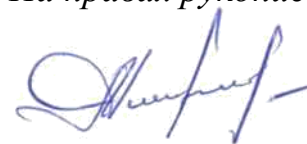


*На правах рукописи*



**Морозов Александр Анатольевич**

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

Специальность

25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

**АВТОРЕФЕРАТ**

диссертации на соискание ученой степени  
доктора технических наук

Чита – 2022

Работа выполнена в ФГБОУ ВО  
«Забайкальский государственный университет»

**Научный консультант** **Лизункин Владимир Михайлович,**  
доктор технических наук, профессор, профессор кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита

**Официальные оппоненты:** **1. Машковцев Григорий Анатольевич,**  
доктор геолого – минералогических наук, профессор, научный руководитель ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н. М. Федоровского» (ФГБУ «ВИМС»), г. Москва

**2. Голик Владимир Иванович,**  
доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», г. Владикавказ

**3. Ткач Сергей Михайлович,**  
доктор технических наук, директор Института горного дела Севера им. Н. В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук – обособленного подразделения ФГБУН Федерального исследовательского центра «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук», г. Якутск

**Ведущая организация** Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск

Защита состоится «14» Июня 2022 года в 15<sup>00</sup> часов на заседании диссертационного совета Д 212.299.08 при ФГБОУ ВО «ЗабГУ» по адресу: 672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30, зал заседаний Ученого совета.

С диссертацией можно ознакомиться в научной библиотеке ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет» по адресу: 672007, г. Чита, ул. Бабушкина, 129 и на сайте ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет» по электронному адресу:

[http://zabgu.ru/files/html\\_document/pdf\\_files/fixe/Morozov\\_Aleksandr\\_Anatol'evich/Diss\\_ertaciya\\_-\\_Morozov\\_A.A..pdf](http://zabgu.ru/files/html_document/pdf_files/fixe/Morozov_Aleksandr_Anatol'evich/Diss_ertaciya_-_Morozov_A.A..pdf)

Автореферат разослан «14» марта 2022 г.

Ученый секретарь диссертационного совета,  
д-р техн. наук, доцент

 Г. П. Сидорова

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

**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 19 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, при этом 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. Зефилов, Д. П. Лобанов, В. А. Мамилов, С.В. Маркелов, 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.И. Голик В. И., 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 недостаточно изучены. 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 устоявшейся 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.

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 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 (повагонеточная) 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 рядовых урановых руд.

**Предмет исследования** – технологические способы управления качеством урансодержащего 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 моделирование 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 поверхностно-активных веществ (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 скальных и 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 ядерно-топливного цикла (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 статья 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 Стрельцовского рудного поля (2004–2017) в рамках программы «Повышение эффективности отработки Стрельцовской 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.).

**Объём и структура диссертации.** Диссертация состоит из введения, 6 глав, заключения и содержит 280 страниц машинописного текста, включая 98 рисунков, 54 таблицы, список использованной литературы из 158 наименований.

Автор приносит искреннюю благодарность и признательность за поддержку и методическую помощь при подготовке диссертации: научному консультанту, д-ру техн. наук, профессору В. М. Лизункину, д-ру техн. наук В. Г. Литвиненко, д-ру техн. наук, профессору В. А. Овсейчуку, д-ру техн. наук, профессору Е. В. Кузьмину, А. В. Тирскому; сотрудникам ПАО «ППГХО» за помощь в проведении исследований и организации опытно-промышленных работ.

## ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

**Во введении** изложены проблематика и актуальность работы, сформулированы цель и задачи исследования, основные защищаемые положения, а также научная и практическая значимость полученных результатов исследований.

**В первой главе** кратко изложены горно-геологические характеристики урановых месторождений Стрельцовского рудного узла, дан анализ опыта разработки скального уранового сырья природных и техногенных месторождений и управления качеством добытых руд, поставлены задачи исследования.

**Вторая глава** посвящена изучению горно-геологических особенностей урановых руд, влияющих на эффективность их радиометрической и рентгенорадиометрической сортировки.

**В третьей главе** изложены результаты исследований характеристик горнорудной массы, слагающих забалансовые урановые отвалы, и эффективности процессов сортировки горной массы на технологические сорта по кривым контрастности кускового материала; разработаны технологические схемы рудоподготовки забалансовых урановых руд; представлены результаты опытно-промышленных испытаний комплексной технологии отработки забалансовых руд.

**Четвертая глава** посвящена обоснованию замены гамма-метода сортировки урановых руд рентгенорадиометрическим и разработке алгоритма

рудосортировки добываемых беднобалансовых руд и техногенного забалансового сырья радиометрическими методами.

**В пятой главе** рассмотрены вопросы кучного выщелачивания беднобалансовых и техногенных забалансовых урановых руд, представлены результаты исследования влияния крупности куска породы, концентрации серной кислоты в рабочем растворе, схем размещения источников орошения, режимов орошения штабеля, поверхностно-активных веществ на эффективность технологии.

**В шестой главе** предложены технологические схемы рудоподготовки и кучного выщелачивания беднобалансовых и забалансовых урановых руд, дано технико-экономическое обоснование эффективности предлагаемой комплексной технологии отработки беднобалансовых урановых рудных тел подземным способом и подготовки урановой руды к дальнейшему использованию.

На основании выполненных исследований обоснованы следующие научные положения, выносимые на защиту:

**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.**

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

Одним из параметров, влияющих на эффективность сортировки, является вещественный состав вмещающих пород и тип урансодержащих минералов в рудах.

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.

Петрографический 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.

По каждому из стволов шахт поднимается горнорудная масса, представленная определенным типом вмещающих пород. Анализ петрографического и минерального состава рудного потока показал, что эти потоки имеют определенные особенности (таблица 1).

Таблица 1 – Характеристики вмещающих оруденение пород, выдаваемых по стволам шахт

№ п/п	Ствол шахты (наименование)	Вмещающие породы	Содержание SiO <sub>2</sub> , %
1	3Р	андезито-базальты	52,85
2	9К	трахидациты	65,14
3	8К	трахидациты	65,14
4	5В	граниты	79,25
5	3В	базальты	52,72
6	11В	фельзиты	75,13
7	11К	конгломераты	48,73

Анализ эффективности покусковой сортировки товарных руд, выдаваемых по стволам шахт, в зависимости от типа вмещающих оруденение пород и состава урансодержащих минералов приведен на рисунке 1.

Как видно из рисунка 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.

Таким образом, в процессе исследований установлено, что основным фактором, определяющим эффективность сортировки, является содержание кремнезема (SiO<sub>2</sub>) во вмещающих породах и рудах

$$\gamma = \alpha / (0,38 + 0,002 * \alpha + 0,0001 \alpha^2), \quad (1)$$

где  $\alpha$  – содержание SiO<sub>2</sub>, %.

Существующая технология разделения руды, выдаваемой на поверхность, на сорта предусматривает крупнопорционную (повагонеточную) радиометрическую сортировку на радиометрической контрольной станции (РКС) и покусковую сепарацию руды на радиометрическом рудосортировочном комплексе или на рентгенорадиометрической рудосортировочной установке.

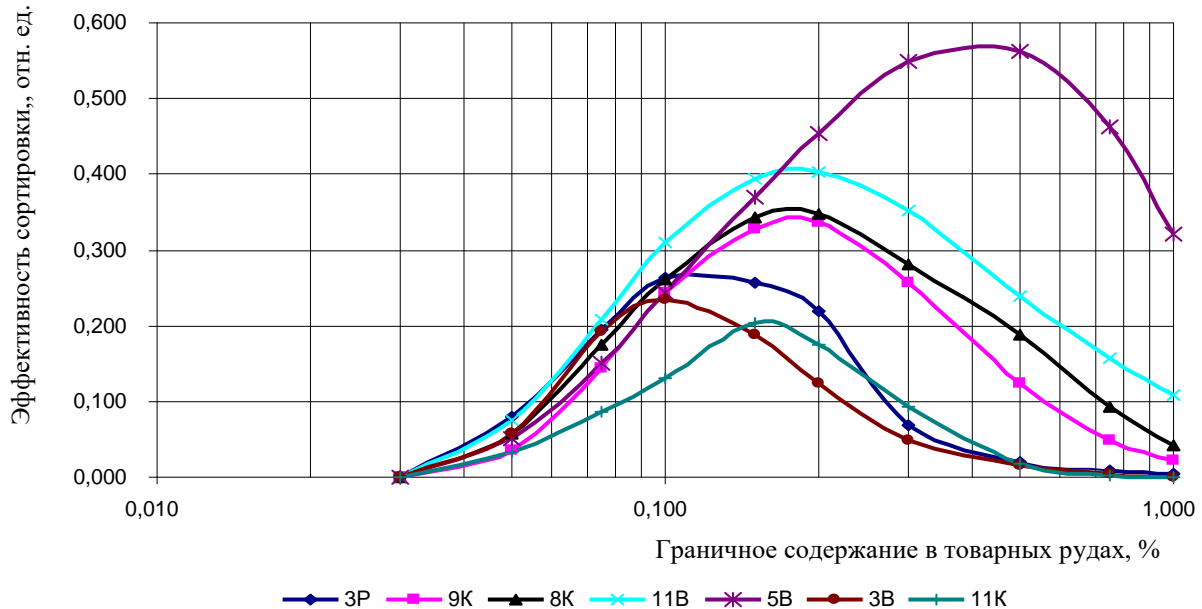


Рисунок 1 – Зависимость эффективности сортировки от граничного содержания урана в товарных рудах и литологического состава вмещающих пород и минерального состава урановой минерализации

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

$$Y = a_0 \cdot e^{a_1 x} \quad (2)$$

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.

Проведённые исследования показали, что технологический оптимум сортировки руды на РКС достигается при граничном содержании урана в потоке близким показателям к его среднему значению. Полученные оптимальные значения граничного содержания должны соотноситься с экономическими показателями.

Выход в технологические сорта руды, направляемой на гидрометаллургическую переработку (условно сорт ГМТ) и на рентгенорадиометрическую покусковую сортировку (условно сорт РРС) при крупнопорционной сортировке бедных и рядовых руд представлен на рисунках и может быть описан зависимостями (рисунок 2).

