – количество руды, выдаваемой из блока.

Количество руды, отгруженной из одного блока:

$$G_6 = G_8 + G_9 + \dots + G_n, \quad (4.16)$$

где  $G_8, G_9, \dots, G_n$  – количество руды, отгруженной из каждого забоя, т.

Количество U в руде, отгруженной из блока:

$$U_{17} = U_{19} + U_{20} + U_{21} + \dots + U_n, \quad (4.17)$$

где  $U_{19}, U_{20}, U_{21}, \dots, U_n$  – количество урана в руде из каждого забоя, т.

Пятый уровень – количество руды, отгруженной из очистного забоя:

$$G_8 = m_i h_i L_i g, \quad (4.18)$$

где  $m_i$  – ширина очистной выработки, м;

$h_i$  – высота очистной выработки, м;

$L_i$  – длина очистной выработки, м;

$g$  – удельная масса руды, т/м<sup>3</sup>.

Количество урана в отгруженной руде из забоя:

$$U_{19} = G_8 q_5, \quad (4.19)$$

где  $q_5$  – среднее содержание урана в руде, находящейся в очистном забое, %.

Среднее содержание урана в отбитой руде:

$$q_5 = (q_6 m_2 + q_7 (m_1 - m_2)) / m_{10}, \quad (4.20)$$

где  $m_1$  – выемочная мощность, ширина очистной выработки, м;

$m_2$  – средняя мощность извлекаемого рудного тела, м;

$q_6$  – содержание полезного компонента в рудном теле, %;

$q_7$  – содержание урана во вмещающих породах, %.

Разубоживание отбитой руды

$$R_n = (m_1 - m_2) / m_1, \quad (4.21)$$

Себестоимость продукции горно-химического комплекса:

$$C = (S_1 + S_2 + S_3 + S_4 + S_5 + S_6 + S_7) / U, \quad (4.22)$$

где  $S_1$  – полные эксплуатационные затраты ГМЗ на переработку рудных сортов и продуктивных растворов КВ и ПВ, т. руб.;

$S_2$  – суммарные условно-постоянные затраты ГМЗ, т. руб.;

$S_3$  – суммарные затраты на добычу руды, т. руб.;

$S_4$  – эксплуатационные затраты на получение продуктивных растворов КВ, т. руб.;

$S_5$  – эксплуатационные затраты на получение продуктивных растворов ПВ, т. руб.;

$S_6$  – эксплуатационные затраты на захоронение твердых отходов КВ и РРС, т. руб.;

$S_7$  – общекомбинатские расходы, т. руб.

Эксплуатационные затраты ГМЗ на переработку рудных сортов и продуктивных растворов КВ и ПВ:

$$S_1 = G(N_1 p_1 + N_2 p_2 + \dots + N_i p_i) + U(N_3 p_3 + N_4 p_4 + \dots + N_n p_n) + S_8, \quad (4.23)$$

где  $N_1, N_2, \dots, N_{i,n}$  – нормы расхода материальных, энергетических и трудовых ресурсов;

$p_1, p_2, \dots, p_{i,n}$  – цены на используемые ресурсы;

$S_8$  – эксплуатационные затраты РОФ на рудоподготовку, т. руб.

Эксплуатационные затраты Рудников на добычу руды, т. руб.

$$S_3 = S_9 + S_{10} + S_{11} + S_{12} + S_{13} + S_{14} + \dots + S_n, \quad (4.24)$$

где  $S_9$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 1, т. руб.;

$S_{10}$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 1, т. руб.;

$S_{11}$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 2, т. руб.;

$S_{12}$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 4, т. руб.;

$S_{13}$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 6, т. руб.;

$S_{14}$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику 7, т. руб.;

$S_n$  – эксплуатационные затраты на добычу по Руднику  $n$ , т. руб.

Себестоимость полезного ископаемого, добытого Рудником 1

$$C_1 = S_8 / U_5, \quad (4.25)$$

Аналогично рассчитывается себестоимость по каждому руднику.



Эксплуатационные затраты по Руднику на добычу руды, т. руб.

$$S_8 = (Z_1 + Z_2 + \dots + Z_i) + Z_{30} + Z_{40} + Z_{50} + Z_{60}, \quad (4.26)$$

где  $Z_1$  – эксплуатационные затраты по очистному блоку № 1, т. руб.;

$Z_2$  – эксплуатационные затраты по очистному блоку № 2, т. руб.;

$Z_{30}$  – затраты на горно-подготовительные работы по руднику, т. руб.;

$Z_{40}$  – затраты на закладку выработанного пространства, т. руб.;

$Z_{50}$  – общерудничные расходы, т. руб.;

$Z_{60}$  – рудоуправленческие расходы, т. руб.

Эксплуатационные затраты по очистному блоку:

$$Z_1 = V_m(N_m p_m), \quad (4.27)$$

где  $V_m$  – объем добытой руды из блока, м<sup>3</sup>;

$N_m$  – нормы расхода материальных, энергетических и трудовых ресурсов;

$p_m$  – цены на ресурсы, т. руб.

Эксплуатационные затраты на горно-подготовительные работы:

$$Z_{30} = L_n(N_n p_n), \quad (4.28)$$

где  $L_n$  – объем проходки, м<sup>3</sup>;

$N_n$  – нормы расхода материальных, энергетических и трудовых ресурсов;

$p_n$  – цены на ресурсы.

Эксплуатационные затраты на закладочные работы:

$$Z_{40} = W_i(N_i p_i), \quad (4.29)$$

где  $W_i$  – объем твердеющей закладки, м<sup>3</sup>;

$N_i$  – нормы расхода материальных, энергетических и трудовых ресурсов;

$p_i$  – цены на ресурсы, т. руб.

Предложенная модель реализована на ОАО «ППГХО».

В рамках проведенных автором исследований предложено уточнение модели в части вопросов рудоподготовки минерального сырья перед его переработкой по гидрометаллургической схеме.

#### **4.2.2. Алгоритм расчета плановых показателей крупнопорционной сортировки**

Как было указано выше, разделение потока горнорудной массы на технологические сорта начинается на РКС поверхностного шахтного комплекса.

При выделении на РКС геолого-технологических разновидностей руды смысл граничного значения параметра означает, что в силикатную геолого-технологическую разновидность не должна попадать карбонатная руда. Поэтому в качестве разделительного признака для сортировки исходного потока руды, поступающей на АРКС, принимается граничное содержание кальция ( $\lambda_g$ ).

Принятие содержания кальция в качестве граничного означает, что при  $\lambda_g=0$  сортировка руды исходного потока не происходит и вся масса относится к силикатной геолого-технологической разновидности. Таким образом определяется, что при  $T(0) = T_0$  - суммарное количество руды в потоке при  $\lambda_g=0$ . При сортировке исходной руды по содержанию кальция дифференциал  $\frac{\partial T(\lambda_g)}{T_0}$  определяет долю карбонатной руды в потоке, заключенную между  $\lambda_g$  и  $\lambda_g+d\lambda_g$ . Долю силикатной руды определяют из выражения  $1 - \frac{\partial T(\lambda_g)}{T_0}$ . В данном конкретном случае, функция  $T(\lambda_g)$  не является вероятностной, так как она отражает лишь применение данного способа сортировки к конкретному потоку руды, т.е. к детерминированному объекту.

Выделенные в результате сортировки геолого-технологические разновидности представляют собой самостоятельные потоки силикатной ( $T_{gSi}$ ) и карбонатной ( $T_{gCa}$ ) руды, из которых последующей сортировкой выделяются технологические типы. Количество типов руды, подлежащих дальнейшей переработке, зависит от уровня развития технологических способов переработки их производительности и стоимости получения конечных продуктов гидрометаллургического производства [20].

Доля руды, содержащей урановую минерализацию в каждой геолого-технологической разновидности, при граничном содержании урана в руде, равном его бортовому, принятому для месторождения, т. е.  $\lambda_U = C_{U(борт)}$ :

$$T_{\Sigma USi} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gSi}}, \quad (4.30)$$

$$T_{\Sigma UCa} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gCa}}. \quad (4.31)$$

Всего урановой руды после сортировки по содержанию урана:

$$T_{\Sigma U} = \frac{\frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gSi}} + \frac{T(\lambda_U)}{T_{gCa}}}{T_0} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_0} \quad (4.32)$$

Доля комплексных уран-молибденовых руд, получаемых сортировкой для каждой геолого-технологической разности, для которых граничное содержание молибдена соответствует его бортовому, принятому для месторождения, т. е.  $\lambda_{Mo} = C_{Mo(борт)}$ :

$$T_{UMOSi} = \frac{\partial T(\lambda_{Mo})}{T_{\Sigma USi}}, \quad (4.33)$$

$$T_{UMoCa} = \frac{\partial T(\lambda_{Mo})}{T_{\Sigma UCa}}. \quad (4.34)$$

Доля комплексных уран-молибденовых руд во всем потоке:

$$T_{UMo} = \frac{\partial T_{\Sigma U}(\lambda_{Mo})}{T_0}. \quad (4.35)$$

Количество мономинеральной урановой руды для каждой геолого-технологической разности:

$$T_{USi} = T_{\Sigma USi} - T_{UMoSi}, \quad (4.36)$$

$$T_{UCa} = T_{\Sigma UCa} - T_{UMoCa}. \quad (4.37)$$

Доля мономинеральных урановых руд во всем потоке добычи:

$$T_U = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_0} - \frac{\partial T(\lambda_{Mo})}{T_0}. \quad (4.38)$$

Следовательно, для каждого  $i$ -потока руды будет своя функциональная зависимость показателя эффективности сортировки от граничного содержания:  $E=f(X)$ . Максимальное значение функции  $E$  определит технологический оптимум,

который обеспечивается граничным содержанием урана при разделении потока на РКС.

Расчет плановых показателей выхода технологических сортов ГМТ и РРС при крупнопорционной (повагонеточной) сортировке на стволах шахт осуществляется по зависимостям, отраженным на рисунках 2.3–2.6:

– выход руды в сорт ГМТ

$$\gamma_{гмт} = 1,79 + 2,86 * \log(C) + 1,13 * \log(C)^2; \quad (4.39)$$

– выход урана в сорт ГМТ

$$\gamma_{угмт} = -0,026/C + 0,159 * C; \quad (4.40)$$

– выход руды в сорт РРС

$$\gamma_{ррс} = 1 / (0,97 - 0,87 * C + 18,66 * C^2); \quad (4.41)$$

– выход урана в сорт РРС

$$\gamma_{уррс} = 0,18 + 0,06/C. \quad (4.42)$$

#### ***4.2.3. Алгоритм расчета плановых показателей покусковой сортировки урановых руд рентгенорадиометрическим методом***

На основе выполненных исследований, представленных в главе 2, установлено, что показатели покусковой сепарации скальных урановых руд зависят от: содержания урана в исходной сортируемой руде, литологического состава вмещающих оруденение пород, контрастности руд, кусковатости исходной руды и коэффициента радиометрического равновесия. Данные зависимости, кроме КРР, характерны как для сортировки методом естественного гамма-излучения, так и для метода РРС. Поскольку результаты покусковой сепарации не зависят от КРР для метода РРС, данная зависимость при планировании не используется.

При планировании выпуска концентрата природного урана основным показателем является извлечение урана из руд на любом технологическом переделе. Поэтому из всех показателей эффективности покусковой сепарации в первую очередь используется извлечение руды и урана в концентрат.

1. Показатели выхода в технологические сорта в зависимости от петрографического состава вмещающих оруденение пород:

- выход продуктивного сорта руды

$$\gamma = \alpha / (0,37975 + 0,00164 \cdot \alpha + 0,00007 \alpha^2), \quad (4.43)$$

где  $\alpha$  – содержание  $SiO_2$ , %;

– выход урана в продуктивный сорт

$$\gamma_u = \varepsilon \cdot \alpha_u \cdot K_{об}, \quad (4.44)$$

где  $\alpha_u$  – содержание урана в исходной руде, %;

$K_{yc}$  – коэффициент повышения содержания урана при сортировке, доли ед.

2. Показатели выхода в зависимости от содержания урана в исходной руде:

– выход руды в сорт ГМТ

$$\gamma_{гмт} = 54,60345 + 22,23045 \cdot \ln(C); \quad (4.45)$$

– выход урана в сорт ГМТ

$$\gamma_{у,гмт} = 115,21592 + 42,13150 \cdot \ln(C); \quad (4.46)$$

– выход руды в сорт КВ

$$\gamma_{кв} = C / (-0,00159 + 0,02550 \cdot C); \quad (4.47)$$

– выход урана в сорт КВ

$$\gamma_{у,кв} = 100,00000 - 0,18960 + 0,10272/C. \quad (4.48)$$

3. Показатели выхода в зависимости от контрастности урановых руд:

– выход руды в продуктивный сорт

$$\gamma = 10^{(-0,25400 + 1,16120 \cdot M - 0,10452 \cdot M^2)}, \quad (4.49)$$

где  $M$  – коэффициент контрастности, доли ед.;

– выход урана в продуктивный сорт

$$\gamma_u = \varepsilon \cdot \alpha_u \cdot K_{об}, \quad (4.50)$$

где  $K_{yc} = 1 / (0,21197 - 0,22303 \cdot M + 0,19165 \cdot M^2)$ .

4. Показатели выхода в зависимости от размера куска беднобалансовой руды:

– выход руды в продуктивный сорт ГМТ

$$\gamma_{гмт} = -0,79691 + 299,422 / K_{кр} - 3863,73066 / (K_{кр}^2), \quad (4.51)$$

где  $K_{кр}$  – класс крупности, мм;

– выход руды в продуктивный сорт КВ

$$\gamma_{кв} = 10^{(1,221 - 0,00141 \cdot K_{кр} + 0,000 \cdot K_{кр}^2)}; \quad (4.52)$$

– выход урана в продуктивный сорт ГМТ

$$\gamma_{гмт} = -6,2 + 1770,38 / K_{кр}; \quad (4.53)$$

– выход урана в продуктивный сорт КВ

$$\gamma_{икв} = 21,56 - 0,1 \cdot K_{кр} + 0,0001 \cdot K_{кр}^2. \quad (4.54)$$

Обобщая полученные зависимости, выход руды и урана в продуктивные сорта ГМТ и КВ можно представить в виде функции

$$\gamma, \gamma_u = f(\alpha, C, M, K_{кр}).$$

Усредненные показатели извлечения получаем из выражения

$$\gamma_{ср}, \gamma_{иср} = [\gamma, \gamma_u(\alpha) + \gamma, \gamma_u(C) + \gamma, \gamma_u(M) + \gamma, \gamma_u(K_{кр})] / 4, \text{ д. ед.} \quad (4.55)$$

### **Сорт ГМТ.**

Выход руды

$$\begin{aligned} \gamma_{гмт} = & (\gamma_{гмт \alpha} + \gamma_{гмт c} + \gamma_{гмт M} + \gamma_{гмт кр}) / 4 = 126,5 + 6,76 \alpha + 2500 / \alpha + \\ & + 5,56 \ln C + 4 / M + 9,2M + 74,85 / K_{кр} - 965,93 / K_{кр}^2, \%. \end{aligned} \quad (4.56)$$

Выход урана

$$\begin{aligned} \gamma_{гмт u} = & (\gamma_{гмт u \alpha} + \gamma_{гмт u c} + \gamma_{гмт u M} + \gamma_{гмт u кр}) / 4 = 0,25 \cdot \gamma_{гмт \alpha} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 27,3 + \\ & + 10,53 \ln C + 0,25 \varepsilon_{гмт M} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 442,6 / K_{кр}, \%. \end{aligned} \quad (4.57)$$

### **Сорт КВ.**

Выход руды

$$\begin{aligned} \gamma_{кв} = & (\gamma_{кв \alpha} + \gamma_{кв c} + \gamma_{кв M} + \varepsilon_{кв кр}) / 4 = 0,66 \alpha + 116,69 + 2500 / \alpha + 500C + 4 / M + \\ & + 9,2M + 0,04 K_{кр} + 0,00004 K_{кр}^2, \%. \end{aligned} \quad (4.58)$$

Выход урана

$$\begin{aligned} \gamma_{кв u} = & (\gamma_{кв u \alpha} + \gamma_{кв u c} + \gamma_{кв u M} + \gamma_{кв u кр}) / 4 = 0,25 \cdot \gamma_{кв \alpha} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 30,34 + 0,025 / C + \\ & + 0,25 \varepsilon_{кв M} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} - 0,025 K_{кр} - 0,00002 K_{кр}^2, \%. \end{aligned} \quad (4.59)$$

5. Показатели выхода в зависимости от размера куска забалансовой руды:

– выход руды в продуктивный сорт КВ

$$\gamma = 3,78 + 211,58 / K_{кр} - 472,79 / (K_{кр}^2); \quad (4.60)$$

– извлечение урана в продуктивный сорт КВ

$$\gamma_u = 13,49 \cdot \exp(1,09 / K_{кр}). \quad (4.61)$$

#### Выводы по главе 4

1. Обоснована замена радиометрического способа сортировки скальных урановых руд по естественному гамма-излучению на рентгенорадиометрический способ сепарации (PPC).

2. По результатам проведенных испытаний установлено, что предлагаемая технология PPC имеет значительное преимущество, по сравнению с традиционным радиометрическим способом сепарации. Эффективность выделения хвостов увеличивается с 0,70–0,74 до 0,96–0,98 д. ед., выход хвостов возрастает с 55–59 до 54–84 %, а содержание урана в отвальных породах уменьшается с 0,015 до 0,008–0,012 %.

3. Разработан алгоритм рудоподготовки урановых руд, состоящий из двух частей:

– крупнопорционная повагонеточная сортировка добытой горнорудной массы на РКС выдачных стволов шахт по принципу естественного гамма-излучения с выделением богатых руд для ГМТ и рядовых и бедных руд для сепарации на PPC;

– покусковая сепарация беднобалансовых руд на рентгенорадиометрической сортировочной установке с разделением на технологические сорта: богатый продуктивный сорт для запитки ГМЗ, рядовой по содержанию урана продуктивный сорт для запитки КВ и отвальные породы сепарации.

4. Разработана модель расчета плановых параметров сортировки и сепарации, основанная на зависимостях, выявленных в процессе проведения научно-исследовательских работ и изложенных в главах 2 и 3.

## ГЛАВА 5. ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ БЕДНОБАЛАНСОВОГО И ЗАБАЛАНСОВОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

В главе 5 рассмотрены вопросы переработки беднобалансовых и забалансовых урановых руд кучным выщелачиванием, исследования влияния горно-геологических и технологических факторов на эффективность извлечения урана в раствор.

*Четвёртое защищаемое научное положение. Максимальная эффективность технологии кучного выщелачивания может быть достигнута установлением оптимальных параметров содержания урана в выщелачиваемой руде, размера куска, концентрации серной кислоты в рабочем растворе, рациональной схемой размещения источников орошения, оптимальным режимом орошения штабеля и применением поверхностно-активных веществ для улучшения фильтрационных свойств рудного материала.*

Одной из задач, позволяющих повысить эффективность отработки убогого уранового сырья, является установление взаимосвязей содержания урана в технологическом сорте КВ, размера выщелачиваемого куска руды, содержания серной кислоты в выщелачивающем растворе, режима подачи выщелачивающих растворов, схемы размещения единичных источников орошения уложенной в штабель руды и показателя, характеризующего выход урана в продуктивный раствор, и установление оптимальных параметров этих показателей при сернокислотном выщелачивании.

В отличие от процессов выщелачивания при гидрометаллургической технологии переработки богатых урановых руд процессы кучного выщелачивания убогого уранового сырья с низкими концентрациями серной кислоты должны учитывать специфику орошения штабелированного рудного материала, динамику подачи рабочих растворов, качественные и количественные характеристики выщелачиваемой руды.

Методика исследований процессов кучного выщелачивания состоит из трех этапов:



1) анализ процессов кучного выщелачивания и установление показателей, в наибольшей степени влияющих на эффективность перевода урана в подвижное состояние;

2) выбор и изучение влияния технологических приемов и веществ, способствующих повышению коэффициента извлечения урана в продуктивный раствор с улучшением ТЭП кучного выщелачивания;

3) разработка эффективной технологии ведения работ по КВ и подтверждение ее эффективности в процессе опытно-промышленных работ.

Процесс кучного выщелачивания имитировался на лабораторной установке (рисунки 5.1, 5.2) при следующих исходных условиях:

- расход серной кислоты 10–40 г/л;
- отношение Т:Ж=1:2;
- время агитации 24–72 часа;
- температура –20 °С;
- режим выщелачивания «инфильтрационный»;
- ПАВы: «МиК», ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ.

В процессе лабораторных опытов были установлены основные параметры, режимы и вещества, применение которых может повысить качество кучного выщелачивания. Полученные результаты проверялись на укрупненных пробах в лабораторных условиях и в процессе опытно-промышленных испытаний непосредственно на участках кучного выщелачивания.

Технологические пробы руды весом 100–120 кг загружали в перколятор, уплотняли встряхиванием, а затем проводили закисление руды раствором с содержанием серной кислоты 30 г/л. При достижении в растворе  $pH=1,8\div 1,9$  закисление прекращали. Основная фаза выщелачивания проводилась растворами с разной концентрацией серной кислоты при комнатной температуре.

Затем продуктивный раствор перекачивался в сорбционную колонну. После снятия урановой нагрузки маточный раствор направлялся на доукрепление серной кислотой и снова подавался на выщелачивание. Остаточная концентрация урана в маточных растворах не превышала 0,01 г/л.



Рисунок 5.1 – Общий вид лабораторной установки для выщелачивания руд

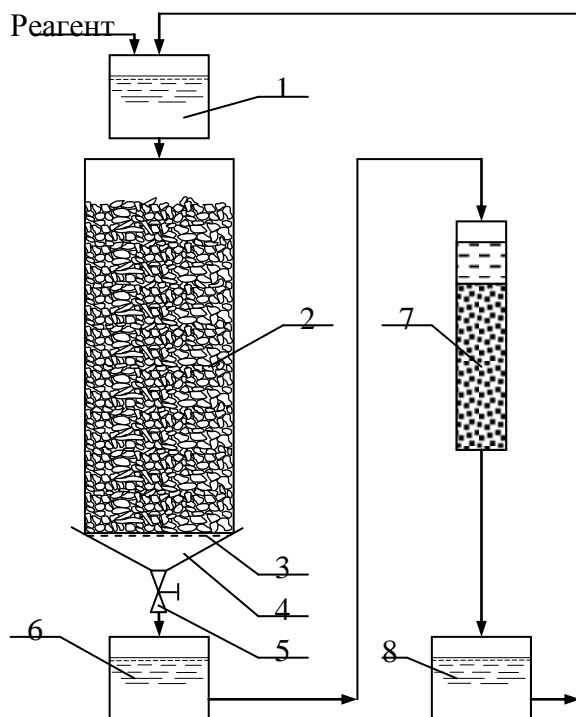


Рисунок 5.2 Схема лабораторной установки перколяционного выщелачивания руды

Экспликация оборудования:

- 1 – емкость для рабочих растворов;
- 2 – полиэтиленовый перколятор диаметром 270 мм и высотой 1800 мм;
- 3 – сетка из нержавеющей стали;
- 4 – воронка сбора растворов;
- 5 – патрубок слива растворов с зажимом;
- 6 – емкость сбора продуктивных растворов;
- 7 – ионообменная колонка;
- 8 – сборник маточников сорбции

После выщелачивания кек руды отмывается водой до  $\text{pH}=3,5\div 4,0$ .

Принципиальная схема проведения технологических исследований по интенсификации КВ урана из бедного сырья Стрельцовского рудного поля, подвергаемого КВ на ПАО «ППГХО», приведена на рисунке 5.3.

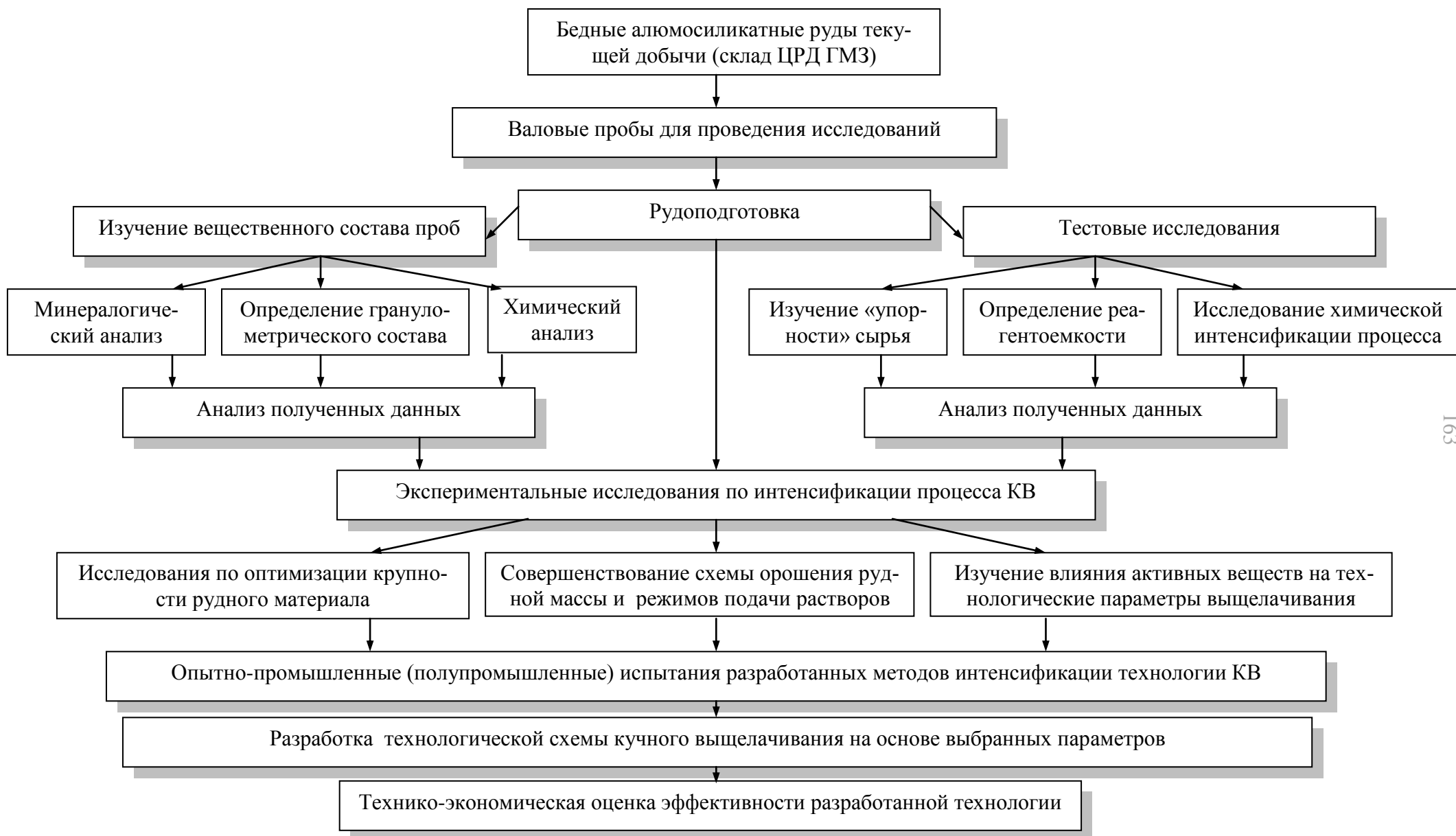


Рисунок 5.3 – Принципиальная схема проведения технологических исследований по интенсификации кучного выщелачивания урана

На первом этапе исследований производилось опробование рудного материала, определялся вещественный состав рудных проб, проводились тестовые лабораторные эксперименты по агитационному выщелачиванию.

На основании анализа полученных данных устанавливалась целесообразность применения метода КВ к исследуемым рудам и определялось направление дальнейших геотехнологических исследований.

*Рудоподготовка* к выщелачиванию включала отбор и обработку рудного материала для дальнейших исследований из каждой валовой пробы в соответствии со схемой, представленной на рисунке 5.4.

В ходе рудоподготовки формировались частные технологические пробы для проведения агитационных и исследований по КВ, изучения вещественного состава.

*Вещественный состав руд* определялся методами минералогического, петрографического, спектрального, рентгеноспектрального, атомно-абсорбционного и химического анализа по действующим на предприятии стандартизированным методикам [92–96].

*Тестовые исследования.* Технологические пробы для тестовых опытов дополнительно дробились и измельчались до крупности  $-0,074$  мм. Затем в них определяется U, производится силикатный анализ и полуколичественный спектральный анализ. Тестирование осуществлялось в лабораторных стаканах с принудительной механической агитацией и включало в себя следующие работы:

- выщелачивание в проектном режиме гидromеталлургического завода;
- агитационное выщелачивание в атмосферных условиях без применения окислителя;
- то же, но с применением различных окислителей либо активных добавок.

Целью агитационного выщелачивания урана в проектном режиме ГМЗ являлось определение упорности изучаемых руд. Тестирование проводилось с моделированием проектного режима ГМЗ с использованием в качестве окислителя марганцевой руды Громовского месторождения. Марганцевая руда предварительно анализировалась на  $MnO_2$  химическим методом.

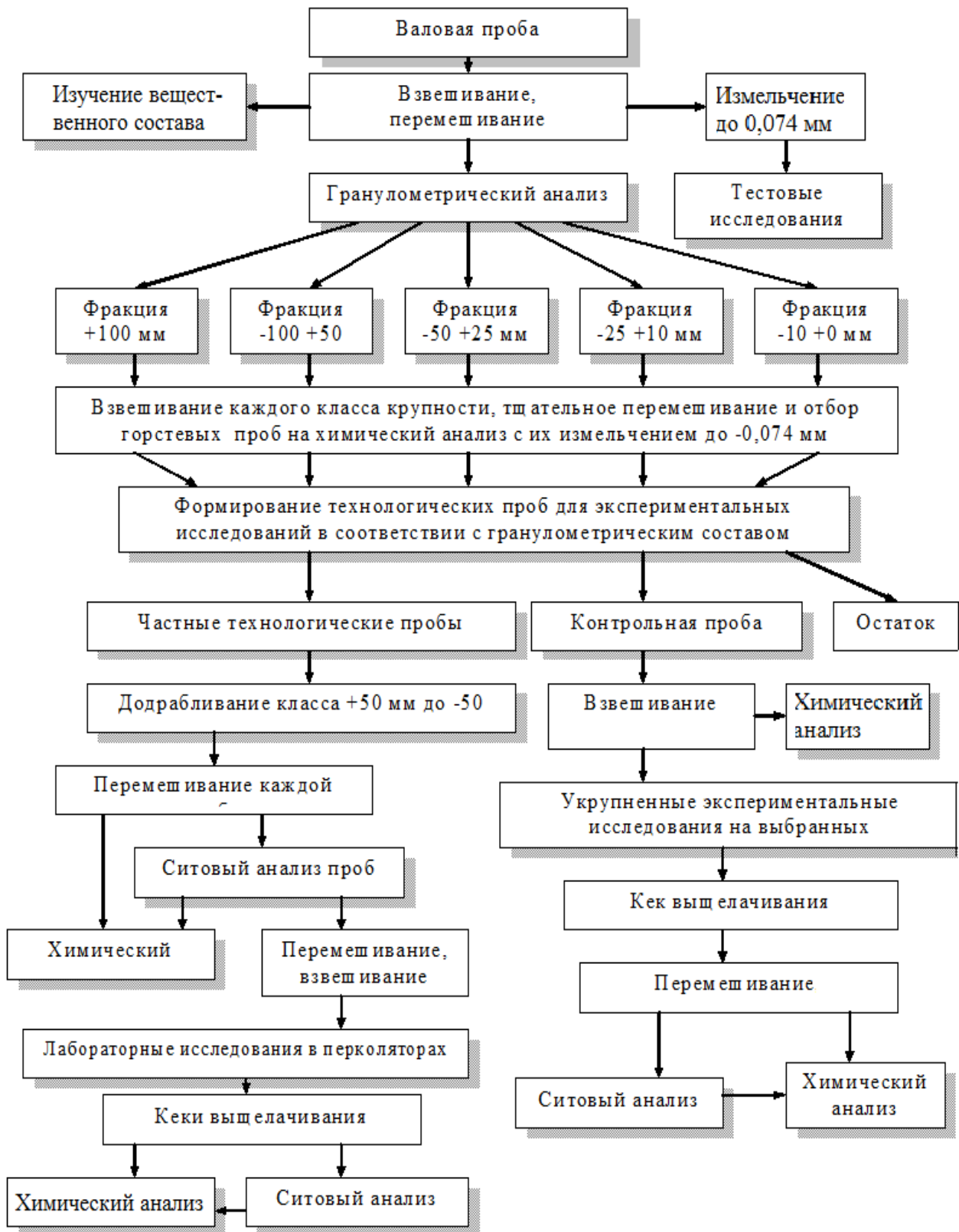


Рисунок 5.4 – Принципиальная схема рудоподготовки материала для лабораторных исследований

В качестве выщелачивающего реагента использовалась серная кислота. Агитационное выщелачивание в атмосферных условиях проводилось для выбора выщелачивающего реагента и предварительной оценки технологических парамет-

ров. Опыты проводились с различным расходом реагента (серной кислоты, соды), при соотношении Т:Ж=1:2, времени агитации – от 24 до 72 часов, при комнатной температуре ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ ).

Выщелачивание с применением окислителей либо активных добавок осуществлялось для оценки возможности химической интенсификации процесса. Работы проводились в аналогичном режиме на выбранных оптимальных условиях выщелачивания (время выщелачивания, расход реагента) с использованием окислителей (активных добавок) при их различных расходах. Контроль процесса, анализ кеков и растворов выщелачивания осуществлялись аналогично предыдущим опытам.

