

Открытое акционерное общество  
«Ведущий научно-исследовательский институт  
химической технологии»  
Государственной корпорации по атомной энергии «РОСАТОМ»

На правах рукописи



Иван Владимирович Кузнецов

Кузнецов Иван Владимирович

Разработка процесса подготовки глинистых комплексных урановых руд  
к кучному выщелачиванию

05.17.02 – Технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов

Диссертация на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель

кандидат технических наук

Кольцов В.Ю.

Москва – 2014 г.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение.....	4
Глава 1 Состояние проблемы.....	8
1.1 История развития кучного выщелачивания.....	13
1.2 Минералы – носители урана в промышленных месторождениях.....	14
1.3 Основные минералы горных пород и руд.....	15
1.4 Типы и структуры руд.....	16
1.5 Основы метода гранульной сульфатизации.....	18
Глава 2 Методы исследований и аппаратурное оформление процессов.....	20
2.1 Описание лабораторных установок и методики проведения экспериментов.....	20
2.2 Стендовые установки и методики проведения экспериментов по рудоподготовке исходной руды.....	22
2.3 Стендовая установка грануляции.....	26
2.4 Стендовая установка кучного выщелачивания.....	29
2.5 Методы аналитического контроля.....	30
Глава 3 Характеристика глинистых минералов изучаемых руд.....	34
3.1 Каолинит.....	35
3.2 Монтмориллонит.....	36
Глава 4 Изучение процесса подготовки руды месторождения Оловское к кучному выщелачиванию методом гранульной сульфатизации.....	38
4.1 Минералогический и химический состав руды месторождения Оловское.....	38
4.2 Лабораторные исследования.....	46
4.3 Укрупненные испытания.....	52
Глава 5 Изучение процесса подготовки руды месторождения Горное к кучному выщелачиванию методом гранульной сульфатизации.....	58
5.1 Минералогический и химический состав руды месторождения Горное.....	58
5.2 Лабораторные исследования.....	67
5.3 Укрупненные испытания.....	68
Глава 6 Изучение процесса подготовки руды месторождения Шаргадык к кучному выщелачиванию методом гранульной сульфатизации.....	79
6.1 Минералогический и химический состав руды месторождений Калмыкии.....	79

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
6.2 Лабораторные исследования по гранульной сульфатизации и кучному выщелачиванию.....	80
6.3 Стендовые испытания в периодическом режиме.....	83
6.4 Обоснование выбора окислителя для стендовых испытаний в непрерывном режиме.....	90
6.5 Укрупненные испытания в непрерывном режиме.....	94
6.6 Эксперименты по кучному выщелачиванию укрупненной пробы.....	98
Глава 7 Физико-химические основы механизма формирования гранул при гранульной сульфатизации.....	107
7.1 Химические процессы, протекающие при гранульной сульфатизации урановых руд.....	107
7.2 Теоретические основы процесса образования кремниевых кислот.....	108
7.3 Механизм образования гранул.....	109
7.4 Исследования гранулированного материала методом сканирующей электронной микроскопии и энергодисперсионного микроанализа.....	111
Заключение.....	117
Список сокращений и условных обозначений.....	118
Список литературы.....	123
Приложения.....	128
Приложение А.....	128
Приложение Б.....	135
Приложение В.....	144
Приложение Г.....	172

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Кучное выщелачивание – один из наиболее удобных, экономически эффективных и легкорезализуемых способов переработки полиметаллических руд. Технология КВ используется с середины XVII века, для извлечения ценных компонентов из рудных материалов. В атомной отрасли такая технология применяется повсеместно с 50-х годов XX в. для извлечения урана по кислотной и щелочным схемам.

С 2000 г. в России наметился определённый сдвиг в развитии работ по кучному выщелачиванию урановых руд. Методом «КВ» добычу урана осуществляют в трёх урановорудных районах: Стрельцовском, Зауральском и Витимском [1].