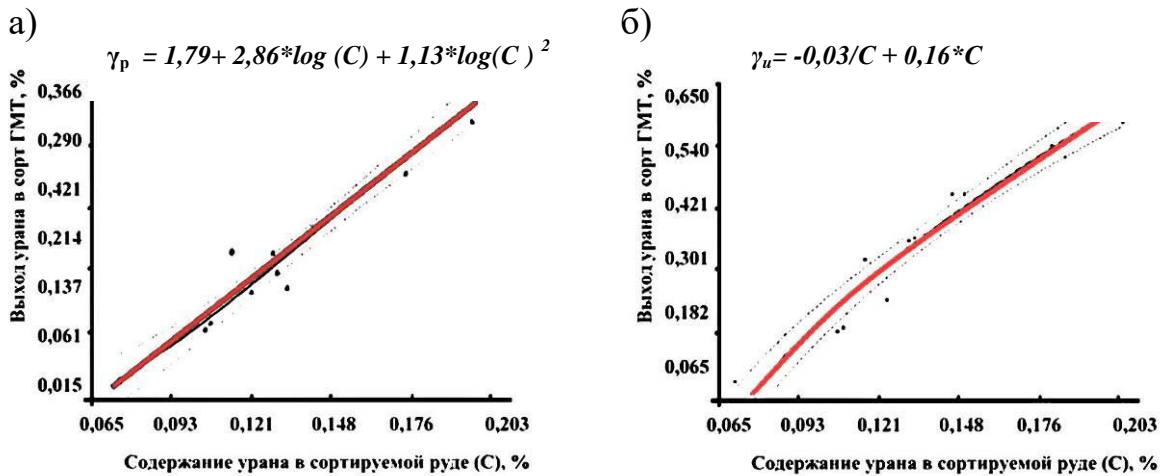


Рисунок 2 – Зависимость выхода в сорт ГМТ при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

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 при этом уменьшается от 98 до 64 % и 94 до 35 % соответственно.

Зависимость выхода в сорт РРС при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде представлена на рисунке 3.

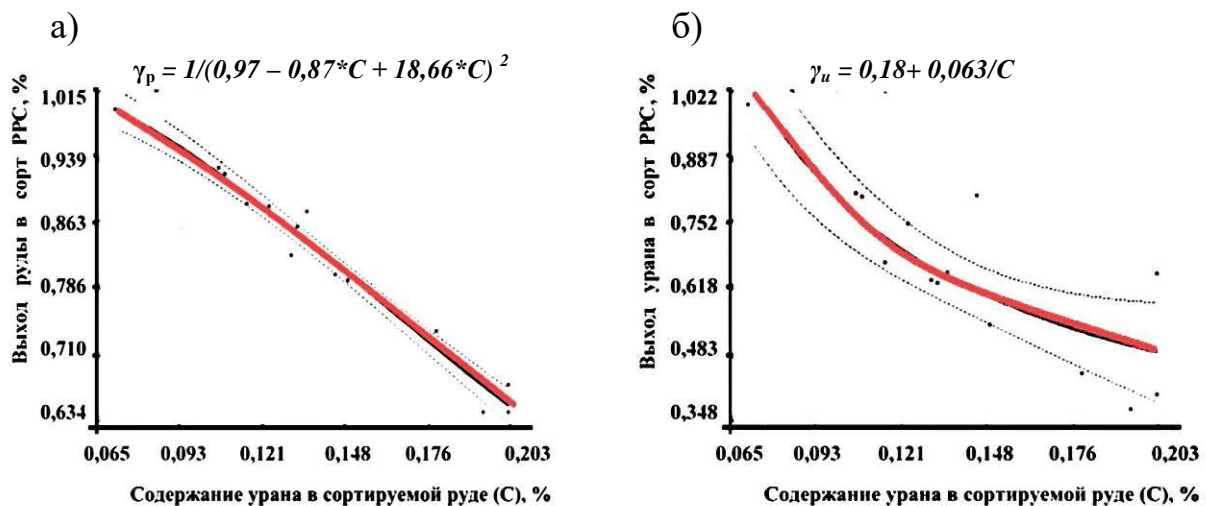


Рисунок 3 – Зависимость выхода в сорт РРС при повагонеточной сортировке бедной и рядовой руды на РКС шахт от среднего содержания в добытой руде

Проведены исследования на рентгенорадиометрическом сортировочном комплексе на предмет выявления зависимости эффективности процесса сортировки от содержания урана в рудах.

Зависимости аппроксимируются следующими выражениями:

– зависимость выхода отвальных пород ( $\gamma_{on}$ ) при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{on} = C/(-0,003 + 0,087*C); \quad (3)$$

где  $C$  – среднее содержание урана в сортируемой руде.

– зависимость выхода урана ( $\gamma_{u_{on}}$ ) в отвальные породы при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{u_{on}} = C/(-0,006 + 0,77*C); \quad (4)$$

– зависимость выхода руды в сорт КВ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{кв} = C/(-0,002 + 0,03*C); \quad (5)$$

– зависимость выхода урана в сорт КВ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{u_{кв}} = 100,0 - 0,119 + 0,1/C; \quad (6)$$

– зависимость выхода руды в сорт ГМТ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{гмт} = 54,6 + 22,2*\ln(C); \quad (7)$$

– зависимость выхода урана в сорт ГМТ при покусковой сепарации от среднего содержания урана в сортируемой руде:

$$\gamma_{u_{гмт}} = 115,22 + 42,13*\ln(C); \quad (8)$$

– зависимость коэффициента увеличения содержания ( $\gamma_{uc}$ ) урана в продуктивном сорте от исходного содержания урана в сортируемой руде:

$$K_{uc} = 1/(0,18 + 1,91*C - 2,83*C^2). \quad (9)$$

Анализ полученных данных показывает, что с возрастанием содержания урана в сортируемой руде от 0,02 до 0,350 %, увеличивается выход продуктивного сорта с 68 до 98 %. Коэффициент повышения содержания урана в продуктивных сортах 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.

Выход продуктивного сорта с высоким содержанием урана (сорт ГМТ) в зависимости от минимально промышленного содержания урана в сортируемой руде описывается следующими выражениями:

– зависимость выхода богатой руды (сорт ГМТ) от минимального промышленного содержания урана ( $C_{min}$ ):

$$\gamma_{гмт} = 3,54/C_{min} + 21,88 - 76,54*C_{min}; \quad (10)$$

– зависимость выхода урана в богатой руде (сорт ГМТ) от минимального промышленного содержания урана:

$$\gamma_{u_{гмт}} = 1,25/C_{min} + 81,41 + 141,81*C_{min}. \quad (11)$$

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.

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 отвальных породах 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 отобраны пробы из различных залежей месторождений Стрельцовской группы, проанализированы на равновесие и подверглись РРС.

Проведенные работы позволили установить математическую зависимость сортируемости руд от КРР:

– *зависимость выхода урана в продуктивный сорт от КРР гамма-методом:*

$$\gamma_{\text{крр}} = 96,9 + 6,8 * K_{\text{крр}} - 8,0 * K_{\text{крр}}^2; \quad (12)$$

– *зависимость выхода урана в продуктивный сорт от КРР рентгенорадиометрическим методом:*

$$\gamma_{\text{крр}} = K_{\text{крр}} / (-0,00002 + 0,01 * K_{\text{крр}}); \quad (13)$$

– *отклонение показателей извлечения урана в продуктивную фракцию методом РРС от гамма-метода:*

$$\Delta = 0,08 + 7,12 * K_{\text{крр}} - 8,0 * K_{\text{крр}}^2. \quad (14).$$

Контрастность руд в данном случае определяется как расхождение содержания урана в различных кусках рудной массы.

Для характеристики контрастности руд используем показатель ( $M$ ) (предложен профессором В. А. Мокроусовым), определяющий флуктуацию содержания полезного компонента в куске руды от его средней величины в рудной массе:

$$M = \frac{\sum_i |y_i - \alpha| \gamma_i}{\alpha}, \quad (15)$$

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, %.

Исследования контрастности урановых руд Стрельцовской группы месторождений позволили разделить все руды на классы контрастности (таблица 2).

По результатам РРС установлена взаимосвязь между выходом продуктивных сортов и показателем контрастности руд (рисунок 4).

*Зависимость выхода руды в продуктивный сорт от ее контрастности описывается формулой:*



$$\gamma = 10^{(-0,25 + 1,16 * M - 0,1 * M^2)}. \quad (16)$$

Зависимость выхода отвальной породы сортировки от контрастности сортируемых руд описывается формулой:

$$\gamma_{on} = 10^{(1,95 + 0,13 * M - 0,1 * M^2)}. \quad (17)$$

Таблица 2 – Характеристика контрастности руд

Группа	Показатель контрастности (М), отн. ед.	Доля класса контрастности, %	Отклонение содержания урана в классе, %
Неконтрастные	0,20	5	0,030
Низкоконтрастные	0,60	10	0,090
Среднеконтрастные	0,90	15	0,135
Высококонтрастные	1,30	45	0,195
Особоконтрастные	1,75	25	0,262
<b>Итого</b>	<b>1,23</b>	<b>100</b>	<b>0,150</b>

Важную роль при разделении потока горнорудной массы на технологические сорта играет размер сортируемого куска, поэтому установление оптимального его размера является важной задачей исследования.

Формирование гранулометрического состава добываемой горнорудной массы зависит от физико-механических показателей руд и вмещающих пород и параметров буровзрывных работ.

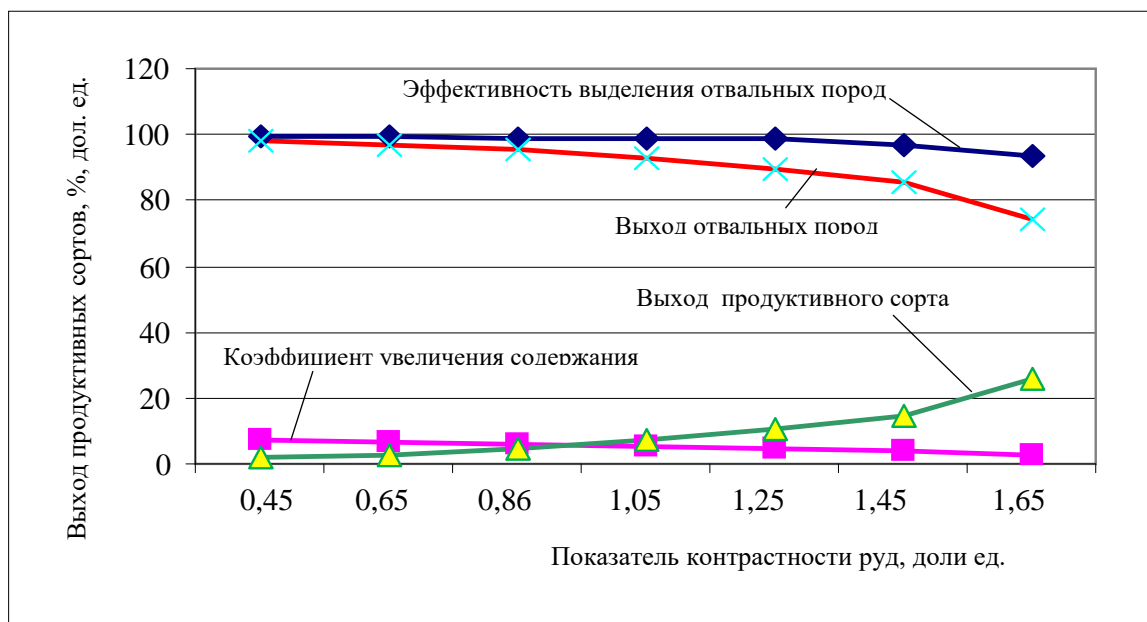


Рисунок 4 – Зависимость показателей покусковой сепарации урановых руд от величины их контрастности

Для установления влияния на показатель выхода продуктивных сортов при сортировке горнорудной массы от размера куска сортируемой руды проведены исследования, в результате которых установлено, что доля машинного класса +25 и -25 мм разделилась примерно поровну 50 на 50 %, при этом класс крупности -25 мм имеет содержание урана на 50 % выше, чем в классе +25 мм. Во фракцию -25 мм извлекается около 70 % урана.