В ходе тестовых опытов степень извлечения и расход реагента определялись расчетным методом по стандартным методикам.

На основе полученных результатов первой стадии исследований делалось заключение о целесообразности применения метода КВ для переработки изучаемых руд (упорность руд, реагентоемкость, достаточная степень извлечения полезного компонента при выщелачивании в атмосферных условиях и т.п.). В случае положительного решения – выбирался выщелачивающий реагент, при необходимости окислитель (активные добавки), их ориентировочные концентрации в рабочем растворе, далее осуществлялся второй этап исследований. При этом поверхностно-активные вещества (ПАВ) в агитационном процессе могут не дать видимого эффекта, вследствие чего их влияние на технологические параметры дополнительно изучались на неизмельченной руде.

Второй этап исследований включал серию опытов по инфльтрационному выщелачиванию в перколяторах на навесках руды по 15 кг, предварительно дробленных до крупности -50 мм (до -100 ÷ 10 мм в работах по определению рациональной степени дробления рудного материала), и укрупненные (объем загрузки руды 100, 500 кг) экспериментальные работы на рудной массе исходной (рациональной) крупности. При этом на малых объемах руд отрабатывались способы интенсификации процесса выщелачивания и режимы переработки рудного

материала, а на укрупненных пробах уточнялись технологические параметры выщелачивания.

Подготовленные технологические пробы предварительно подвергались ситовому анализу по ГОСТ 24598-81 [97] для определения *гранулометрического состава* и распределения полезных компонентов по классам крупности. Ситовый анализ производился с использованием сит с сетками, имеющими квадратные отверстия размером ячейки 100x100, 50x50, 25x25 и 10x10 мм (ГОСТ 2115-75). Грохочение осуществлялось вручную.

Для анализа распределения ценных компонентов по фракциям из каждого класса, после тщательного перемешивания, отбирались горстевые пробы, которые после дробления и измельчения анализировались на У, производился полный химический анализ. По результатам рассева выдавалась ситовая характеристика пробы. Ситовый анализ кеков выщелачивания осуществлялся аналогично для определения полноты извлечения полезных компонентов по классам крупности.

В дальнейшем технологические пробы додрабливались до крупности -50 мм и в объеме 15 кг каждая вручную загружались в колонки лабораторной установки по перколяционному выщелачиванию (рисунки 2.3 и 2.4), с обеспечением необходимой насыпной плотности материала (посредством встряхивания и уплотнения).

*Лабораторные исследования по интенсификации кучного выщелачивания урана из руд* велись по направлениям:

- изучение эффективности выщелачивания от содержания урана в выщелачиваемой руде;
- изучение зависимости выхода урана в раствор при КВ от крупности выщелачиваемого куска руды;
- изучение влияния концентрации выщелачивающего реагента на извлечение урана из руд при КВ;
- изучение влияния интенсивности орошения рудной массы на выход урана в раствор при КВ;

– установление рациональной технологической схемы орошения рудного штабеля;

– изучение зависимости влияния на эффективность выщелачивания урана применения ПАВов.

Все опыты осуществлялись в сравнении с проектными параметрами ведения процесса в инфильтрационном режиме. Опыты проводили при комнатной температуре до снижения концентрации металла в продуктивных растворах менее 10–15 мг/дм<sup>3</sup>. По завершении выщелачивания кеки промывались водой, сушились и анализировались.

*Контроль процесса* (отбор проб растворов) осуществлялся с периодичностью 2 раза в сутки. Анализ проб рабочих, продуктивных и отмывочных растворов, кеков выщелачивания производился по существующим стандартным методикам.

По результатам анализов осуществлялся ежедневный подсчет степени извлечения металла, расхода выщелачивающего реагента и съема продуктивных растворов, концентраций металла в продуктивных растворах.

На основании полученных результатов строились графики зависимости основных технологических параметров от исследуемых условий ведения процесса выщелачивания. Далее осуществлялся их анализ в сравнении с проектными данными по КВ и делался вывод о целесообразности применения каждого способа интенсификации с выбором рациональных технологических параметров для проведения контрольных укрупненных опытов.

Исследования на укрупненных лабораторных пробах проводились на выбранных параметрах ведения процесса выщелачивания, в ходе которых уточнялись основные технологические показатели.

По завершении второго этапа исследований разрабатывалась технологическая схема кучного выщелачивания и выдавались исходные данные на проведение опытно-промышленных (полупромышленных) работ, которые являлись наиболее значимыми в ходе проведения исследований. Опытно-промышленные испытания разработанных технологий проводились непосредственно на участках кучного



выщелачивания ПАО «ППГХО». На основании полученных данных производились необходимые корректировки технологических схем и параметров ведения процесса, выполнялся технико-экономический анализ эффективности внедряемых технологий, делалось заключение о дальнейшем их использовании.

### 5.1. Исследование кинетики выщелачивания урана при различном его содержании в руде

Продолжительность процесса определяется скоростью выщелачивания до достижения той или иной степени извлечения урана из руды. Для рассмотрения закономерностей кинетики извлечения металла при различном содержании урана в рудном материале проведена серия опытов.

Параметры лабораторных проб приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Гранулометрический состав исследуемых рудных проб и распределение урана по классам крупности

№ колонки	Класс крупности, мм	Выход фракции, %	Содержание урана, %
>0,15 %			
1	-50+25	39,11	0,169
	25+10	36,34	0,177
	-10+0	24,55	0,189
	Шихта	100	0,179
>0,1 %			
2	-50+25	41,8	0,133
	25+10	33,5	0,141
	-10+0	24,7	0,145
	Шихта	100,0	0,139
0,06-0,1 %			
3	-50+25	38,7	0,062
	-25+10	34,8	0,065
	-10+0	25,5	0,069
	Шихта	100,0	0,064
0,03 – 0,06 %			
4	-50+25	41,8	0,031
	-25+10	34,8	0,035
	-10+5	23,4	0,039
	Шихта	100,0	0,034

Ранее проведенные исследования показали, что выщелачивание в инфильтрационном и пульсационно-статическом режимах по своей кинетике практиче-

ски одинаково. Выщелачивание в инфльтрационном режиме менее затратно по расходу серной кислоты и организации процесса, поэтому дальнейшие исследования проводились именно в этом режиме.

Исследования проводились в 4 колонках на пробах, составленных из шихты с содержанием урана в каждой колонке, соответственно: 0,150–0,190 %; 0,100–0,149 %; 0,060–0,099 %; 0,030–0,059 %. Вес частной пробы равен 15 кг, таким образом, общий вес исследуемого материала по каждому классу содержаний составил около 500 кг, или 33 частных пробы.

Сводные результаты исследований зависимости извлечения урана в раствор по каждому классу содержаний урана в шихте от времени выщелачивания приведены в таблице 5.2 и на рисунке 5.5.

Таблица 5.2 – Сводные результаты исследований извлечения урана из шихты по классам содержания от времени выщелачивания

Время выщелачивания, сут	Извлечение урана в раствор, %			
	Сод. U, % 0,19–0,15	Сод. U, % 0,149–0,1	Сод. U, % 0,099–0,06	Сод. U, % 0,059–0,03
0	0	0	0	0
25	30	28	25	20
50	40	36	32	25
75	47	39	34	28
100	54	43	36	32
125	63	45	38	34
150	70	51	39	34
175	75	58	40	34
200	80	60	40	34
225	83	61	40	
250	85	62	40	

Как видно из результатов исследований, прослеживается четкая тенденция повышения извлечения урана в раствор при выщелачивании по мере увеличения среднего содержания в выщелачиваемой руде. Уровень извлечения в 85 % достигается на 250 сутки выщелачивания для руд содержанием урана в исходной руде более 0,15 %. Зависимость описывается формулой

$$\varepsilon_I = t / (0,84 + 0,01 \cdot t - 0,00001 \cdot t^2). \quad (5.1)$$

Более убогие руды достигают пика извлечения на 150 сутки выщелачивания и существенно не изменяют этот показатель при дальнейшем выщелачивании, до-

стигнув уровня 40 %. Поэтому для повышения извлечения урана при выщелачивании убогих руд необходимы дополнительные технологические приемы активации этого процесса.

За этот же промежуток времени руды с содержанием 0,1–0,15 % отдают 60 % металла:

$$\varepsilon_l = t / (0,88 + 0,013 \cdot t). \quad (5.2)$$

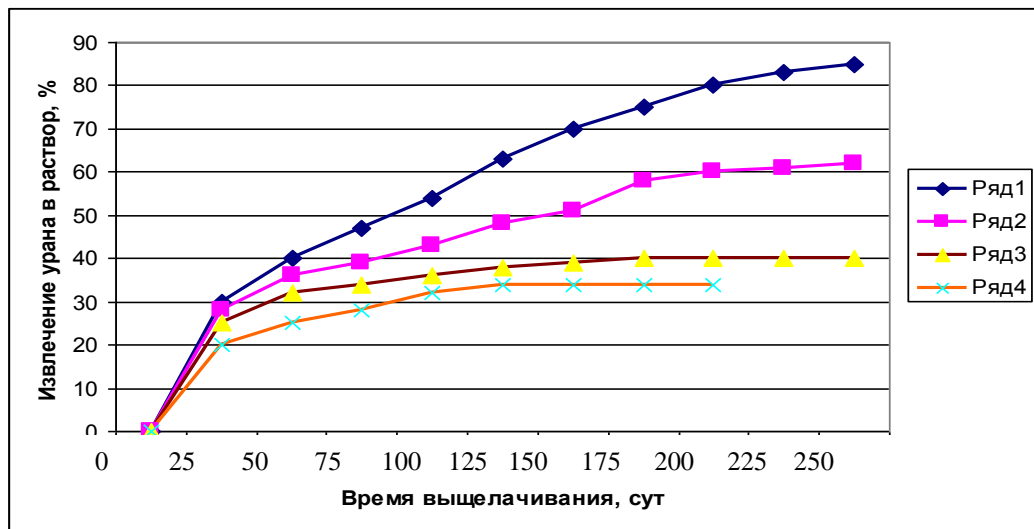


Рисунок 5.5 – Зависимость извлечения урана в раствор от времени выщелачивания по классам его содержания в руде: 1-й ряд – 0,150–0,190 %; 2-й ряд – 0,100–0,149 %; 3-й ряд – 0,060–0,099 %; 4-й ряд – 0,030–0,059 %

Основные технологические показатели выщелачивания рудных проб в инфльтрационном режиме показаны в таблице 5.3.

Таблица 5.3 – Основные технологические показатели выщелачивания рудных проб в инфильтрационном режиме

№ колонки	Содержание Ме в руде, %	Скорость орошения, л/сут	Время выщелачивания Ме, сут	Средняя концентрация Ме в растворе, г/дм <sup>3</sup>	Съем продуктивных растворов, м <sup>3</sup> /т	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/т	Содержание Ме в кеке, %	Извлечение Ме в раствор, %
> 0,15 %								
1	0,179	2,0	250	0,042	29,0	23,5	0,055	85,8
> 0,1 %								
2	0,139	2,0	250	0,032	27,0	22,8	0,058	60,4
0,06 – 0,1 %								
3	0,064	2,0	250	0,018	30,0	37,3	0,040	40,1
0,03 – 0,06 %								
4	0,034	2,0	200	0,019	17,7	17,3	0,020	34,2

## **5.2. Исследование влияния крупности куска на выщелачиваемость беднобалансовых алюмосиликатных урановых руд**

Как показали множественные исследования разных ученых, степень извлечения полезного компонента из руд при выщелачивании во многом зависит от крупности куска выщелачиваемой руды.

При вкрапленном оруденении, чем крупнее кусок выщелачиваемой руды, тем затруднительнее доставка выщелачивающего раствора к рудной минерализации, находящейся внутри этого куска. Таким образом, уменьшение размера куска выщелачиваемой руды позволяет более полно проработать рудный кусок выщелачивающими растворами. Но при переизмельчении выщелачиваемой руды возникает обратный процесс – большое количество тонкого рудного материала, слипаясь, образует непроницаемую для растворов массу, т. е. возникает механическая коагуляция и процесс выщелачивания прекращается. Поэтому возникает задача – определение оптимального размера куска, который позволит извлечь из руды максимально возможное количество металла.

Руды каждого месторождения индивидуальны, сочетание петрографических, минералогических, физико-механических и технологических свойств этих руд формируют их способность отдавать полезный компонент при выщелачивании. Совокупность этих показателей может быть выражена оптимальным размером куска, который позволит максимально проработать всю массу этого куска и извлечь из него максимальное количество урана.

Для установления показателей извлечения урана в раствор от размера выщелачиваемого куска проведены опыты с куском руды различного размера.

Исследования проводились в 5 колонках по фракциям крупности, соответственно: -10...+0 мм; -25...+0 мм; -50...+0 мм; -75...+0 мм; -100...+0 мм. Вес частной пробы – 15 кг, общий вес фракции – 500 кг, или 33 частных пробы.

В таблице 5.4 и на рисунке 5.6 приведены результаты испытаний по выщелачиванию беднобалансовой руды 5 групп крупности выщелачиваемого куска.

Таблица 5.4 – Зависимость извлечения урана в раствор при выщелачивании различных фракций крупности от времени

Время выщелачивания, сут	Извлечение урана в раствор из куска различной крупности, %				
	-10...+0 мм	-25...+0 мм	-50...+0 мм	-75...+0 мм	-100...+0 мм
0	0	0	0	0	0
30	27	20	17	12	2
60	50	42	31	24	5
90	70	60	47	36	11
120	82	70	58	46	17
150	89	77	65	52	19
180	91	81	70	58	21
210	93	84	74	61	23
240		87	77	66	25
270		90	79	69	28
300			81	72	34
330			83	74	38
360			85	76	43

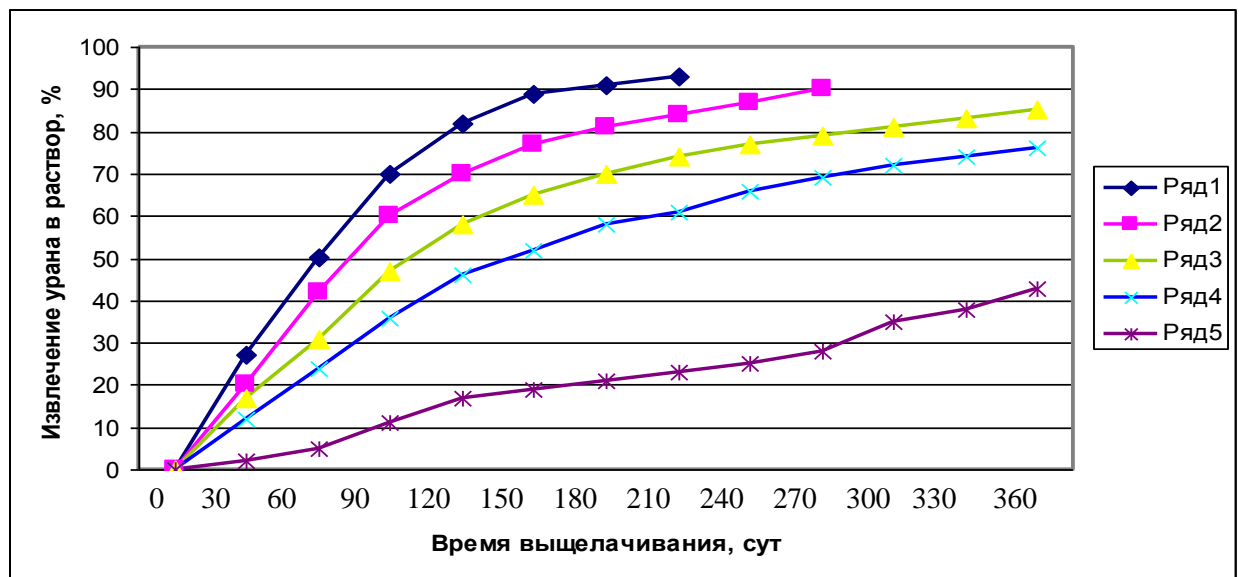


Рисунок 5.6 – Зависимости извлечения урана в раствор при выщелачивании беднобалансовой руды с различной крупностью куска от времени выщелачивания: 1-й ряд -10+0 мм (сод. урана 0,078 %); 2-й ряд -25+0 мм (сод. урана 0,072 %); 3-й ряд -50+0 м

Из данных, приведенных выше, видно, что при уменьшении размера куска со 100 до 10 мм возрастает извлечение урана. Из фракции крупности -25 и -10 мм в раствор переходит около 90 % урана при времени выщелачивания соответственно 270 и 210 суток. Зависимости описываются формулами соответственно:

$$\varepsilon_1 = 1,17273 + 0,75018 \cdot t - 0,00161 \cdot t^2, \quad (5.3)$$

$$\varepsilon_1 = -0,08333 + 1,00317 \cdot t - 0,0027 \cdot t^2. \quad (5.4)$$

Фракции крупности -75 и -50 мм выщелачиваются несколько хуже, из них в раствор переходит соответственно 85 и 76 % урана при времени выщелачивания 360 суток. Зависимость извлечения урана в раствор при крупности куска -50+0 представлена выражением

$$\varepsilon_t = 2,02198 + 0,556 \cdot t - 0,00094 \cdot t^2. \quad (5.5)$$

Наихудшими показателями извлечения обладает фракция -100 мм, из которой за 360 суток удалось извлечь лишь 43 % урана. Таким образом, рационально дробить руду до размера куска -50+25 мм перед формированием штабелей под выщелачивание. Это позволит достичь извлечения урана в раствор 85 %, что, как показывают экономические расчеты, вполне рентабельно для данного вида производства урановой продукции.

Основные технологические показатели выщелачивания руды различной крупности в инфльтрационном режиме приведены в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Основные технологические показатели выщелачивания руды различной крупности при инфльтрационном режиме

Класс крупности, мм	Содержание U в руде, %	Время выщелачивания, сут	U <sub>ср.</sub> в растворах, г/л	Ж : Т, м <sup>3</sup> /т	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/т	Содержание U в кеке, %	Извлечение U, %
-100 +0	0,061	360	0,015	33,0	51,0	0,022	43
-70 +0	0,064	360	0,018	31,0	54,0	0,018	76
-50 +0	0,068	360	0,022	30,0	57,3	0,010	85
-25 +0	0,072	270	0,026	22,7	83,5	0,008	90
-10 +0	0,078	210	0,035	19,4	95,0	0,007	93

### 5.3. Исследование влияния концентрации выщелачивающего реагента на извлечение урана в продуктивный раствор

При выщелачивании алюмосиликатных урановых руд в качестве активного реагента используется серная кислота. Установлено, что концентрация серной кислоты в выщелачивающих растворах в значительной степени влияет на эффективность перевода урана в подвижное состояние, поэтому установление оптимальной концентрации серной кислоты является одной из важных задач исследований. Для этой цели были проведены лабораторные исследования выщелачиваемости беднобалансовых руд при различной концентрации серной кислоты.

Работы проводились на лабораторной установке в трех колонках в инфильтрационном режиме с концентрацией серной кислоты 10, 20, 30 г/л. Вес частной пробы 15 кг, крупность куска -50 мм, содержание урана 0,060–0,080 %, количество испытанной в каждой колонке – 15.

Результаты исследований приведены в таблице 5.6 и на рисунке 5.7.

Таблица 5.6 – Усредненные показатели выщелачиваемости беднобалансовых руд от концентрации выщелачивающего реагента

Время выщ., сут	Извлечение урана в раствор ( % ) при концентрации серной кислоты в:			
	10 г/л	20 г/л	30 г/л	40 г/л
0	0	0	0	0
20	20	32	33	34
40	42	51	53	54
60	55	64	68	69
80	66	76	78	79
100	77	81	83	84
120	81	83	84	84
140	85	86	86	86
160	87	87	87	87

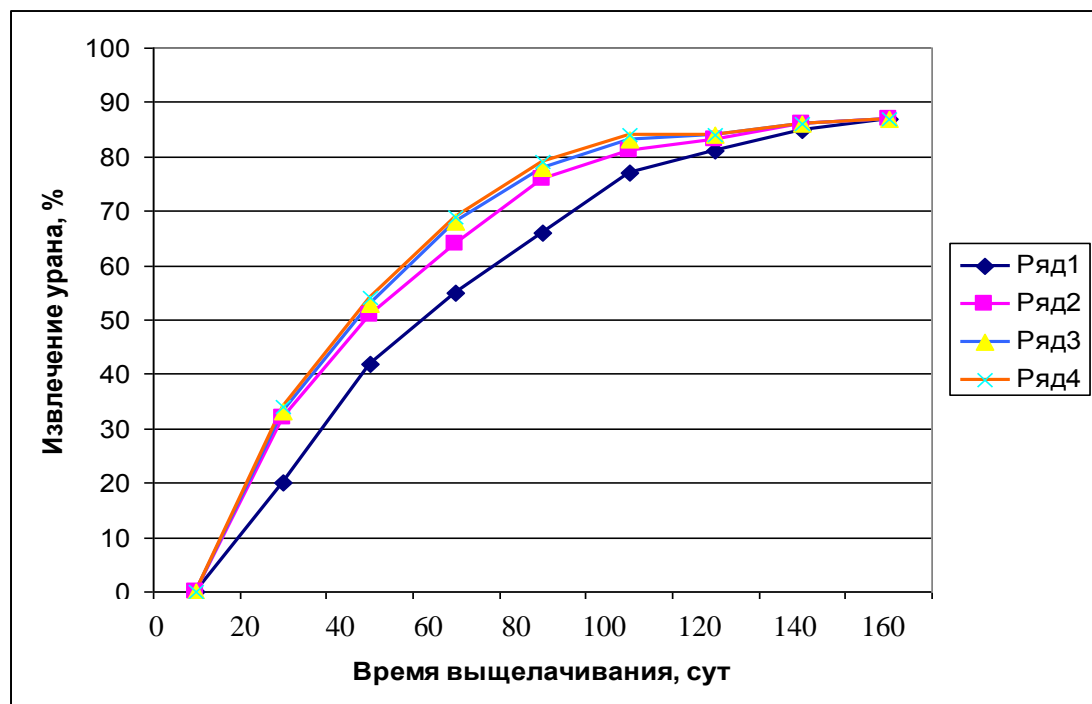


Рисунок 5.7 – Зависимость извлечения урана в раствор при КВ от концентрации серной кислоты: 1 ряд – 10 г/л, 2 ряд – 20 г/л, 3 ряд – 30 г/л, 4 ряд – 40 г/л

Как видно из приведенного рисунка 5.7, показатель извлечения урана в раствор при росте концентрации серной кислоты от 20 до 40 г/л незначительно из-



меняется, а на 140 сутки выщелачивания показатель извлечения практически для всего диапазона концентрации выщелачивающего реагента становится одинаковым. Учитывая другие факторы, влияющие на извлечение урана при выщелачивании, можно сделать вывод, что концентрация серной кислоты в 10 г/л рабочего раствора вполне достаточна для получения необходимого показателя извлечения урана в режиме активного процесса выщелачивания.

Динамика извлечения урана в раствор в режиме активного выщелачивания при концентрации серной кислоты в 10 г/л описывается формулой

$$\varepsilon_l = t / (0,84263 + 0,00647 \cdot t). \quad (5.6)$$

Анализ данных выщелачивания показывает, что для достижения степени извлечения урана из беднобалансовых кислотоёмких руд на уровне 80–85 % при содержании полезного компонента от 0,060 до 0,080 % необходимо затратить 30–35 кг H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> на 1 кг извлеченного металла.

Основные технологические показатели выщелачивания рудных проб в инфльтрационном режиме приведены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Основные технологические показатели выщелачивания рудных проб в инфльтрационном режиме

№ колонки	Вес исходной пробы, кг	Содержание Me в руде, %	Скорость орошения, л/сут	Время выщелачивания Me, сут	Средняя концентрация Me в растворе, г/дм <sup>3</sup>	Съем продуктивных растворов, м <sup>3</sup> /т	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/т	Содержание Me в кеке, %	Извлечение Me в раствор, %
10 г/л									
1	15,4	0,084	2,0	160	0,012	5,3	22,3	0,012	85,7
20 г/л									
2	14,9	0,053	2,0	160	0,015	6,3	19,4	0,010	86,1
30 г/л									
3	15,3	0,064	2,0	160	0,019	7,7	16,3	0,011	86,3
40 г/л									
4	15,2	0,075	2,0	160	0,023	8,6	14,9	0,010	86,4

#### 5.4. Исследование зависимости извлечения урана в раствор от интенсивности орошения рудной массы

Немаловажное значение для получения растворов с наиболее высокой концентрацией урана имеет количество растворов, подаваемых на орошение рудной

массы, или плотность орошения. Проведенные исследования по выщелачиванию легкооскываемых забалансовых алюмосиликатных руд (фельзиты) Стрельцовского рудного поля [120] показали, что с увеличением плотности орошения с 1 до 8 л/(час·т) руды, при практически одинаковой конечной степени извлечения, значительно возрастает съем продуктивных растворов при одновременном снижении в них концентрации урана. В промышленных условиях это ведет к повышению эксплуатационных расходов и ухудшению технико-экономических показателей.

Эффективность ведения процесса инфильтрационного выщелачивания «упорных» алюмосиликатных руд в значительной мере зависит от равномерного распределения рабочих растворов по поверхности обрабатываемой рудной массы с плотностью их подачи, обеспечивающей достаточное водонасыщение рудного массива.

Таким образом, повышение эффективности выщелачивания может быть достигнуто за счет оптимизации плотности орошения рудной массы и равномерного распределения выщелачивающего раствора по всей ее поверхности.

Для определения рациональной плотности подачи растворов и изучения ее влияния на показатели выщелачивания исследуемого сырья в лабораторных условиях была проведена серия опытов на рудном материале алюмосиликатного сырья текущей добычи [64]. Работы велись на сформированных технологических пробах руды крупностью -25+0 мм с поддержанием плотности орошения от 2 до 16 л/(час·т) руды при весе частной пробы 15 кг. Результаты исследований приведены в таблице 5.8 и на рисунке 5.8.

Таблица 5.8 – Зависимость извлечения урана в раствор от плотности орошения рудной массы

Время выщелачивания, сут	Извлечение урана в раствор (%) при плотности орошения								
	1–2 л/час*т	2–3 л/час*т	3–4 л/час*т	4–6 л/час*т	6–7 л/час*т	7–9 л/час*т	9–10 л/час*т	10–12 л/час*т	12–16 л/час*т
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
10	10	20	35	40	41	46	50	56	61
20	33	46	60	68	60	65	64	70	74
30	48	57	66	77	70	65	77	78	82
40	62	64	79	80	78	80	83	83	86
50	67	68	83	84	84	84	86	86	87
60	70	72	84	85	86	86	86	86	87
70	73	74	85	86	86	86	86	86	87
80	75	77	86						

В результате проведенных исследований (табл. 5.8) определено, что снижение плотности орошения ( $\rho$ ) менее 4 л/(час·т) ведет к увеличению продолжительности процесса, в частности периода «закисления» рудной массы, и свидетельствует о низких скоростях просачивания растворов и выноса растворенного металла. (рисунок 5.8).

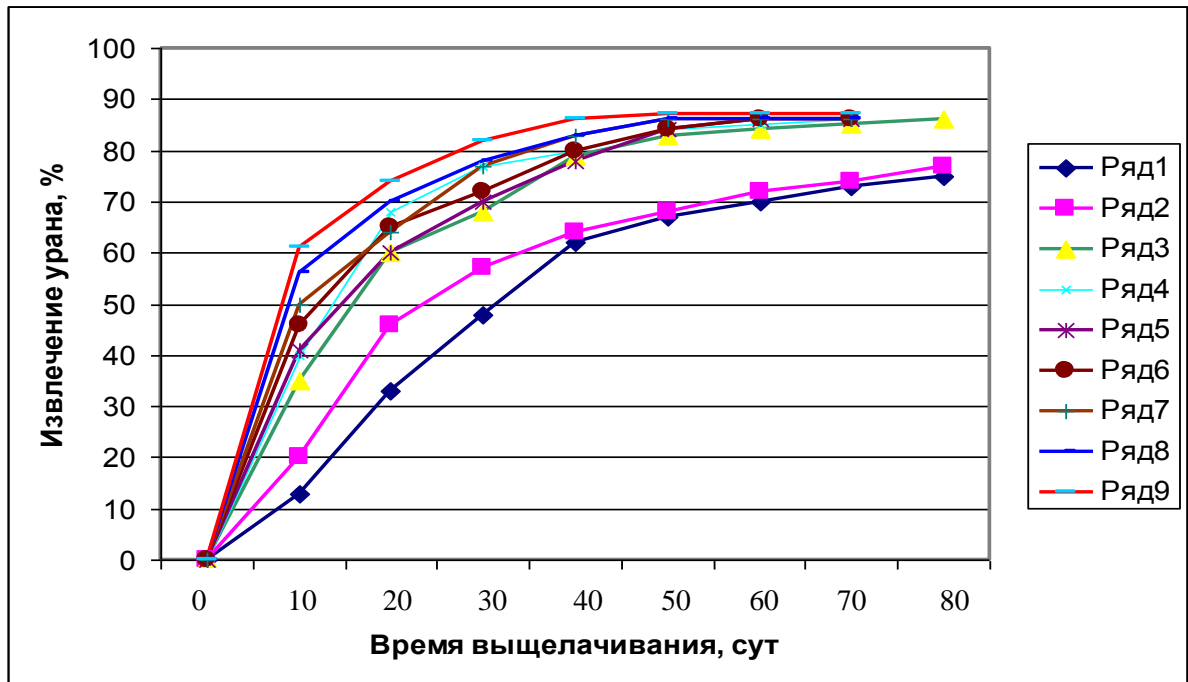


Рисунок 5.8 – Зависимость извлечения урана в раствор при инфильтрационном выщелачивании от плотности орошения: 1-й ряд – 2 л/час\*т; 2-й ряд – 3 л/час\*т; 3-й ряд – 4 л/час\*т; 4-й ряд – 6 л/час\*т; 5-й ряд – 7 л/час\*т; 6-й ряд – 9 л/час\*т; 7-й ряд – 10 л/час\*т; 8-й ряд – 12 л/час\*т; 9-й ряд – 16 л/час\*т

Ее повышение при относительно одинаковой конечной степени извлечения урана (рисунок 5.8) влечет за собой значительный рост съема продуктивных растворов ( $f$ ) при одновременном снижении в них концентрации урана и описывается выражением:

$$f = 1,2174 \rho + 0,0843, \text{ м}^3/\text{т} \quad (5.7)$$

с величиной достоверности аппроксимации  $R^2 = 0,999$ . При этом изменение среднего содержания урана ( $C[u]$ ) в продуктивных растворах – степенной функцией ( $R^2 = 0,996$ )

$$C[u] = 0,4418 \rho - 0,6467, \text{ г}/\text{дм}^3. \quad (5.8)$$

Равномерного распределения выщелачивающего раствора по всей поверхности орошаемой руды можно добиться при использовании оросителей форсу-

ночного типа различных модификаций [121, 122]. Наиболее приемлемыми из них являются форсунки со сплошным конусом распыла (рисунок 5.9), обеспечивающие полный охват определенной поверхности штабеля с равномерным пространственным распределением капель.

Однако использование данных устройств возможно лишь в относительно теплое время года по причине активного намерзания льда на поверхности штабеля, препятствующего проникновению растворов вглубь рудной массы. Тем не менее при определенных условиях (сооружение навесов из армированной полиэтиленовой пленки с подачей подогретого воздуха в зону орошения, повышение температуры растворов и т. п.) их эксплуатация в зимнее время возможна.



Рисунок 5.9 – Форсунка со сплошным конусом распыла

В таблице 5.9 приведены данные по лабораторным исследованиям при инфильтрационном выщелачивании алюмосиликатных руд крупностью  $-25+0$  мм с различной плотностью орошения.

Таблица 5.9 – Результаты лабораторных исследований по инфильтрационному выщелачиванию алюмосиликатных руд крупностью -25+0 мм с различной плотностью орошения

№ опыта	Плотность орошения, л/час·т	Исходное содержание U в руде, %	Параметры раствора выщелачивания					Съем продуктивных растворов, м <sup>3</sup> /т	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/т	Содержание U в кеке, %	Извлечение U, %
			pH*	ОВП* мВ	Уср. г/дм <sup>3</sup>	Fe <sup>3+</sup> , г/дм <sup>3</sup>	Fe <sup>2+</sup> , г/дм <sup>3</sup>				
1	2,0	0,15	2,1	406	0,287	1,02	3,03	2,55	60,5	0,038	74,6
2	3,0	0,15	2,0	445	0,210	1,27	1,31	3,68	62,2	0,035	76,7
3	4,0	0,16	2,0	585	0,182	3,02	0	5,08	79,7	0,025	84,3
4	6,0	0,16	2,0	570	0,137	2,46	0	7,55	87,0	0,023	85,7
5	7,0	0,17	2,0	583	0,129	2,35	0	8,57	87,6	0,022	87,1
6	9,0	0,18	2,0	610	0,109	1,62	0	10,98	83,5	0,022	87,8
7	10,0	0,17	1,9	594	0,095	1,62	0	12,13	98,3	0,021	87,6
8	12,0	0,18	1,9	664	0,091	0,83	0	14,57	99,3	0,023	87,2
9	16,0	0,18	1,9	634	0,073	1,23	0	19,75	97,4	0,023	87,2

\*– значения pH, ОВП на период окончания выщелачивания

### 5.5. Обоснование рационального режима орошения рудного штабеля

Исходя из практики кучного выщелачивания, целесообразно достижение конечного соотношения Ж:Т в пределах 5–10 м<sup>3</sup>/т, тогда рациональная плотность подачи растворов на орошение изменяется в диапазоне 4–8 л/(час·т) руды. Превышение же данных параметров орошения приводит к повышению эксплуатационных затрат.