Наряду с явными экономическими преимуществами КВ, метод имеет ограничения по типу исходного сырья. Так, при переработке рудных материалов коры выветривания и глинистого сырья возникают серьёзные проблемы в виде кольматации (заиливания) материала, что приводит к снижению водопроницаемости и нарушению процесса выщелачивания в результате существенного замедления или прекращения выхода продуктивных растворов из кучи. Процесс выщелачивания из заиленной кучи может растянуться на несколько лет, что неизбежно приведет к дополнительным издержкам и снижению рентабельности производства в целом.

Имеется несколько вариантов реализации технологии КВ при золотодобыче, позволяющих решить проблему кольматации:

- Повсеместно используемая технология подготовки с окускованием рудной мелочи различными вяжущими (цемент, известь и т.д.)
- Предлагаемая технология кучного выщелачивания с послонной отсыпкой штабеля рудой разного класса крупности описанная в патенте [2].
- Предлагаемая технология кучного выщелачивания с послонной отсыпкой штабеля рудой разного класса крупности и щадящим взрывным рыхлением. [3].

Для отработки бедных, высокоглинистых забалансовых урановых руд, не имеющих в своём составе породобразующих минералов инертных по отношению к выщелачивающим реагентам, такие способы не подходят [4].

Таким образом, решение **научно-технической задачи** повышения эффективности технологии кучного выщелачивания глинистых комплексных урановых руд путем интенсификации процесса выщелачивания в рудном штабеле и ускорения его отработки является актуальным в научном и практическом отношениях. Внедрение процесса подготовки таких материалов для КВ позволит:



- Вовлечь в техническую эксплуатацию небольшие месторождения урановых руд, переработка которых ранее считалась нецелесообразной.
- Вовлечь в переработку глинистые руды, которые просто не пригодны для КВ без гранульной подготовки.
- Устранить проблему утилизации переизмельченного материала образующегося на стадии дробления руды.
- Значительно сократить сроки выщелачивания, что позволяет полностью отработать штабель в течение одного сезона.
- Увеличить степень извлечения. Повысить эффективность КВ урана по сравнению с базовыми вариантами реализации технологии.

**Объект исследований** – технология кучного выщелачивания глинистых комплексных урановых руд

**Предмет исследования** – физико-химические основы процесса подготовки глинистых комплексных урановых руд методом гранульной сульфатизации.

**Цель работы** – Разработка и научное обоснование процесса подготовки глинистых комплексных урановых руд к кучному выщелачиванию, позволяющего расширить минерально-сырьевую базу урана и ценных компонентов, входящих с ним в устойчивые геохимические ассоциации.

**Для достижения поставленной цели** решены следующие задачи:

1. Изучение влияния вещественного состава глинистых минералов, входящих в состав урановых руд на условия подготовки к кучному выщелачиванию.
2. Адаптация процесса окомкования с использованием серной кислоты в качестве связующего к технологии кучного выщелачивания глинистых комплексных урановых руд.
3. Изучение физико-химических основ формирования структуры рудных гранул обеспечивающих устойчивую работу штабеля.
4. Определение влияния условий формирования гранул на извлечение урана и ценных компонентов, входящих с ним в устойчивые геохимические ассоциации.

**Научная новизна**

1. Установлено влияния содержащихся в руде каолинита и монтмориллонита на процесс формирования прочностных свойств гранул.
2. Установлены существенные факторы процесса и их влияние на формирования прочностных свойств гранул.

3. Впервые предложен, теоретически обоснован и подтвержден практическими исследованиями механизм формирования структуры гранул. Показано, что основой гранулы, определяющей ее прочностные свойства, является кремнегелевый каркас.

4. Показаны и научно обоснованы способы повышения эффективности и расширения применимости технологии КВ за счет подготовки глинистых комплексных урановых руд способом гранульной сульфатизации.