Доля крупной фракции ( $> 200$  мм) – надрешетного класса может быть определена выражением:

$$\gamma_{нп} = 132,6 - 24,9 * \text{Ln}(d + 3.69), \quad (18)$$

где  $\gamma_{нп}$  – выход надрешетного продукта, %;  $d$  – диаметр ячейки сит, мм.

Доля полезного компонента в надрешетном классе определяется выражением

$$\gamma_{нп} = -14,4 - 21,3 * \text{Ln}\left(\frac{d+0,93}{d+200}\right), \quad (19)$$

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

Средняя масса куска связана с его средним размером зависимостью

$$p = 0.175 * e^{0.017 * ds - 0.3}, \quad (20)$$

где  $p$  – средняя масса куска, кг;  $ds$  – среднее арифметическое значение размера от отверстий сит, ограничивающих данный класс крупности, мм.

В результате выполненных исследований установлены взаимосвязи между показателями сортировки и размером куска сортируемой горнорудной массы, которые аппроксимированы математическими зависимостями:

– зависимость выхода продуктивного сорта КВ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{кв} = 10^{(1,22 - 0,001 * K_{кр} + 0,001 * K_{кр}^2)}, \quad (21)$$

– зависимость выхода продуктивного сорта ГМТ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{гмт} = -0,8 + 299,42 / K_{кр} - 3863,73 / (K_{кр}^2); \quad (22)$$

– зависимость выхода сорта забалансовой руды (зр) при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{зр} = 10,19 - 32,78 / K_{кр} + 3850,11 / (K_{кр}^2); \quad (23)$$

– зависимость выхода отвальных пород (оп) при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{оп} = 26,91 + 10,56 * \ln(K_{кр}); \quad (24)$$

– зависимость выхода урана в продуктивный сорт КВ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{у_{кв}} = 21,56 - 0,1 * K_{кр} + 0,00013 * K_{кр}^2; \quad (25)$$

– зависимость выхода урана в продуктивный сорт ГМТ при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{у_{гмт}} = -6,2 + 1770,38 / K_{кр}; \quad (26)$$

– зависимость выхода урана в сорт забалансовой руды при сортировке бедных урановых руд от класса крупности кусков руды:

$$\gamma_{у_{зр}} = (4,65 - 0,01 * K_{кр} + 0,00002 * K_{кр}^2); \quad (27)$$

– зависимость коэффициента увеличения содержания урана ( $uc$ ) при выделении продуктивного сорта КВ от класса крупности кусков руды:

$$K_{ускв} = 0,11 + 0,01 * K_{кр}; \quad (28)$$

– зависимость коэффициента увеличения содержания урана ( $uc$ ) при выделении продуктивного сорта ГМТ от класса крупности кусков руды:

$$K_{усгмт} = 10,84 + 0,1 * K_{кр} - 0,0005 * K_{кр}^2. \quad (29)$$

Таким образом, 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.

Показатели, характеризующие сортируемость урановых руд радиометрическими методами, в зависимости от крупности кусков руды от -300 до +25 мм, изменяются в следующих пределах, %: выход руды в сорт ГМТ -5; выход руды в продуктивную фракцию КВ 5–15; выход забалансовой руды 10–13; выход отвальных породы 67–85; выход урана в продуктивную фракцию ГМТ 7–47; выход урана в продуктивную фракцию КВ 5–18, выход урана в класс забалансовой руды 1–2 %, коэффициент повышения содержания урана в продуктивном классе ГМТ 13–15 раз, КВ в 1,5–3 раза.

При повагонеточной сортировке бедных и рядовых руд выявлена зависимость выхода сортов ГМТ и РС от среднего содержания урана в добытой горнорудной массе. Выход руды и урана в сорт ГМТ по мере роста среднего содержания в добытой руде от 0,07 до 0,2 % увеличивается от 2 до 36 % и от 6 до 65 % соответственно. А выход урана и руды в сорт РС при этом уменьшается от 98 до 64 % и от 94 до 35 % соответственно. При покусковой сепарации при изменении минимального промышленного содержания в диапазоне 0,030–0,300 %, выход урана в богатой руде изменяется от 100 до 43 %.

**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.**

Техногенное сырье, представленное забалансовыми рудами, накопленными за практически 50-летний период отработки урановых месторождений Стрельцовой группы в отвалах в количестве 7,5 млн т, является потенциальным источником получения продукции природного урана.

Формирование отвалов забалансовых руд происходило в течение всего периода отработки месторождений. Возраст отвалов колеблется в промежутке от 1 до 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 на 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 преобразованиям 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 глубинных 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 на рисунке 5.

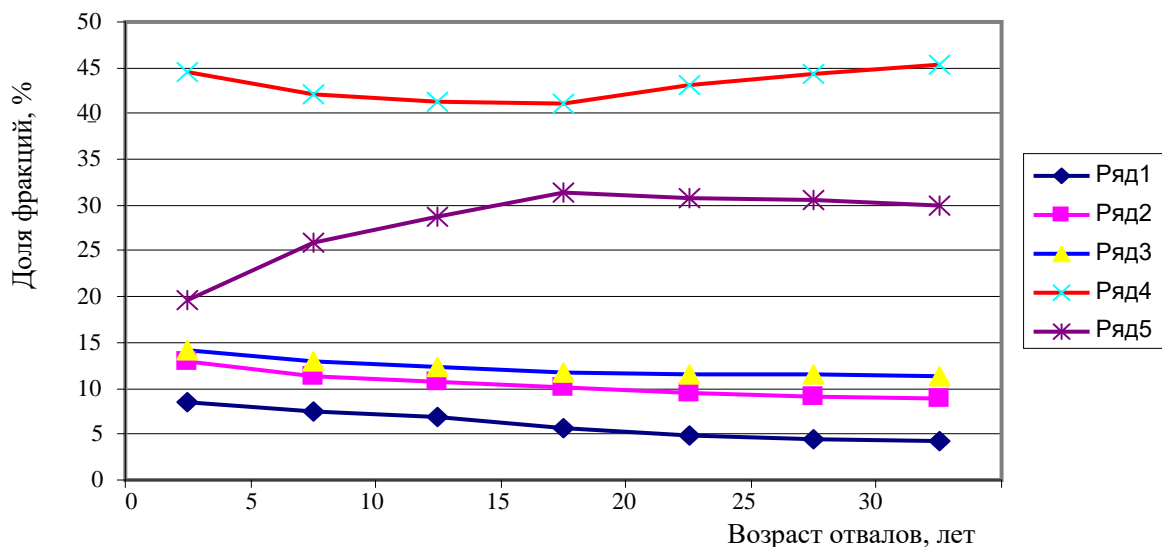


Рисунок 5 – Зависимость содержания фракций крупности куска от возраста отвалов: 1-й ряд – фракция крупности > 200 мм; 2-й ряд – фракция крупности -200+100 мм; 3-й ряд – фракция крупности -100+60 мм; 4-й ряд – фракция крупности -60+10 мм; 5-й ряд – фракция крупности < 10 мм

Как показали исследования, в процессе выветривания отвалов в значительной мере изменяется распределение урановой минерализации по вертикали. Под воздействием процессов химического выветривания первичные урановые минералы (преимущественно настуран) разлагаются с образованием уранофана, гидронастурана и урановых черней. Выщелоченный уран транспортируется дождевыми водами на более низкие горизонты отвалов, отлагается с образованием вторичных урановых минералов на контакте отвала и подстилающей его почвы. В процессе этих преобразований формируется зона

техногенных наносов, обогащенная ураном. Таким образом, происходит миграция урана сверху вниз с обеднением верхних горизонтов отвала и обогащением его нижней части. В процессе исследований удалось реконструировать предполагаемую схему формирования забалансового отвала с учетом фактора времени (рисунок 6).

Зона физико-химического выветривания 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.

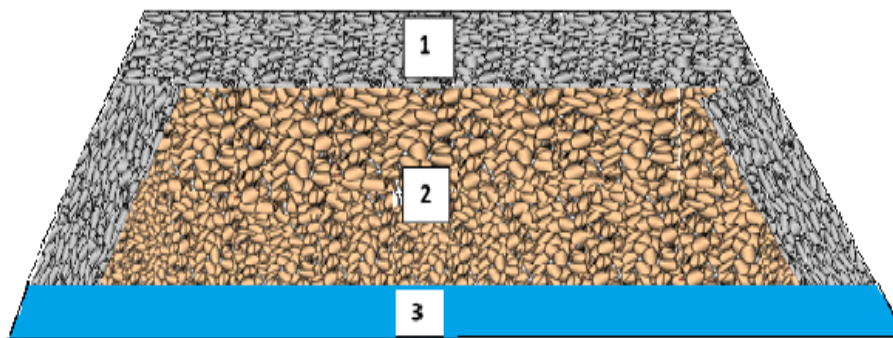


Рисунок 6 – Предполагаемая схема формирования забалансового уранового отвала с учетом фактора времени: 1 – зона физико-химического выветривания; 2 – зона химического выветривания; 3 – зона техногенных наносов

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 гидрометаллургической технологией (ГМТ).

По результатам исследования гранулометрического состава забалансовых руд выявлены зависимости между размером ячейки и степенью повышения содержания урана:

– подрешетного продукта

$$l_{\text{подр}} = 786,8e^{-1,88 \mu_p}, \quad (30)$$

$$R^2 = 0,997;$$

– надрешетного продукта

$$l_{\text{подр}} = 27567,25 e^{-1,88 \mu_p} \quad (31)$$

$$R^2 = 0,97,$$

где  $l$  – линейный размер ячейки, мм;  $\mu_p$  – степень повышения содержания урана в подрешетном продукте, доли ед.

Подрешетный продукт в диапазоне 0–80 мм и надрешетный продукт –30–150 мм.

Изучена зависимость выхода надрешетного и подрешетного продуктов в зависимости от линейного размера ячеек сит. Результаты исследований приведены на рисунке 7.