Однако, использование только поверхностного орошения не позволяет поддерживать стабильные концентрации металла в продуктивных растворах на конечной стадии выщелачивания штабеля руды при КВ. В результате этого на предприятии увеличивается объем дорабатываемых руд, что приводит к увеличению времени их переработки и себестоимости продукции.

Одним из решений данной задачи может служить КВ урана с постепенным снижением интенсивности орошения штабелей по мере их отработки [42]. Указанный способ позволяет стабилизировать концентрацию урана в растворах, подаваемых на сорбцию, но при этом значительно увеличивается время его выщелачивания.

Другой метод предполагает многократную повторную подачу продуктивных растворов на орошение рудной массы до накопления определенной его концентрации, после чего растворы выводят на переработку [5]. К его недостаткам относится нестабильная подача растворов на переработку – сорбцию, экстракцию и т. д. В периоды накопления урана в оборотных растворах последующие переделы технологического процесса не функционируют. Причем, по мере отработки сырья длительность периодов циркуляции возрастает. В связи с этим рассматриваемый технологический цикл не является непрерывным и не обеспечивает стабильную нагрузку по раствору и по урану на сорбционный передел, что делает его практическую реализацию нерациональной.

Обеспечение стабильной подачи продуктивных растворов на сорбцию и повышение концентрации металла в них может быть достигнуто за счет последовательного орошения «свежей» и частично выщелоченной рудной массы, а также рециркуляции продуктивных растворов кучного выщелачивания через дорабатываемые объемы руд.

Для выбора рациональной схемы растворооборота в лабораторных условиях были смоделированы процессы совместного выщелачивания частично выщело-

ченного (в пределах 40–50 %) и «свежего» алюмосиликатного сырья в сравнении со стандартной схемой подачи растворов на поверхность рудной массы.

Опыты производились в равных условиях (температура, интенсивность орошения, время выщелачивания и т. п.) на навесках руды по 15 кг, крупностью -50 мм в двух перколяторах: № 1 – с загрузкой частично выщелоченной рудной массы; № 2 – исходного бедного сырья. Перед проведением исследований исходная рудная проба подвергалась «закислению» по стандартной схеме ведения процесса.

В базовом опыте раствор орошения подавался в равных объемах одновременно в оба перколятора, затем продуктивные растворы (V2, V3) из каждой колонки анализировались на уран, объединялись (V1) и направлялись на сорбцию. Маточники сорбции доукреплялись по серной кислоте до 3–5 г/дм<sup>3</sup> и возвращались на орошение.

В опытах с последовательным орошением рабочие растворы пропускались через частично выщелоченную рудную массу (перколятор № 1), затем продуктивные растворы (V3) направлялись на орошение исходной руды (перколятор № 2), при этом производилось их дополнительное подкисление до 2–3 г/дм<sup>3</sup>. Растворы выщелачивания колонки № 2 (V2=V1) выводились на сорбцию, а подкисленные маточники сорбции возвращались на орошение.

Схема выщелачивания с рециркуляцией продуктивных растворов включала: совместное орошение исходного рудного материала и частично выщелоченных руд с распределением растворов в соотношении 2:1 соответственно; отдельный сбор продуктивных растворов (V2, V3), из которых часть растворов (50 %) перколятора № 1 (V4) возвращалась на орошение; сорбционную переработку объединенных продуктивных растворов (V1=V3 + 0,5V2); доукрепление маточников сорбции по серной кислоте и их подачу на орошение. Для повышения содержания металла в продуктивных растворах частично выщелоченной руды предварительно первые пять циклов оборота растворов рециркуляции производились без их частичного вывода на сорбционную переработку.

Принципиальные схемы распределения растворов показаны на рисунках 5.10, 5.11.

Результаты исследований совместного выщелачивания рудных проб представлены в таблице 5.10.

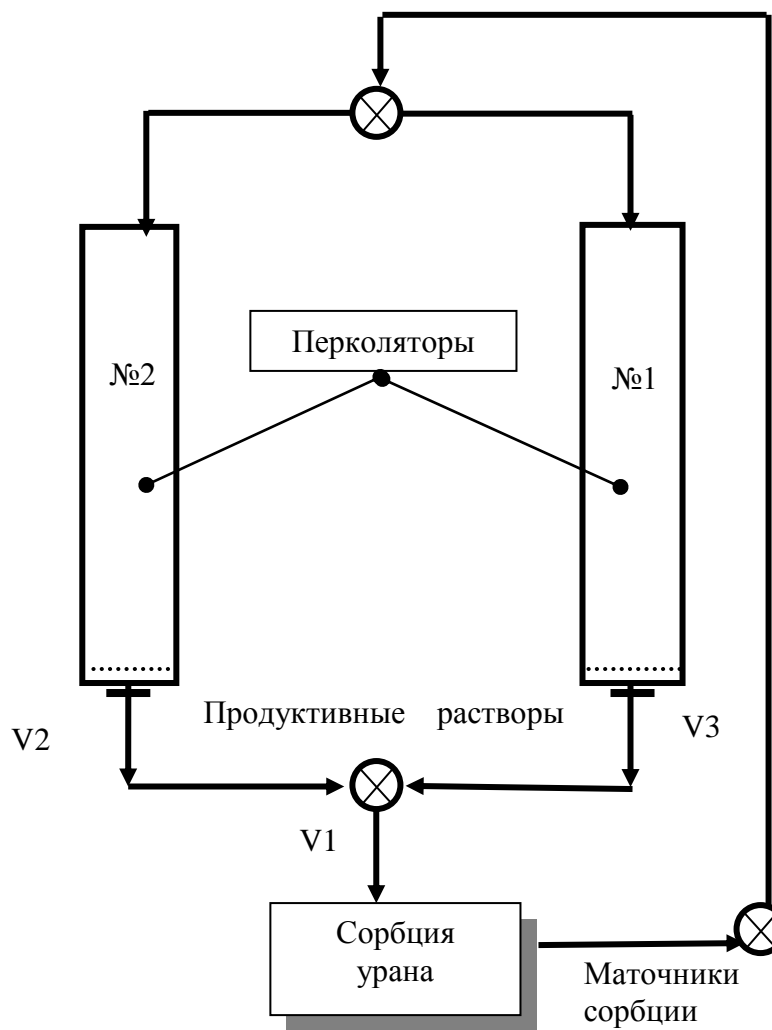


Рисунок 5.10 – Базовая (стандартная) схема распределения растворов

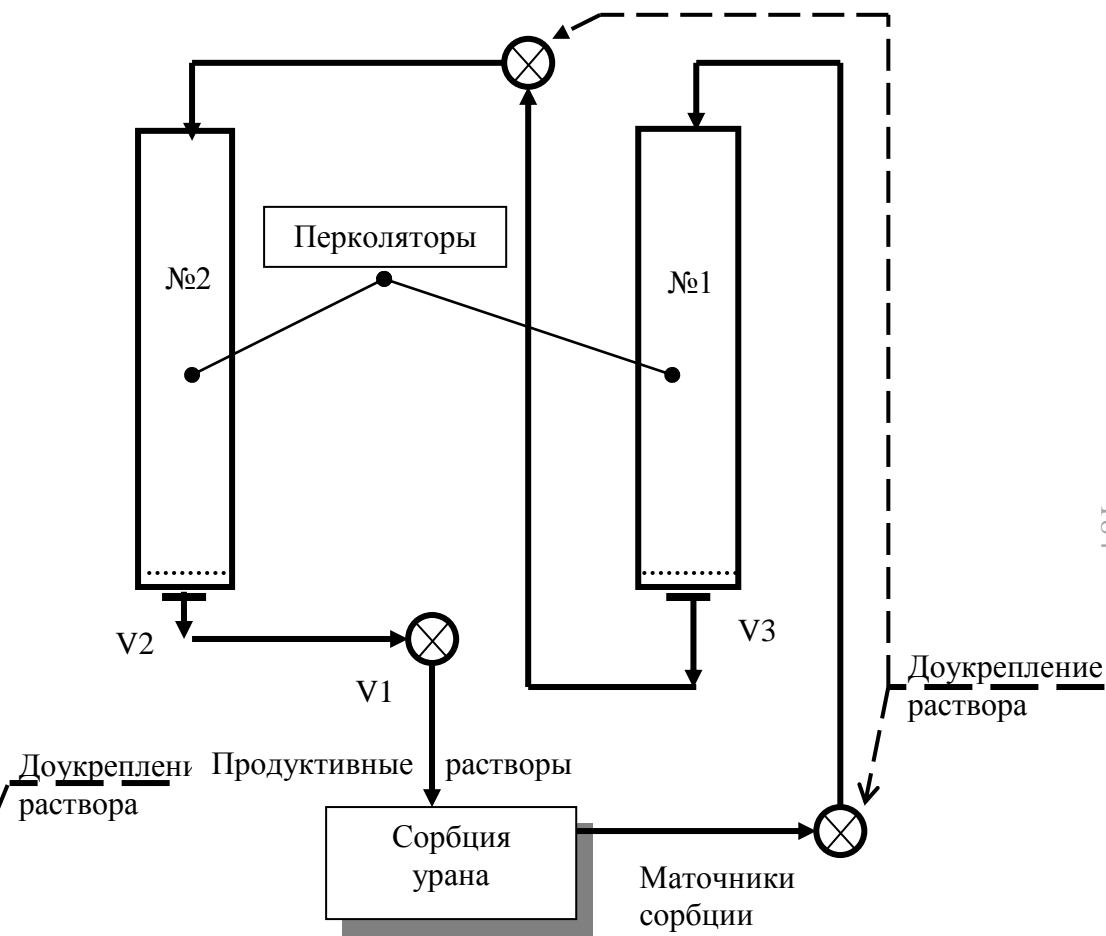


Рисунок 5.11 – Схема последовательного орошения



Таблица 5.10 – Результаты исследований по совершенствованию растворооборота КВ урана из бедных руд при совместном выщелачивании исходного и частично выщелоченного алюмосиликатного сырья

Схема орошения	№ перколятора	Исходное содержание урана, %	Время активного выщелачивания, сут	Суммарный расход $H_2SO_4$ , кг/т	Ж:Т, м <sup>3</sup> /т		Средняя концентрация U в растворах сорбции, мг/дм <sup>3</sup>	Содержание U в кеке, %	Извлечение урана, %	
					по руде	по узлу сорбции*			по пробе	сквозное**
Базовая	1	0,026	60	37,3	7,7	7,7	19,5	0,020	23,1	36,6
	2	0,056						0,032	42,9	
Последовательная	1	0,024	60	38,8	7,8	7,8	20,5	0,017	29,2	39,1
	2	0,058						0,033	43,1	
С рециркуляцией растворов	1	0,027	60	31,3	8,1	6,3	26,2	0,018	33,3	39,8
	2	0,056						0,032	46,4	

\* Соотношение Ж:Т, рассчитанное по объему растворов, прошедших через сорбционную переработку.

\*\* Извлечение урана из общего объема перерабатываемой рудной массы.

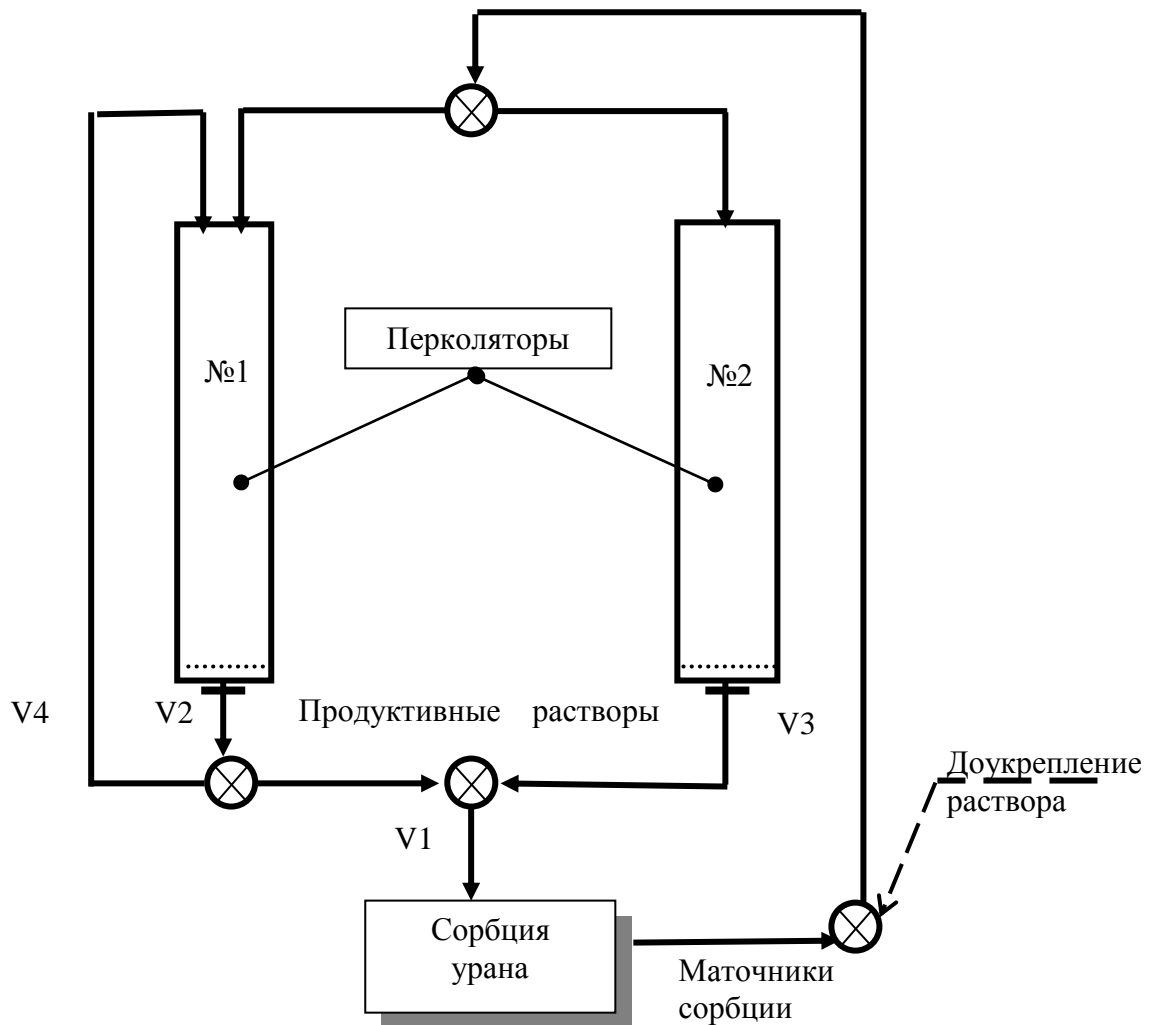


Рисунок 5.12 – Схема орошения с рециркуляцией продуктивных растворов через дорабатываемую рудную массу

Полученные в ходе работ данные показали явное преимущество обоих вариантов растворооборота в замкнутой системе КВ.

Тем не менее последовательное орошение не решает вопрос стабилизации потока металла на сорбционный передел. В процессе эксплуатации схемы концентрация металла в продуктивных растворах постепенно снижается, как и в базовом варианте. Кроме того, увеличивается общий расход растворителя и дополнительные затраты на оборудование промежуточного узла подкисления растворов. В этом случае наиболее предпочтительной является схема растворооборота с рециркуляцией продуктивных растворов.

Использование данной схемы при совместном выщелачивании «свежих» и дорабатываемых руд позволяет получать удовлетворительного качества продук-

тивные растворы, снизить расход растворителя, сократить сроки переработки рудной массы, стабилизировать поток растворов и металла на сорбцию за счет поддержания в растворе заданной высокой концентрации урана, а при ограниченной производительности сорбционного узла по растворам – вовлекать в отработку бóльшие объемы руд [73].

Регулировка и стабилизация потока металла в сорбционных растворах осуществляется путем увеличения или снижения объемов растворов рециркуляции в периоды его максимальных пиковых и пониженных концентраций при выщелачивании «свежих» руд, а поддержание достаточной кислотности в растворах орошения дорабатываемого рудного сырья – регулировкой потока подкисленных маточников сорбции.

На основании полученных результатов рекомендована схема совместной переработки свежееотсыпанной и дорабатываемой рудной массы с рециркуляцией продуктивных растворов и рациональной плотностью орошения 4–8 л\*час/т руды. Кроме того, для равномерного распределения растворов по поверхности штабеля и создания эффекта капиллярного орошения предложено использование оросительных устройств форсуночного типа.

Одной из важных задач по КВ на ГМЗ является совершенствование системы растворооборота. Для решения данной задачи разработана и внедрена схема выщелачивания горнорудной массы с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемом штабеле [73]. Данная схема предполагает одновременное выщелачивание двух штабелей: частично выщелоченного (до 40–50 %) и вновь сформированного (рисунок 5.13). Основное отличие данной схемы от прямоточной (рисунок 5.14) заключается в том, что определенная часть продуктивного раствора дорабатываемого штабеля находится в системе рециркуляции. Режим выщелачивания непрерывный, инфильтрационный. Система орошения – перфорированные трубки  $\varnothing = 32$  мм с отверстиями  $\varnothing = 3–5$  мм.

На начальном этапе выщелачивания для вновь сформированного штабеля № 2 проводили «закисление» рудной массы. При «закислении» руды в растворах орошения поддерживалась концентрация серной кислоты 25–30 г/дм<sup>3</sup>. Продолжи-

тельность стадии «закисления» определялась достижением в продуктивном растворе  $pH = 2,5-3,0$  (около 10–12 суток). Затем штабель переводили в режим «активного» выщелачивания с одновременным орошением дорабатываемого штабеля № 1 (степень извлечения – 56 %).

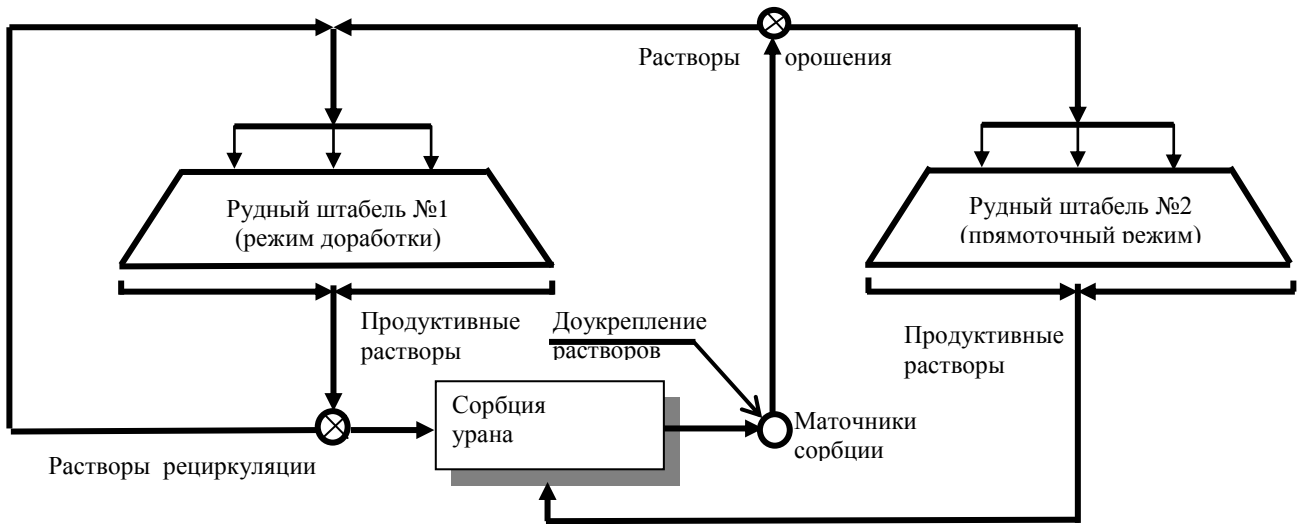


Рисунок 5.13– Схема одновременной отработки штабелей КВ с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемом отвале

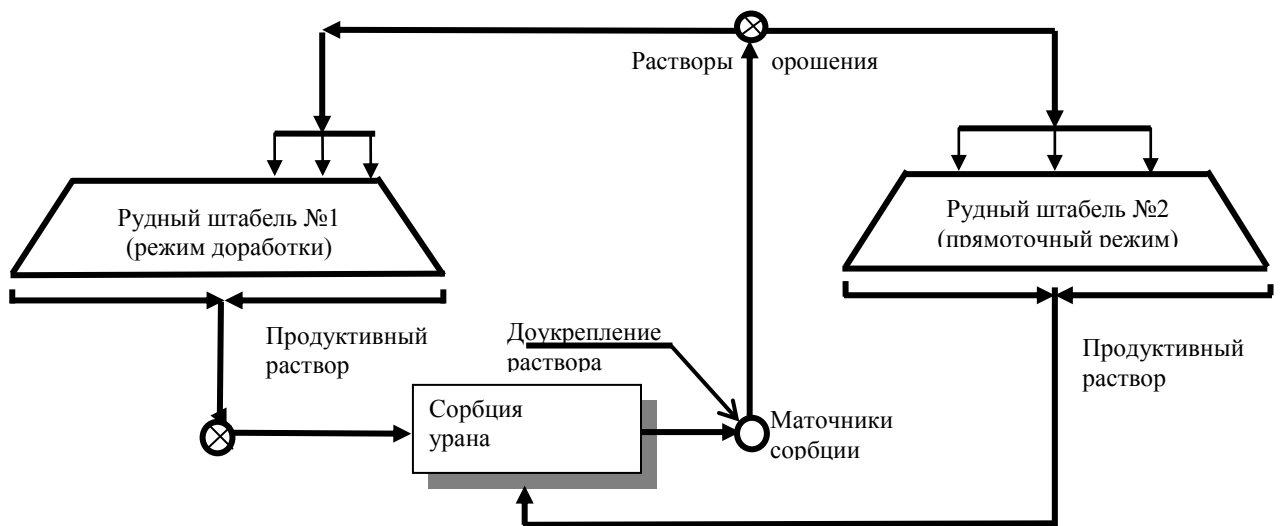


Рисунок 5.14– Базовая схема одновременной отработки штабелей

При «активном» выщелачивании содержание серной кислоты в растворе орошения штабеля № 2 поддерживалось на уровне  $3-5 \text{ г/дм}^3$ . На дорабатываемом штабеле ее концентрация снижалась до  $1-3 \text{ г/дм}^3$  за счет подачи на отвал, помимо подкисленных маточников сорбции, части продуктивных растворов (растворов

рециркуляции). При этом длительность периода «доработки» ограничивалась достижением регламентируемой степени извлечения 65 %. Плотность орошения обоих штабелей варьировала в пределах 3–4 л/(час·т руды).

Получаемые продуктивные растворы с каждого штабеля собирались самооттеком по лоткам в отдельные приемные зумпфы (рисунок 5.15), затем объединялись и направлялись на сорбционную переработку, при этом часть растворов дорабатываемого штабеля (из соответствующего зумпфа) по отдельной линии возвращалась на его орошение.

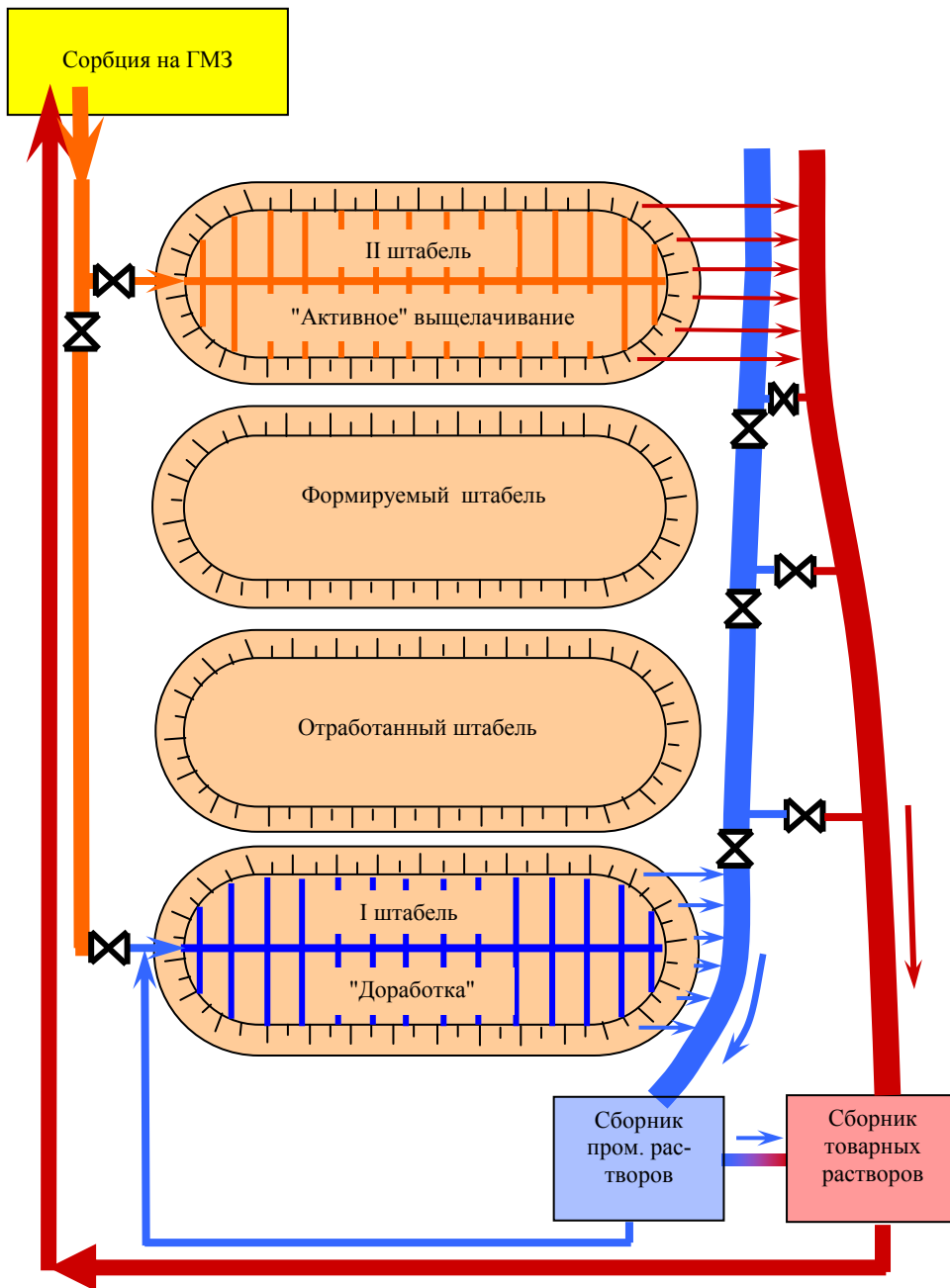


Рисунок 5.15 – Схема совместной обработки «свежего» и частично выщелоченного штабеля КВ

По данной схеме весь объем растворов орошения  $V_{\text{общ.}} = 400\text{--}450 \text{ м}^3/\text{час}$  делился на два потока. Одну часть  $V_1 = 300\text{--}350 \text{ м}^3/\text{час}$  направляли на орошение штабеля № 2, а оставшийся объем  $V_2 = 100 \text{ м}^3/\text{час}$  объединяли с раствором рециркуляции  $V_{\text{общ.}} = 300 \text{ м}^3/\text{час}$  и подавали на орошение штабеля № 1. При этом раствор рециркуляции находился в обороте, а  $100 \text{ м}^3/\text{час}$  обогащенных ураном растворов объединяли с продуктивными растворами штабеля № 2 и направляли на сорбционную переработку на ГМЗ.

В итоге в одновременную переработку был вовлечен весь объем рудной массы штабеля № 1, что обеспечило увеличение выпуска готовой продукции за год с данного штабеля на 25 % относительно прошлого года. В целом по КВ ГМЗ выпуск готовой продукции возрос на 16,5 %.

Показатели отработки штабеля № 1 на ГМЗ представлены в таблице 5.11.

Таблица 5.11 – Показатели процесса «доработки» штабеля № 1 КВ ГМЗ

Период работы штабеля	Время выщелачивания, сут	Ср. содержание U в растворах, г/л		Расход $\text{H}_2\text{SO}_4$ , кг/кг	Ж:Г за год, $\text{м}^3/\text{т}$	Степень извлечения U, %		Удельное извлечение U на $1 \text{ м}^3$ раствора, $\text{кг}/\text{м}^3$
		продуктивных	маточниках сорбции			за год	с начала отработки	
2000 г.	180	0,049	0,023	74,4	0,8	2,5	56,1	26
2001 г.	210	0,048	0,014	60,3	2,4	9,6	65,7	34

Опытно-промышленные испытания схемы растворооборота комплекса КВ с рециркуляцией продуктивных растворов через дорабатываемый штабель № 1, относительно его эксплуатации в прямоточном (по базовой схеме), показали:

- повышение эффективности удельного извлечения металла на единицу объема перерабатываемых продуктивных растворов –  $34 \text{ кг}/\text{м}^3$  вместо  $26 \text{ кг}/\text{м}^3$ ;
- стабильную концентрацию урана в сорбционных растворах ( $0,06 \text{ г}/\text{дм}^3$ ) при постоянном снижении содержания урана в перерабатываемой рудной массе.

Помимо прочего внедрение данной схемы растворооборота на комплексе КВ ГМЗ позволило:

- стабилизировать работу сорбционных напорных колонн (СНК) за счет снижения нагрузки по раствору с 220–230 до 190–200 м<sup>3</sup>/час, не снижая плотности орошения рудной массы;
- снизить концентрацию урана в маточниках сорбции с 0,023 до 0,014 г/л;
- обеспечить одновременную отработку значительных объемов рудной массы при сокращении времени доизвлечения ценного компонента из дорабатываемого штабеля без увеличения объемов сорбционной переработки растворов выщелачивания, повысить производительность участка КВ по выпуску готовой продукции на 15–17 %.

Таким образом, исходя из полученных данных следует, что схема рециркуляции растворов через штабель КВ, находящийся в режиме «доработки», эффективна и способствует увеличению производительности участка КВ.

### **5.6. Исследование влияния поверхностно-активных веществ на улучшение фильтрационных свойств горнорудной массы при кучном выщелачивании**

Одним из методов интенсификации является улучшение фильтрационных свойств рудного материала за счет использования неионогенных поверхностно-активных веществ. Применение ПАВ позволяет повысить смачиваемость руды и улучшить взаимодействие твердой и жидкой фаз за счет снижения поверхностного натяжения растворителя. Улучшение смачивания поверхности сопровождается более интенсивным проникновением раствора внутрь рудных кусков по их порам и трещинам, что позволяет повысить извлечение урана, а также сократить продолжительность процесса переработки руды [1÷4].

При проведении лабораторных и опытно-промышленных исследований использовались неионогенные ПАВ – высокомолекулярные соединения, не образующие ионов в водном растворе. К неионогенным ПАВ относятся полиоксиэтилированные алкилфенолы, продукты полиоксиэтилирования высших карбоновых кислот (стеариновой, олеиновой, смесей жирных кислот), высших спиртов, высших сульфамидов и аминов, полипропиленгликолей.

Целью исследований являлось определение влияния неионогенных ПАВ на интенсивность выщелачивания урана из сырья методами КВ и ПВ, а также изучение изменений технологических свойств рудного материала в процессе его вскрытия. В отчете приведены результаты лабораторных исследований и опытно-технологических работ по кучному выщелачиванию беднобалансовых руд и обогащенного материала забалансовых отвалов предприятия в инфильтрационном режиме с использованием неионогенных ПАВ: «МиК», ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ.

Лабораторные исследования по инфильтрационному выщелачиванию с использованием ПАВов проводились на технологических пробах руды:

- 1 проба массой 300 кг, крупностью -30+0 мм;
- 2 проба массой 490 кг, крупностью -40+0 мм;
- 3 проба массой 200 кг, крупностью -30+0 мм.

Схема подготовки частных проб руды для выщелачивания в колоннах-перколяторах показана на рисунке 5.16.



Рисунок 5.16 – Схема подготовки частных проб из технологической пробы

Рудная масса проб представлена вишнево-бурыми, серыми, зеленовато-серыми, оранжево-серыми трахидацитами, их туфами, туфолавами и туфопесчаниками, 5 % составляли гравелиты смешанного состава, около 20 % – вишневые, буро-красные, серовато-красные базальты, андезито-базальты и их туфы, 15 % –



светло-серые и светло-бурые фельзиты. Содержащиеся в пробе минералы и слагающие породы перечислены в порядке их количественного убывания: это полевые шпаты, гидрослюда, кварц, мусковит, калиевые полевые шпаты, хлорит, турмалин, циркон. Из рудных минералов в пробе присутствуют пирит, гематит, гидроокислы железа, окислы и гидроокислы марганца, настуран, гидроксиды урана, молибденит.

По составу рудный материал всех проб относится к алюмосиликатному типу:  $\text{SiO}_2$  – 63,72–65,8 %,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 10,76–13,51 %, с относительно высокой долей кальция ( $\text{CaO}$  – 3,92–4,42 %) и магния ( $\text{MgO}$  – 1,71–3,25 %), вызывающих повышенный расход серной кислоты на выщелачивании.

Изучение влияния ПАВ на технологические свойства руды в инфильтрационном режиме осуществлялось на лабораторной установке, представленной на рисунке 5.17 и состоящей из серии колонн-перколяторов с ёмкостями для растворов орошения, сборников продуктивных растворов, сорбционных колонн и сборников маточников сорбции. Выщелачивание проводилось на навесках материала массой 1 и 15 кг в лабораторных колоннах диаметром 55 и 133 мм и высотой 600 и 1200 мм соответственно.