#### **Практическая значимость**

1. Предложен промышленный способ вовлечения бедных, забалансовых, а также глинистых комплексных урановых руд в переработку методом КВ, основанный на непрерывной грануляции с применением серной кислоты и различных добавок в качестве связующих материалов.

2. По результатам укрупненных испытаний переработки руды месторождения Оловское методом гранульной сульфатизации и последующего КВ разработаны исходные данные для технико-экономических расчетов (ТЭР) промышленного производства на руднике.

3. По результатам укрупненных испытаний переработки руды месторождения Шаргадык разработаны исходные данные для ТЭО. Планируется продолжение работ и создание опытно-промышленной установки на руднике в республике Калмыкия в 2014-2016г.

4. Результаты работы могут быть использованы на уранодобывающих предприятиях ГК «Росатом», предприятиях РЗМ-промышленности, добывающих редкие и рассеянные элементы и на предприятиях, производящих фосфорные удобрения.

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

1. Результаты лабораторных и укрупненных исследований по формированию гранул, пригодных для кучного выщелачивания.

2. Результаты экспериментальных исследований по повышению эффективности процесса КВ урановых руд за счет введения концентрированной серной кислоты и интенсифицирующих добавок на этапе подготовки рудного материала.

3. Экспериментальные исследования выщелачивания урана и входящих с ним в устойчивые геохимические ассоциации ценных компонентов для различных видов рудного материала.

4. Результаты теоретических и экспериментальных исследований по обоснованию предложенного механизма формирования прочностных свойств гранул, пригодных для кучного

**Апробация работы** – основные результаты работы доложены на международных конференциях «Плаксинские чтения» – (2009 Новосибирск, 2011- Казань), и конференциях молодых специалистов ОАО «ВНИИХТ» – 2009-2013.

**Публикации.** По теме диссертационной работы опубликовано 4 научные работы, в том числе: 3 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК, и выпущено 10 отчетов о НИР, имеющих государственную регистрацию.

**Структура и объем работы.** Диссертационная работа состоит из введения, 7 глав, обсуждения результатов, выводов, списка сокращений и условных обозначений, списка литературы, включающего 56 наименований, и приложений. Работа изложена на 173 страницах, содержит 69 рисунков, 58 таблиц и 4 приложения.

**Личный вклад автора** в работы, включённые в диссертацию, состоит в постановке цели и задач исследований, определении путей их решения, непосредственном выполнении экспериментальных лабораторных и укрупнённых исследований, анализе, обобщении полученных результатов, разработке технологических схем и участии при выпуске научной документации.

**Достоверность результатов работы** обоснована обобщением значительного объёма информационных источников. Экспериментальные исследования выполнены на сертифицированном научном оборудовании. Аналитические исследования выполнялись в ИАЦ ОАО «ВНИИХТ», аккредитованном в Системе аккредитации аналитических лабораторий.

## ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ

В связи с распадом СССР атомная промышленность и энергетика России оказались в трудном положении. Основные месторождения урана СССР находились на территории Казахстана. В настоящее время на долю России приходится всего 5 % разведанных мировых запасов этого сырья. И если в СССР ежегодно добывалось до 25 тыс. тонн урана, то в 2005 году из 40,5 тыс. тонн мировой добычи в нашей стране получено всего лишь 3,2 тыс. тонн ядерного топлива. Этого количества стране не хватает; для нормального функционирования российских АЭС уже сейчас используют резервы, накопленные годами. При такой ситуации резервов хватит ещё на 20-25 лет.

Нельзя сказать, что в атомной энергетике России сегодня ничего не происходит. Предполагается увеличение доли АЭС в общем производстве электроэнергии России с 16 % в 2003 году до 23 % в 2020 году. Для успешного осуществления этой программы необходимо возобновить геологические изыскания новых месторождений урана на территории России, а также создать новые современные технологии переработки уранового сырья [5, 6].

**КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ** – способ переработки химическим или бактериальным выщелачиванием попутно добытых забалансовых и бедных балансовых крупнокусковых руд, заскладированных в отвалах, извлечение из которых полезных компонентов обычными обогатительными или гидрометаллургическими методами (выщелачивание в пачуках, автоклавах и других аппаратах) нерентабельно.

Кучное выщелачивание меди практиковалось с 16 века в Венгрии и Германии. С середины 20 века этот способ в промышленных масштабах применяли для извлечения меди, золота и урана. Ведутся экспериментальные работы по его использованию для извлечения других металлов.

При кучном выщелачивании в качестве реагентов используют водные растворы минеральных (серной, азотной, соляной) и органических (например, уксусной) кислот, соды, солей аммония и др. Площадки для размещения куч, отвалов руд готовят с обеспечением соответствующих уклонов в сторону растворосборников; покрывают гидроизолирующим материалом (глина, асфальт, цемент, твердеющие растворы синтетических смол и др.), сооружают дренажную систему в виде перфорированных труб из материалов, инертных к действию выщелачивающих реагентов. Высоту куч, отвалов и способ отсыпки руд (бульдозерами, автосамосвалами, экскаваторами и др.) выбирают в зависимости от их физико-механических свойств, способности к уплотнению. Важно обеспечить в конечном итоге хорошую проницаемость руд, исключить переуплотнённые не вовлекаемые в процесс кучного

выщелачивания участка. Различают две схемы ведения процесса кучного выщелачивания: непрерывную и цикличную.

При непрерывной схеме руда в кучах и отвалах после выщелачивания металла остаётся на месте складирования. Цикличная схема предусматривает периодическую замену выщелоченной горной массы с вывозом её в породный отвал. Для применения этой схемы необходимы площадки меньших размеров. Выбор той или иной схемы зависит от рельефа местности, производительности установки кучного выщелачивания по руде, технико-экономических показателей и других факторов. В зависимости от физико-механических свойств руд возможны два режима кучного выщелачивания: инфильтрационный и фильтрационный. Инфильтрационный режим применяют при кучном выщелачивании крепких руд, не подверженных уплотнению. При небольшой плотности орошения таких руд выщелачивающим реагентом он не заполняет полностью все пустоты (как при фильтрационном режиме), а лишь смачивает или покрывает тонкой плёнкой поверхность рудных кусков, заполняет капилляры и постепенно стекает к днищу площадки. При инфильтрационном режиме кучное выщелачивание с помощью специальных оросительных устройств (перфорированных шлангов, форсунок, разбрызгивателей и др.) подачу реагента проводят циклично, чередуя циклы орошения и выстаивания. Продолжительность циклов может быть разной (зависит от минерального и вещественного состава руд). Для руд с локализацией оруденения по трещинам размер куска при кучном выщелачивании существенной роли не играет, так как кусковатость отбитой горной массы соответствует естественной кусковатости массива. Для вкрапленного оруденения решающими факторами в процессе инфильтрационного кучного выщелачивания являются скорость и глубина проникновения раствора реагента вглубь рудного куска.

Технико-экономические показатели переработки забалансовых и балансовых руд кучного выщелачивания в ряде случаев могут быть повышены путём включения в технологическую схему подготовительных операций грохочения, сортировки и додрабливания руды. Предварительное грохочение руды с выделением в отвалы крупного материала с низким содержанием металла позволяет в ряде случаев снизить расходы на переработку и увеличить производительность установки кучного выщелачивания. В других случаях грохочение, сортировка руды и додрабливание крупных фракций приводят к значительному увеличению извлечения металла (иногда в 1,5-1,7 раза). Фильтрационный режим применяют при кучном выщелачивании песчано-глинистых руд, подверженных уплотнению. При этом подачу реагента осуществляют по скважинам, пробурённым с поверхности кучи, отвала.