Тоннаж надрешетного продукта для границы разделения находят графически в зависимости от доли линейного размера куска или по аналитическому выражению. Доля класса +100 мм найдена по формуле:  $\gamma_{+100} = 0,23$ . 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.

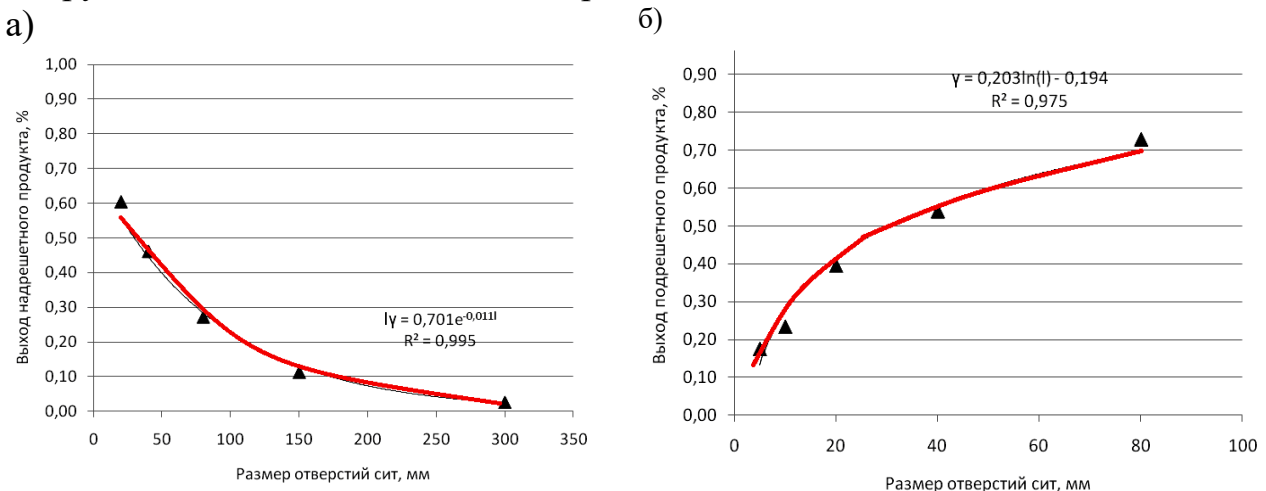


Рисунок 7 – Зависимость выхода продукта от линейного размера квадратной ячейки сита: а) надрешетного; б) подрешетного

С учетом полученных зависимостей сделан прогнозный баланс потока забалансовой руды на операции грохочения (таблица 3), который полностью подтвердился данными исследований. Изучение характеристик фракционного состава забалансовых руд позволило установить содержания урана по классам крупности исходного материала (рисунок 8).

Таблица 3 – Прогнозный материальный баланс потока руды на операции грохочения

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

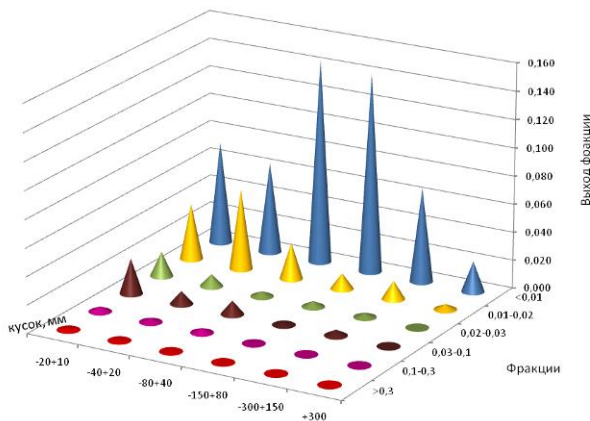
Наибольший выход для всех классов крупности наблюдается для породной фракции. Наибольшее количество породных фракций сосредоточено в кусковом материале крупностью -150+40 мм. Максимум распределения

фракции с содержанием урана более 0,01 % смещается в мелкие классы крупности материала.

Рудные фракции по содержанию урана сосредоточены в классах крупности -150 мм. Основное количество металла сосредоточено в материале крупностью -80 мм.

При сортировке забалансовых руд методом РРС получены экспериментальные зависимости, представленные на рисунке 9.

а)



б)

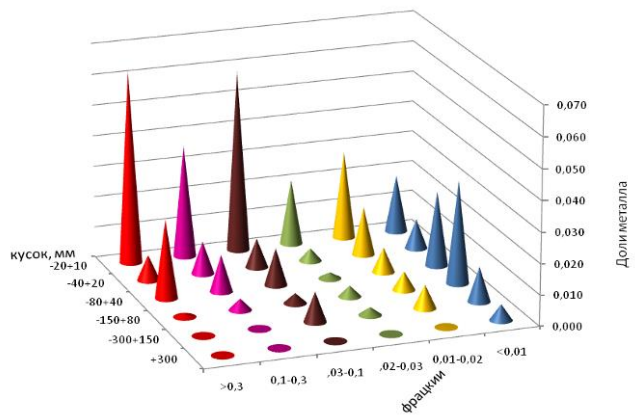
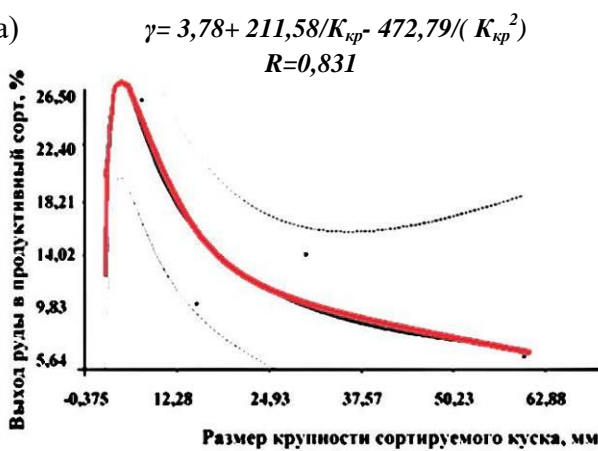
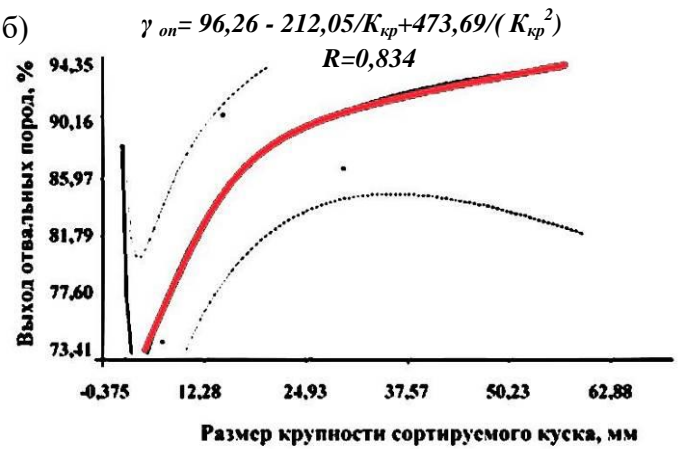


Рисунок 8 – Диаграмма распределения фракций крупности и содержания урана в исходной забалансовой руде: а) фракции крупности; б) содержание урана по классам крупности

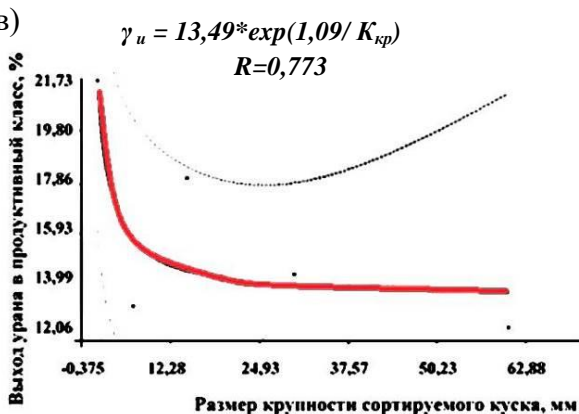
а)



б)



в)



г)

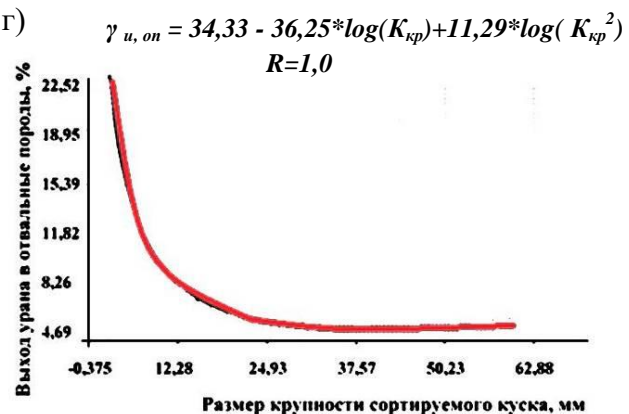


Рисунок 9 – Экспериментальные зависимости, полученные при сортировке забалансового сырья отвалов от крупности куска, %: а) выход руды в

продуктивный сорт; б) выход овальных пород; в) выход урана в продуктивный сорт; г) выход урана в отвальные породы

Как видно из приведенных результатов исследований, выход продуктивного класса при увеличении размера сортируемого куска от 5 до 80 мм закономерно уменьшается от 27 до 6,5 %, а выход хвостов сортировки соответственно растет от 73 до 93 %. Для класса крупности от 0 до 5 мм доля продуктивного класса увеличивается от 12 до 27 %. Доля хвостов 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 продуктивную фракцию, и в отвальные породы, соответственно с 21 до 13 % и с 20 до 5 %. Коэффициент повышения содержания урана при РРС забалансовых руд по мере уменьшения размера куска сортируемого материала уменьшается от 10,5 до 2,1.

Полученные расчетные параметры рудоподготовки забалансового сырья апробированы в опытно-промышленных масштабах с применением технологии кучного выщелачивания.

Ранее извлечение урана из рудной массы методом КВ не превышало 30%, а с применением новых технологических решений составило 63,3 %, следовательно, увеличилось в 2,11 раза.

В таблице 4 приведены результаты опытно-промышленных испытаний по рудосортировке забалансовой руды отвала «Тулукуй».