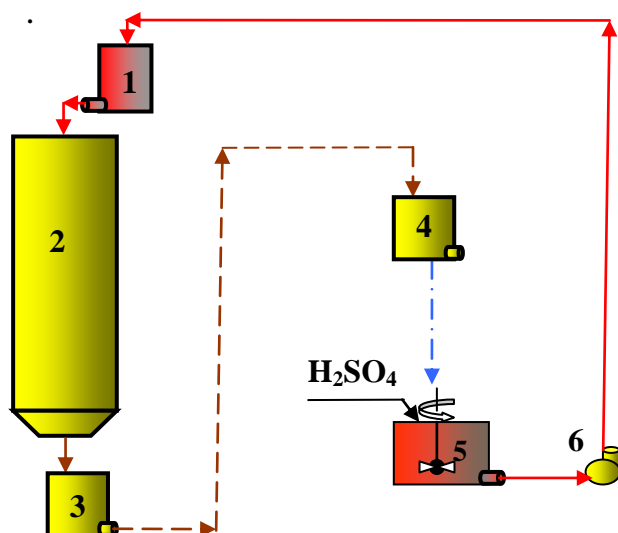


Рисунок 5.17 – Лабораторная установка по моделированию процесса КВ  
Условные обозначения:

- 1 – емкость растворов орошения;
- 2 – колонна-перколятор;
- 3 – сборник продуктивных растворов;
- 4 – сорбционная колонка;
- 5 – сборник маточников сорбции;
- 6 – насос-дозатор
- — — — —▶ – продуктивные растворы;
- ▶ – растворы орошения;
- · — · —▶ – маточники сорбции

Интенсивность оборотного орошения 5–6 л/(час\*м<sup>2</sup>) с концентрацией серной кислоты около 30 г/дм<sup>3</sup> при «закислении» и 3 г/дм<sup>3</sup> в период «активного» выщелачивания и pH= 1,8–2,0. При падении концентрации урана ниже 10 мг/л

выщелачивание прекращали. Далее кек отмывался, просушивался и поступал на анализ.

Расчет степени извлечения урана по кеку осуществлялся по формуле:

$$\varepsilon = \frac{\alpha_0 - \alpha_k}{\alpha_0} \cdot 100, \%,$$

где  $\alpha_0$  и  $\alpha_k$  – содержание урана в исходной и выщелоченной рудной массе (кеке).

### **5.6.1. Кучное выщелачивание продуктивной фракции забалансовой руды с использованием стабилизатора эмульсий «Мик»**

Поисковые опыты по выщелачиванию продуктивной фракции забалансовой руды (проба № 1) с использованием стабилизатора эмульсий «МИК» различной концентрации проводились в инфильтрационном режиме в перколяционных колонках на навесках руды по 1 и 15 кг.

Результаты экспериментальных исследований представлены в таблице 5.12, кинетика извлечения урана показана на рисунке 5.18.

Как видно из представленного материала, извлечение урана составило 82,7–83,1 % при расходах ПАВ 49 и 0,5 кг/тонну и кислоты 62 и 56 кг/тонну соответственно.

Высокое извлечение урана (более 80 %) обусловлено окислением урана при хранении руды в отвале более 20 лет.

Таким образом, при проведении поисковых опытов по интенсификации инфильтрационного выщелачивания продуктивной фракции забалансовой руды с применением в качестве ПАВ стабилизатора эмульсий «Мик» не было получено повышения степени извлечения урана, но был отмечен эффект снижения расхода серной кислоты на его извлечение.

Таблица 5.12 – Результаты инфильтрационного выщелачивания обогащенной забалансовой руды со стабилизатором эмульсий «МиК»

№ опыта	Содержание урана в руде, %	Масса руды, кг	Время выщелачивания, сут	Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		Содержание ПАВ, г/дм <sup>3</sup>	Расход ПАВ, кг/т	Съем продуктивных растворов, м <sup>3</sup> /т	Содержание в растворе выщелачивания, г/дм <sup>3</sup>			Содержание урана в кеке, %	Извлечение урана, %
				кг/кгU	кг/т				U	Fe <sup>3+</sup> /Fe <sup>2+</sup>	pH/ОВП		
Опыты на руде крупностью -30+0 мм													
1*	0,031	15,0	140	191,4	47,9	-	-	12,3	0,020	1,26/1,71	1,99/392	0,006	80,7
2	0,040	15,0	140	130,0	41,6	0,1	2,4	12,1	0,027	1,26/1,62	1,99/388	0,008	80,0
Опыты на руде крупностью -5+0 мм													
3*	0,053	1,0	105	132,5	63,6	-	-	28,3	0,017	0,55/0,48	1,81/420	0,005	90,6
4	0,052	1,0	100	140,2	60,3	1,0	49	27,1	0,016	0,32/0,50	1,81/404	0,009	82,7
5	0,045	1,0	100	151,2	62,0	0,1	5,0	26,4	0,015	0,43/0,53	1,74/406	0,004	91,1
6	0,059	1,0	100	113,5	55,6	0,01	0,5	27,3	0,018	0,33/0,47	1,83/395	0,010	83,1

\*– контрольные опыты, без ПАВ

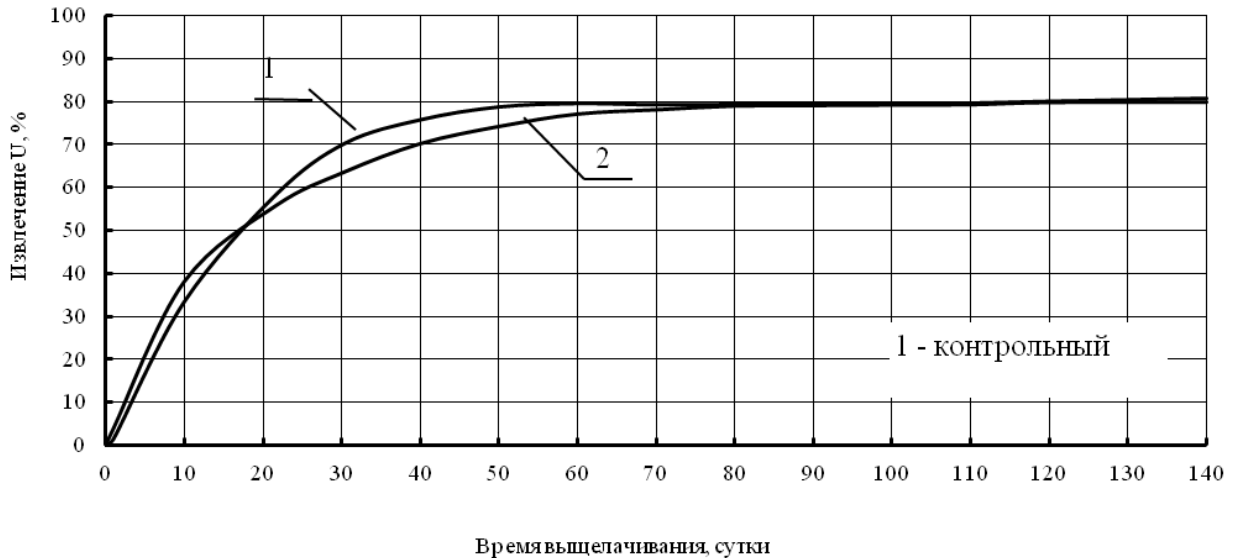


Рисунок 5.18 – Зависимость извлечения урана от времени выщелачивания с использованием ПАВ «МиК»: 1 – без ПАВа; 2 – с ПАВ «МиК» концентрацией 0,1 г/дм<sup>3</sup>

### **5.6.2. Кучное выщелачивание продуктивного сорта забалансовой руды с ПАВ ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ**

Поисковые работы по интенсификации процесса кучного выщелачивания урана из обогащенной забалансовой руды с помощью ПАВ «МиК» фирмы «Флатэк» показали идентичность результатов контрольных опытов без ПАВ и опытов с применением ПАВ «МиК». В исследованиях с использованием в качестве ПАВ ТВИН-20 максимальная степень извлечения урана была достигнута при однократном его добавлении на стадии смачивания руды с концентрацией 0,1 г/дм<sup>3</sup>. Увеличение содержания концентрации ПАВ сверх указанной величины приводило к снижению степени извлечения урана, что, вероятно, обусловлено образованием флоккул, замедляющих процесс диффузии.

Дальнейшие исследования по определению эффективности использования ПАВ для выщелачивания урана проводились с использованием ПАВ ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ с концентрацией в растворах на стадии смачивания руды 0,1 г/дм<sup>3</sup>. Опыты проводились в инфильтрационном режиме в колоннах-перколяторах на трёх навесках технологической пробы № 3 из обогащенного продукта рудосортировки забалансового отвала крупностью -30+0 мм, весом по 15 кг каждая.

Результаты экспериментальных исследований представлены в таблице 5.13, кинетика извлечения урана и динамика расхода серной кислоты приведены на рисунках 5.19, 5.20.

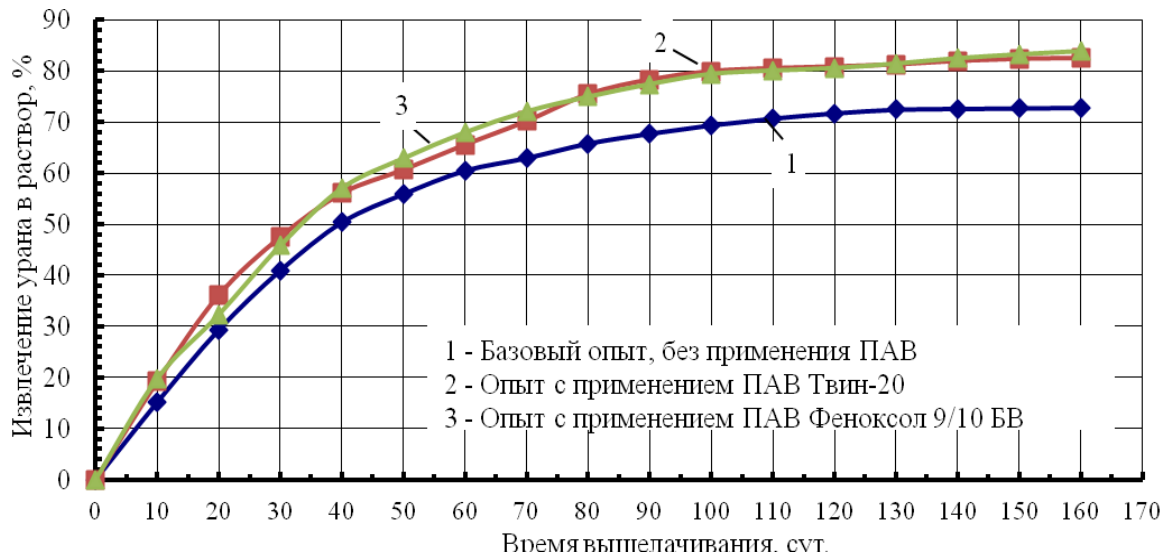


Рисунок 5.19 – Зависимость извлечения урана в раствор от времени выщелачивания при использовании ПАВов: Твин-20 и Феноксол 9/10 БВ

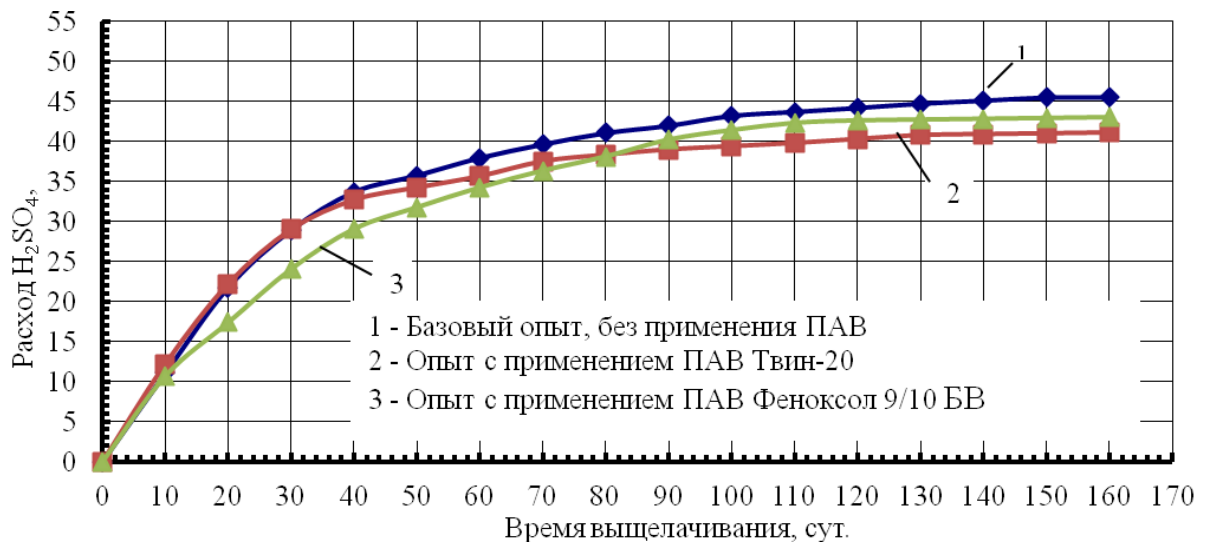


Рисунок 5.20 – Зависимость расхода серной кислоты от времени выщелачивания при применении ПАВов: Твин-20 и Феноксол 9/10 БВ

Извлечение урана за 160 суток выщелачивания в базовом опыте (без ПАВ) составило 72,8 %, в опыте с добавлением в раствор ПАВ ТВИН-20 – 82,5 % и с применением Феноксола 9/10 БВ – 83,9 %, при расходе серной кислоты 45,5; 41,1 и 43,0 кг/т руды соответственно.

Таблица 5.13 – Результаты инфильтрационного выщелачивания обогащенной забалансовой руды с ПАВ

№ опыта	Содержание U, %		Расход H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		Расход ПАВ		Съем продуктивных растворов, м <sup>3</sup> /т	Раствор выщелачивания, г/дм <sup>3</sup>			Извлечение урана в раствор, %
	в исх. руде	в кеке	кг/т руды	кг/кгU	кг/т руды	кг/кгU		U	Fe <sup>3+/2+</sup>	pH/ОВП	
1 контр.	0,040	0,013	41,1	141	-	-	13,1	0,022	2,91/0,22	1,84/500	72,8
с использованием ТВИН-20											
2	0,036	0,006	43,0	145	0,013	0,044	13,3	0,022	3,14/0,17	1,75/509	82,5
с использованием Феноксола 9/10 БВ											
3	0,031	0,005	45,5	175	0,013	0,050	13,0	0,020	3,92/0	1,68/547	83,9

\*Масса руды в колонке – 15 кг; время выщелачивания – 160 суток

Таким образом, при использовании ПАВ ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ с расходом 0,013 кг/тонну руды зафиксировано повышение степени извлечения урана на ~ 10–11 %.

Удельные расходы ПАВ на 1 кг урана составили 0,044 кг/кг для ТВИН-20 и 0,050 кг/кг для Феноксола. Удельный расход кислоты в опыте без ПАВ с наибольшим исходным содержанием урана 0,040 % составил 141 кг/кг U, в опыте с ТВИН-20 с исходным содержанием урана 0,036 % – 145 кг/кгU и в опыте с Феноксом с исходным содержанием урана 0,031 % – 175 кг/кгU. При этом извлечение урана стало максимальным, а съем продуктивных растворов минимальным именно в опыте с Феноксом, что подтверждает повышение эффективности смачивания руды и улучшение проникновения растворов выщелачивания в рудные куски в присутствии ПАВ.

Зависимость извлечения урана в раствор от времени выщелачивания при использовании ПАВов Твин-20 и Феноксол 9/10 БВ описывается формулой

$$\varepsilon_I = t / (0,5498 + 0,000751 \cdot t). \quad (5.9)$$

### Выводы по главе 5

1. В процессе исследований установлена тенденция повышения извлечения урана в раствор при выщелачивании по мере увеличения среднего содержания в выщелачиваемой руде. Уровень извлечения в 85 % достигается на 250 сутки выщелачивания для руд с содержанием урана в исходной руде более 0,15 %. Зависимость описывается формулой  $\varepsilon_I = t / (0,84 + 0,01 \cdot t - 0,00001 \cdot t^2)$ .

2. Эффективность извлечения урана в раствор при выщелачивании беднобалансовой руды при уменьшении размера куска со 100 до 10 мм возрастает. Из фракции крупности -25 и -10 мм в раствор переходит около 90 % урана при времени выщелачивания соответственно 270 и 210 суток. Зависимости описываются формулами соответственно:  $\varepsilon_I = 1,17 + 0,75 \cdot t - 0,002 \cdot t^2$  и  $\varepsilon_I = -0,08 + 1,0 \cdot t - 0,03 \cdot t^2$ . Для фракции крупности -50 мм зависимость извлечения урана в раствор при крупности куска -50+0 представлена выражением  $\varepsilon_I = 2,02 + 0,56 \cdot t - 0,001 \cdot t^2$ .

3. Динамика извлечения урана в раствор в режиме активного выщелачивания при концентрации серной кислоты в 10 г/л описывается формулой  $\varepsilon_1 = t / (0,84 + 0,01 \cdot t^2)$ .

4. Снижение плотности орошения ( $\rho$ ) менее 4 л/(час·т) ведет к увеличению продолжительности процесса выщелачивания. Ее повышение при относительно одинаковой конечной степени извлечения урана влечет за собой значительный рост съема продуктивных растворов ( $f$ ) при одновременном снижении в них концентрации урана и описывается выражением  $f = 1,21\rho + 0,08$ , м<sup>3</sup>/т.

5. Предложенная схема рециркуляции растворов через штабель КВ, находящийся в режиме «доработки», позволила:

- стабилизировать работу сорбционных напорных колонн (СНК) за счет снижения нагрузки по раствору с 220–230 до 190–200 м<sup>3</sup>/час, не снижая плотности орошения рудной массы;

- снизить концентрацию урана в маточниках сорбции с 0,023 до 0,014 г/л;

- повысить производительность участка КВ по выпуску готовой продукции на 15–17 %.

6. Использование ПАВов Твин-20 и Феноксол 9/10 БВ для активации процесса выщелачивания позволило повысить извлечение урана в раствор на 10 %.



## **ГЛАВА 6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТРАБОТКИ БЕДНОБАЛАНСОВОГО И ЗАБАЛАНСОВОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ**

В главе 6 предложены технологические схемы рудоподготовки и кучного выщелачивания беднобалансовых и забалансовых урановых руд [15, 20, 21, 23, 45, 55, 101].

### **6.1. Технологические схемы рудоподготовки беднобалансовых руд**

Предлагаемые технологические схемы являются усовершенствованными схемами существующей на ПАО «ППГХО» технологии отработки убогого уранового сырья, разработанными в процессе выполнения научно-исследовательских работ.

Технологическая схема рудоподготовки бедных по содержанию урана руд представлена на рисунке 6.1 и включает следующие операции [8].

#### 1. Рудоподготовка руд текущей добычи:

- повагонеточная сортировка горнорудной массы текущей добычи радиометрическим методом по содержанию урана на 4 сорта: пустая порода ( $<0,010$  %), забалансовая руда ( $0,010$ – $0,029$  %), беднобалансовая и рядовая руда ( $0,030$ – $0,199$  %), богатая руда ( $>0,200$  %);
- транспортировка горнорудной массы по сортам: пустая порода – отвалы пустых пород, забалансовая руда – отвалы забалансовых руд, беднобалансовая, рядовая руда и богатая руда – шихтовочный (рудный) склад ГМЗ;
- переработка богатой руды на ГМЗ;
- транспортировка беднобалансовой и рядовой руды на рудосортировочный комплекс;
- отмывка беднобалансовой и рядовой руды от шламов и глин с их направлением в ГМТ;
- сортировка бедных и рядовых руд по классу крупности;
- дробление до класса  $-100+30$  мм;

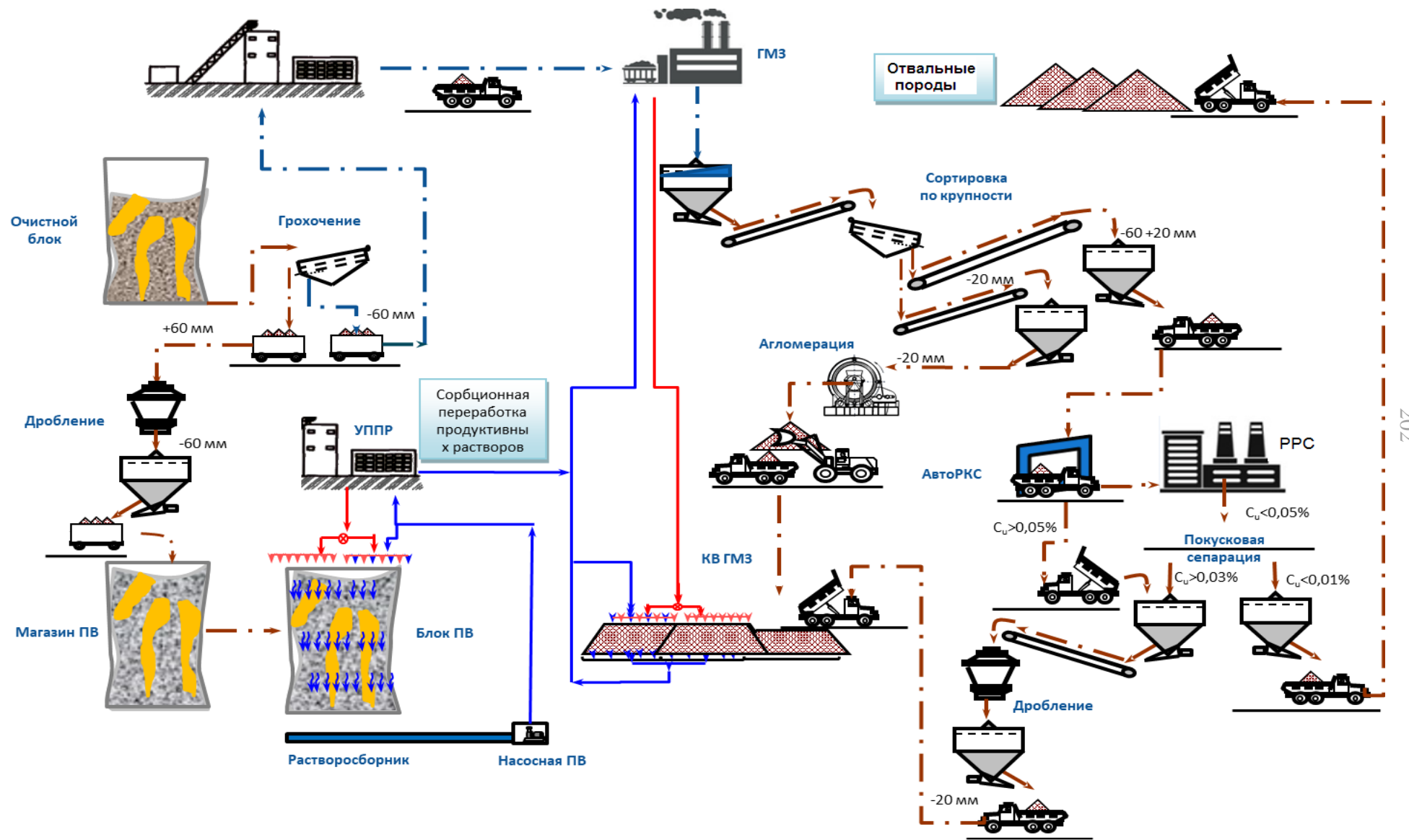


Рисунок 6.1 – Принципиальная технологическая схема рудоподготовки беднобалансовых урановых руд

- покусковая рентгенорадиометрическая сепарация руд с выделением сортов: отвальные породы ( $<0,030\%$ ), продуктивный класс КВ ( $0,030-0,120\%$ ); продуктивный класс ГМТ ( $>0,120\%$ );

- транспортировка рассортированной руды на дальнейшие технологические операции: отвальные породы – отвалы забалансовых руд и пустых пород; продуктивный сорт КВ на кучное выщелачивание на территории ГМЗ; продуктивный класс ГМТ и шламы отмывки руд – гидromеталлургическая переработка;

- продуктивный класс КВ – дробление до размера кондиционного куска КВ;

- укладка дробленой руды в штабели КВ ГМЗ.

## 2. Рудоподготовка забалансовой руды:

- опробование поверхности отвалов забалансовых руд;

- снятие обедненной части отвала и складирование в отвалы пустых пород;

- грохочение забалансовой руды с разделением на классы крупности: класс  $+100$  мм, класс  $-100+30$  мм, класс  $-30+0$ ;

- транспортировка расситованной горной массы: класс  $+100$  мм в отвалы пустых пород, класс  $-100+30$  мм на покусковую сепарацию, класс  $-30+0$  мм на окомкование;

- покусковая сепарация класса  $-100+30$  мм с выделением отвальных пород с содержанием урана  $<0,010\%$ ;

- дробление сорта с содержанием урана  $>0,010\%$  до размера кондиционного куска КВ;

- укладка руды кондиционной крупности с содержанием урана  $>0,010\%$  и окомкованного материала в штабели КВ рудника или ЦНИЛа Согласно технологической схеме (рисунок 6.1) технология подготовки руд текущей добычи делится на два этапа.

**Первый этап** состоит в повагонеточной (крупнопорционной) сортировке добываемой горнорудной массы с разделением на технологические сорта по содержанию в них урана. Рудосортировка осуществляется на выдачных шахтных стволах радиометрическим методом с помощью рудоконтрольных станций типа РКС-КМ.

Из общего потока горнорудной массы выделяются следующие технологические сорта по содержанию в них урана:  $<0,010\%$  – пустая порода;  $0,010\text{--}0,029\%$  – забалансовая руда;  $0,030\text{--}0,199\%$  – сорт КВ;  $>0,200\%$  – технологический сорт ГМТ. Каждый из выделенных сортов направляется в отдельный бункер, где накапливаются до отгрузки по назначению.

Аппаратная схема повагонеточной сортировки приведена на рисунке 6.2.

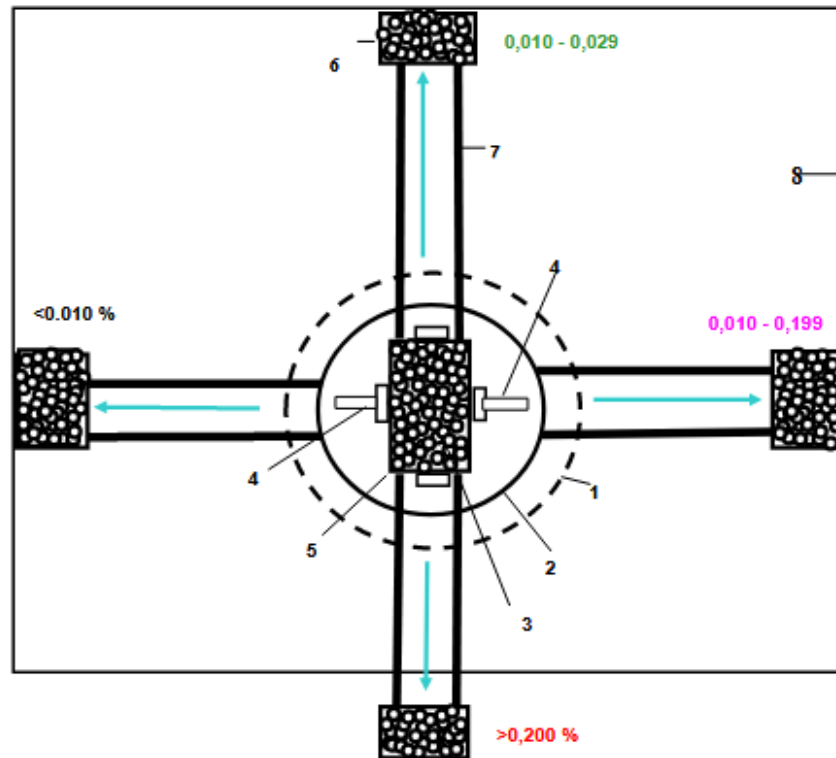


Рисунок 6.2. – Аппаратная схема повагонеточной сортировки добываемой горнорудной массы:  
 1 – ствол шахты; 2 – поворотный круг; 3 – вагонетка; 4 – датчики РКС; 5 – горнорудная масса;  
 6 – накопительный бункер для сорта забалансовая руда; 7 – железнодорожные рельсы;  
 8 – надшахтное здание, отметка +10 м

Продукты повагонеточной сортировки направляются на дальнейшие технологические операции.

Пустая порода ( $<0,010\%$ ) направляется для складирования в отвалы пустых пород; забалансовая руда ( $0,010\text{--}0,029\%$ ) – в отвалы забалансовых руд; сорт КВ ( $0,030\text{--}0,199\%$ ), сорт ГМТ ( $>0,200\%$ ) – шихтовочный склад ГМЗ со складированием в разные штабели с предварительным контролем качества на автомобильной

АРКС типа КМ. В дальнейшем сорт КВ направляется на РРС для покусковой сепарации, сорт ГМТ – на гидрометаллургическую переработку на ГМЗ.

Транспортировка горнорудной массы осуществляется автомобильным транспортом (автосамосвалы типа Белаз-7540).

**Второй этап рудоподготовки** заключается в покусковой сепарации руд сорта КВ (рис. 6.1).

Доставленная на РРС руда сорта КВ отмывается от шламов и глин, которые улавливается и накапливается в специальном шламоприемнике. Отмытая руда додрабливается на щековой дробилке типа СДМ-111 до класса крупности -100 +30 мм и направляется на покусковую сепарацию рентгенорадиометрическими сепараторами СРФ 4-150 и сепараторами СРФ 2-250.

В рентгенорадиометрических сепараторах ООО «РАДОС» используется модификация РРМ – рентгенофлуоресцентный метод (РФМ), реализованный на основе специальных рентгеновских излучателей прострельного типа ПРАМ-50 и ПРАМ-50М (разработка и производство ООО «Спектрофлэш» и ООО «Синтез», г. Санкт-Петербург). По названию метода сепараторам присвоен тип СРФ – сепаратор рентгеновский флуоресцентный.

Для возбуждения и анализа определяемых элементов первичный спектр задаётся оптимальным образом путём фильтрации прямого излучения рентгеновской трубки и управления её анодным током и напряжением.

При решении задачи определения урана РРМ используются его две основные аналитические линии ХРИ  $L$ -серии:  $UL_{\alpha}=13,6$  кэВ;  $UL_{\beta}=17,6$  кэВ.

В сепараторе СРФ2-150 эти аналитические линии возбуждаются первичным рентгеновским излучением рентгеновской трубкой прострельного типа БС-6 (материал анода Ag). При решении задачи определения урана РРМ используются его следующие аналитические линии ХРИ  $L$ -серии:  $UL_{\alpha}=13,6$  кэВ;  $UL_{\beta}=17,6$  кэВ.

Характерные вторичные рентгеновские спектры от образцов урановых руд и породы представлены на рисунках 4.4 и 4.5 (сепаратор СРФ2-150, счетчики СИ11Р-3-Хе).

Процесс сепарации производится под управлением компьютерной программы. Отсечки сорта руды, заложенные в программу, позволяют производить покусковое разделение потока рудной массы на сорта: хвосты ( $<0,030$  %), беднобалансовые руды ( $0,030-0,120$  %); концентрат ГМЗ ( $>0,120$  %). Кусок с определенным параметром содержания урана сбивается шиббером в одну из трех корзин, где продукты покусковой сепарации и накапливаются.

Выделенные сорта руд транспортируются: отвальные породы – отвалы забалансовых руд и пустых пород; технологический сорт КВ – кучное выщелачивание на территории ГМЗ; технологический сорт ГМТ и шламы отмывки руд – гидрометаллургическая переработка.

Руды технологического сорта КВ дробятся до размера кондиционного куска КВ ( $-30+10$  мм) на конусной дробилке типа КМД-1200Гр и укладываются в штабели КВ.

## **6.2. Технология рудоподготовки забалансовых руд к кучному выщелачиванию**

Исходная забалансовая руда представлена лежалыми рудами забалансовых отвалов и вновь складированной забалансовой рудой текущей добычи и РРС беднобалансовых руд.

Поверхность отвалов лежалых забалансовых руд подвергаются радиометрическому опробованию по сети  $5*5$  м. Опробование осуществляется ручными радиометрами РЛГ-01Д или ОХРА-1М.

Обедненная верхняя часть отвала (зона 1) в силу миграции урана в нижние слои горной массы экскаваторами типа Hitachi ZX 330 отгружается в автосамосвалы и транспортируется в отвалы пустых пород. Продуктивная ( $>0,010$  %) горная масса подвергается грохочению на вибрационных грохотах типа 2YZS1237 с выделением классов крупности  $+100$  мм, класс  $-100+30$  мм, класс  $-30+0$ . Класс крупности  $+100$  мм обеднен ураном, поэтому транспортируется в отвалы пустых пород. Продуктивными являются классы  $-100+30$  мм и  $-30$  мм.

Класс  $-100+30$  мм направляется на покусковую РРС на передвижных сепараторах СРФ4 -150 с выделением отвальных пород с содержанием урана  $<0,010$

%). Продукт с содержанием более 0,010 % подвергается дроблению до размера куска -30+10 мм на конусной дробилке типа КМД-1200Гр и укладывается в штабели КВ рудника. Отвальные породы сепарации транспортируются в отвалы пустых пород автосамосвалами типа HOWO.

Класс крупности -30 мм подвергается окомкованию на агломерационной установке типа ОБ-3,2\*8. При окомковании к горнорудной массе добавляется натриевое жидкое стекло и закрепитель «Мираж». Расход в расчете на 1 т руды: жидкого стекла – 200 кг, закрепителя – 50 кг.

Окомкованная рудная масса укладывается в штабели КВ. Принципиальная технологическая схема рудоподготовки техногенных забалансовых руд представлена на рисунке 6.3.