Для интенсификации процесса кучного выщелачивания в зависимости от конкретных условий применяют аэрацию куч и отвалов с помощью перфорированных труб, наращиваемых

в процессе отсыпки руд; встряхивающие взрывы; повышение температуры и напора раствора; поверхностно активных веществ и др. [4].

Переработка урановых руд является комплексом производств, объединенных в одном технологическом цикле. Добываемая горными подразделениями руда посредством предварительной радиометрической сортировки делится на балансовую и забалансовую руды и пустую породу. Последнюю укладывают на рельеф и рекультивируют. Забалансовую руду с содержанием урана менее 0,03 % перерабатывают методом кучного выщелачивания с последующей рекультивацией выщелоченных штабелей. Балансовую руду усредняют на шихтовочном складе и направляют на гидрометаллургический завод (ГМЗ), работающий по схеме, включающей дробление и измельчение руды, сернокислотное выщелачивание, сорбцию урана из пульпы анионитами и экстракционную перечистку десорбатов.

Агитационное выщелачивание урана проводят растворами серной кислоты при избыточной кислотности 10-15 г/дм<sup>3</sup>. В качестве окислителя используют марганцевую руду, содержащую природный диоксид марганца (пиролюзит). Значение окислительно-восстановительного потенциала (ОВП), определяемого по отношению к стандартному хлор-серебряному электроду, поддерживают на уровне 450-500 мВ. Процесс ведут при 60 °С (подогрев «острым» паром) в течение 3 ч, отношение Т:Ж в пульпе – 1:(1,8-2,0) [7].

Затраты на выщелачивание оценивают в 30-50% от всех затрат на гидрометаллургическую переработку, поэтому операция выщелачивания считается определяющей экономические показатели гидрометаллургического передела в целом.

Поскольку выщелачивание всего объема руд при высоких избыточной кислотности и ОВП требует повышенного расхода реагентов, возникает вопрос о границе содержания урана в рудном сырье, при которой целесообразна в существующих экономических условиях традиционная гидрометаллургическая переработка сырья (по схеме с измельчением руд). Исторически сложилось так, что за нижнюю границу сырья, вовлекаемого в переработку по классической гидрометаллургической схеме, было принято содержание урана в руде 0,03 %. Руды с меньшим содержанием урана (0,007-0,030%) были классифицированы как забалансовые и для их переработки был предложен метод кучного выщелачивания. Переработка руд методом кучного выщелачивания позволила существенно снизить затраты за счет исключения операций рудоподготовки, упрощения аппаратного оформления процесса, а также значительного уменьшения расхода материальных и энергетических ресурсов на операциях выщелачивания и сорбционного извлечения урана [8].

Проведенный функционально-стоимостный анализ добычи и переработки урановых руд показывает необходимость увеличения объема урановых руд, направляемых на кучное

выщелачивание. В качестве критерия оптимизации принимали условную прибыль, которую рассчитывали в соответствии с формулой 1.1:

$$\Pi = A(C_4 - C_2) - ЦАА - C_d A_d, \quad (1.1)$$

где  $\Pi$  – условная прибыль;  $A$  – объем выпуска продукции;  $C_4$  – себестоимость продукции по базовому варианту;  $C_2$  – себестоимость продукции по варианту с использованием кучного выщелачивания балансовых бедных по урану руд;  $Ц$  – отпускная цена урана;  $АА$  – дополнительные потери урана вследствие недоизвлечения по сравнению с базовым вариантом;  $C_d$  – себестоимость урана в руде, дополнительно добытой для обеспечения выпуска одинакового с базовым вариантом;  $A_d$  – количество урана в руде, дополнительно добытой для обеспечения выпуска, одинакового с базовым вариантом.

Принятый критерий оптимизации позволяет определить оптимальное сочетание методов традиционной гидрометаллургии и кучного выщелачивания при изменении отпускной цены и себестоимости природного урана.