Таблица 4 – Результаты опытно-промышленных испытаний рудосортировки забалансовых руд перед кучным выщелачиванием

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	%	0,036	0,038	0,034	0,036
машинный класс (-100+30 мм)					
Класс крупности +30 мм	т	13441	84385	61235	159061
Уран в классе крупностью +30 мм	кг	4510	26159	19036	49705
Содержание урана в классе +30 мм	%	0,034	0,031	0,031	0,031
крупный класс (+100 мм)					
Отвальная порода рудосортировки	т	44443	299952	303443	647838
Уран в отвальной породе	кг	4444	17842	14884	37170
Содержание урана в отвальной породе	%	0,010	0,006	0,005	0,006

Таким образом, только на этапе опытно-промышленных испытаний вовлечено в обработку 1064,4 тыс. т забалансовой руды с содержанием урана



0,017 % и повышено в два раза качество руды (до 0,034 %) при сортировке. В результате применения технологии сортировки отработано 401,5 тыс. т горной массы. Применение комплексной технологии позволило увеличить объём готовой продукции горного предприятия на 85,7 т урана.

**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.**

В настоящее время добыча урановых руд на ПАО «ППГХО» ведется на двух рудниках. Первый этап рудоподготовки состоит в повагонеточной (крупнопорционной) сортировке добываемой горнорудной массы с разделением на технологические сорта по содержанию в них урана. Рудосортировка осуществляется на выданных шахтных стволах радиометрическим методом с помощью рудоконтрольных станций типа РКС-КМ.

Аппаратная схема повагонеточной сортировки приведена на рисунке 10.

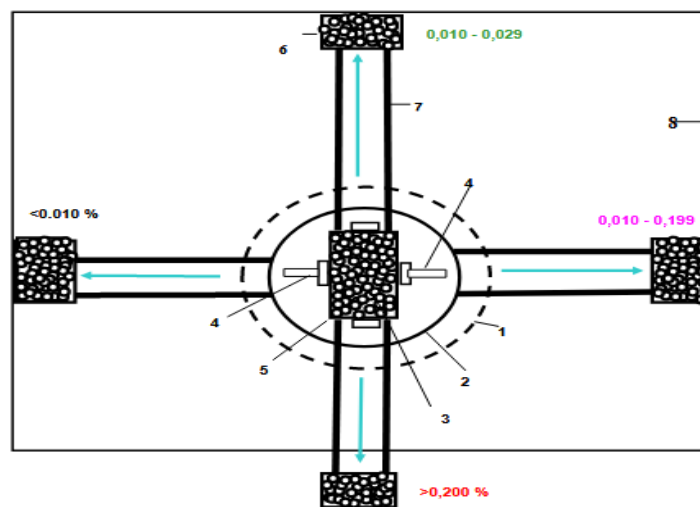


Рисунок 10 – Аппаратная схема повагонеточной сортировки добываемой горнорудной массы: 1 – ствол шахты; 2 – поворотный круг; 3 – вагонетка; 4 – датчики РКС; 5 – горнорудная масса; 6 – накопительный бункер для сорта забалансовой руды; 7 – железнодорожные рельсы; 8 – надшахтное здание, отметка +10 м

Схема рудоподготовки забалансовых руд к кучному выщелачиванию в отработанном Тулукуевском урановом карьере представлена на рисунке 11.

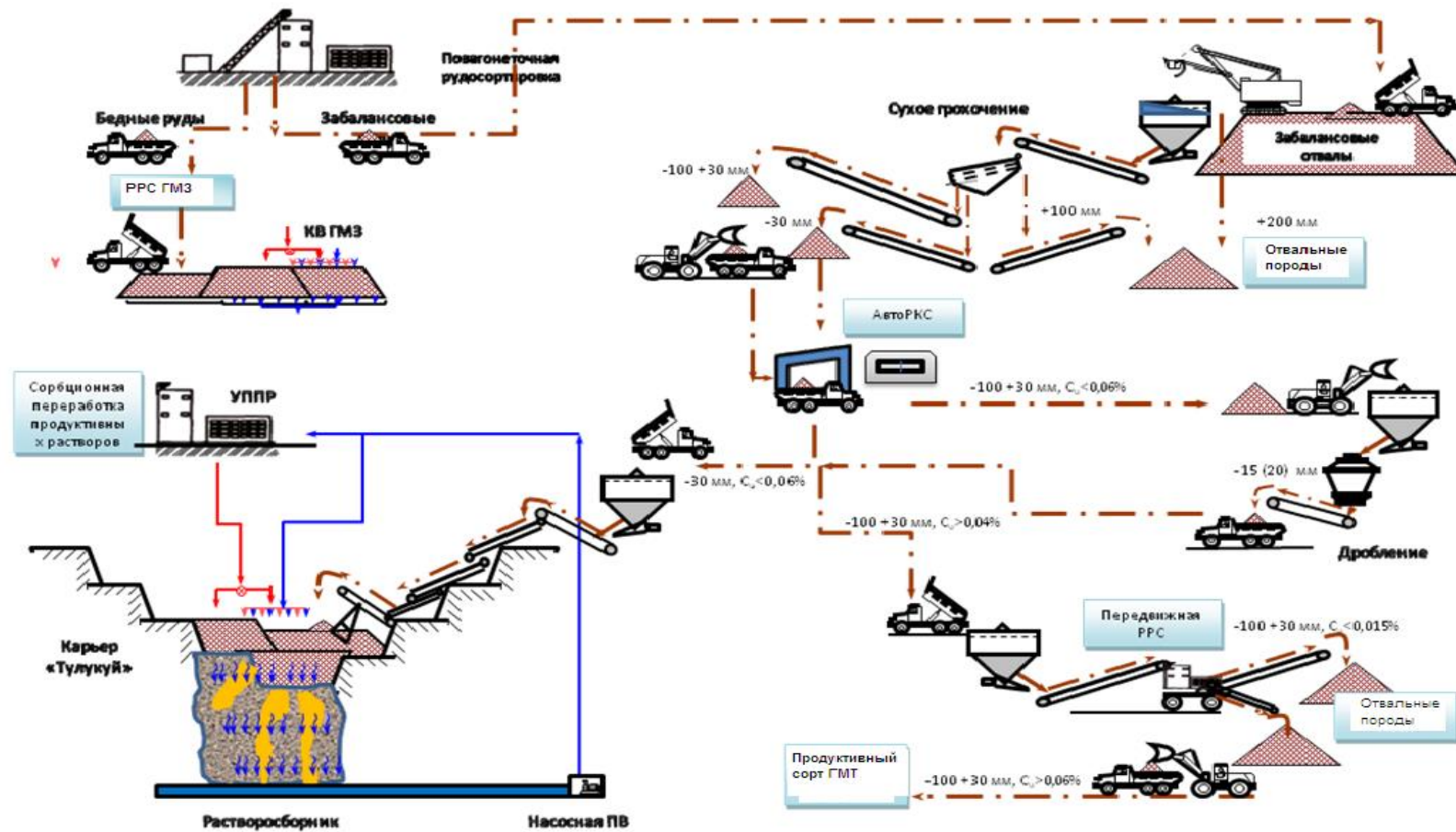


Рисунок 11 – Схема рудоподготовки забалансовых руд к кучному выщелачиванию в отработанном урановом карьере

Доставка руды на поверхность производится по выдачным стволам, на которых расположены рудоконтрольные станции, работающие по гамма-методу.

Вся горнорудная масса, поднимаемая на поверхность в подземных вагонах емкостью в 4 т, делится на 4 технологических сорта по содержанию урана: пустая порода ( $\lambda_{п} < 0,010 \%$ ), забалансовая руда ( $\lambda_{заб} < 0,030 \%$ ), рядовая руда ( $\lambda_{ряд.} < 0,200 \%$ ), богатая руда ( $\lambda_{бог.} > 0,200 \%$ ).

Вагонетки с горнорудной массой определенного сорта разгружаются в соответствующие бункеры, из которых каждый сорт направляется на соответствующий передел: богатая руда – на гидрометаллургическую переработку, рядовая – на технологию РРС, забалансовая – в отвалы забалансовых руд и пустая порода – на породные отвалы.

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

Результаты исследований подтвердили возможность и эффективность применения предлагаемого способа разделения руд на технологические сорта. При этом установлено, что показатели сортировки данной технологией превосходят показатели ранее используемой технологии сепарации по гамма-методу.

Разработана методика РРС урановых руд и алгоритмы выбора аналитических параметров спектральных отношений:

$$P_1 = \frac{N(UL_\alpha)}{N_s + kN_{Fe}}, \quad (32)$$

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

$$P_1 = \frac{N(UL_\alpha + UL_\beta)}{N_s + kN_{Fe}}, \quad (33)$$

где  $N(UL_\alpha)$ ,  $N(UL_\beta)$ ,  $N(UL_\alpha + UL_\beta)$  – соответственно количество импульсов регистрируемого вторичного излучения от кусков руды в аналитической области характерного рентгеновского излучения (ХРИ)  $L_\alpha$  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 (0,5–2), выбираемый из условий учёта изменения вещественного состава кусков руды (в большинстве случаев учёт производится по содержанию Fe).

Опытно-промышленные испытания подтвердили перспективность использования метода РРС для сортировки урановых руд на технологические сорта. Учитывая эффективность выделения отвальной породы, которая составила 90–98 %, данную технологию можно рекомендовать как основную

для разделения потока горнорудной массы, содержащей уран, с выделением продуктивных сортов и отвальных пород сортировки.

Для промышленного внедрения технологии рудоподготовки скальных урановых руд разработан алгоритм обработки информации, полученной в процессе проведенных исследований. Блок-схема обработки информации представлена на рисунке 12.

Исследования показали, что при создании алгоритма обработки информации необходимо учитывать соотношение карбонатных и силикатных руд, поэтому важно учитывать граничное содержание кальция ( $\lambda_g$  – максимальное содержание кальция, которое не оказывает негативного влияния на показатели кучного выщелачивания урана по серноокислотной технологии).

С помощью приращения переменного содержания кальция  $\frac{\partial T(\lambda_g)}{T_0}$  можно определить долю карбонатной руды в общем объеме сортируемой горнорудной массы в промежутке  $\lambda_g$  и  $\lambda_g + d\lambda_g$ . Соответственно доля силикатной руды будет равна  $1 - \frac{\partial T(\lambda_g)}{T_0}$ .