### **6.3. Технологические схемы кучного выщелачивания беднобалансовых и забалансовых руд**

Подготовка к кучному выщелачиванию состоит из следующих технологических операций:

- подготовка основания рудного штабеля;
- отсыпка рудного штабеля;
- монтаж оросительной системы;
- обустройство системы улавливания продуктивных растворов.

#### **6.3.1. Технология подготовки основания рудного штабеля**

Формирование штабеля осуществляется отсыпкой руды технологического сорта КВ на высоту до 10–12 м. Отсыпка штабеля производится последовательно, по мере отработки предыдущего штабеля. Время отработки одного штабеля составляет от 8 до 24 месяцев. За это время формируется очередной штабель, а из отработанного – выщелоченная горнорудная масса вывозится в отвал.

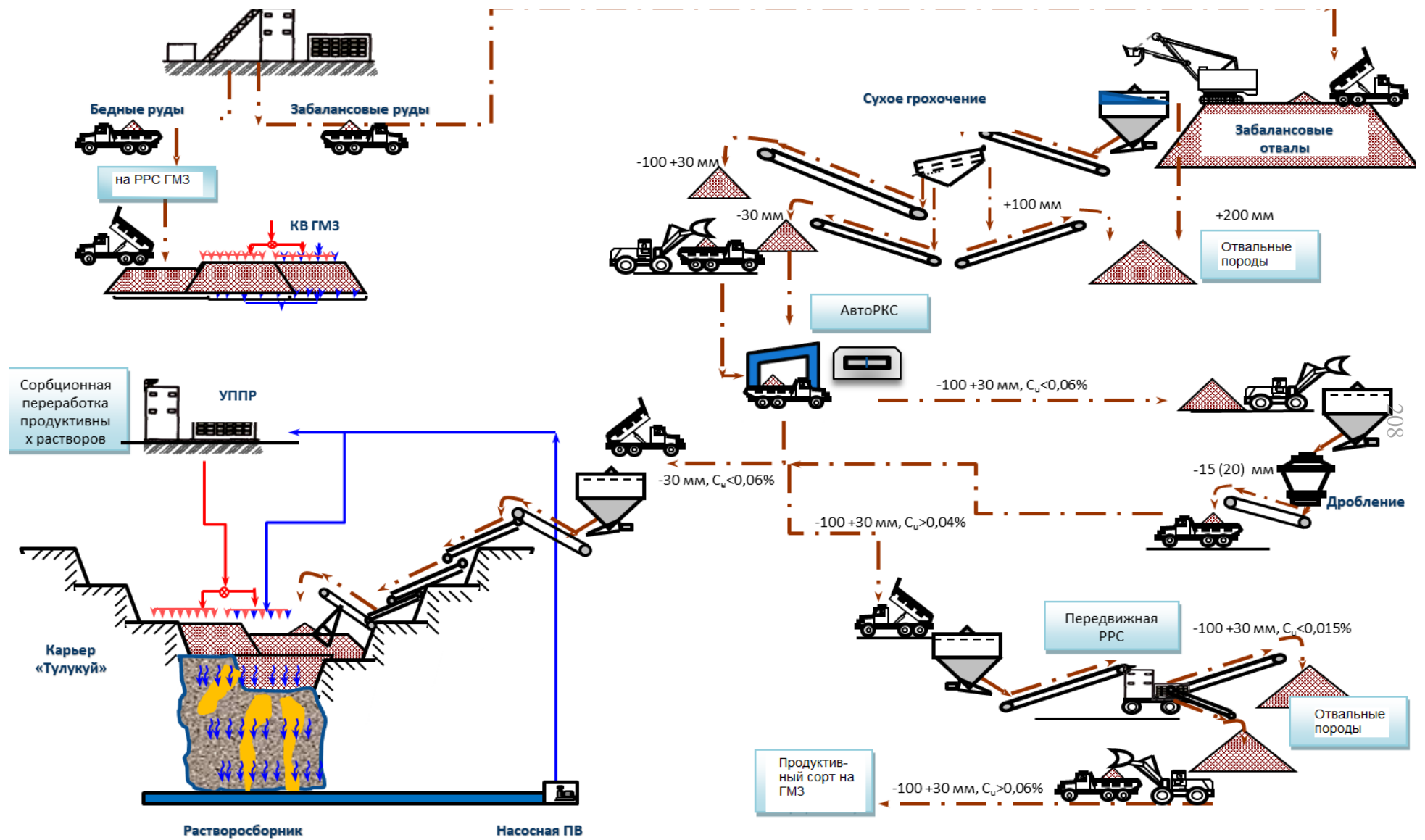


Рисунок 6.3 – Схема рудоподготовки забалансовых руд к кучному выщелачиванию в отработанном Тулукуевском урановом карьере



Формирование штабеля проводится на гидроизолированное основание, сформированное ранее и имеющее естественный уклон основания штабеля  $3-5^\circ$  в продольном и поперечном направлениях. Параметры площадки кучного выщелачивания (КВ) по основанию –  $800 \times 290$  м, площадь основания – 232 тыс. м<sup>2</sup>. Экраном для штабелей является уплотнённый суглинок мощностью 0,5 м, двойная полиэтиленовая плёнка толщиной 0,4 мм. Для предотвращения его повреждения крупными кусками беднобалансовой руды отсыпают защитный слой толщиной более 0,3 м.

По периметру основания площадки отсыпан защитный вал высотой 1,5 м, в котором заведена и закреплена полиэтиленовая плёнка.

Лотки для сбора продуктивных растворов располагают в западной части площадки. Уклон основания штабелей выполняют в сторону лотков.

Для сбора продуктивных растворов вдоль основания площадки КВ сооружают раствороприемный желоб. Желоб представляет собой бетонный лоток, футерованный полиизобутиленом и кислотоупорным кирпичом.

Сопряжение гидроизоляции днища и желоба выполнено полиизобутиленом и полиэтиленовой пленкой.

Устройство основания для рудного штабеля под КВ показано на рисунках 6.4–6.6.

Технология экранирования площадки производится в следующей последовательности:

- с поверхности площадки растительный слой грунта срезается бульдозером на глубину  $h = 0,15-0,2$  м и перемещается в отвал на расстояние до 30 м. Из отвала грунт грузится экскаватором в самосвал и транспортируется в организованные кавальеры.

- формируется  $3^\circ$  уклон поверхности основания штабеля в продольном и поперечном направлениях;

- отсыпается защитный слой суглинка высотой 0,5 м с последующим увлажнением и уплотнением до  $\gamma_{ск} = 1,55$  т/м<sup>3</sup>;

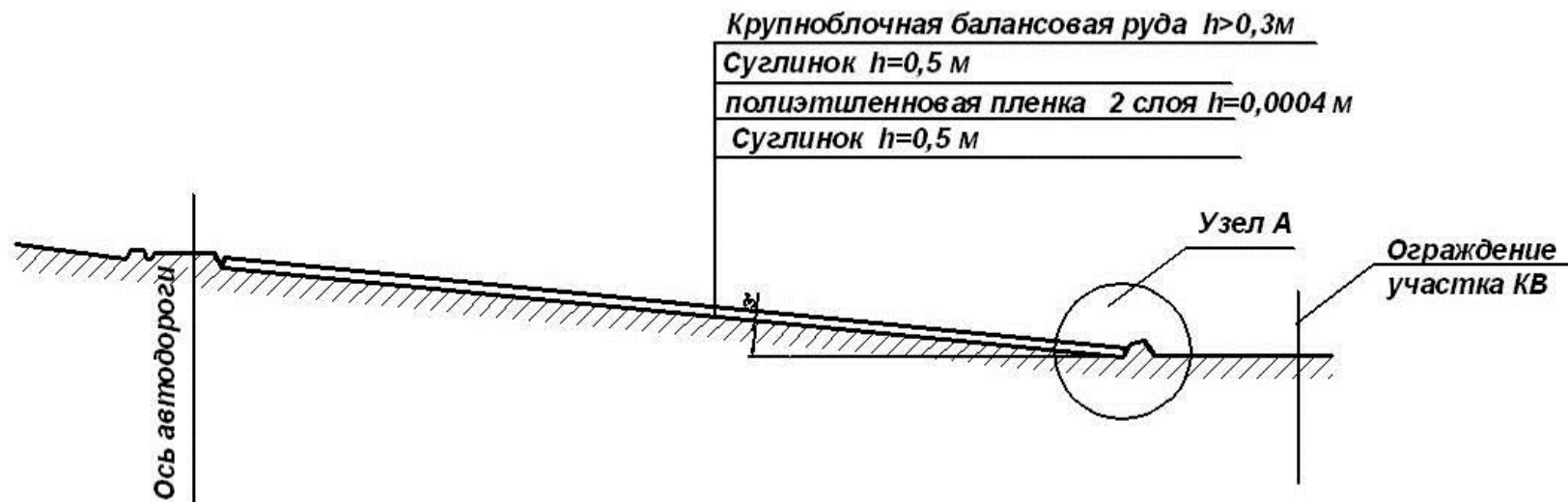


Рисунок 6.4 – Поперечный разрез основания отвала

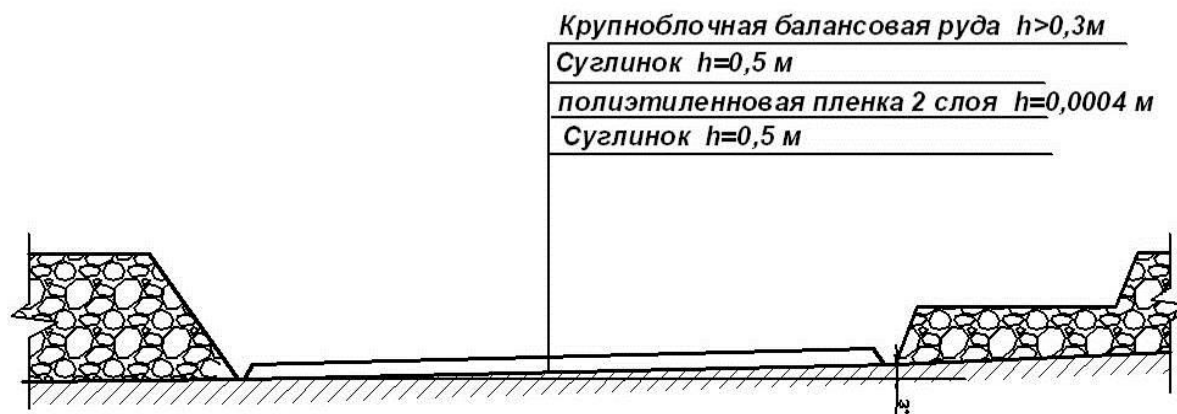


Рисунок 6.5 – Поперечный разрез основания отвала

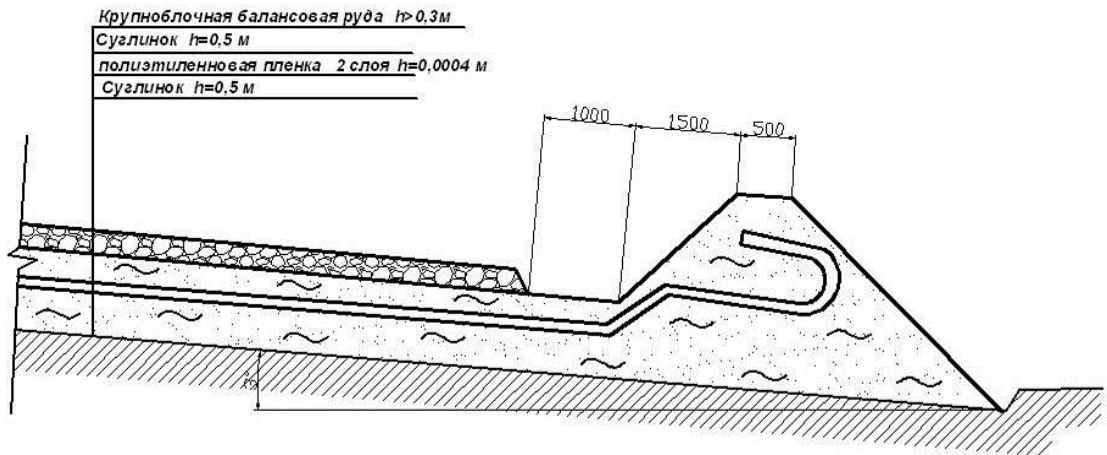


Рисунок 6.6 – Конструкция приема продуктивных растворов (узел А)

- укладывается и сваривается в полотнище полиэтиленовая плёнка (ГОСТ 10354-82, марка «В») толщиной 0,2 мм в два слоя (толщина 0,4 мм) с устройством компенсаторов;
- устраняются дефекты полиэтиленовой пленки (мелкие отверстия диаметром до 10 мм, порывы или порезы длиной до 100 мм) путём проклеивания в 4–5 слоёв лентой полиэтиленовой с липким слоем по ГОСТ 20477-75;
- отсыпается защитный слой суглинка высотой 0,5 м с последующим увлажнением и уплотнением до  $\gamma_{ск} = 1,55 \text{ т/м}^3$ ;
- на уплотнённый суглинок производится укладка бедной балансовой руды  $h \geq 0,3 \text{ м}$ , выполняющей роль контактного и дренирующего слоя;
- производится устройство защитного вала из суглинка по периметру основания штабеля высотой 0,7 м с доводом полиэтиленового экрана на защитный вал и его закреплением;
- производится устройство защитного слоя из суглинка для экрана, заведённого на защитный вал, слоем суглинка 0,8 м по уклонам откосов вала 1:1,5;
- отсыпается и утрамбовывается щебень по всей поверхности защитного вала на глубину 0,07 м.

### 6.3.2. Варианты формирования рудного штабеля для КВ

Практика предприятий, занимающихся добычей руды методом КВ, показала возможность применения различных способов отсыпки штабелируемого материала:

- самосвалами;

- конвейерами;
- насосами и гидравлическими элеваторами типа «Торнадо» (гидравлический).

Представленные варианты имеют ряд достоинств и недостатков, которые сведены в таблицу 6.1.

Таблица 6.1 – Достоинства и недостатки различных способов формирования штабелей кучного выщелачивания

Способ формирования штабеля	Недостатки	Достоинства
Самосвальная отсыпка с выравниванием сформированного штабеля	Уплотнение руды под весом самосвалов; обеспечить ухудшение условий для равномерного пропитывания и фильтрации выщелачивающих растворов; сложность рыхления штабеля; частые порывы пленки	Простая организация работ
Конвейерная укладка	Высокая стоимость	Высокая производительность, равномерность укладки штабеля с заданным разрыхлением
Гидравлический способ	Высокая стоимость и требования к руде; большое количество воды	Равномерность укладки штабеля

Учитывая вес автосамосвалов (особенно груженых), повышенное содержание в рудной массе глинистых материалов, происходит уплотнение штабеля и создание водоупорных зон. Вследствие чего при ведении процесса выщелачивания фильтрация растворов через штабель проходит значительно медленнее, вплоть до ее полного прекращения, что подтверждается результатами опробования выщелоченной горнорудной массы штабеля. Выявленные причины являются факторами, снижающими извлечение урана (вместо проектных 70–75 % составляет 60–65 %) и увеличивающими время выщелачивания (вместо 1 года до 2–2,5 лет).

Из таблицы 6.1 видно, что способ самосвальной отсыпки штабеля с выравниванием штабеля подтверждает выявленные на ОАО «ППГХО» проблемы (уплотнение руды, снижение извлечения и т. д.). Применение гидравлического способа останавливает слишком короткое лето (вода постоянно будет замерзать весной и осенью) и высокие требования к руде. Конвейерный способ является

наиболее эффективным, но на предприятии его внедрение сдерживается отсутствием необходимого оборудования.

### **6.3.2.1. Формирование рудного штабеля для КВ автосамосвалами**

Отсыпка беднобалансовой руды на подготовленное гидроизолированное основание производится последовательно штабелями (уступами высотой 5–6 м) с помощью механизированных средств карьерными автосамосвалами типа БелАЗ-548. Формирование штабеля проводится разравниванием гусеничным бульдозером (типа Т-500), путем наталкивания куч рудной массы, отсыпаемых автосамосвалами (рисунок 6.7).

Отсыпка опытного штабеля на защитный слой осуществляется бульдозером на всю высоту (5–6 м), отупающим порядком, путём разравнивания с куч рудной массы, отсыпаемых автосамосвалами. Высота штабеля 5–6 м. Общая масса рудного материала определяется по площади основания штабеля. Размеры штабеля увязываются с фактическими высотными отметками на месте.

По завершении формирования штабеля на его поверхности устраивается горизонт орошения, прокладкой магистральной трубы и перфорированных полиэтиленовых труб, врезаемых в магистральную трубу.

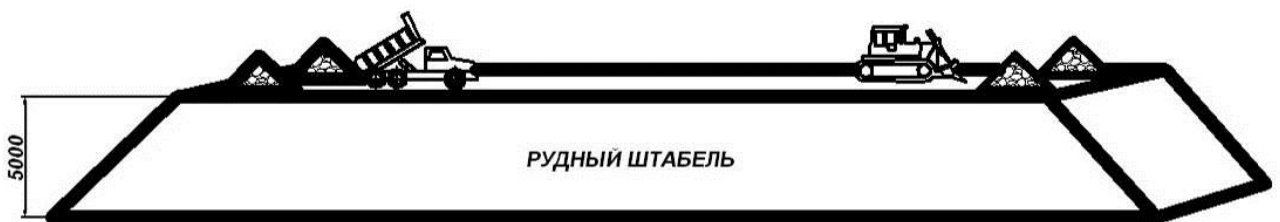


Рисунок 6.7 – Схема формирования штабеля высотой 5–6 м

Порядок отсыпки штабеля:

1. Высота формирования каждого слоя (яруса) штабеля до 5–6 м.
2. Укладка рудной массы автотранспортом на основание штабеля выполняется методом «кучной отсыпки» в отступающем порядке.
3. Разравнивание слоя отсыпанных куч руды производится бульдозером, с формированием на необходимую высоту (до 5–6 м) наталкиванием.

4. Поверхность каждого слоя взрыхляется на глубину 0,5–0,7 м с применением бульдозера Т-500; Т-300 или с помощью ковша самоходного экскаватора ЭО-4121 в отступающем порядке от края штабеля.

5. После завершения формирования слоя штабеля в запланированных объемах производится его отработка, а поступающие для КВ объемы руды с ЦРД и текущей добычи рудников направляются на формирование следующего штабеля.

6. После завершения выщелачивания нижнего яруса штабеля оросительная система демонтируется и на нижний ярус отсыпается верхний ярус, который оборудуется в том же порядке, что и нижний.

Указанный порядок формирования штабелей КВ позволяет в значительной мере снизить вероятность переуплотнения отдельных зон поверхности штабеля, повысить эффективность фильтрации растворов и, как следствие, в комплексе с другими методами совершенствования процессов КВ сократить время отработки одного штабеля (отдельного яруса) до 600–700 суток.

По окончании формирования штабеля на его поверхности (после ее взрыхления) и откосах монтируется система орошения путем укладки магистральных и перфорированных оросительных трубок и производится процесс выщелачивания руды.

После завершения процесса выщелачивания штабеля (блока) оросительная система снимается. В последующем, на поверхности отработанного штабеля формируется очередной блок.

Выгрузка отработанной рудной массы с гидроизолированного основания осуществляется в теплый период года после отработки последней секции штабеля экскаватором, наступающим порядком, начиная со стороны дороги. При этом на гидроизолированном основании, для предотвращения нарушения гидроизоляции, оставляется слой отработанной рудной массы («подушка») высотой 0,7–1,0 м с уклоном  $-3^\circ$  в сторону сборных лотков, формируемым бульдозером.

### ***6.3.2.2. Формирование рудного штабеля для КВ конвейерной укладкой в днище отработанного карьера***

Конвейерная система приспособлена для сооружения штабеля из дробленых и агломерированных руд. Эта технология обеспечивает минимальное механическое воздействие на руду. Каждая конвейерная система отличается по параметрам. Вначале дробленую руду выгружают из бункеров, на главный конвейер – это один из основных элементов конвейерной системы. С главного конвейера руду транспортируют системой промежуточных конвейеров к радиальному рычажному конвейеру – укладчику. Этот укладчик самоходный и может двигаться как назад, так и в сторону. Телескопическая секция в конце погрузчика повышает его подвижность в размещении руды.

В типичном случае погрузчик сначала сооружает два конуса в углах основания. Конусы постоянно расширяются, пока они не сомкнутся. В этой позиции образуется протяженный гребень руды от края до края площадки установленной высоты слоя, обычно до 10 м. Затем укладчик размещает руду на площадке методом «зигзаг», постепенно расширяя гребень до полного заполнения. При правильной работе укладчика получают почти ровную поверхность штабеля. Когда укладчик движется назад, т. е. когда штабель наращивается в направлении укладчика, секции промежуточных конвейеров можно перемещать за минимальное время.

Одним из способов образования штабеля является использование радиального штабелеукладчика, при применении которого образуется штабель радиального типа (рисунок 6.8).

Штабелеукладчик состоит из наклонного конвейера и шасси. Конвейер в свою очередь состоит из приводной-натяжной станции, металлоконструкции и обводных барабанов, а шасси – из радиальной и транспортной тележек штабелеукладчика. Конвейер зафиксирован на шасси растяжками и соединяется с хоппером при помощи трехшарнирного шкворня. Перевод штабелеукладчика в транспортное положение производится при помощи гидроцилиндров, имеющих отдельный привод.

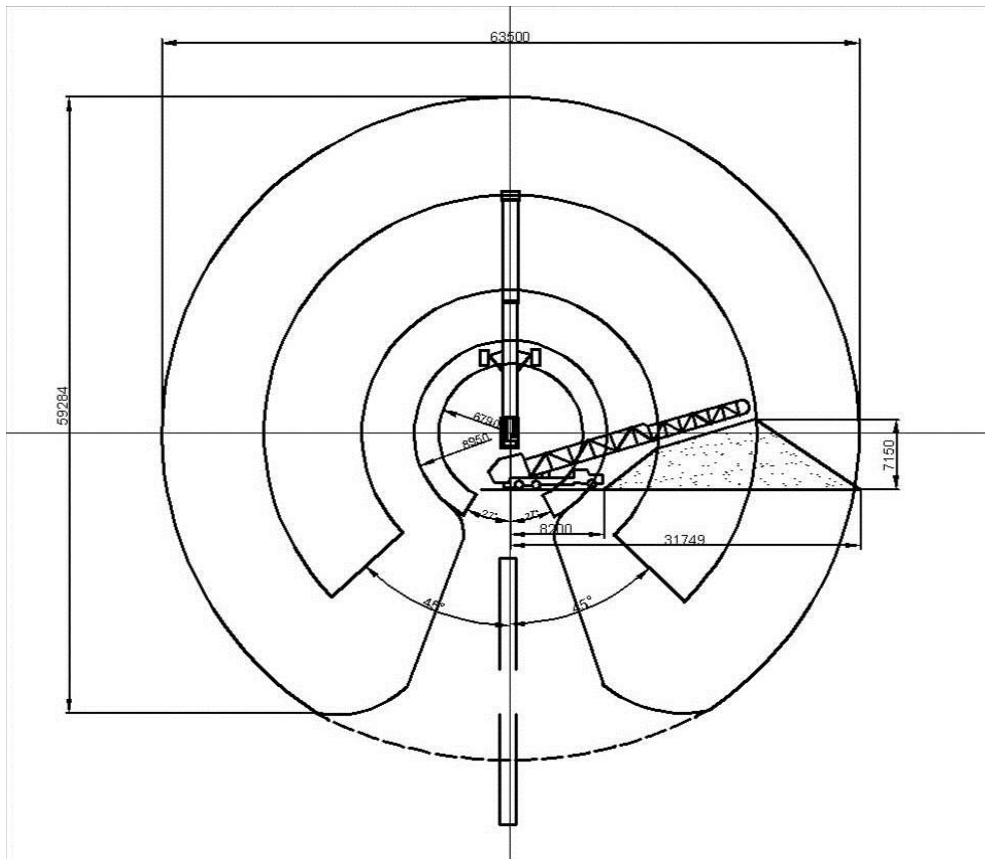


Рисунок 6.8 – Схема укладки штабеля радиальным штабелеукладчиком

### 6.3.3. Система орошения штабеля и дренажное устройство

Подача растворов орошения (маточники сорбции и ПАВ) из зумпфа растворов орошения УППР,  $V=200 \text{ м}^3$ , осуществляется по полиэтиленовым трубам ПНД-160Т (диаметром 160 мм) в коллектор системы орошения по поверхности штабеля из полиэтиленовых труб ПНД (диаметром 32 мм). Интенсивность орошения штабеля –  $25\text{--}30 \text{ л}/(\text{час}\cdot\text{м}^2)$ . Сбор растворов выщелачивания осуществляется в проектируемый лоток опытного штабеля и по нему в зумпф сорбции УППР,  $V=60 \text{ м}^3$  с последующей переработкой на узлах сорбции и десорбции.

Приготовление рабочих растворов осуществляется в зумпфе орошения путём доукрепления маточников сорбции серной кислотой до необходимой концентрации и подачей ПАВ. Восполнение естественных потерь оборотных растворов (испарения с поверхности штабеля) производится шахтной водой.

На штабеле рабочий раствор поступает в участковый полиэтиленовый трубопровод (ПНД-160Т) диаметром 160 мм с последующей разводкой через 1,5–2,0



мм по всей поверхности штабеля и его откосов через перфорированные трубки диаметром 32 мм (ПНД-32С). Размер отверстий в оросительных трубках составляет 4 мм, расстояние между ними – 0,5–0,8 м. Теплоизоляция трубопроводов выполняется матами из минеральной ваты с последующей обмоткой слоем черной полиэтиленовой пленки.

Узел приготовления рабочих растворов состоит из зумпфа объемом 200 м<sup>2</sup>, также выполненного из кислотоупорного кирпича и футерованного полиизобутиленом. Он оснащен четырьмя парами насосов (7ХП-280/42 и АХ-150/200) с автоматическим контролем «нижнего», «среднего» и «верхнего» уровней и рН рабочих растворов. Зумпф состоит из двух камер объемом по 50 и 150 м<sup>3</sup> каждая. Камера № 1 предназначена для приготовления растворов «закисления», камера № 2 – для работы в режиме «активного» выщелачивания.

Ёмкости хранения ПАВ (железные бочки массой 200 кг каждая) завозятся на отметку +0 м УППР КВ-2 автотранспортом. Выгрузка ёмкостей происходит при помощи электрического тельфера. Приготовление рабочего раствора ПАВ осуществляется на отметке +7,3 м УППР в контактном чане объемом 1 м<sup>3</sup>. Декантование ПАВ из ёмкостей хранения в контактный чан осуществляется вручную с помощью пластмассовых ведер объемом 10 л, вода подаётся из существующего трубопровода технической воды. В процессе приготовления раствор перемешивается в течение 15–20 минут электрической мешалкой. Приготовленный в контактном чане раствор с концентрацией  $C_{\text{ПАВ}} = 100\text{--}120 \text{ г/дм}^3$ , при помощи насоса-дозатора марки НД2,5Б-ПС, перекачивается в расходный бачок объемом 0,3–0,4 м<sup>3</sup>, который располагается на отметке +7,3 м УППР КВ-2.

Из расходного бачка раствор ПАВ самотеком подается непосредственно в трубопровод маточников сорбции и далее в зумпф приготовления растворов орошения. Регулировку подачи растворов ПАВ осуществляют при помощи установленных на контактном чане и промежуточном бачке задвижек  $D_y25$ ,  $P_y6$ . Температура хранения ПАВ должна быть не ниже 20 °С.

Аппаратурная схема приготовления раствора ПАВ и подачи его в маточник узла сорбции представлена на рисунке 6.9.

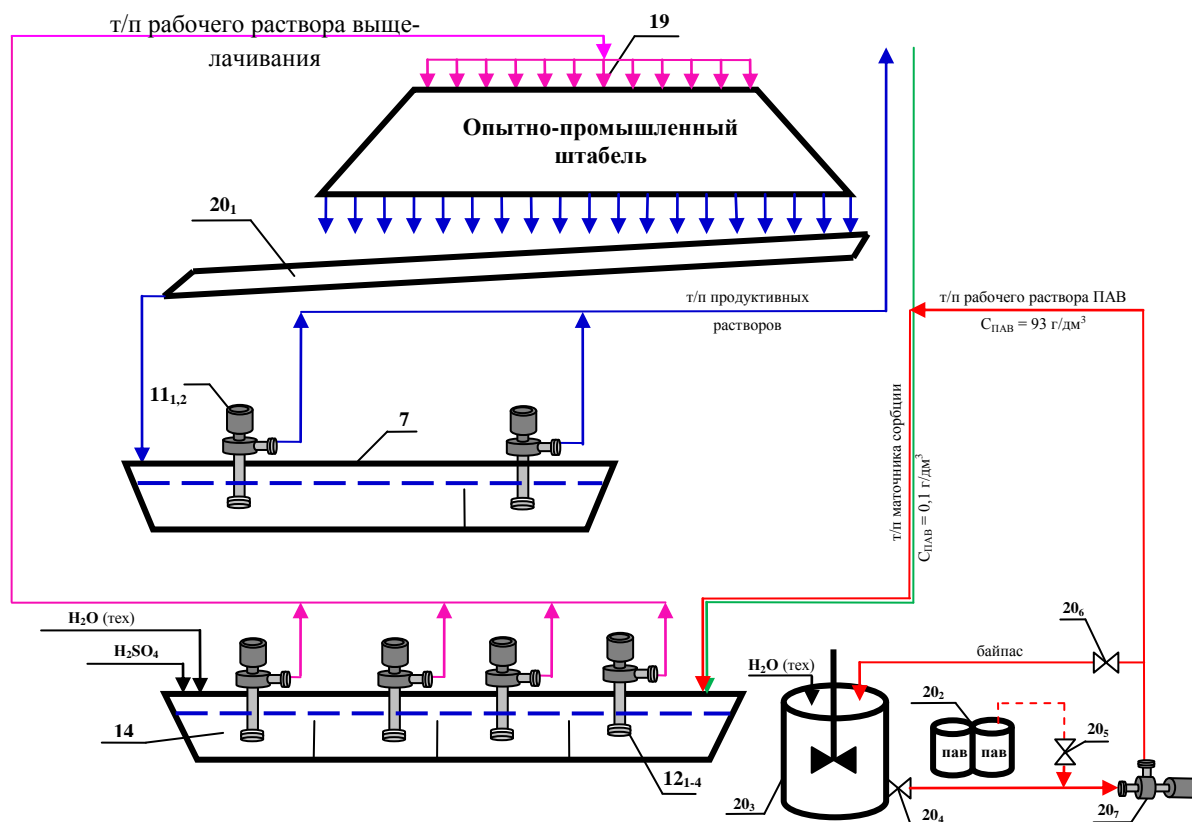


Рисунок 6.9 – Аппаратурная схема приготовления раствора ПАВ и подачи его в маточник узла сорбции

Учитывая полученные результаты ОПР по кучному выщелачиванию бедного уранового сырья исходной («забойной») крупности, отметим, что дальнейшее развитие данного метода переработки руд просматривается в совершенствовании и оптимизации процессов рудоподготовки для КВ (снижение крупности обрабатываемого материала, выбор способа формирования штабеля) и разработке эффективных способов интенсификации процесса.

Наиболее простыми методами интенсификации КВ являются механические способы воздействия на обрабатываемую рудную массу. Один из широко распространенных – принудительное рыхление выщелачиваемого штабеля (отвала). Известно несколько методов проведения данной операции: поверхностное воздействие рыхлителем или бульдозером, взрывание размещенных в рудной массе зарядов ВВ, частичное обрушение или выпуск рудной массы из нижних слоев штабеля (при использовании специально подготовленного основания), шевеление штабеля с помощью специальных пневматических устройств.

Без дополнительного рыхления и перемешивания обрабатываемой методом КВ рудной массы процесс извлечения металла проходит не равномерно. Причем верхние слои штабеля выщелачиваются значительно интенсивнее и более полно, чем нижние. Данный факт объясняется их постоянным контактом со свежими растворами орошения, имеющими относительно высокие концентрации реагента, которые снижаются по мере прохождения растворов через слои штабеля. В практике эксплуатации КВ производились попытки интенсификации процесса путем сталкивания верхних слоев отработанной рудной массы со штабеля бульдозером с последующим рыхлением обнажаемой поверхности.

Одной из важных задач процесса орошения КВ алюмосиликатных руд является совершенствование системы растворооборота. Для решения данной задачи предлагается схема выщелачивания горнорудной массы с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемом штабеле [7]. Данная схема предполагает одновременное выщелачивание двух штабелей: частично выщелоченного (до 40–50 %) и вновь сформированного (рисунок 6.10) [8].