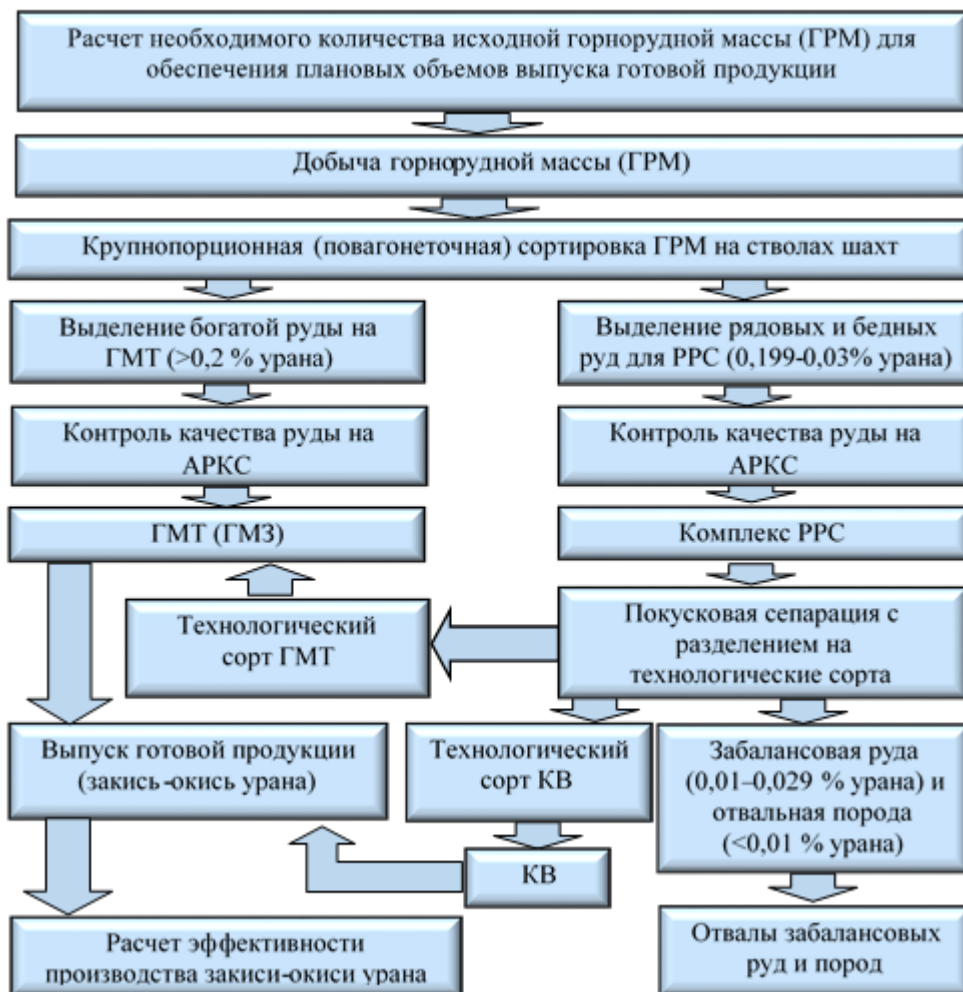


Рисунок 12 – Блок-схема рудоподготовки уранового сырья с применением РРС

Полученные при сортировке потоки силикатной ( $T_{gSi}$ ) и карбонатной ( $T_{gCa}$ ) руды являются самостоятельными, из них впоследствии формируются технологические сорта.

Долю силикатной руды и урана в ней при нижнем пределе содержания урана, равном бортовому (0,03 %), можно определить из выражения

$$T_{\Sigma USi} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gSi}}. \quad (34)$$

Долю карбонатной руды и урана в ней при граничном содержании кальция в 3 % можно определить из выражения

$$T_{\Sigma UCa} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gCa}}. \quad (35)$$

Общее количество урановой руды после сортировки по содержанию урана определяется суммированием доли силикатных и карбонатных руд:

$$T_{\Sigma U} = \frac{\frac{\partial T(\lambda_U)}{T_{gSi}} + \frac{T(\lambda_U)}{T_{gCa}}}{T_0} = \frac{\partial T(\lambda_U)}{T_0}. \quad (36)$$

Силикатные и карбонатные руды обрабатываются по индивидуальной (дифференцированной) физико-химической технологии.

Исходя из планового объема выпуска готовой продукции (закиси-окиси урана), согласно функции  $C(T)$ , определяется плановое содержание урана в каждом технологическом сорте из выражения

$$C(\lambda) = \frac{\partial Q(\lambda)}{\partial T(\lambda)}, \quad (37)$$

где  $\partial Q = \partial(C(\lambda) \cdot T(\lambda))$  - количество металла, находящегося в сорте руды объемом  $dT$ .

Общее количество руды для гидрометаллургической переработки и урана в ней определяется выражениями:

$$T_{ГМПРК} = \sum_{i=1}^k \partial T_i(\lambda_i), \quad (38)$$

$$Q_{ГМПРК} = \sum_{i=1}^k \partial(C_i(\lambda_i) \cdot T_i(\lambda_i)). \quad (39)$$

Используя минимальное содержание урана (0,03 %) в продуктивном сорте как граничное, можем получить максимальный выход урана в сорт.

Оценку данного варианта можно рассчитать из выражения

$$E_i = \frac{Q_{iPPK} - T_{iPPK}}{1 - C_{i0}}. \quad (40)$$

Эффективность сортировки ( $E_i$ ) можно измерить коэффициентом, который изменяется в диапазоне 0–1. При граничном содержании урана (0,03 %)

$\frac{\partial T_i(\lambda_0)}{T_{i0}} = 1,0$ , т. е. вся руда направляется в один сорт. При этом варианте в сортировке нет необходимости, так как  $E=0$ .

Максимальная величина эффективности ( $E=1$ ) достигается при минимальном выходе продуктивного сорта с максимальным выходом урана в сорт, равным 100 %, что практически невозможно.

Таким образом, показатель эффективности сортировки зависит от величины заданного граничного содержания урана. Данную зависимость можно выразить дифференциальным уравнением

$$E(\lambda) = \frac{\partial(C(\lambda) \cdot T(\lambda)) - \partial T(\lambda)}{1 - C(\lambda_0)}. \quad (41)$$

Расчет плановых показателей выхода технологических сортов ГМТ и РРС при крупнопорционной (повагонеточной) сортировке на стволах шахт осуществляется по зависимостям, полученным аппроксимацией – выход руды в сорт ГМТ:

$$\gamma_{гмт} = 1,8 + 2,86 \cdot \log(C) + 1,13 \cdot \log(C)^2; \quad (42)$$

– выход урана в сорт ГМТ

$$\gamma_{и гмт} = -0,026/C + 0,159 \cdot C; \quad (43)$$

– выход руды в сорт РРС

$$\gamma_{ррс} = 1/(0,97 - 0,87 \cdot C + 18,66 \cdot C)^2; \quad (44)$$

– выход урана в сорт РРС

$$\gamma_{и ррс} = 0,18 + 0,06/C. \quad (45)$$

При покусковой сепарации, выделенной на стадии крупнопорционной сортировки рядовой и бедной руды, расчет плановых показателей выхода продуктивных классов ГМТ и КВ осуществляется с учетом выявленных зависимостей эффективности сортировки от горно-геологических и технологических характеристик рудного сырья:

При использовании метода РРС коэффициент радиоактивного равновесия не влияет на эффективность сортировки.

Используя ранее полученные зависимости выхода руды и урана в продуктивный технологический сорт, рассчитываем усредненную величину выхода руды и урана в сорт ГМТ и в сорт КВ по следующим формулам:

Сорт ГМТ.

*Выход руды*

$$\gamma_{гмт} = (\varepsilon_{гмт \alpha} + \varepsilon_{гмт c} + \varepsilon_{гмт M} + \varepsilon_{гмт кр})/4 = 126,5 + 6,76 \alpha + 2500/\alpha + 5,56 \ln C + 4/M + 9,2M + 74,85/K_{кр} - 965,93/K_{кр}^2, \%. \quad (46)$$

*Выход урана*

$$\gamma_{гмт и} = (\varepsilon_{и гмт \alpha} + \varepsilon_{и гмт c} + \varepsilon_{и гмт M} + \varepsilon_{и гмт кр})/4 = 0,25 \cdot \varepsilon_{гмт \alpha} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 27,3 + 10,53 \ln C + 0,25 \varepsilon_{гмт M} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 442,6/K_{кр}, \%. \quad (47)$$

Сорт КВ.

*Выход руды*

$$\gamma_{кв} = (\varepsilon_{кв \alpha} + \varepsilon_{кв c} + \varepsilon_{кв M} + \varepsilon_{кв кр})/4 = 0,66\alpha + 116,69 + 2500/\alpha + 500C + 4/M + 9,2M + 0,04K_{кр} + 0,00004K_{кр}^2, \%. \quad (48)$$

*Выход урана*

$$\gamma_{кв и} = (\varepsilon_{и кв \alpha} + \varepsilon_{и кв c} + \varepsilon_{и кв M} + \varepsilon_{и кв кр})/4 = 0,25 \varepsilon_{и кв \alpha} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} + 30,34 + 0,025/C + 0,25 \varepsilon_{и кв M} \cdot \alpha_u \cdot K_{об} - 0,00002K_{кр}^2, \%. \quad (49)$$

Показатели выхода в зависимости от размера куска забалансовой руды (зб):

– выход руды в сорт КВ (50)

$$\gamma_{зб} = 3,78 + 211,58/K_{кр} - 472,79/(K_{кр}^2); \quad (51)$$

– выход урана в сорт КВ

$$\gamma_{u зб} = 13,49 * \exp(1,09/K_{кр}). \quad (52)$$

Таким образом, обоснована замена радиометрического способа сортировки скальных урановых руд по естественному гамма-излучению на рентгенорадиометрический способ. По результатам проведенных испытаний установлено, что предлагаемая технология имеет значительные преимущества по сравнению с традиционным радиометрическим способом сортировки. Эффективность выделения отвальных пород увеличивается с 0,70–0,74 до 0,96–0,98 д. ед., выход отвальной породы возрастает с 55–59 до 54–84 %, а содержание урана в отвальных породах уменьшается с 0,015 до 0,008–0,012 %. Разработанный алгоритм рудоподготовки урановых руд позволяет разделить поток добытой руды на технологические сорта (для переработки богатых руд по базовой физико-химической технологии, а бедных и рядовых руд – по технологии кучного выщелачивания) и выполнить прогноз эффективных показателей рудоподготовки беднобалансовых и забалансовых урановых руд.

**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 переработке богатых урановых руд процессы кучного выщелачивания убогого уранового сырья 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 эффективности процесса 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 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»; поверхностно-активные вещества (ПАВ): «МиК», ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ.

В процессе лабораторных исследований 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.

В процессе выщелачивания руд с различным содержанием урана в технологическом сорте КВ установлено, что показатель извлечения полезного компонента возрастает по мере увеличения содержания урана в исходной руде. Максимальное извлечение в 85 % получено из руд с содержанием урана более 0,15 % на 250 сутки.

Зависимость описывается формулой:

$$\gamma_u = t / (0,84 + 0,01 * t - 0,00001 * t^2). \quad (53)$$

За этот же промежуток времени руды с содержанием 0,1...0,15 % отдают 60 % металла:

$$\gamma_u = t / (0,88 + 0,013 * t). \quad (54)$$

Более убогие руды достигают пика извлечения на 150 сутки выщелачивания и существенно не изменяют этот показатель при дальнейшем выщелачивании, достигнув уровня 40 %. Поэтому для повышения извлечения урана при выщелачивании убогих руд необходимы дополнительные технологические приемы активации этого процесса.