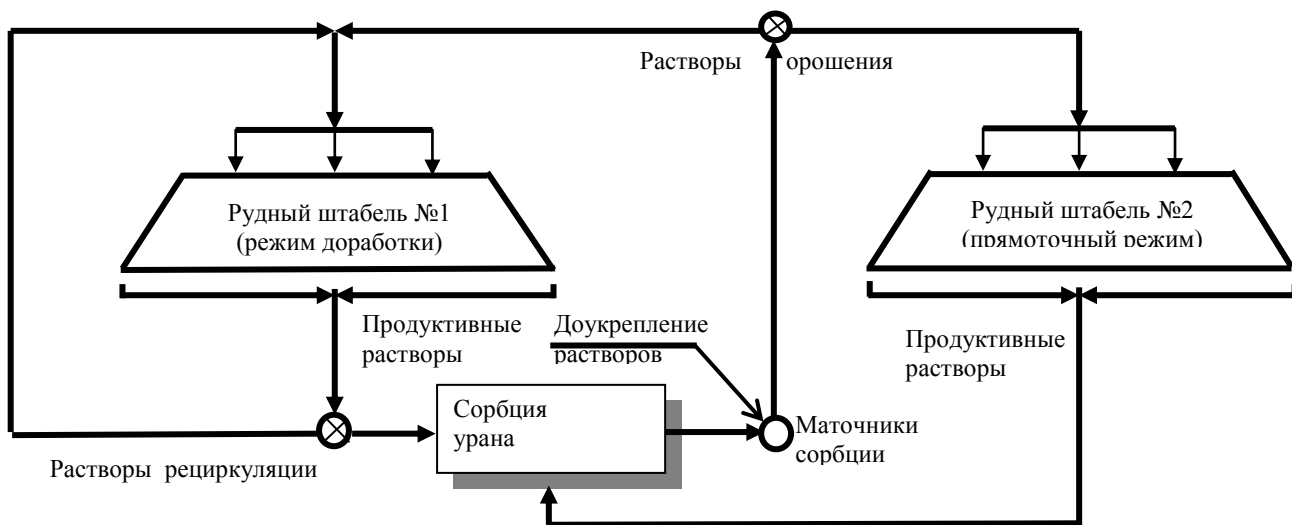


Рисунок 6.10 – Схема одновременной обработки штабелей КВ с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемом штабеле

Основное отличие данной схемы от прямоточной заключается в том, что определенная часть продуктивного раствора дорабатываемого штабеля находится в системе рециркуляции. Режим выщелачивания непрерывный, инфильтрацион-

ный. Система орошения – перфорированные трубки  $\varnothing = 32$  мм с отверстиями  $\varnothing = 3-5$  мм.

На начальном этапе выщелачивания для вновь сформированного штабеля проводится «закисление» рудной массы. При «закислении» руды в растворах орошения поддерживается концентрация серной кислоты  $25-30$  г/дм<sup>3</sup>. Продолжительность стадии «закисления» определяется достижением в продуктивном растворе  $pH = 2,5-3,0$  (около 10–12 суток).

Затем штабель переводится в режим «активного» выщелачивания с одновременным орошением дорабатываемого штабеля.

При «активном» выщелачивании содержание серной кислоты в растворе орошения штабеля поддерживается на уровне  $3-5$  г/дм<sup>3</sup>. На дорабатываемом штабеле ее концентрация снижается до  $1-3$  г/дм<sup>3</sup> за счет подачи на отвал, помимо подкисленных маточников сорбции, части продуктивных растворов (растворов рециркуляции). При этом длительность периода «доработки» ограничивается достижением регламентируемой степени извлечения.

Получаемые продуктивные растворы с каждого штабеля собираются самооттеком по лоткам в отдельные приемные зумпфы, затем объединяются и направляются на сорбцию, при этом часть растворов дорабатываемого штабеля (из соответствующего зумпфа) по отдельной линии возвращается на его орошение [8].

В итоге в одновременную переработку вовлекается весь объем рудной массы штабеля № 1, что приведет к увеличению выпуска готовой продукции с данного штабеля.

Таким образом, исходя из полученных данных следует, что схема рециркуляции растворов через штабель КВ, находящийся в режиме «доработки», эффективна и способствует увеличению производительности участка КВ.

#### ***6.3.4. Система сбора продуктивных растворов КВ***

Для сбора продуктивных растворов предусматривается сооружение сборного коллектора основания площадки КВ. Сборный коллектор для приема продук-

тивных растворов состоит из лотка и раствороотводной канавы, которая соединяется с существующим желобом.

Растворосборный лоток опытного штабеля шириной 1,5 м располагается под обрез основания штабеля. Он выполняется в виде канавы трапециевидного сечения и выходящей из него в промежуточную емкость трубы диаметром 300 мм в защитном слое экрана из суглинка слоем 0,7 м на глубину 500 мм вдоль нижнего по отметке защитного вала на расстоянии  $\geq 4000$  мм от ближнего к лотку основания откоса штабеля.

Дно лотка имеет дополнительный экран из двух слоёв пленки с защитным слоем суглинка 0,5 м. Его откосы со стороны штабеля выстилаются каменной наброской, щебенкой диаметром 70–100 мм слоем 200 мм, с боковых сторон – суглинком.

Экранирование лотка производится в следующей последовательности:

- выемка песков основания глубиной не менее 0,6 м и формирование песчаного брусвера с помощью механизированных средств;
- выравнивание дна и бортов брусвера с уклоном не менее  $i=0,03$  в сторону раствороотводной канавы;
- укладка и сваривание полиэтиленовой пленки в два слоя по дну и бортам лотка с последующим её закреплением;
- перекрытие лотка деревянным настилом.

Лоток продуктивного раствора с кучи входит в приёмный резервуар продуктивных растворов.

Узел приёма продуктивных растворов состоит из зумпфа объёмом  $60 \text{ м}^3$ , выполненного из кислотоупорного кирпича и футерованного полиизобутиленом, двух вертикальных насосов марки 7ХП-280/42 с автоматическим контролем «нижнего», «среднего» и «верхнего» уровней продуктивных растворов.

Производство работ по устройству дренажной канавы осуществляют в той же последовательности, как описано выше для лотка.

### 6.3.5. Принципиальная технологическая схема выщелачивания штабеля с использованием поверхностно-активных веществ

Выщелачивание руды осуществляется в режиме инфильтрации путем ее орошения раствором серной кислоты.

Принципиальная технологическая и аппаратурная схемы проведения опытно-промышленных работ приведены на рисунке 6.11.

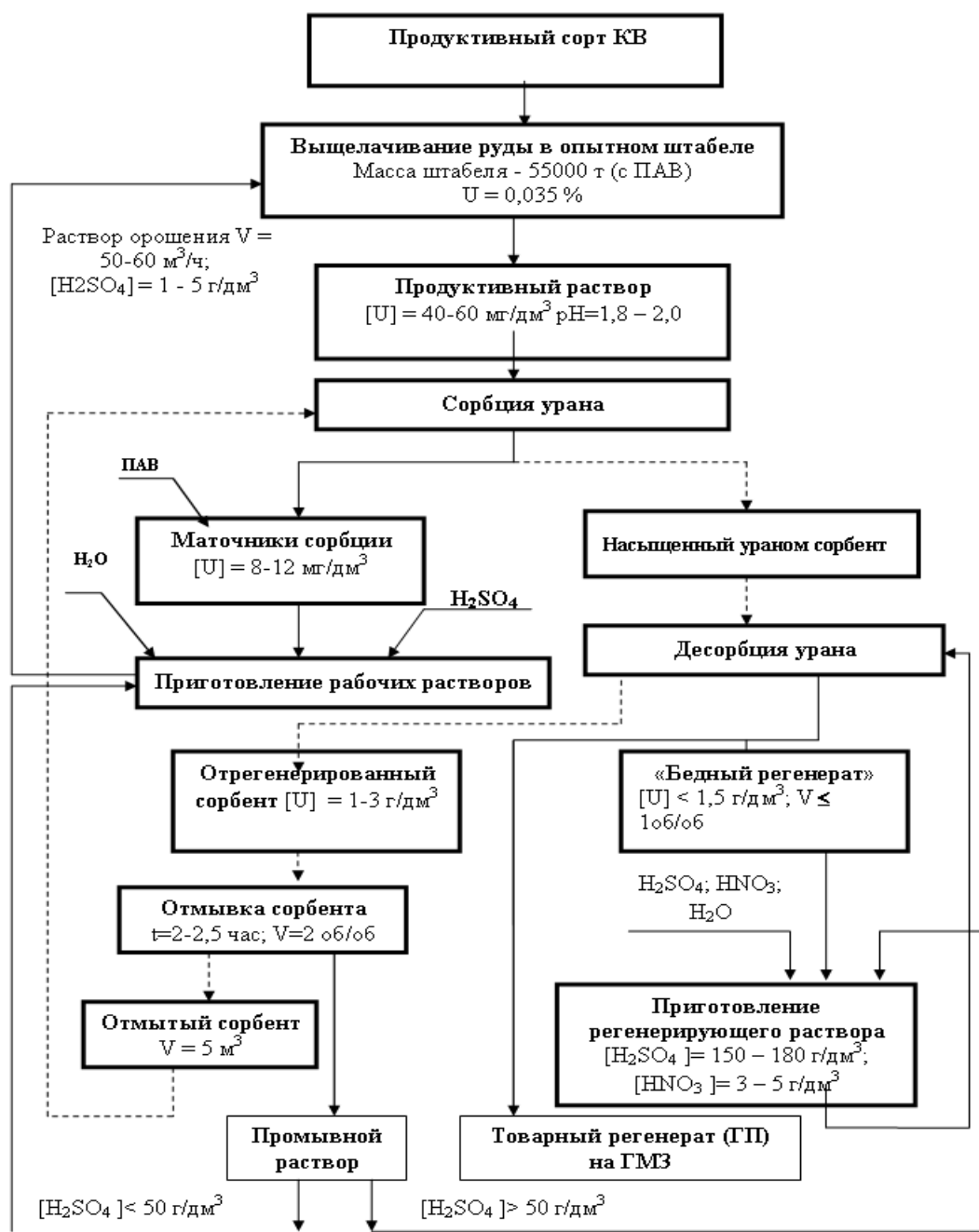


Рисунок 6.11 – Принципиальная технологическая схема выщелачивания штабеля с использованием ПАВов

В соответствии с методикой проведения испытаний, процесс выщелачивания осуществляется обратными растворами в три стадии – смачивание, «закисление» и «активное» выщелачивание горнорудной массы.

На стадии смачивания руды подача Феноксола БВ 9/10 (ПАВ) в маточники сорбции производилась без доукрепления последних серной кислотой.

Для приготовления одной порции (объемом  $1 \text{ м}^3$ ) рабочего раствора ПАВ с концентрацией  $\approx 100 \text{ г/дм}^3$  в контактный чан подавалось 100 л исходного реагента (плотность ПАВ  $\approx 1 \text{ г/см}^3$ ) и  $0,9 \text{ м}^3$  технической воды. В процессе приготовления раствор перемешивался в течение  $15 \div 20$  минут электрической мешалкой.

Приготовленный в контактном чане рабочий раствор ПАВ при помощи насоса подавался в зумпф орошения опытного штабеля одновременно с маточниками сорбции пропорционально расходу растворов орошения. Скорость подачи растворов на смачивание (интенсивность орошения) определялась расчетным путем и корректировалась в процессе подачи ПАВ.

Для расчетов были приняты следующие исходные данные:

- объем рабочего раствора ПАВ в контактном чане –  $1 \text{ м}^3$ ;
- концентрация ПАВ в рабочем растворе –  $100 \text{ г/дм}^3$ ;
- концентрация ПАВ в растворе орошения (РО) –  $0,1 \text{ г/дм}^3$ ;
- орошаемая площадь опытного штабеля  $\sim 1300$ .

Скорость подачи растворов орошения на опытный штабель определялась опытным путем и при смачивании составила  $25\text{--}30 \text{ м}^3/\text{час}$ .

Процесс смачивания завершился с началом появления растворов выщелачивания из штабеля. На стадии «закисления» штабель орошался с интенсивностью  $50\text{--}60 \text{ л}/(\text{м}^2 \cdot \text{час})$  растворами с содержанием кислоты  $25\text{--}30 \text{ г/дм}^3$  до достижения рН продуктивных растворов  $1,7\text{--}1,8$ .

В процессе «активного» выщелачивания интенсивность орошения составляла  $30\text{--}40 \text{ л}/(\text{м}^2 \cdot \text{час})$  при кислотности растворов  $1\text{--}5 \text{ г/дм}^3$  и при поддержании величины рН продуктивных растворов  $1,7\text{--}2,0$ .

Обоснование эффективности предлагаемой комплексной технологии отработки беднобалансовых и забалансовых урановых руд приведено в Приложении А.

Акты внедрения на ПАО «ППГХО» имени Е. П. Славского представлены в Приложении Б. Акт о внедрении результатов исследования в учебный процесс ФГБОУ ВО «ЗабГУ» – Приложение В.

### **Выводы по главе 6**

1. На основе проведенных исследовательских, опытных и опытно-промышленных работ усовершенствованы технологические схемы рудоподготовки добываемых беднобалансовых урановых руд, включающих крупнопорционную повагонеточную сортировку на стволах шахт, классификацию добытого сырья по классам крупности куска, рентгенорадиометрическую покусковую сепарацию машинного класса крупности горнорудного материала с выделением технологических сортов для ГМТ и КВ.

2. На основе проведенных исследований разработана технологическая схема рудоподготовки техногенного забалансового уранового сырья с выделением продуктивной фракции КВ с размером куска  $-80+0$  мм.

3. Усовершенствована технологическая схема кучного выщелачивания уранового сырья, включающая новые технологические решения по формированию основания штабеля, технологии отсыпки штабеля, системы орошения штабеля с использованием окомкования тонких фракций сырья и включением в процесс выщелачивания ПАВов.



## 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 разработке комплексной технологии обработки бедного уранового сырья геотехнологическими методами, внедрение которых вносит значительный вклад в развитие горнодобывающего комплекса страны.

Основные выводы работы, отражающие научную и практическую значимость, заключаются в следующем:

1. Изучены физико-механические, геологические и технологические особенности урановых руд, влияющие на эффективность их рудоподготовки, и установлено, что определяющим признаком эффективности сортировки урановых руд является содержание кремнезёма: чем больше  $\text{SiO}_2$  в составе руд, тем лучше они разделяются на технологические сорта.

2. Установлены зависимости показателей сортировки добытых скальных урановых руд от петрографического состава вмещающих оруденение пород и минералов урана; содержания урана в добытой руде; контрастности руд; коэффициента радиоактивного равновесия; гранулометрического состава добытых руд, которые аппроксимированы математическими уравнениями.

3. Усовершенствована технология рудоподготовки добываемых беднобалансовых урановых руд для дальнейшей переработки наиболее эффективными технологиями.

4. Выявлена при повагонеточной сортировке бедных и рядовых руд в шахтных условиях зависимость выхода сортов гидрометаллургической технологии (ГМТ) и рентгенорадиометрической сортировки (РРС) от среднего содержания урана в добытой горнорудной массе (ГРМ): выход руды и урана в сорт ГМТ по мере роста среднего содержания от 0,07 до 0,2 % увеличивается от 2 до 36 % и от 6 до 65 % соответственно. А выход урана и руды в сорт РРС уменьшается при этом от 98 до 64 % и от 94 до 35 % соответственно.

5. Установлена зависимость основных параметров сортируемости товарных урановых руд от их контрастности: эффективность выделения отвальных пород при изменении коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 изменяется в пределах 99,5–93,3 %, уменьшаясь с увеличением контрастности руд; выход отвальных пород с ростом коэффициента контрастности от 0,45 до 1,65 уменьшается от 98,3 до 74 %; выход продуктивного сорта при этом увеличивается от 1,7 до 26 %; коэффициент повышения содержания урана в продуктах сортировки по мере увеличения контрастности руд уменьшается от 7,1 до 2,6.

6. Обоснована замена радиометрического способа сортировки скальных урановых руд по естественному гамма-излучению на рентгенорадиометрический способ сортировки.

7. Доказано, что применение комплексной технологии отработки бедного уранового сырья геотехнологическими методами обеспечивает повышение эффективности разработки природных и техногенных месторождений урана.

8. Разработана и апробирована в опытно-промышленных условиях комплексная технология отработки забалансовых урановых руд, включающая рудо-сортировку и кучное выщелачивание, позволяющая рационально использовать природные ресурсы и увеличить объем готовой продукции на 85,7 т урана.

9. Установлено по результатам проведенных испытаний, что предлагаемая технология рентгенорадиометрической сортировки имеет значительные преимущества, по сравнению с традиционным радиометрическим способом: эффективность выделения отвальных пород увеличивается с 0,70–0,74 до 0,96–0,98 долей ед., выход отвальных пород возрастает с 55–59 до 54–84 %, а содержание урана в отвальных породах уменьшается с 0,015 до 0,008–0,012 %.

10. Разработан алгоритм математической модели расчета прогнозных показателей сортировки добытой беднобалансовой руды и техногенной забалансовой руды для обеспечения технологического оптимума дальнейшей эффективной переработки сырья.

11. Изучены зависимости извлечения урана в раствор при КВ руд, выделенных методом рентгенорадиометрической сортировки, от различных технологических факторов и выявлены пути повышения извлечения.

12. Установлены корреляционные связи между содержанием урана в выщелачиваемой руде, размером куска, концентрацией серной кислоты в рабочем растворе, рациональной схемой размещения источников орошения, оптимальным режимом орошения штабеля, применением поверхностно-активных веществ и оптимальным показателем извлечения урана в продуктивный раствор, которые аппроксимированы математическими уравнениями.

13. Разработаны технологические схемы рудоподготовки беднобалансовых руд текущей добычи и техногенных забалансовых руд к кучному выщелачиванию и технологические схемы орошения рудных штабелей с использованием поверхностно-активных веществ, проверена эффективность предложенных технологических решений при проведении полупромышленных испытаний.

14. Разработана новая концепция управления качеством продукции уранодобывающего предприятия на основе применения способов разделения горнорудной массы на технологические сорта по природной контрастности повагонеточной и рентгенорадиометрической сортировкой для подготовки убогого уранового сырья к кучному выщелачиванию, а богатой продуктивной фракции – к базовой гидрометаллургической технологии.

15. Разработана модель расчета плановых параметров сортировки, основанная на зависимостях выхода продуктивных фракций в технологические сорта и повышения извлечения урана в продуктивный раствор. Экономическая эффективность научных разработок оценивается в 199 млн руб. в год.

16. Результаты исследований использованы для разработки ТЭО по модернизации работы ПАО «ППГХО», а также могут быть применены при проектировании нового горнодобывающего предприятия на базе Алданских месторождений скальных урановых руд.

17. Внедрение разработанных новых технологических решений на ПАО «ППГХО». Среднегодовой экономический эффект от применения комплексной

технологии отработки бедных урановых руд составил 81,2 млн руб. Суммарный экономический эффект за период с 2013 по 2019 г. составляет 428,9 млн руб.

**Список сокращений и условных обозначений**

- АМП – ионообменная смола;
- АО – акционерное общество;
- АРКС – автомобильная рудоконтрольная станция;
- АУТК – аммоний уранилтрикарбоната – промпродукт производства урана;
- ВНИИХТ – всероссийский научно-исследовательский институт химической технологии;
- ГМЗ – гидрометаллургический завод;
- ГМТ – горно-металлургическая технология;
- ГМП – гидрометаллургическое производство;
- ГОК – горно-обогатительный комбинат;
- ГС – система разработки горизонтальными слоями;
- КВ – кучное выщелачивание;
- КВ-2 – участок кучного выщелачивания на Руднике;
- КВ ГМЗ – участок кучного выщелачивания на территории ГМЗ;
- КРР – коэффициент радиоактивного равновесия;
- $K_{эм}$  – коэффициент эманации;
- МД – мощность дозы гамма-излучения;
- ООО – акционерное общество с ограниченной ответственностью;
- ОПР – опытно-промышленные работы;
- ПАВ – поверхностно-активное вещество;
- ПАО – публичное акционерное общество;
- ПВ – подземное выщелачивание;
- ППГХО – Приаргунское производственное горно-химическое объединение;
- ППР – планово-предупредительный ремонт;
- П/Ш – система разработки подэтажных штреков;
- РКС – рудоконтрольная станция;
- РМО – радиометрический метод обогащения;
- РОФ – радиометрическая обогатительная фабрика;
- РПК – рудоперерабатывающий комплекс

РРМ – рентгенорадиометрический метод;  
РРС – рентгенорадиометрическая сепарация;  
РФМ – рентгенофлуоресцентный метод;  
СРП – Стрельцовское рудное поле;  
ТЭО – технико-экономическое обоснование;  
ТЭП – технико-экономические показатели;  
УППР – установка переработки продуктивных растворов;  
ХРИ – характеристическое рентгеновское излучение;  
ЦНИЛ – центральная научно-исследовательская лаборатория;  
ЦРД – центральный рудничный двор;  
ЧДД – чистый дисконтированный доход;  
ЭВМ – электронно-вычислительная машина.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Акт опытно-промышленных испытаний технологии рентгенорадиометрической сепарации (PPC) для сортировки урановых руд ОАО «ППГХО». – Фонды ПАО ППГХО, 2004
2. Алгоритм расчета плановых показателей покусковой сепарации урановых руд рентгенорадиометрическим методом / В. А. Овсейчук, И. В. Кутузов, В. Е. Подопригора, **А. А. Морозов** // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2015. – № 1. – С. 44–49.
3. Алгоритм повагонеточной сортировки урановых руд на шахтных стволах ОА «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, И. В. Кутузов, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 12. – С. 22–28.
4. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. – Москва: Недра, 1980. – 415 с.
5. Аренс, В. Ж. Интенсификация процесса подземного выщелачивания в электромагнитных полях / В. Ж. Аренс, Н. В. Петров, Л. И. Луне. – Москва: МГРИ, 1978. – 192 с.
6. Аренс, В. Ж. Физико-химическая геотехнология: учеб. пособие. – Москва: МГГУ, 2001. – 656 с.
7. Бейдин, А. В. Технология рудоподготовки и рентгенорадиометрической сепарации бедных урановых руд в подземных условиях / А. В. Бейдин, В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 63–68.
8. Бейдин, А. В. Технология рудоподготовки и рентгенорадиометрической сепарации бедных урановых руд в подземных условиях / А. В. Бейдин, В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 83–87.
9. Бейдин, А. В. Исследования сортируемости руд, добытых камерными системами, в зависимости от размера куска сортируемой горнорудной массы / А. В. Бейдин, В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2017. – Т. 23, № 8. – С. 33–40.

10. Бейдин, В. А. Исследования выщелачиваемости руд, добытых камерными системами, в зависимости от горно-геологических и технологических факторов / А. В. Бейдин, В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2017. – Т. 23, № 9. – С. 4–11.

11. Бодров, А. С. Возможность использования отходов гидрометаллургической переработки урановых руд – хвостов ГМЗ для закладки горных выработок / А. С. Бодров, **А. А. Морозов** // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XIV Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2014. – С. 63–70.

12. Бубнов, В. К. Переработка руд подземным и кучным выщелачиванием / В. К. Бубнов, В. Б. Потапов // Специальные вопросы атомной науки и техники. – Москва, 1977. – Вып. 3.

13. Влияние крупности помола хвостов переработки урановых руд на эманиацию радона и прочность пастовой закладки / В. С. Святецкий, Е. В. Кузьмин, А. В. Калакуцкий, **А. А. Морозов**, В. С. Филоненко, А. С. Бодров // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 6. – С. 342–349.

14. Гапонов, Ю. С. Оценка влияния гранулометрического состава на сжимаемость горной массы / Ю. С. Гапонов, А. А. Павлович // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск. – 2013. – № 12. – 10 с.

15. Геология Урулюнгуевского рудного района и молибден-урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / Л. П. Ищукова, Ю. А. Игошин, Б. В. Авдеев [и др.]. – Москва: ЗАО «Геоинформмарк», 1998.

16. Геотехнология урана (российский опыт): монография / под ред. И. Н. Солодова, Е. Н. Камнева. – Москва: КДУ: Университетская книга, 2017. – 676 с.

17. Голик, В. И. Опыт добычи урана выщелачиванием / В. И. Голик, В. Б. Заалишвили, Ю. И. Разоренов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – Вып. 7. – С. 97–103.

18. Голик, В. И. Охрана окружающей среды утилизацией отходов горного производства / В. И. Голик, И. Д. Алборов. – Москва: Недра, 1995. – 125 с.



19. Голик, В. И. Технологии уменьшения объемов отходов добычи руд / В. И. Голик, А. В. Логачев, К. Дребенштедт // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: материалы междунар. конф. – Москва; Ереван: РУДН, 2008.

20 . Джейкок, М. Химия поверхностей раздела / М. Джейкок, Дж. Парфит // – Москва: Мир, 1984. – 193 с.

21. Зависимость сортируемости урановых руд от литологического состава вмещающих оруденение пород при покусковой сепарации радиометрическими методами / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 9. – С. 19–25.

22. Зависимость эффективности покусковой сепарации урановых руд радиометрическими методами от среднего содержания в них урана / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 5. – С. 12–18.

23. Зависимость покусковой сепарируемости урановых руд радиометрическими методами от размера куски сортируемых руд / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 6. – С. 4–5.

24. Зависимость сортируемости урановых руд радиометрическими методами от их контрастности / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 7. – С. 4–10.

25. Зависимость эффективности повагонеточной сортировки урановых руд радиометрическими методами от среднего содержания в них урана / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 8. – С. 4–10.

26. Ищукова, Л. П. Геологическое строение и ураноносность рудного поля: отчет о поисковых и разведочных работах партии № 324 Сосновской экспедиции / Л. П. Ищукова. – Иркутск: фонды СЭ.- 1969–1970. – Т. 1. – Кн. 1, 2.

27. Козырев, Е. Н. Научные основы физико-химической геотехнологии освоения рудных месторождений Северного Кавказа / Е. Н. Козырев. – Москва: Недра, 2002. – 360 с.

28. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений / Р. П. Петров [и др.]; под ред. Д. И. Скороварова. – Москва: Энергоиздат, 1988. – 152 с.

29. Комплексная технология отработки скальных урановых руд с элементами подземной рудоподготовки: монография / В. А. Овсейчук, В. В. Медведев, А. В. Бейдин [и др.]. – Чита: ЗабГУ, 2018. – 360 с.

30. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений / Р. П. Петров, П. В. Долгих, В. К. Шумилкин, В. К. Бубнов. – Москва: Энергоатомиздат, 1988. – 152 с.

31. Комплексная технология отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами / С. В. Шурыгин, **А. А. Морозов**, В. М. Лизункин, М. В. Лизункин, А. В. Бейдин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 10. – С. 100–111.

32. Комплексная технология добычи и переработки беднобалансовых урановых руд / **А. А. Морозов**, В. М. Лизункин, П. Б. Авдеев, М. В. Лизункин // Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 44–48.

33. Кофман, В. Я. Кучное выщелачивание золота и серебра в США / В. Я. Кофман, Л. Е. Хоменко // Цветные металлы. – 1985. – № 10. – С. 88–90.

34. Комплексная технология отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами / **А. А. Морозов** [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 12. – С. 15–28.

35. Кучное и подземное выщелачивание металлов / Г. Д. Лисовский [и др.]; под ред. С. Н. Волощука. – Москва: Недра, 1982. – 113 с.

36. Кучное выщелачивание бедных руд на ГМЗ: технологический регламент / руководитель В. Г. Литвиненко; исполнители В. Г. Шелудченко, **А.А. Морозов** [и др.]. – Краснокаменск, 2001. – Фонды ЦНИЛ, инв. № 43/1308.

37. Лабораторные исследования процесса выщелачивания урана сернокислотными растворами, активированными ультразвуком / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов, М. В. Лизункин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 10. – С. 100–111

38. Лабораторные исследования процесса выщелачивания урана сернокислотными растворами, активированными ультразвуком / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов, М. В. Лизункин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 6. – С. 286–269.

39. Лизункин, В. М. Геотехнологические методы извлечения урана из скальных руд / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов. – Чита: ЧитГУ, 2010. – 217 с.

40. Литвиненко, В. Г. Интенсификация процесса кучного выщелачивания урана из карбонатных руд / В. Г. Литвиненко, В. М. Лизункин, А. А. **Морозов** // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 3. – С. 272–276.

41. Лизункин, В. М. Комбинированная геотехнология добычных работ с рентгенорадиометрической сортировкой и выщелачиванием урана из бедной рудной массы в подземных условиях / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. В. Бейдин // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 21–24.

43. Лизункин, В. М. Отработка маломощных крутопадающих урановых жил способом подземного выщелачивания / В. М. Лизункин, А. А. Гаврилов, **А. А. Морозов** // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 25–28.

44. Литвиненко, В. Г. Перколяционное выщелачивание урана из скальных руд / В. Г. Литвиненко, В. Г. Шелудченко, **А. А. Морозов** // Горный журнал. – 2013. – № 5. – С. 105–107.

45. Лизункин, В. М. Перспективы применения подземного выщелачивания урана на «Приаргунском производственном горно-химическом объединении» / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов // Горный информационно-

аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 8. – С. 123–127.

46. Лизункин, В. М. Перспективы применения подземного выщелачивания урана на «Приаргунском производственном горно-химическом объединении» / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 53. – С. 147–153.

47. Литвиненко, В. Г. Развитие перколяционно-агитационной технологии переработки урановых руд / В. Г. Литвиненко, А. А. Морозов, В. Г. Шелудченко // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 42–44.

48. Теория и практика кучного выщелачивания золота / Б. Б. Бейсембаев, Б. К. Кенжалиев, Х. К. Абсалямов [и др.]. – Алматы: Гылым, 1998. – 168 с.

49. Лизункин, В. М. Развитие кучного выщелачивания урана на ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» / В. М. Лизункин, А. А. Морозов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 6. – С. 321–324.

50. Лузин, Б. С. Методика расчета параметров формирования штабелей кучного выщелачивания / Б. С. Лузин // Вестник Казахского национального технического университета им. К. И. Сатпаева. – 2003. – № 3. – С. 12.

51. Мельников, И. В. Минералого-геохимические особенности процесса формирования гидротермальных уран-молибденовых месторождений / И. В. Мельников // Геохимия процессов миграции рудных элементов. – Москва: Наука, 1977. – 243 с.

52. Методика стоимостной оценки запасов твердых полезных ископаемых. – Москва, 2004.- 96 с.

53. Мокроусов, В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд / В. А. Мокроусов, В. А. Лилеев. – Москва: Недра, 1979. – 192 с.

54. **Морозов, А. А.** Влияние крупности помола хвостов переработки урановых руд на emanацию радона и прочность пастовой закладки / А. А. Морозов // Горный журнал. – 2009. – № 5. – С. 38–42 .

55. Мосинец, В. Н. Безотходная технология добычи радиоактивных руд / В. Н. Мосинец, В. К. Авдеев, В. М. Мельниченко. – Москва: Недра, 1987. – 326 с.

56. **Морозов, А. А.** Вовлечение в переработку забалансовых урановых руд, образовавшихся при освоении месторождений Стрельцовского рудного поля / А. А. Морозов, М. В. Яковлев // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2016. – Т. 21, № 8. – С. 14–18.

57. **Морозов, А. А.** **Доработка** запасов Стрельцовского рудного поля с использованием физико-химических технологий / А. А. Морозов, А. А. Гаврилов // Горный журнал. – 2011. – № 4. – С. 83–85.

58. **Морозов, А. А.** **Интенсификация** технологии кучного выщелачивания бедного уранового сырья Стрельцовского рудного поля: дис. канд. техн. наук: 25.00.22 / А. А. Морозов. – Чита, 2006. – 164 с

59. Морозов, А. А. Повышение эффективности кучного выщелачивания урана из бедных высококарбонатных руд / А. А. Морозов // Вестник Читинского государственного университета. – 2006. – № 4. – С. 162–169.

60. Морозов, А. А. Совершенствование процессов кучного выщелачивания бедных «упорных» урановых руд / **А. А. Морозов** // Вестник Читинского государственного университета. – 2006. – № 4. – С. 169–176.

61. Морозов, А. А. Процесс вовлечения отходов производства в эффективную переработку / А. А. Морозов, О. Н. Алексеев // Цифровая экономика Забайкальского края как перспектива реализации телекоммуникационных проектов: материалы Всерос. науч.-практ. конф. / отв. ред. И. В. Свешников. – Чита: ЗабГУ, 2018. – С. 10–12. .

62. Опыт применения РРС для предварительного обогащения урановых руд / В. Г. Литвиненко, Р. А. Суханов, А. В. Тирский, Д. Г. Тупиков // Горный журнал, 2002. - № 9. – С. 48–51.

63. Овсейчук, В. А. Исследование характеристик горнорудной массы, слагающей забалансовые урановые отвалы / В. А. Овсейчук, А. А. Морозов // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы

XIX Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. / отв. ред. А. В. Шапиева. – Чита: ЗабГУ, 2019. – С. 57–63.

64. Овсейчук, В. А. Рудоподготовка забалансовых урановых руд для кучного выщелачивания / В. А. Овсейчук, А. А. Морозов // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XV Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2015. – С. 46–51.

65. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений: монография / В. И. Култышев, В. Б. Колесаев, В. Г. Литвиненко, О. С. Брюховецкий. – Москва: МГИУ, 2007. – 212 с.

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

67. Прочность пастовой закладки на основе хвостов переработки урановых руд ПАО «ППГХО» / В. С. Святецкий, Е. В. Кузьмин, А. В. Калакуцкий, **А. А. Морозов**, В. С. Филоненко, А. С. Бодров // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 6. – С. 333–341

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

69. Овсейчук, В. А. Рудоподготовка забалансовых урановых руд для кучного выщелачивания / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XV Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2015. – С. 46–51.

70. Овсейчук, В. А. Кучное выщелачивание забалансовых урановых руд / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов** // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XV Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2015. – С. 51–57.

71. 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, 1983. – 17 с.

72. 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. А. Морозов**. – Чита, 2015.

73. 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. А. Морозов**. – Чита, 2014.

74. 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. А. Морозов**. – Чита, 2013.

75. Определение коэффициентов эманации и диффузии радона из пастовой закладки на основе хвостов ГМЗ ПАО «ППГХО» / В. С. Святецкий, Е. В. Кузьмин, **А. А. Морозов**, В. В. Марковец, А. В. Калакуцкий // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 5. – С. 5–15.

76. Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений / А. В. Тирский, В. Г. Иванов, В. И. Култышев [и др.]. – Москва: Изд-во «Горная книга», 2007. – 265 с.

77. Об инновационных технологиях освоения месторождений полезных ископаемых методом физико-химической геотехнологии / М.И. Фазлуллин, А. С. Салтыков, Г. И. Авдонин, Г. А. Колпаков // Вестник РАЕН, 2007 – С. 104-108.