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.

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:

$$\gamma_u = 1,17 + 0,75 * t - 0,0016 * t^2; \quad (55)$$

$$\gamma_u = -0,083 + 1,003 * t - 0,0027 * t^2. \quad (56)$$



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

$$\gamma_u = 2,02 + 0,56*t - 0,001*t^2. \quad (57)$$

Наихудшими показателями извлечения обладает фракция -100 мм, из которой за 360 суток удалось извлечь лишь 43 % урана. Таким образом, рационально додраблывать 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.

При исследовании влияния концентрации выщелачивающего реагента на извлечение урана в продуктивный раствор получены зависимости извлечения урана в раствор при КВ от концентрации серной кислоты: 1-й ряд – 10 г/л, 2-й ряд – 20 г/л, 3-й ряд – 30 г/л, 4-й ряд – 40 г/л.

Показатель извлечения урана в раствор при росте концентрации серной кислоты от 20 до 40 г/л незначительно изменяется, 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

$$\gamma_u = t/(0,84 + 0,01*t). \quad (58)$$

В процессе исследований установлено, что для достижения извлечения в 80–85 % при выщелачивании руды с содержанием урана в 0,06–0,08 % расход серной кислоты составил 30–35 кг на 1 кг урана.

Исследования влияния интенсивности орошения штабелированной руды на показатель извлечения урана в продуктивный раствор показали, что при плотности орошения менее 4 л/(час·т) резко возрастает продолжительность выщелачивания, при этом уменьшается содержание урана в продуктивном растворе.

Взаимосвязь коэффициента извлечения от интенсивности орошения описывается выражением

$$f = 1,21\rho + 0,08, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (59)$$

Каждая регрессионная модель подвергалась следующим проверкам: проверка статистической значимости коэффициентов уравнения регрессии; проверка общего качества уравнения регрессии; проверка предпосылок применения метода наименьших квадратов для множественной регрессии. Все проверки каждой из моделей прошли успешно. Каждый параметр значим.

Повысить эффективность орошения штабелированной рудной массы возможно применением форсунок со сплошным конусом распыла, с помощью которых можно равномерно покрыть всю площадь орошаемой руды рабочим раствором.

В процессе исследований разработана схема орошения штабеля с рециркуляцией растворов, когда продуктивный раствор из выщелачиваемого штабеля не выводится на сорбцию, а снова возвращается в систему орошения (рисунок 13).

Одной из важных задач по КВ явилось совершенствование системы растворооборота. Для решения данной задачи разработана и внедрена схема выщелачивания горнорудной массы с рециркуляцией продуктивных растворов на дорабатываемом штабеле.

Данная схема предполагает одновременное выщелачивание двух штабелей: частично выщелоченного (до 40–50 %) и вновь сформированного (рисунок 14). Основное отличие данной схемы от прямоточной 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.

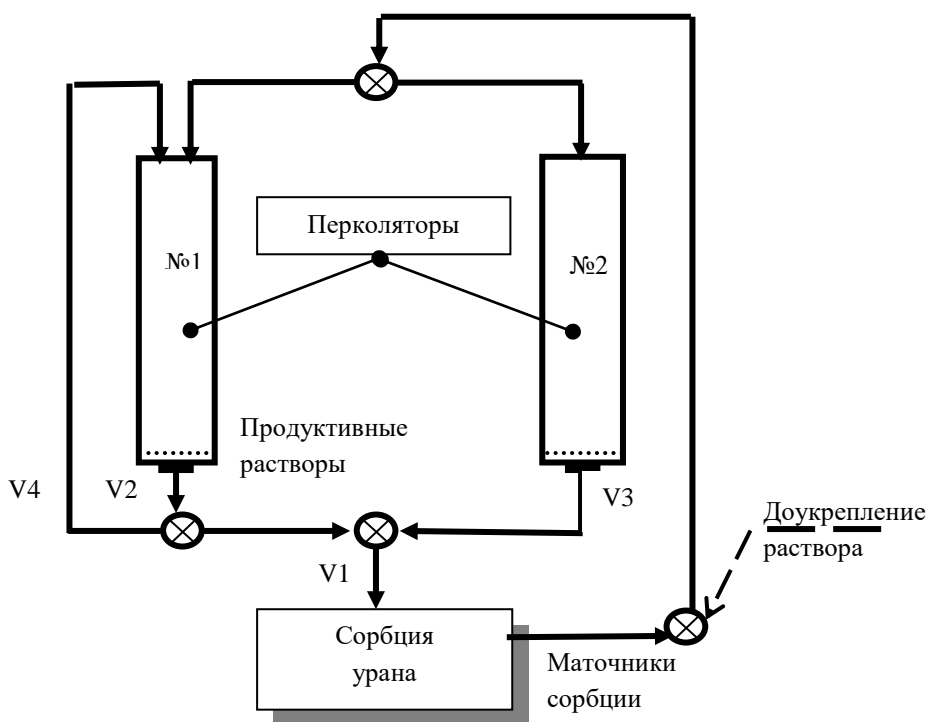


Рисунок 13 – Схема орошения с рециркуляцией продуктивных растворов через дорабатываемую рудную массу

Использование данной технологии циркуляции растворов дает возможность: снизить объем циркулирующих растворов с 220–230 до 190–200 м<sup>3</sup>/час при одной и той же плотности орошения; уменьшить остаточную

концентрацию урана в маточных растворах с 0,023 до 0,014 г/л; повысить извлечение урана в раствор на 15–17 %.

При «активном» выщелачивании содержание серной кислоты в растворе орошения штабеля № 2 поддерживалось на уровне 3–5 г/дм<sup>3</sup>. На дорабатываемом штабеле ее концентрация снижалась до 1–3 г/дм<sup>3</sup>. 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 самотеком по лоткам в отдельные приемные зумпфы, затем объединялись и направлялись на сорбционную переработку, при этом часть растворов дорабатываемого штабеля (из соответствующего зумпфа) по отдельной линии возвращалась на его орошение.

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 м<sup>3</sup>/час обогащенных ураном растворов объединяли с продуктивными растворами штабеля № 2 и направляли на сорбционную переработку на ГМЗ.

В итоге в одновременную переработку вовлечен весь объем рудной массы штабеля № 1, что обеспечило увеличение выпуска готовой продукции за год с данного штабеля на 25 %. В целом по КВ выпуск готовой продукции возрос на 16,5 %.

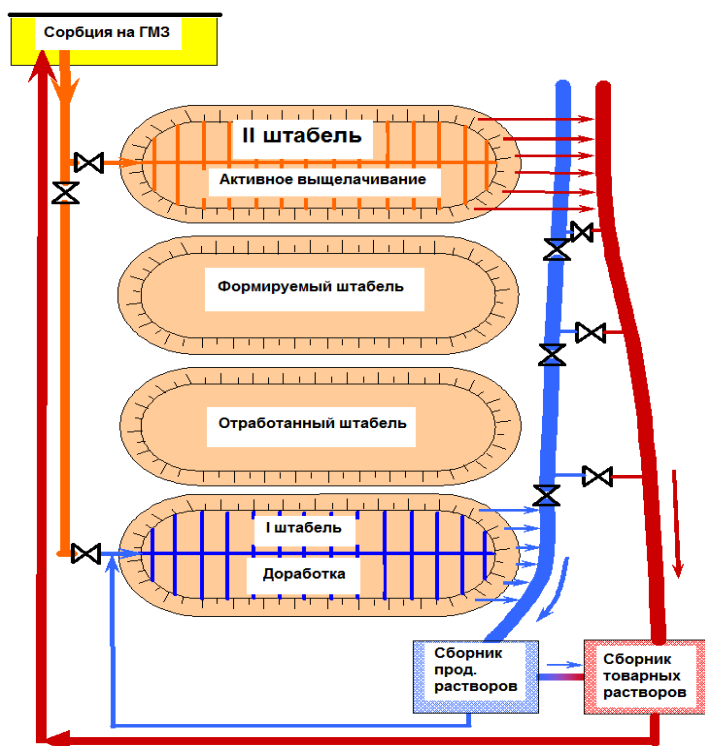


Рисунок 14 – Схема совместной отработки «свежего» и частично выщелоченного штабеля КВ

Результаты опытно-промышленных испытаний схемы растворооборота полигона КВ с рециркуляцией продуктивных растворов через дорабатываемый штабель № 1, относительно его эксплуатации в прямоточном (по базовой схеме), показали, что получен ряд преимуществ: повышение эффективности удельного извлечения металла на единицу объема продуктивных растворов – 34 кг/м<sup>3</sup> вместо 26 кг/м<sup>3</sup>; стабильная концентрация урана в сорбционных растворах (0,06 г/дм<sup>3</sup>) при постоянном снижении содержания урана в перерабатываемой рудной массе; стабилизация работы сорбционных напорных колонн (СНК) за счет снижения нагрузки по раствору с 220–230 до 190–200 м<sup>3</sup>/час без снижения плотности орошения рудной массы; снижение концентрации урана в маточниках сорбции с 0,023 до 0,014 г/л; обеспечение одновременной отработки значительных объемов рудной массы при сокращении времени доизвлечения урана из дорабатываемого штабеля без увеличения объемов сорбционной переработки растворов выщелачивания; повышение производительности 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.

Проведены исследования для улучшения фильтрационных свойств рудного материала (активации процесса выщелачивания) за счёт использования ПАВов – Твин-20 и Феноксол 9/10 БВ.

При исследовании влияния ПАВов на повышение извлечения урана в раствор при КВ установлено, что добавление в рабочий раствор ТВИН-20 и Феноксол 9/10 БВ в концентрации соответственно 0,044 и 0,05 кг/кг урана позволило повысить извлечение на 10 % по отношению к базовому варианту. Удельный расход кислоты без ПАВ с наибольшим исходным содержанием урана 0,040 % составил 141 кг/кг U, при исследовании с ТВИН-20 с исходным содержанием урана 0,036 % – 145 кг/кг U.

При исследованиях с Феноксолом 9/10 БВ с исходным содержанием урана 0,031 % – 175 кг/кг U. При этом извлечение урана было максимальным, а съём продуктивных растворов минимальным, именно при использовании Феноксолом 9/10 БВ, что подтверждает повышение эффективности смачивания руды и улучшение диффузии растворов выщелачивания в рудные куски в присутствии ПАВ.

Аппаратурная схема исследований приготовления раствора ПАВ и подачи его в маточник узла сорбции представлена на рисунке 15.

По результатам проведенных исследований разработаны технологические схемы, внедренные в производство ПАО «ППГХО»: рудоподготовки беднобалансовых руд текущей добычи и техногенных руд забалансовых отвалов, позволяющие повысить извлечение урана в готовую продукцию; кучного выщелачивания технологического сорта, полученного при рудоподготовке беднобалансового и забалансового сырья.

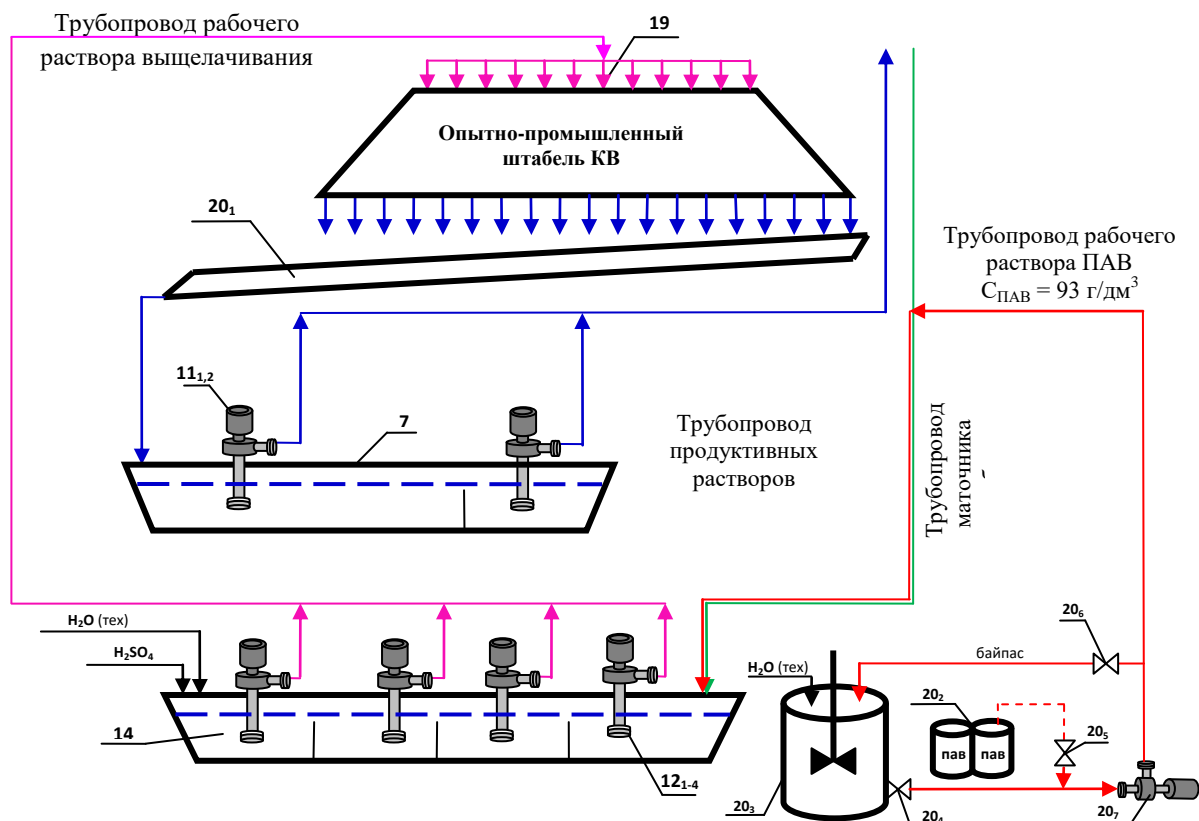


Рисунок 15 – Аппаратурная схема приготовления раствора ПАВ и подачи его в маточник узла сорбции

Внедрение разработанных новых технологических решений позволило повысить устойчивость функционирования стратегического объекта России по добыче природного урана ПАО «ППГХО» в условиях снижения качественной характеристики минерального сырья.

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.

## 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 отработки 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 рудосортировку и кучное выщелачивание, позволяющая рационально использовать природные ресурсы и увеличить объём 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 д. 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 использованы 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.

**Основное содержание диссертации изложено в следующих работах:*****Монографии***

1. Геотехнология урана (российский опыт): монография / под ред. И. Н. Солодова, Е. Н. Камнева. – Москва: КДУ: Университетская книга, 2017. – 676 с.
2. Лизункин, В. М. Геотехнологические методы извлечения урана из скальных руд / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов. – Чита: ЧитГУ. – 2010. – 217 с.

***Издания Scopus***

3. Морозов, А.А. Комплексная технология добычи и переработки беднобалансовых урановых руд / **Морозов А.А.**, Лизункин В.М., Авдеев П.Б., Лизункин М.В // Горный журнал. – 2018. – № 7. – С. 44-48.
4. 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.
5. Солодов, И. Н. Физико-химические геотехнологии – главный вектор развития уранодобывающей отрасли / И. Н. Солодов, А. А. Морозов // Горный журнал. – 2017. – №. 8. – С. 5–10.
6. 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.
7. Лизункин, В.М. Комбинированная геотехнология добычных работ с рентгенорадиометрической сортировкой и выщелачиванием урана из бедной рудной массы в подземных условиях / Лизункин В.М., **Морозов А.А.**, Бейдин А.В. // Горный журнал. – 2013. – № 8-2. – С. 21-24.
8. Морозов, А.А. Отработка маломощных крутопадающих урановых жил способом подземного выщелачивания / Лизункин В.М., Гаврилов А.А., **Морозов А.А.** // Горный журнал. – 2013. – № 8-2. – С. 25-28.
9. Морозов, А.А. Техничко-экономическая оценка эффективности блочного подземного выщелачивания урана из бедных руд Стрельцовского рудного поля / **Морозов А.А.**, Смагин А.П., Безнососов Г.Ф., Юртаев А.Н. // Горный журнал. – 2013. – № 8-2. – С. 29-33.
10. Тирский, А.В. Развитие технологии обогащения силикатных урановых руд / Тирский А.В., **Морозов А.А.**, Бахарев В.Ю. // Горный журнал. – 2013. – № 8-2. – С. 40-41.
11. Литвиненко, В.Г. Развитие перколяционно-агитационной технологии переработки урановых руд / Литвиненко В.Г., **Морозов А.А.**, Шелудченко В.Г. // Горный журнал. – 2013. – № 8-2. – С. 42-44.
12. Морозов, А.А. Перколяционное выщелачивание урана из скальных руд / Литвиненко В.Г., Шелудченко В.Г., **Морозов А.А.** // Горный журнал. – 2013. – № 5. – С. 105-107.



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

### Издания ВАК

14. Бейдин, А. В. 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.

15. 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.

16. Святецкий, В. С. 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. – 2017. – № 6. – С. 333–341.

17. Святецкий, В. С. Влияние крупности помола хвостов переработки урановых руд на эманацию 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. – 2017. – № 6. – С. 342–349.

18. Святецкий, В. С. 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. – 2017. – № 5. – С. 5–15

19. Святецкий, В. С. 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. – 2017. – № 4. – С. 229–237.

20. Морозов, А. А. Вовлечение в переработку забалансовых урановых руд, образовавшихся при освоении месторождений Стрельцовского рудного поля / А. А. **Морозов**, М. В. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 12. – С. 174–181.

21. Морозов, А. А. Алгоритм расчета плановых показателей покусковой сепарации урановых руд рентгенорадиометрическим методом // В. А. Овсейчук, И. В. Кутузов, В. Е. Подопригра, **А. А. Морозов** // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2015. – № 1. – С. 44–49.

22. Морозов, А.А. Комплексная технология отработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами / **А. А. Морозов** [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 12. – С. 15–28.

23. Шурыгин, С.В. Комплексная технология обработки беднобалансовых урановых руд геотехнологическими методами / С. В. Шурыгин, **А. А. Морозов**, В. М. Лизункин, М. В. Лизункин, А. В. Бейдин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 10. – С. 16–28.

24. Лизункин, В.М. Лабораторные исследования процесса выщелачивания урана серноокислотными растворами, активированными ультразвуком / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов, М. В. Лизункин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 10. – С. 100–111.

25. Овсейчук, В.А. 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.

26. Овсейчук, В.А. 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.

27. Овсейчук, В.А. 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.

28. Овсейчук, В.А. 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.

29. Овсейчук, В.А. Зависимость покусковой сепарируемости урановых руд радиометрическими методами от размера куска сортируемых руд / В. А. Овсейчук, **А. А. Морозов**, А. В. Тирский, В. Е. Подопригора // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2014. – № 6. – С. 4–11.

30. Овсейчук, В.А. 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.

31. Святецкий, В.С. О возможности и условиях применения блочного выщелачивания урановых руд Стрельцовского месторождения / Святецкий В.С., Литвиненко В.Г., **Морозов А.А.** // Горный журнал. – 2012. – № 9. – С. 78–81.

32. Лизункин, В.М. Лабораторные исследования процесса выщелачивания урана серноокислотными растворами, активированными ультразвуком / В. М. Лизункин, **А. А. Морозов**, А. А. Гаврилов, М. В.

Лизункин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 6. – С. 286–269.

33. 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.

34. 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. – 2011. – № 8. – С. 123–127.

35. 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.

36. 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.

37. Литвиненко, В. Г. 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.

38. 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.

39. Морозов, А. А. Повышение эффективности кучного выщелачивания урана из бедных высококарбонатных руд / А. А. Морозов // Вестник Читинского государственного университета. – 2006. – № 4. – С. 162–169.

40. Морозов, А. А. Совершенствование процессов кучного выщелачивания бедных «упорных» урановых руд / А. А. Морозов // Вестник Читинского государственного университета. – 2006. – № 4. – С. 169–176.

41. 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.

### Патенты

42. Патент 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.

43. Патент 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.

44. Патент 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.

45. Патент 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.

46. Патент RU 2247834 С1. Способ разработки урановых руд, залегающих в устойчивых породах, подземным выщелачиванием в камерах / В.М. Лизункин, А.А. Гаврилов, **А.А. Морозов**. – № 2003126998/03; заявл. 04.09.2003; опубл. 10.03.2005.

47. Патент RU 2226564 С1. Способ извлечения урана из руд / В. Ф. Головин, В. Г. Литвиненко, **А. А. Морозов**, В. Г. Шелудченко, В. С. Филоненко, И. Ю. Андреев, В. А. Горбунов, В. Б. Корнеев. – № 2002119772/02; заявл. 22.07.2002; опубл. 10.04.2004.

### Прочие издания

48. 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.

49. 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.

50. 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.

51. 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.

52. 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.

53. 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.

Подписано в печать 10.03.22.  
Форм. бум. 60×84/16. Бумага ксерографическая.  
Способ печати оперативный. Гарнитура Times New Roman.  
Усл. печ. л. 3,0. Уч.-изд. л. 2,6.  
Заказ № \_\_\_\_\_. Тираж 150 экз.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет»  
672039, г. Чита. ул. Александро-Заводская, 30