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

79. Пат. № 2226564, Российская Федерация, МПК<sup>7</sup> С 22 В 60/02, 3/04. Способ извлечения урана из руд / **А. А. Морозов** [и др.]; заявитель и патентообладатель ОАО «ППГХО». – № 2002119772/02; заявл. 22.07.02; опубл. 10.04.04, Бюл. № 10. – 8 с.

80. Пат. RU 2659107 С1. Способ комбинированной разработки руд / В. М. Лизункин, А. В. Бейдин, М. В. Лизункин, **А. А. Морозов**, С. В. Шурыгин. – № 2017122871; заявл. 28.06.2017; опубл. 28.06.2018.

81. Пат. RU 2623948 С1. Способ комплексной переработки пиритных огарков / М. А. Щелконогов, В. Г. Литвиненко, Л. Г. Литвиненко, **А. А. Морозов**. – № 2016113171; заявл. 06.04.2016; опубл. 29.06.2017. № 2017122871; заявл. 28.06.2017; опубл. 28.06.2018.

82. Пат. RU 2585293 С1. Способ комбинированной разработки руд / В. М. Лизункин, А. Л. Гурулев, Д. Н. Лаевский, А. В. Бейдин, **А. А. Морозов**. – № 2015103584/03; заявл. 03.02.2015; опубл. 27.05.2016.

83. Пат. RU 2565625 С1. Поточная линия для извлечения урана и молибдена из ураномолибденовых руд / В. П. Мязин, Л. В. Шумилова, А. Г. Доржиева, В. И. Мязина, В. Г. Литвиненко, **А. А. Морозов**. – № 2014132142/03; заявл. 04.08.2014; опубл. 20.10.2015.

83. Пат. RU 2295032 С1. Способ подземного выщелачивания крепких и упорных руд / В. М. Лизункин, А. С. Зинкевич, В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**. – № 2005119901/03; заявл. 27.06.2005; опубл. 10.03.2007.

84. Пат. RU 2247834 С1. Способ разработки урановых руд, залегающих в устойчивых породах, подземным выщелачиванием в камерах / В. Ф. Головин, В. Г. Литвиненко, **А. А. Морозов**, В. Г. Шелудченко, В. С. Филоненко, И. Ю. Андреев, В. А. Горбунов, В. Б. Корнеев. – № 2003126998/03; заявл. 04.09.2003; опубл. 10.03.2005.

85. Патент RU 2226564 С1. Способ получения дисульфида молибдена для приготовления антифрикционных масляных суспензий./ В. Ф. Головин, В. Г. Литвиненко, **А. А. Морозов**, – № 2002119772/02; заявл. 22.07.2002; опубл. 10.04.2004.



86. Патент RU 2200203 C1. Способ получения дисульфида молибдена / К. Э. Спириин, Э. К. Спириин, **А. А. Морозов**, Н. В. Бобровников. – № 2000114590/02; заявл. 13.06.2000; опубл. 10.03.2003.

87. Пат. № 2226564, Российская Федерация, МПК7 С 22 В 60/02, 3/04. Способ извлечения урана из руд / А. А. Морозов [и др.]; заявитель и патентообладатель ОАО «ППГХО». – № 2002119772/02; заявл. 22.07.02; опубл. 10.04.04, Бюл. № 10. – 8 с.

88. Пат. на изобретение RU 2565625 C1, 20.10.2015. Способ подземного выщелачивания крепких и упорных руд /В.Г. Литвиненко, А.А. Морозов, В.М. Лизункин . – № 2014132142/03; заявл. 04.08.2014; опубл. 20.10.2015 .

89. Пат. на изобретение RU 2295032 C1. Способ подземного выщелачивания крепких и упорных руд / В. М. Лизункин, А. С. Зинкевич, В. А. Овсейчук, А. А. Морозов. – № 2005119901/03; заявл. 27.06.2005; опубл. 10.03.2007.

90. Пат. на изобретение RU 2659107 C1. Способ комбинированной разработки руд / В. М. Лизункин, А. В. Бейдин, М. В. Лизункин, А. А. Морозов, С. В. Шурыгин. – № 2017122871; заявл. 28.06.2017; опубл. 28.06.2018.

91. Пат. на изобретение RU 2623948 C1. Способ комплексной переработки пиритных огарков / М. А. Щелконогов, В. Г. Литвиненко, Л. Г. Литвиненко, А. А. Морозов. – № 2016113171; заявл. 06.04.2016; опубл. 29.06.2017 .

92. Пат. на изобретение RU 2585293 C1. Способ комбинированной разработки руд / В. М. Лизункин, А. Л. Гурулев, Д. Н. Лаевский, А. В. Бейдин, **А. А. Морозов**. – № 2015103584/03; заявл. 03.02.2015; опубл. 27.05.2016.

93. Пат. на изобретение RU 2156318 C1. Способ получения дисульфида молибдена/ К. Э. Спириин, Э. К. Спириин, Н. П. Сазанов, И. П. Дерешова, А. А. Морозов. – № 99121799/02; заявл. 18.10.1999; опубл. 20.09.2000.

94. Пат. 2146762 Российская Федерация, С 17 Е 21 В 43/28. Основание для кучного выщелачивания руд, хвостов и концентратов / В. М. Герасимов, А. В. Рашкин, В. К. Ларин, П. Б. Авдеев; заявл. 25.03.1998; опубл. 20.03.2000, Бюл. № 8.

95. Пат. 2283879 Российская Федерация. Способ кучного выщелачивания руд / А. В. Рашкин, П. Б. Авдеев, Ю. Н. Резник, Л. В. Шумилова, И. А. Яшкин. – № 2004133306; заявл. 15.11.04; опубл. 20.09.06, Бюл. № 26.

96. Плаксин, И. Н. Ядерно-физические методы контроля вещественного состава / И. Н. Плаксин, Л. П. Старчик. – Москва: Наука, 1966. – 204 с.

97. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / под ред. В. И. Ревнивцева. – Москва: Недра, 1987. – 305 с.

98. Проведение исследований по интенсификации процессов кучного и подземного выщелачивания с применением поверхностно-активных веществ: отчет о НИР / ЦНИЛ, «ППГХО»; руководитель В. Г. Шелудченко; исполнители **А. А. Морозов** [и др.]. – Краснокаменск, 2002. – Фонды ЦНИЛ, инв. № 43/1126.

99. Плаксин, И. Н. Ядерно-физические методы контроля вещественного состава / И. Н. Плаксин, Л. П. Старчик. – Москва: Наука, 1966.

100. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / под ред. В. И. Ревнивцева. – Москва: Недра, 1987.

101. Пат. на изобретение RU 2247834 С1. Способ разработки урановых руд, залегающих в устойчивых породах, подземным выщелачиванием в камерах / В. Ф. Головин, В. Л. Литвиненко, А. А. Морозов, В. Г. Шелудченко, В. С. Филоненко, И. Ю. Андреев, В. А. Горбунов, В. Б. Корнеев. – № 2003126998/03; заявл. 04.09.2003; опубл. 10.03.2005.

102. Пат. на изобретение RU 2200203 С1. Способ получения дисульфида молибдена для приготовления антифрикционных масляных суспензий / К. Э. Спирин, Э. К. Спирин, А. А. Морозов, Н. В. Бобровников. – № 2000114590/02; заявл. 13.06.2000; опубл. 10.03.2003.

103. Результаты исследований и опытно-промышленных работ по кучному выщелачиванию урана из бедных руд на КВ ГМЗ в 1987–2004 гг.: отчет о НИР / ЦНИЛ, «ППГХО»; руководитель В. Г. Шелудченко; исполнители: **А. А. Морозов**, В. Г. Голобокова, В. И. Андреева. – Краснокаменск, 2005. – Фонды ЦНИЛ, инв. № 43/1304. – 47 с.

104. Результаты лабораторных работ и опытно-промышленных испытаний по выщелачиванию руд, намеченных к переработке методом КВ: сообщение о НИР / ЦНИЛ, «ППГХО»; руководитель В. Г. Шелудченко; исполнители Р. В. Зайцев [и др.]. – Краснокаменск, 1999. – Фонды ЦНИЛ, инв. № 43/1010.

105. Результаты лабораторных работ по выщелачиванию рудного материала месторождений Лучистое, Юбилейное, Широндукуй, Пятилетнее Стрельцовского рудного поля: отчет о НИР / ЦНИЛ, «ППГХО»; руководитель В. Г. Шелудченко; исполнители **А. А. Морозов** [и др.]. – Краснокаменск, 1999. – Фонды ЦНИЛ, инв. № 1194

106. Рудничные геолого-геофизические работы при эксплуатации урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / Б. Н. Хоментовский, В. А. Овсейчук, С. И. Щукин [и др.]. – Краснокаменск: ППГХО, 2002. – 210 с.

107. Решетников, А. А. Совершенствование технологии разработки скальных урановых руд Стрельцовской группы месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / А. А. Решетников. – Чита, 2006. – 219 с.

108. Развитие технологии кучного выщелачивания урана / В. Г. Литвиненко, Д. Г. Тупиков, В. Г. Шелудченко, **А. А. Морозов**, В. С. Филоненко // Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 58–61.

109. Результаты испытаний сгущения хвостов переработки урановых руд ПАО «ППГХО» с помощью флокулянтов / В. С. Святецкий, Е. В. Кузьмин, **А. А. Морозов**, В. С. Филоненко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 4. – С. 229–237.

110. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2009610378 «Грансостав – 2008» / С. Д. Викторов, Н. Н. Казаков, А. В. Шляпин; правообладатель УРАН ИПКОН РАН; заявл. 25.11.2008; зарегистрировано 16.01.2009.

111. Святецкий, В. С. Опыт подземного выщелачивания скальных урановых руд / В. С. Святецкий, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов // Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 43–46.

112. Солодов, И. Н. Физико-химические геотехнологии – главный вектор развития уранодобывающей отрасли / И. Н. Солодов, А. А. Морозов // Горный журнал. – 2017. – Вып. 8. – С. 5–10.

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

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

115. Старчик, Л. П. Ядерно-физические методы контроля минерального сырья и продуктов обогащения / Л. П. Старчик // Обогащение руд. – 2006. – № 2. – С. 32–36.

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

117. Строительство опытно-промышленного участка кучного выщелачивания золотосодержащих руд Архангельского месторождения. Проектная документация / М. И. Фазлуллин, М. Л. Подоляко, В. И. Ступин. – Москва: ВНИПИПТ, 2001. – 114 с.

118. Совершенствование технологии переработки урановых руд методом ПВ и КВ: отчет о НИР / ЦНИЛ, «ППГХО»; руководитель В. И. Култышев; исполнители: **А. А. Морозов** [и др.]. – Краснокаменск, 2000. – Фонды ЦНИЛ, 2010.- 96 с.

119. Строганов, Г.А. Критерии оценки пригодности минерального сырья для переработки методом кучного выщелачивания / Г. А. Строганов, А. М. Шутов // Цветные металлы. – 1996. – № 7. – С. 4–6.

120. Тирский, А. В. Развитие технологии обогащения силикатных урановых руд / А. В. Тирский, А. А. Морозов, Ю. В. Бахарев // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 40–41.

121. 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 // Горный журнал. – 2013. – № 8–2. – С. 29–33.

122. Требования к изучению радиометрической обогатимости минерального сырья при разведке месторождений металлических и неметаллических полезных ископаемых. – Москва: ГКЗ, 1992. – 56 с.

123. Таужнянская, Л. А. Зарубежный опыт кучного выщелачивания цветных и драгоценных металлов из забалансовых руд / Л. А. Таужнянская, Л. А. Давыдова // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1982. – № 19. – С. 19–21.

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

125. Фазлуллин, М. И. Результаты исследований по кучному выщелачиванию никеля / М. И. Фазлуллин, Г. И. Авдонин, Р. Н. Смирнова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 9. – С. 37–43

126. Федоров, Ю. О. Пособие по рентгенорадиометрической сепарации / Ю. О. Федоров, В. А. Короткевич. – : ООО «РАДОС», 2018. – 67 с.

127. Чантурия, В. А. Теоретические основы повышения контрастности свойств и эффективности разделения минеральных компонентов / В. А. Чантурия // Цветные металлы. – 1998. – № 9. – С. 11–17.

128. Чантурия, В. А. Состояние и перспективы обогащения руд в России / В. А. Чантурия // Цветные металлы. – 2002. – № 2. – С. 15–21.

129. Чантурия, В. А. Основные направления комплексной переработки минерального сырья / В. А. Чантурия // Горный журнал. – 1995. – № 1. – С. 50–54.

130. Чантурия, В. А. Теория и практика использования электрохимических и радиационных воздействий в процессе первичной переработки минерального сырья / В. А. Чантурия. – Москва: МГГУ, 1993.

131. Шестаков, В. А. Экономико-экологическая оценка физико-химической геотехнологии / В. А. Шестаков, А. А. Венедиктов, Т. В. Литовченко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – № 9. – С. 217–219.

132. Шумилова, Л. В. Совершенствование технологии кучного выщелачивания руд / Л. В. Шумилова, П. Б. Авдеев, А. В. Рашкин // Вестник № 35: труды V Науч.-практ. конф., посв. 30-летию Горного института. – Чита: ЧитГУ, 2004. – С. 75–82.

133. Шумилова, Л. В. Влияние конструктивных особенностей площадок для кучного выщелачивания на повышение эффективности и экологической безопасности геотехнологии / Л. В. Шумилова, И. А. Яшкин // Труды IV научно-технической конференции Горного института. Часть 3. – Чита: ЧитГУ, 2003. – С. 15–18.

134. Шумилова, Л. В. Выбор основания штабеля / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник / Л. В. Шумилова // Труды III Межрегиональной научно-практической конференции. Часть 1. – Чита: ЧитГУ, 2003. – С. 113–117.

135. Шумилова, Л. В. Минерально-сырьевые объекты кучного выщелачивания золота в Забайкалье / Л. В. Шумилова // Наука и новейшие технологии при поисках, разведке и разработке месторождений полезных ископаемых: труды V Междунар. науч.-практ. конф. – Москва: РГГРУ, 2006. – С. 160.

136. Шумилова, Л. В. Перспективы внедрения кучного выщелачивания золота в условиях Восточного Забайкалья / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник // Кулагинские чтения: труды V Всерос. науч.-практ. конф. – Чита: ЧитГУ, 2005. – С. 80–85.

137. Шумилова, Л. В. Требования к основаниям штабеля / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник // Труды III Межрегиональной научно-практической конференции. Часть 1. – Чита: ЧитГУ, 2003. – С. 109–113.

138. Шумилова, Л. В. Влияние конструктивных особенностей площадок для кучного выщелачивания на повышение эффективности и экологической безопасности геотехнологии / Л. В. Шумилова, И. А. Яшкин // Труды IV Научно-технической конференции Горного института. Часть 3. – Чита: ЧитГУ, 2003. – С. 15–18.

139. Шумилова, Л. В. Выбор основания штабеля / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник // Труды III Межрегиональной научно-практической конференции. Часть 1. – Чита: ЧитГУ, 2003. – С. 113-117.

140. Шумилова, Л. В. Перспективы внедрения кучного выщелачивания золота в условиях Восточного Забайкалья / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник // Кулагинские чтения: труды V Всерос. науч.-практ. конф. – Чита: ЧитГУ, 2005. – С. 80–85.

141. Шумилова, Л. В. Техносферная безопасность горнорудных комплексов (кучное выщелачивание металлов): учеб. пособие / Л. В. Шумилова. – Чита: ЗабГУ, 2015. – 357 с.

142. Юртов, Е. В. Нанотехнология в материалах сайтов сети Интернет / Е. В. Юртов, М. Л. Скорина // Химическая технология. – 2003. – № 1. – С. 39–43.

143. Яковлев, М. В. Переработка некондиционных руд, образовавшихся при освоении месторождений Стрельцовского рудного поля / М. В. Яковлев, А. А. Морозов // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: материалы XIV Междунар. науч.-практ. конф.: в 3 ч. – Чита: ЗабГУ, 2014. – С. 210–215.

144. Adrian H. Gallardo, Tomose Matsuzald, Hisashi Aoki. Geological storage of nuclear wastes: Insights following the Kukushima crisis Energy Policy. - 2014. - V. 73. - P. 391-400.

145. Bahr A., Priseman Th. (Technische Univer., Clabsthal, Manheim Germany) 17th Miner Process Congr., Dresgen, Semptember 23-28 1991; prepr. V. 5, s. 1-17.

146. Beard R. C. «Cim. Bull.», 1983, v. 76, JM- 850, p. 102-108.

147. Brittan M.I., Lange W.F. «Trans Soc. Vining Eng. AJME» 1975, v. 258, № 2, p12. Dolezil V., Reznicek J. World Mining, 1983, v. 36, № 8, p. 94-96.

148. Clark Michael L. Rife Carson. «Small Mines Dev. Precious Metals: Proc. Konf.. Reno. Nev., Aug. 31 - Sept. 2, 1987», Littleton, Coli, 1987, p. 95-97.

149. Golik V.I., Komashchenko VJ., Raxorenov Yu.I. Activation of technogenic resource\* in desintegrator // Mine Planning and Equipment Selection: Proc. of the 22<sup>nd</sup> MPES Conference : Eds. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. - Freibrg. 2013. - P. 1101-1106

150. Herkenhoff E. C., Dean J. G. «Eng. and Mining J », 1987, № 6, p. 32-39.

151. Kurth Jefferey , Hauff Phoebe L. , Chamberlin Paul L. Small Mines Rev. Precious Metalus Proc. Conf. , Reno, Nev., Aug. 31 – Sept. 2, 1987, Zettleton, Colo, 1987, p. 161-167.

152. Kaixuan Tan, Chunguang Li, Jiang Liu, Huiqiong Qu. A novel method using a complex surfactant for in-situ leaching of low permeable sandstone uranium deposits. School of Nuclear Resources Engineering, University of South China, Hengyang 421001, China 2014.

153. McClelland G. E., Pool D. L. , Eisele J. A. «Inf. Circ. Bur. Mines» US, dep. Inter, 121.

154. Mwase J.M.. Petersen J.. Eksteen J. J. A conceptual flowsheet for heap leaching of platinum group metala (PGMs) from a low grade ore Mnwntrate // Mining Engineering 4 Metallurgical Engineering, Hydrometallurgy. - 2012. - V. 111-112. - P. 129-125.

155. Sinclair L.» Thompson J. In situ leaching of rapper: Challenges and future prospects // Hydrametallurgy. - 2015. - V. 157. -P. 206-224.

156. Standard potentials in aqueous solution, ed by A.J. Bard, R. Parsons, J. Jordan, N.Y., 1985.

157. Zarate Gabuel E. Gusman Joen C. «Small Mines Iev. Precious Metals Proc. Conf., Reno, Nev. , Aug 31 - Sept 2, 1987 Lettleton, Colo, 1987, p. 151-155.

158. Vrancken C., Langhurst P. J., Wagjand S. T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production // Waste Management. - 2017. - V.61.-P.40-57.



**Обоснование эффективности предлагаемой комплексной технологии  
отработки беднобалансовых и забалансовых урановых руд**

В данном приложении рассмотрены вопросы оценки предлагаемой технологической добычи убогих урановых руд системой «подэтажные штреки» с последующей рудоподготовкой на поверхности разделением на технологические сорта КВ и ГМТ геофизическими методами и технико-экономического сравнения с базовым вариантом добычи слоевой системой с закладкой и подготовкой добытого сырья к переработке по гидрометаллургической технологии [61, 91, 92].

**Обоснование критериев оценки эффективности производства готовой  
продукции уранодобывающего предприятия**

Общепринятый критерий эффективности производства «Чистый дисконтированный доход» (ЧДД)

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \Pi'_t \times \frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^T K_t \times \frac{1}{(1+E)^t}, \text{ млн руб.}, \quad (1)$$

где  $\Pi$  – прибыль с 1 т балансовых запасов, у.е./т;  $\Pi'$  – оптовая цена полезного компонента (например, металла), у.е./т;  $n'$  – количество компонентов с 1 т балансовых запасов, т;  $\sum \zeta$  – сумма затрат на отработку 1 т балансовых запасов, у.е./т;  $c$  – содержание полезного компонента в погашенных при добыче балансовых запасах, отн. ед.;  $K_n$  – коэффициент потерь руды при добыче, отн. ед.;  $K_{пр}$  – коэффициент примешивания вмещающих пород, отн. ед.

Этот критерий, безусловно, отражает полную картину технологических, экономических и финансовых показателей рудника, но его использование требует огромного количества исходных данных, которые могут быть получены лишь при достаточно детальной проработке проектных решений строительства предприятия.

Более простой подход к обоснованию эффективного варианта при выборе системы разработки предложен профессором В. А. Симаковым на основе подсчета прибыли, получаемой при отработке 1 т балансовых запасов, у.е./т.

$$П = Ц * n' - \sum Z = [(C - \kappa_n * C + r^1 * C_{np})e_o * e_m] - \eta(C_o + C_{TP} + C_{об} + \eta_\kappa * C_{mn}), \quad (2)$$

где  $P$  – прибыль с 1 т балансовых запасов, у.е./т;  $C$  – оптовая цена полезного компонента (например, металла), у.е./т;  $n'$  – количество компонентов с 1 т балансовых запасов, т;  $\sum Z$  – сумма затрат на обработку 1 т балансовых запасов, у.е./т;  $c$  – содержание полезного компонента в погашенных при добыче балансовых запасах, отн. ед.;  $K_n$  – коэффициент потерь руды при добыче, отн. ед.;  $K_{np}$  – коэффициент примешивания вмещающих пород, отн. ед.;

$$r^1 = T / B = \eta * r = D * r / B, \quad (3)$$

$c_{np}$  – содержание в примешанных породах, отн. ед.;  $e_o$  и  $e_m$  – коэффициент, учитывающий выход компонента при обогащении и при металлургическом переделе соответственно, отн. ед.;  $\eta$  – выход рудной массы, отн. ед.;  $C_o$  – общерудничная себестоимость добычи 1 т рудной массы, у.е./т;  $C_{TP}$  – себестоимость транспортировки 1 т рудной массы на обогатительную фабрику, у.е./т;  $C_{об}$  – себестоимость сортировки 1 т рудной массы на РРС, у.е./т;  $C_{мп}$  – себестоимость металлургического передела 1 т концентрата, у.е./т;  $\eta_\kappa$  – выход продуктивного сорта из 1 т рудной массы, отн. ед.;  $T$  – количество примешанных вмещающих пород в 1 т балансовых запасов, т;  $B$  – 1 т погашенных запасов, т;  $D$  – добытая рудная масса при погашении 1 т балансовых запасов, т;  $r$  – коэффициент изменения качества рудной массы (разубоживание руды), отн. ед.;

$$r = (c - a) / c, \quad (4)$$

где  $a$  – содержание металла в добытой рудной массе, отн. ед.

Выбирается та система разработки, которая обеспечивает максимум прибыли при отработке 1 т балансовых запасов (вернее, 1 т добытой рудной массы).

Экономическое сравнение систем разработки по методике академика М. И. Агошкова (МГГУ) выполняется на основе подсчета приведенного дохода с 1 т балансовых запасов

$$D_{np} = ЦcK_nI_o - V_n - V_p - \{C_{тов}/K_\kappa + Z_p\} * K_nI_o / (1 - r) - E_nK_{уд}, \quad (5)$$

где  $D_{пр}$  – приведенный доход с 1 т балансовых запасов, у. е./т;  $K_n$  – коэффициент извлечения металла из недр, отн. ед.;  $I_o$  – коэффициент извлечения металла в концентрат (при обогащении и металлургическом переделе), отн. ед.;  $K_k$  – коэффициент изменения качества, отн. ед.

$$K_k = a / c, \quad (6)$$

где  $Z_p$  – затраты на разведку 1 т балансовой руды, у. е.;  $E_n$  – коэффициент эффективности капитальных затрат, отн. ед.;  $K_{уд}$  – удельные капитальные вложения, у. е.;  $Y_p$  – условный ущерб от разубоживания 1 т балансовой руды, у. е./т;

$$Y_p = RC_{тов}, \quad (7)$$

где  $C_{тов}$  – полная себестоимость добычи –  $C_d$ , транспортировки –  $C_{тр}$  и переработки  $C_{пер}$  1 т рудной массы в товарный продукт с учетом неучтенных затрат, у.е./т;

$$C_{тов} = (C_d + C_{тр} + C_{пер}) \cdot 1,15, \quad (8)$$

где  $Y_n$  – условный ущерб от потерь 1 т балансовой руды

$$Y_n = Цс(1 - K_n)I_o. \quad (9)$$

Условный ущерб от разубоживания представляет собой лишние расходы на добычу, транспортировку и первичную переработку пустой породы (косвенным образом эти расходы должны быть учтены в себестоимости добычи 1 т рудной массы). Условный ущерб от потерь – это неполученные денежные средства от продажи разведанного и оставленного в недрах металла. Приведенный доход обусловлен разницей между полученными деньгами от продажи извлеченного из недр металла и расходами на добычу, разведку с учетом капитальных затрат и ущерба от потерь, разубоживания.

На основе критериев, предложенных В. А. Симаковым, М. И. Агошковым и адаптированных В. А. Овсейчуком к условиям отработки урановых руд [10], был разработан критерий прибыли с 1 т погашенной балансовой руды

$$Pr = [10\alpha * Ц_m * I_o - (C_0 + E_n * K + C_{зпп})] * K_n, \quad (10)$$

где  $\alpha$  – среднее содержание металла в балансовых рудах, %;

$C_0$  – цена 1 кг металла на мировом рынке, тыс. руб.;

$I_o$  – коэффициент извлечения металла при обогащении и переработке, доли ед.;

$C_{\bar{o}}$  – полная себестоимость добычи, транспорта, обогащения и переработки 1 т балансовых руд, тыс. руб.;

$E_n$  – учетная ставка банка, доли ед.;

$K$  – капитальные вложения на 1 т балансовых запасов, тыс. руб./т;

$C_{zpp}$  – себестоимость детальной разведки 1 т балансовых запасов, тыс. руб/т;

$K_n$  – коэффициент извлечения металла из недр, доли ед.

Коэффициент извлечения металла при обогащении и переработке рассчитывается по формуле

$$I_o = [(\gamma_{гмт} * K_{извл ГМТ} + \gamma_{пв} * K_{извл ПВ}) / (\gamma_{гмт} + \gamma_{пв})] * K_{извл. раств}, \text{ доли ед.}, \quad (11)$$

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.

$$C_{\bar{o}} = C_{тов} / K_k, \text{ руб/т}, \quad (12)$$

где  $C_{тов}$  – себестоимость 1 т товарной руды, руб/т;  $K_k$  – коэффициент изменения качества руды

$$K_k = a/a, \text{ доли ед.}, \quad (13)$$

где  $a$  – содержание урана в добытой (товарной) руде, %.

$$C_{тов} = C_{доб} + C_{пред} + C_{пер} + C_{оос}, \text{ руб/т},$$

где  $C_{доб}$  – себестоимость добычи 1 т руды, руб/т;

$C_{пред}$  – себестоимость рудоподготовки 1 т добытой руды, руб/т;

$C_{пер}$  – себестоимость переработки 1 т руды ГМТ, руб/т;

$C_{оос}$  – себестоимость мероприятий по охране окружающей среды, руб/т.

$$C_{доб} = C_{нпр} + C_{вент} + C_{оч} + C_{мп1}, \text{ руб/т}, \quad (14)$$

где  $C_{нпр}$  – себестоимость подготовительно-нарезных работ, руб/т;

$C_{вент}$  – себестоимость вентиляции, руб/т;

$C_{под}$  – себестоимость горно-подготовительных работ, руб/т;

$C_{оч}$  – себестоимость очистных работ, руб/т;

$C_{тр1}$  – себестоимость подземного транспорта, руб/т.

$$C_{оч} = C_{отб} + C_{закл}, \text{ руб/т,}$$

где  $C_{отб}$  – себестоимость отбойки, руб/т;

$C_{закл}$  – себестоимость закладочных работ, руб/т.

$$C_{пред} = C_{ркс} + C_{PPC}, \text{ руб/т,} \quad (15)$$

где  $C_{ркс}$  – себестоимость радиометрической сортировки на стволах шахт, руб/т;

$C_{PPC}$  – себестоимость PPC, руб/т

$$C_{PPC} = C_{кл} + C_{отм} + C_{нс}$$

$C_{кл}$  – себестоимость классификации по сортам крупности куска, руб/т;

$C_{отм}$  – себестоимость отмывки руды от шлама, руб/т;

$C_{нс}$  – себестоимость покусковой сепарации, руб/т.

$$C_{пер} = C_{гмт} * \gamma_{гмт} + C_{тр2}, \text{ руб/т,} \quad (16)$$

где  $C_{гмт}$  – себестоимость переработки руды на ГМЗ, руб/т;

$C_{тр2}$  – себестоимость транспорта руды от ствола шахты до ГМЗ, руб/т.

$$C_{оос} = C_{выб} + C_{сбр} + C_{отх} + C_{шум} + C_{рек}, \text{ руб/т,} \quad (17)$$

где  $C_{выб}$  – плата за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, руб/т;

$C_{сбр}$  – плата за сбросы загрязняющих веществ в водные объекты, руб/т;

$C_{отх}$  – плата за размещение отходов, руб/т;

$C_{шум}$  – плата за шумовое загрязнение окружающей среды, руб/т;

$C_{рек}$  – себестоимость рекультивации в расчете на 1 т погашенной балансовой руды, руб/т.

Капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды рассчитываются по формуле

$$K = K_{руд} + K_{ПРСК} + K_{РПК}, \text{ руб/т,} \quad (18)$$

где  $K_{руд}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудника, руб/т;

$K_{ПРСК}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве рудосортировочного комплекса, руб/т;

$K_{РПК}$  – капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды при строительстве производственного комплекса, руб/т.

Коэффициент извлечения металла из недр рассчитывается по формуле

$$K_n = (D * a) / (B * \alpha), \text{ доли ед.}, \quad (19)$$

где  $D$  – количество добытой товарной руды, т;

$B$  – количество погашенной балансовой руды, т.

Критерий содержит практически те же исходные данные, что и ЧДД, но расчет эффективности выполняется в статической форме и без учета движения финансовых потоков.

Данный критерий и предлагается для оценки разработанной технологии отработки мощных урановых рудных тел камерными системами с породобетонной закладкой выработанного очистного пространства и последующей подземной рудоподготовкой добытой руды к переработке.

### **Расчет эффективности предлагаемой технологии добычи и подготовки урановой руды к получению готовой продукции горного предприятия**

Алгоритм повариантного расчета эффективности представлен на рис. 1.

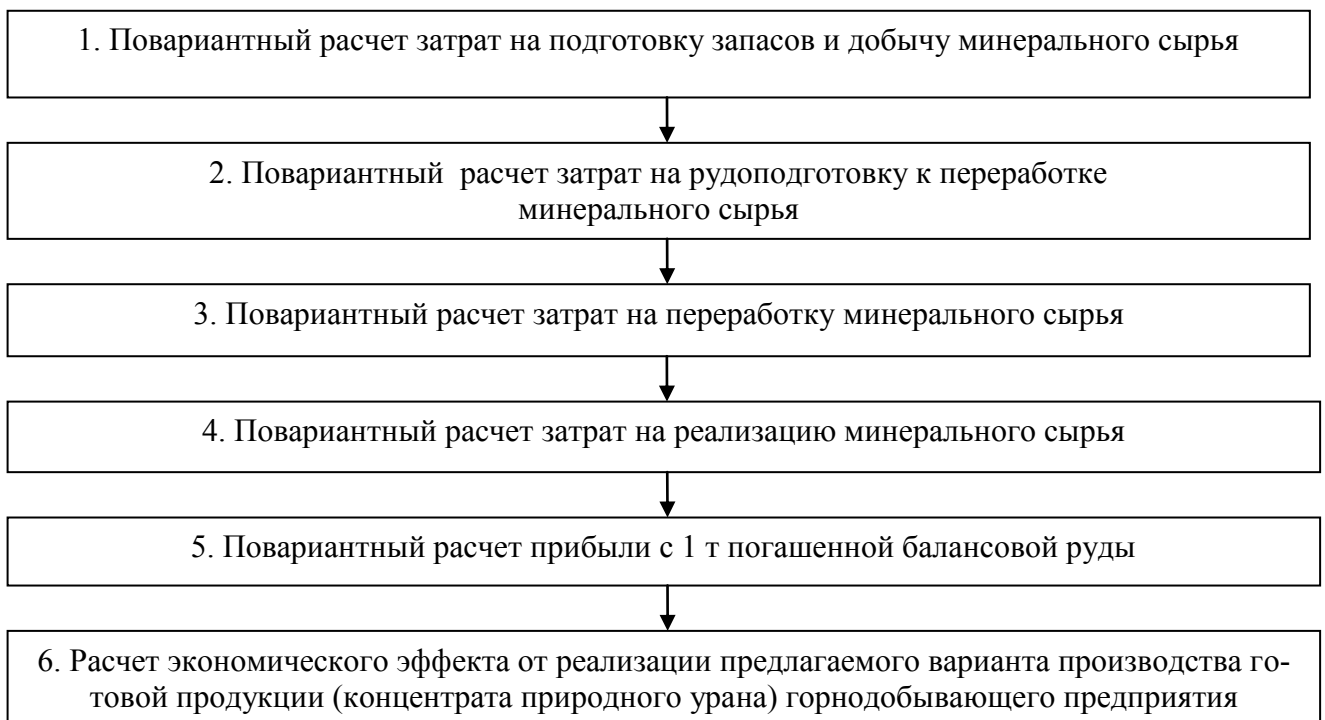


Рисунок 1 – Алгоритм повариантного расчета эффективности горного производства

Исходные данные для расчета базового варианта отработки беднобалансовых урановых руд:

Базовый вариант

***Текущая добыча***

За базовый принимается вариант отработки запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью»; рудоподготовки на поверхности повагонеточной сортировкой на РКС стволов шахт с разделением на товарную руду (шихтовочный склад); забалансовую руду (отвалы забалансовых руд) и пустую породу (породные отвалы); усреднением товарной руды на шихтовочном складе; измельчением и истиранием шихты и переработке ее по гидрометаллургической технологии (ГМТ):

- производительность рудника по добыче руды 1 млн т/год;
- потери при добыче – 4 %;
- разубоживание руды при добыче – 20 %;
- извлечение урана при ГМТ – 96 %;
- извлечение урана из раствора – 98 %.

**Предлагаемый вариант**

***Текущая добыча***

Система отработки «подэтажные штреки»; поверхностная рудоподготовка добытой горнорудной массы: крупнопорционная (повагонеточная) радиометрическая сортировка на стволах шахт с разделением на богатую руду ( $>0,2$  % урана на ГМТ), рядовую и бедную руду (0,199–0,03 % на РРС); забалансовую руду (0,01–0,029 % в забалансовые отвалы), пустую породу ( $<0,01$  % в отвалы пустых пород); покусковая РРС рядовой и бедной руды с выделением таких же технологических сортов, что и при повагонеточной сортировке, но с направлением выделенной составляющей с содержанием урана 0,199–0,03 % на кучное выщелачивание, а продуктивного сорта сепарации с содержанием урана  $>0,2$  % на ГМТ.

Производительность рудника по добыче руды 1 млн т/год:

- выход сорта ГМТ на РКС шахт – 6 %;

– выход сорта на РРС на РКС шахт – 94 %;

Выход продуктов покусковой сепарации при РРС:

– сорта ГМТ – 6 %;

– сорта КВ – 23 %;

– забалансовой руды – 11 %;

– отвальных пород сепарации – 60 %.

Извлечение урана при переработке:

– извлечение урана в раствор при ГМТ – 96 %;

– извлечение урана в раствор при КВ – 85 %;

– извлечение урана из раствора 98 %.

Вовлечение в отработку *техногенного сырья забалансовых отвалов*:

Опробование отвалов по представительной сетке и съем непродуктивной части отвалов с перемещением ее в отвалы пустых пород; отгрузка продуктивной части отвалов на РРС с выделением продуктивной фракции для КВ и отвальных пород сепарации; кучное выщелачивание сырья для КВ с получением товарного регенерата; получение готовой продукции предприятия.

Затраты на охрану окружающей среды для обоих вариантов включают все составные части себестоимости по показателю  $C_{оос} = C_{выб} + C_{сбр} + C_{отх} + C_{шум} + C_{рек}$ , руб/т. В таблице 1 представлены данные для расчета количества горнорудной массы по технологическим сортам при рудоподготовке добытой руды к переработке из расчета годовой производительности предприятия по добыче беднобалансовой руды в 1000 тыс. т/год. Исходные данные для расчета эффективности сведены в таблицу 2.

Таблица 1 – Баланс руды и металла при рудоподготовке добытого убогого сырья

Наименование продукта рудоподготовки	Ед. изм.	Выход продукта, %	Количество продукта по базовому варианту	Количество продукта по предлагаемому варианту
Добытая горнорудная масса				
Руда	тыс. т	100	1000	1000
Содержание урана	%		0,093	0,093
Уран	т	100	930	930



Продолжение таблицы 1

<b>Радиометрическая повагонеточная сортировка</b>				
<b>Товарный продукт, всего</b>				
Руда	тыс. т	100	1000	1000
Содержание урана	%		0,093	0,093
Уран	т	100	930	930
<b>В том числе для ГМТ</b>				
Руда, $T_{гмт}$	тыс. т	6	80	80
Содержание урана	%		0,210	0,210
Уран, $Q_{гмт}$	т	18	167,4	167,4
<b>Для РРС</b>				
Руда	тыс. т	94	-	920
Содержание урана	%		-	0,083
Уран	т	82	-	762,6
<b>Рентгенорадиометрическая покусковая сепарация</b>				
<b>Технологический сорт ГМТ</b>				
Руда, $\gamma_{гмт}$	тыс. т	5	-	46
Содержание урана	%		-	0,259
Уран, $U_{гмт}$	т	15,5	-	118,2
<b>Технологический сорт КВ</b>				
Руда, $\gamma_{кв}$	тыс. т	75	920	690
Содержание урана	%		0,083	0,092
Уран, $U_{кв}$	т	83	762,6	633
<b>Отвальные породы сортировки</b>				
Порода	тыс. т	20	-	184
Содержание урана	%		-	0,006
Уран	т	6,2	-	11,4

Таблица 2 – Исходные данные для расчета эффективности

Наименование показателя	Ед. изм.	Базовый вариант	Предлагаемый вариант
Производительность рудника по товарной руде всего, $D$	тыс. т	1000	1000
Содержание урана в добытой руде всего, $a$	%	0,093	0,093
Количество добываемого урана всего, $U_1$	т	930	930
Количество погашенной балансовой руды, $B$	тыс. т	828	828
Содержание урана в балансовой руде всего, $\alpha$	%	0,117	0,117
Количество урана в погашенной балансовой руде, $U_2$	т	967,2	967,2
Потери всего, $\Pi$	%	4,0	8,0
Разубоживание всего, $P$	%	20,5	30
Цена 1 кг урана в закиси-окиси, $C_m$	Руб/кг	4800	4800
Коэффициент извлечения урана в раствор на ГМТ, $K_{извл. ГМТ}$	Доли ед.	0,96	0,96
Коэффициент извлечения урана в раствор при КВ, $K_{извл. КВ}$	Доли ед.	0,7	0,85

Продолжение таблицы 2

Коэффициент извлечения урана из раствора, $K_{извл. раств}$	Доли ед.	0,98	0,98
Себестоимость добычи 1 т товарной руды/1 т балансовой руды всего, $C_{доб. тов}/C_{доб. бал}$	Руб.	1397/1746	1397/1746
Себестоимость рудоподготовки 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, $C_{пред. тов}/C_{пред. бал}$	Руб.	114/142	286/358
Себестоимость переработки на ГМЗ 1 т товарной руды /1 т балансовой руды, $C_{пер. тов}/C_{пер. бал}$	Руб.	947/1183	947/1183
Себестоимость переработки на КВ 1 т товарной руды /1 т балансовой руды, $C_{пер. тов}/C_{пер. бал}$	Руб.	551,4/689	551,4/689
Себестоимость работ по ООС в расчете на 1 т товарной руды/1 т балансовой руды, $C_{оос. тов}/C_{оос. бал}$	Руб.	140/175	203/254
Учетная ставка банка, $E_n$	Руб./т	0,15	0,15
Капитальные вложения в расчете на 1 т балансовой руды, $K$	Руб./т	606	656
Себестоимость разведки 1 т балансовой руды, $C_{зpp}$	Руб.	72	72
Коэффициент извлечения металла из недр, $K_n$	Доли ед.	0,96	0,96

### Расчет

#### экономического эффекта от внедрения комплексной технологии отработки бедных урановых рудных

Критерий оценки «прибыль с 1 т погашенной балансовой руды»:

$$Pr_{\delta} = \{10\alpha * C_m * I_o - [C_{\delta} + (1+E_n)*K + C_{зpp}]\} * K_n.$$

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по **базовому варианту**:

$$Pr_{\delta} = \{10 * 0,117 * 4800 * 0,7 - [1746 + 142 + 1183 * 0,06 + 689 * 0,94 + 175 + (1 + 0,15) * 606 + 72]\} * 0,96 = 364,97 \text{ руб/т},$$

где  $I_o = (K_{извл ГМТ} * T_{зтт} * K_{извл. раств} + K_{извл. КВ} * T_{кв} * K_{извл. раств} = 0,95 * 0,06 * 0,98 + 0,7 * 0,94 * 0,98 = 0,7$ .

Прибыль с 1 т погашенной балансовой руды по **предлагаемому варианту**:

$$Pr_{пр} = \{[(Q_{зтт} + U_{зтт}) * I_{зтт} + U_{кв} * I_{кв}] * C_m / B - [C_{\delta} + (1+E_n)*K + C_{зpp}]\} * K_n,$$

где  $I_{зтт} = K_{извл ГМТ} * K_{извл. раств зтт} = 0,96 * 0,98 = 0,941$ ,

$$I_{кв} = K_{извл кв} * K_{извл. раств кв} = 0,85 * 0,98 = 0,833,$$

$$K_{зтт} = K_T * K_{зтт} = 0,06 * 0,05 = 0,003,$$

$$K_{кв} = K_{ppc} * K_{кв} = 0,94 * 0,75 = 0,705,$$

$$C_{\delta} = C_{\delta\delta\delta\delta} + C_{\delta\delta\delta\delta} + (C_{\delta\delta\delta\delta} * K_{\delta\delta\delta\delta} + C_{\delta\delta\delta\delta} * K_{кв}) + C_{\delta\delta\delta} + (1 + E_n) * K + C_{\delta\delta\delta} =$$

$$1746 + 358 + (1183 * 0,003 + 689 * 0,705) + 254 + (1 + 0,15) * 656 + 72 = 3673,7$$

руб/т,

$$Pr_{np} = [(167,4 + 118,2) * 0,941 + 633,0 * 0,833] * 4800 / 828 - 3673,7 * 0,96 = 711,04 \text{ руб/т.}$$

Годовой экономический эффект от внедрения предложенной технологии

$$\Delta = Pr_{np} * B_{np} - Pr_{\delta} * B_{\delta} = 711,04 * 828000 - 364,97 * 828000 = 127 \text{ млн руб.}$$

### Расчет

#### экономического эффекта от внедрения технологии

#### отработки техногенного забалансового сырья

Исходные данные для расчета экономического эффекта от переработки техногенного забалансового сырья приведены в таблице 2.

Наименование показателя	Выход продукта, %	Ед. изм.	Натуральный показатель
Производительность рудника по забалансовой руде всего, $D$	100	тыс. т	300
Содержание урана в руде, всего, $a$		%	0,025
Количество урана в руде, всего, $U_1$	100	т	75
Выход руды в сорт КВ при РРС	40	тыс. т	120
Содержание урана		%	0,048
Выход урана в сорт КВ	77	т	57,8
Извлечение урана в раствор при выщелачивании	75	т	43,4
Себестоимость рудоподготовки в расчете на 1 кг урана, $C_{пред. Uзаб}$		руб.	570,74
Себестоимость выщелачивания в расчете на 1 кг урана, $C_{кв. Uзаб}$		руб.	2001,48
Себестоимость транспорта регенерата до ГМЗ в расчете на 1 кг урана, $C_{тр. Uзаб}$		руб.	3,60
Себестоимость переработки регенерата в расчете на 1 кг урана, $C_{пер. Uзаб}$		руб.	175,31
Извлечение урана из раствора в готовую продукцию, $U_{гп}$	98	т	42,5
Цена 1 кг урана в закиси-окиси урана, $C$		руб.	4800

Критерий оценки эффективности предлагаемой технологии – прибыль от реализации готовой продукции предприятия, полученной из техногенной забалансовой руды

$$PP_{np} = [U_{zn} * Ц - (C_{пред. U_{заб}} + C_{кв. U_{заб}} + C_{тр. U_{заб}} + C_{пер. U_{заб}}) * U_{zn}] = [42500 * 4800 - (570,74 + 2001,48 + 3,60 + 175,31) * 42500] = 72 \text{ млн руб.}$$

Общий расчетный экономический эффект от внедрения комплексной технологии отработки бедных и забалансовых руд составляет 199 млн руб/год.

**Акты внедрения на ПАО «ППГХО» имени Е. П. Славского****ПРИАРГУНСКОЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ГОРНО ХИМИЧЕСКОЕ  
ОБЪЕДИНЕНИЕ  
(ПАО «ППГХО»)****ПРОТОКОЛ**

совещания по переходу на технологию кучного выщелачивания ПАО «ППГХО»

27.01.2022№ 100-01/5-Пр

Краснокаменск

Председательствующий – А.Н. Рабольт

Секретарь – Шкло П.А.

Присутствовали:

Шурыгин С.В.

Куратор проекта

Литвиненко В.Г.

Главный технолог

Морозов А.А.

Директор по науке

Ракитин М.Н.

Директор ГМЗ

Колесаев Б.Б.

Зам. Главного инженера- начальник ПТО ГМЗ

**ПОВЕСТКА ДНЯ:**

1. Реализация проекта перехода ГМЗ на технологию кучного выщелачивания.

**СЛУШАЛИ:**

Куратора проекта Шурыгина С.В. – Необходимо рассмотреть реализацию проекта с учётом плана горных работ в четырех вариантах (с учётом полного перехода на КВ без агломерации, перехода на КВ с агломерацией, частичного перехода на КВ, сохранением ГМТ). Просчитать ФЭМ для каждого варианта переработки руды.

**ПОСТАНОВИЛИ (РЕШИЛИ):**

1. Сформировать рабочую группу для реализации проекта перехода на кучное выщелачивание. Назначить приказом руководителем проекта заместителя главного инженера ГМЗ по модернизации производства Шкло Петра Александровича. Наделить руководителя проекта соответствующими полномочиями и обязанностями. Разработать систему мотивации участников рабочей группы.

Ответственный: Рабольт А.Н.

Срок. 28.01.2022

2. Руководителю проекта сформировать рабочую группу из числа сотрудников ПАО «ППГХО» необходимых для реализации проекта.

Ответственный: Шкло П.А.

Срок. Неделя, с момента издания приказа.

3. Подготовить план горных работ по действующим рудникам на 2023-2028гг с отсечкой руды на уровне 0,05%, с увеличением объёмов добычи руды и металла.

Ответственный: Попов С.В.

Срок. 04.02.2022

Подписан простой электронной подписью
--

4. Рабочей группе рассмотреть четыре варианта переработки рудной массы с учётом плана горных работ на 2023-2028 годы. Выдать исходные данные для расчёта ФЭМ, основываясь на отчётах ЦНИЛ и ГМЗ и используя опыт предприятий, применяющих метод КВ.

Ответственный: Гладких Р.С.

Срок. 03.02.2022

5. Подготовить итоговый отчёт лабораторных и опытно-промышленных испытаний по применению технологии кучного выщелачивания за весь период существования ЦНИЛ.

Ответственный: Морозов А.А.

Срок. 18.02.2022

6. Просчитать четыре варианта ФЭМ используя реальные исходные данные.

Ответственный: Гришин Ю.П

Срок. 11.02.2022

7. Рассчитать и определить параметры штабелей с учётом плана горных работ подземных рудников. Подготовить график отработки штабелей с укладкой в три яруса, с минимизацией колебаний объёмов по выпуску.

Ответственный: Гладких Р.С.

Срок. 11.02.2022

8. Проработать альтернативные методы агломерации песков и илов, кроме глиноземистого цемента.

Ответственный: Бейдин А.В.

Срок. 01.08.2022

9. Изучить возможные варианты рудоподготовки в части дробления руды.

Ответственный: Колесаев Б.Б.

Срок. 11.02.2022

10. Составить временный технологический регламент по формированию и отработке штабелей.

Ответственный: Морозов А.А.

Срок. 18.02.2022

11. Рассмотреть возможность привлечения других проектных организаций.

Ответственный: Шурыгин С.В.

Срок. 11.02.2022

12. Рассмотреть возможность корректировки инвестиционной программы с учётом закупки мобильного дробильно-сортировочного комплекса и установки агломерации руды классом крупности +0-10мм.

Ответственный: Рабольт А.Н.

Срок. 18.02.2022

13. Проработать возможность реконструкции действующего дробильного оборудования, системы грохочения и отмывки для использования в процессе рудоподготовки (ДСК, Зд.616, 617, 617а, 619).

Ответственный: Гладких Р.С.

Срок. 18.02.2022

14. Рассмотреть варианты решения вопроса по утилизации отработанной рудной массы.

Ответственный: Кириченко Т.Г.

Срок. 16.02.2022

15. Подготовить технико-экономическую оценку применения агломерации для подготовки к складированию мелкого класса руды.

Ответственный: Бейдин А.В.

Срок. 16.02.2022

16. Уточнить показатели извлечения урана из руды различных классов, в т.ч. из мелкого класса с агломерацией и без агломерации.

Ответственный: Бейдин А.В.

Срок. 01.02.2022

17. Изучить проект представленный АО ВНИПИПТ, выдать замечания.

Ответственный: Шкло П.А.

Срок. 29.01.2022

Председательствующий

Секретарь

Согласовано:

Куратор проекта



— А.Н. Рабольт

П.А. Шкло



С.В. Шурыгин

Подписан  
простой электронной подписью

«**ТВЕРЖДАЮ**»Главный инженер  
ПАО «ППГХО»

Б.А. Просекин

2017г.

**Акт внедрения в производство**

По проекту 08.И.211 «Оптимизация рудопотоков направляемых на ГМЗ и КВ в условиях ПАО «ППГХО» (МРП 002283).

«28» апреля 2017 г.

г. Краснокаменск

Комиссия в составе:

Председатель	Начальник ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.А. Морозов
Члены комиссии	Главный инженер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	М.В. Яковлев
	Инженер-технолог ПТТ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	И.А. Велинская
	Начальник ФХЛ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.В. Пыткина
	Ведущий бухгалтер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	Т.В. Важница

назначенная приказом ПАО «ППГХО» от «09» января 2017 года №100/1-П провела оценку работ, выполненных в ФХЛ ЦНИЛ ПАО «ППГХО» по оптимизации рудопотоков направляемых на ГМЗ и КВ в условиях ПАО «ППГХО». Итоговая сумма затрат составила 3 803 900,26 руб.

В период с 01.01.2016 по 31.12.2016гг в группе рудничной геофизики и подготовки проб физико-химической лаборатории ЦНИЛ ПАО «ППГХО» были проведены исследовательские работы по оптимизации рудопотоков направляемых на ГМЗ и КВ в условиях ПАО «ППГХО».

**Заключение по результатам приемки выполненных работ:**

Проведенные исследования являются положительными, ввести результаты работ в эксплуатацию на ГМЗ с 02.05.2017 г.

Председатель комиссии

Члены комиссии

	А.А. Морозов
	М.В. Яковлев
	И.А. Велинская
	А.В. Пыткина
	Т.В. Важница





«УТВЕРЖДАЮ»  
 Главный инженер  
 ПАО «ППГХО»

И.А. Киселев

« 29 » 12 2017г.

### Акт внедрения в производство

По проекту НИОКР 08.И.137 «Создание комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами».

«29» декабря 2017 г.

г. Краснокаменск

Комиссия в составе:

Председатель	Начальник ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.А. Морозов
Члены комиссии:	Главный инженер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	М.В. Яковлев
	Инженер-технолог ПТГ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	И.А. Велинская
	Ведущий бухгалтер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	Т.В. Важница

назначенная приказом ПАО «ППГХО» от «09» января 2017 года №100/1-П провела оценку результатов работ, выполненных в ЦНИЛ ПАО «ППГХО» в рамках выполнения работ по отработке беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами.

В 2012-2017 гг. в ЦНИЛ проведены исследования по созданию комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами.

### Заключение по результатам приемки выполненных работ:

Проведенные исследования по созданию комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами считать положительными. Ввести в эксплуатацию в декабре 2017 года.

Председатель комиссии

А.А. Морозов

Члены комиссии

М.В. Яковлев

И.А. Велинская

Т.В. Важница



«УТВЕРЖДАЮ»

Главный инженер

ПАО «ППГХО»

Б.А. Просекин

«30» декабря 2016 г.

## Акт внедрения в производство

По проекту 08.И.137 «Создание комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами».

«30» декабря 2016 г.

г. Краснокаменск

Комиссия в составе:

Председатель	Начальник ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.А. Морозов
Члены комиссии	Главный инженер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	М.В. Яковлев
	Инженер-технолог ПТГ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	И.А. Велинская
	Начальник ОПГТЦ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.Н. Лагутин
	Ведущий бухгалтер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	Т.В. Важница

назначенная приказом ПАО «ППГХО» от «10» сентября 2013 г. № 558, провела оценку работ, выполненных в ОПГТЦ ЦНИЛ ПАО «ППГХО» по созданию комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами. Итоговая сумма затрат составила 262 912 629,58руб.

В период 2013-2016 гг на участке рудосортировки и участке КВ-2 ОПГТЦ ЦНИЛ были проведены опытно-промышленные испытания по созданию комплексной технологии отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами.

**Заключение по результатам приемки выполненных работ:**

Проведенные ОНР являются положительными, ввести результаты работ в эксплуатацию на участке рудосортировки и участке КВ-2 опытно-промышленного геотехнологического цеха ЦНИЛ с 30.12.2016 г.

Председатель комиссии

Члены комиссии

	А.А. Морозов
	М.В. Яковлев
	И.А. Велинская
	А.Н. Лагутин
	Т.В. Важница



«УТВЕРЖДАЮ»

Главный инженер  
ПАО «ППГХО»

Б.А. Просекин

«30» декабря 2016 г.

**Акт внедрения в производство**

По проекту 08.И.042 «Повышение эффективности КВ с использованием ПАВ – коллоидно-устойчивых растворов».

« 30 » декабря 2016 г.

г. Краснокаменск

Комиссия в составе:

Председатель	Начальник ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.А. Морозов
Члены комиссии	Главный инженер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	М.В. Яковлев
	Инженер-технолог ПТГ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	И.А. Велинская
	Начальник ОПГТЦ ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	А.Н. Лагутин
	Ведущий бухгалтер ЦНИЛ ПАО «ППГХО»	Т.В. Важница

назначенная приказом ПАО «ППГХО» от « 10 » сентября 2013 г. № 558, провела оценку работ, выполненных в ОПГТЦ ЦНИЛ ПАО «ППГХО» по повышению эффективности КВ с использованием ПАВ – коллоидно-устойчивых растворов. Итоговая сумма затрат составила 6056110,62 руб.

В период 2015-2016 гг на участке КВ-2 ОПГТЦ ЦНИЛ были проведены опытно-промышленные испытания по повышению эффективности процессов кучного выщелачивания за счет использования ПАВ.

**Заключение по результатам приемки выполненных работ:**

Проведенные ОПР являются положительными, ввести результаты работ в эксплуатацию на участке КВ-2 опытно-промышленного геотехнологического цеха ЦНИЛ с 30.12.2016 г.

Председатель комиссии

Члены комиссии

	А.А. Морозов
	М.В. Яковлев
	И.А. Велинская
	А.Н. Лагутин
	Т.В. Важница

УТВЕРЖДАЮ:

Дата и № постановления (приказа)

Заместитель ген. директора – главный инженер

Должность

**Б.А. Просекин**

подпись

от "30" декабря 2015г.

**А К Т №****приёмки законченного строительством объекта  
приёмочной комиссией**Организация: **ПАО "Приаргунское производственное горно-химическое объединение"**

Дата составления	Код вида операции	Код			
		Строительной организации	Участка	Объекта	

Местонахождение объекта: **Забайкальский край Краснокаменский район  
Промышленная зона**

Название объекта: «Комплексная технология обработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами».

**ПРИЁМОЧНАЯ КОМИССИЯ**, назначенная решением (приказом и др.)Приказом № 100-43-1-02/241 от " 28 " декабря 2015 г.

в составе:

Председатель комиссии: Киселев И.А.

- заместитель главного инженера по  
операционной деятельности ПАО ППГХО

Члены комиссии:

Морозов А.А.

- начальник ЦНИЛ;

Яковлев М.В.

- главный инженер ЦНИЛ;

Лагутин А.Н.

- начальник ОПГТЦ ЦНИЛ;

Баншикова И.А.

- инженер-технолог ПТГ ЦНИЛ

в связи с окончанием строительства объекта: «Комплексная технология отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами», руководствуясь правилами, изложенными в СНиП3.01.04-87 "Приемка в эксплуатацию законченных строительством объектов. Основные положения", Временным положением по приемке законченных строительством объектов, рекомендованным письмом Госстроя России от 09.07.93 г. № БЕ 1911/13, Постановлением Государственного комитета РФ по статистике № 71а от 30.10.1997г. "Об утверждении унифицированных форм первичной учетной документации по учету труда и его оплаты, основных средств и нематериальных активов, материалов, малоценных и быстроизнашивающихся предметов, работ в капитальном строительстве",

#### УСТАНОВИЛА:

1. Исполнителями работ комиссии предъявлен к приёмке в эксплуатацию объект:

«Комплексная технология отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами»

Наименование объекта

расположенный по адресу: **Забайкальский край Краснокаменский район**  
**Промышленная зона, ОПГТЦ ЦНИЛ**

2. Монтаж осуществлен:

ЦНИЛ, ШПУ, ДПП, ООО «РАДОС» - монтаж оборудования, электромонтажные, пусконаладочные работы

ФБГОУ ВПО «ЗабГУ», ЦНИЛ – разработка, испытания и опытная эксплуатация комплексной технологии отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами

наименование организаций, виды работ, выполнявшиеся каждой из них

---

3. Проектно-сметная документация на строительство разработана проектировщиком:

ФБГОУ ВПО «ЗабГУ», ПКО ПАО «ППГХО», ОГП ПАО «ППГХО»

наименование организации

---

4. Исходные данные и Техническое задание на закупку оборудования выданы:

ФБГОУ ВПО «ЗабГУ», ЦНИЛ ПАО "ППГХО",

наименование организаций, их реквизиты. Перечень организаций указан в приложении.

---

5. Поставка оборудования произведена:

ООО «ЕСК АРМЗ», ООО «Endress&Hauser»

наименование организации, осуществлявших поставку оборудования

---

6. Строительно-монтажные работы осуществлены в сроки:

начало работ: февраль 2013г.  
                  месяц, год

окончание работ: декабрь 2015г.  
                          месяц, год

7. Предъявленный к приёмке в эксплуатацию объект:

**«Комплексная технология отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами»**  
Наименование объекта

имеет следующие основные показатели мощности, производительности, производственной площади, протяжённости, вместимости, объёму, пропускной способности, капитального ремонта оборудования, поставки нового оборудования

Наименование оборудования, работ	Вид работ	Ед. изм.	Кол-во	По проекту	Фактически
Участок рудосортировки забалансовых руд	монтаж	шт.	1	1	1
Автомобильная рудоконтролирующая станция	монтаж	шт.	1	1	1
Установка по переработке продуктивных растворов	реконструкция	шт.	1	1	1
Основание опытного штабеля КВ	строительство	шт.	1	1	1
Блок ПВ	строительство	шт.	1	1	1
Обучение персонала приемам работы на РСК					

8. При проведении монтажных работ выявлен недокомплект следующего оборудования и услуг:

Наименование оборудования, материалов и услуг	Ед. изм.	Кол-во	Примечания
		-	
		-	
		-	
		-	

9. Предварительная стоимость затрат ПАО «ППГХО» по объекту:  
ВСЕГО: 143000000,00 руб.

11. Дополнительные условия: \_\_\_\_\_

(пункт заполняется при совмещении приёмки с вводом объекта в действие, приёмке "под ключ", при частичном вводе в действие или приёмке, в случае совмещения функций заказчика и исполнителя работ)

## **РЕШЕНИЕ ПРИЁМОЧНОЙ КОМИССИИ:**





Предъявленные к приёмке работы по объекту:

«Комплексная технология отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами»  
 выполнена в соответствии с ТЗ в полном объеме, отвечает санитарно-эпидемиологическим,  
 экологическим, пожарным, строительным нормам и правилам, государственным стандартам. Объект  
«Комплексная технология отработки беднобалансовых руд геотехнологическими методами»  
принять в эксплуатацию.

Председатель приёмочной комиссии:

<u>Должность</u>	<u>Ф.И.О.</u>	<u>Подпись</u>	<u>Печать</u>
Заместитель главного инженера по операционной деятельности ПАО ППГХО	Киселев И.А.	_____	_____

Члены приёмочной комиссии:

<u>№</u>	<u>Должность</u>	<u>Ф.И.О.</u>	<u>Подпись</u>	<u>Печать</u>
1.	Начальник ЦНИЛ	Морозов А.А.		_____
2.	Главный инженер ЦНИЛ	Яковлев М.В.		_____
3.	Начальник ОПГТЦ ЦНИЛ	Лагутин А.Н.		_____
4.	Инженер-технолог ПТГ ЦНИЛ	Банщикова И.А.		_____

**ППГХО**

открытое акционерное общество  
« ПРИАРГУНСКОЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ  
ГОРНО-ХИМИЧЕСКОЕ ОБЪЕДИНЕНИЕ »  
Россия, 674673, Читинская обл., г. Краснокаменск  
телефакс (30245) 2-5305 / факс (30245) 4-69-11  
e-mail uprav@krasnokamensk.ru

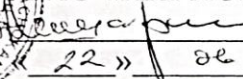
« 23 » 06.06 г. № 03-06/4003  
Справка



УТВЕРЖДАЮ:

Директор по экономике

ОАО «ППГХО»


 А.И. Мишарин

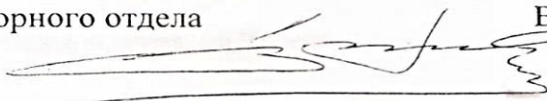
22 » 06 2006 г.

В результате внедрения и использования в производстве на участке кучного выщелачивания гидрOMETаллургического завода (КВ ГМЗ) результатов диссертационной работы А.А. Морозова «ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЕДНОГО УРАНОВОГО СЫРЬЯ СТРЕЛЬЦОВСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ» за период 2001-2005 г.г. получен фактический экономический эффект в размере 8,29 млн. руб., а именно:

- от технологии КВ бедных «упорных» алюмосиликатных урановых руд за период 2001-2005 г.г. – 7,5 млн. руб.;
- от внедрения первого этапа интенсификации процесса КВ путем снижения крупности рудного материала за первый (пусковой) год – 0,79 млн. руб.

Начальник горного отдела

В.В. Ледков



 корпорация  
ТВЭЛ



**УТВЕРЖДАЮ:**

Заместитель генерального директора - главный инженер  
ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое  
объединение им. Е.П. Славского»



А.Н. Рабольт

« 14 » 01 2022 г.

**АКТ**

внедрения результатов диссертационной работы на соискание ученой степени  
доктора технических наук Морозова Александра Анатольевича

Мы, нижеподписавшиеся, от ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение им. Е.П. Славского» директор гидromеталлургического завода Ракитин М.Н., заместитель генерального директора по экономике и финансам Гришин Ю.П., первый заместитель генерального директора по развитию Проскураков О.А., главный технолог Литвиненко В.Г., составили настоящий акт о том, что в период с 2013 по 2021 год разработана и внедрена в производство комплексная технология отработки беднобалансового уранового сырья геотехнологическими методами».

При внедрении разработанной комплексной технологии получены следующие технико-экономические показатели:

1) Снижена негативная экологическая нагрузка на окружающую среду в зоне присутствия ПАО «ППГХО» за счет вовлечения в отработку и переработку техногенных отвалов забалансовых руд предприятия в объеме 3,2 млн. тонн со средним содержанием урана 0,015%;

2) Получено из забалансового сырья рудного материала, пригодного для переработки методом кучного выщелачивания – 1,3 млн. тонн с содержанием урана – 0,035%;

3) выпущено дополнительной готовой продукции из рудного материала методом кучного выщелачивания – 243 т.

Среднегодовой экономический эффект, рассчитанный по программе «Операционная математическая модель горной добычи и переработки руд» (разработчики АО «Атомредметзолото» и ПАО «ППГХО им. Е.П. Славского»), от применения комплексной технологии составил 81,2 млн. рублей.

Суммарный экономический эффект за 2013-2019 гг составляет 428,9 млн. рублей.

Директор гидрометаллургического завода

Заместитель генерального директора

по экономике и финансам

Первый заместитель генерального директора

по развитию

Главный технолог



Ракитин М.Н.



Гришин Ю.П.



Проскуряков О.А.



Литвиненко В.Г.

## Акт внедрения результатов исследования в учебный процесс ФГБОУ ВО ЗабГУ



**УТВЕРЖДАЮ:**

Проректор по учебной работе

ФГБОУ ВО "Забайкальский государственный университет"  
докт. пед. наук, доцент С.Е. Старостина

«27» 01 2022 г.

### АКТ

о внедрении в учебный процесс ФГБОУ ВО ЗабГУ результатов диссертационной работы  
Морозова Александра Анатольевича  
на тему «Обоснование комплексной технологии отработки  
бедного уранового сырья геотехнологическими методами»

Мы, нижеподписавшиеся, представители ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»: начальник учебно-методического управления И.М. Лисовская, декан горного факультета, докт. техн. наук, профессор П.Б. Авдеев, заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», канд. техн. наук, доцент В.В. Медведев, докт. техн. наук, профессор кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» Г.Г. Пирогов составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований, изложенные в диссертационной работе А.А. Морозова, представленной на соискание ученой степени доктора технических наук, используются в учебном процессе кафедры «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» при подготовке специалистов по направлению 21.05.04 «Горное дело» (специализация №2 «Подземная разработка рудных месторождений») при чтении курса лекций и проведении практических занятий по дисциплинам: «Особенности разработки урановых месторождений», «Управление качеством руд при добыче», «Технология комбинированной разработки рудных месторождений», «Физико-химическая геотехнология», «Проектирование рудников».

Начальник учебно-методического  
управления

И.М. Лисовская

Декан горного факультета,  
докт. техн. наук, профессор

П.Б. Авдеев

Заведующий кафедрой ПРМПИ,  
канд. техн. наук, доцент

В.В. Медведев

Профессор кафедры ПРМПИ,  
докт. техн. наук, доцент

Г.Г. Пирогов