В 1996 г. на ГМЗ ОАО «Приаргунское производственное горнохимическое объединение» запущена в эксплуатацию установка кучного выщелачивания бедных балансовых по урану руд.

Рудные штабели формировали на площадке, расположенной на территории, входящей в промышленную зону ГМЗ. Для формирования штабеля использовали руду текущей добычи и ранее добытую с «бедных» отвалов центрального рудного склада. В непосредственной близости от рудного штабеля смонтирована насосная станция, обеспечивающая подачу продуктивных растворов на сорбционный передел ГМЗ. Сорбция урана осуществляли в колоннах СНК диаметром 3 м, десорбция – в колоннах ПИК диаметром 2 м. Маточники сорбции после доукрепления по серной кислоте направляли на орошение рудного штабеля, товарный регенерат – на экстракционную перечистку.

Расположение аппаратурной схемы переработки продуктивных растворов в здании ГМЗ дало следующие возможности:

1 местонахождение сорбционных колонн в отапливаемом помещении действующего цеха позволило в зимний период вести процесс сорбционного извлечения урана при более высоких температурах, что повысило его эффективность;

2 использование существующего узла десорбции, который после снижения объемов выпуска урана на ГМЗ имел большие резервы по мощности;

3 в зимний период осуществляли подогрев растворов, направляемых на орошение рудных штабелей острым паром, что способствовало повышению интенсивности растворения урана.

Эксплуатация классических гидрометаллургических схем переработки урановых руд неизбежно предполагало образование и утилизацию оборотных растворов, а также промывных,

урансодержащих, преимущественно кислых вод. Воды отмывки анионита после десорбции от избыточной кислотности, как правило, направляли на агитационное выщелачивание урана и на приготовление десорбирующих растворов. Воды отмывки насыщенного по урану анионита от пульпы, относящиеся к высокоионистым, подавали на сорбцию урана из пульпы. Утилизация этих вод на переделах агитационного выщелачивания и сорбции урана приводила к разбавлению рудных пульп и, как следствие, к снижению извлечения урана из руды. Наличие в едином комплексе со схемой традиционной гидрометаллургии схемы кучного выщелачивания позволило предложить новое решение этой проблемы: для орошения руды, перерабатываемой кучным выщелачиванием, использовали воды отмывки анионита от избыточной кислотности, а на отмывку анионита от пульпы направляли маточники сорбции урана из растворов кучного выщелачивания. Исключение подачи вод отмывки анионита после десорбции от избыточной кислотности в рудную пульпу позволило уменьшить ее обводнение и, в конечном счете, повысить степень извлечения урана. Использование этих вод для орошения руды, перерабатываемой кучным выщелачиванием, позволило эффективно утилизировать содержащуюся в них кислоту.

В 2001 г. на установке кучного выщелачивания была внедрена схема рециркуляции растворов с доработкой обедненных по урану рудных штабелей. В соответствии с предложенной схемой кислые растворы направляли на орошение обедненного по урану рудного штабеля (после извлечения основной массы урана), затем продуктивные растворы вместе с неукрепленными по серной кислоте маточниками сорбции подавали на орошение рудного штабеля с более высоким содержанием урана (находящегося на более ранней стадии отработки). Использование данной схемы обеспечило возможность работы установки кучного выщелачивания без снижения содержания урана в продуктивных растворах, при этом за счет использования рециркуляционного потока была уменьшена нагрузка на сорбционные колонны, что позволило снизить содержание урана в маточниках сорбции.

С целью повышения извлечения урана в раствор и сокращения времени отработки рудных штабелей была разработана и внедрена схема, предусматривающая подачу на кучное выщелачивание дробленного рудного материала, из которого выделены и направлены в агитационный цикл иловые и шламующиеся рудные фракции.

Внедрение на ГМЗ комплексной схемы, обеспечивающей оптимальное сочетание переработки руд методами классической гидрометаллургии и кучного выщелачивания, позволило существенно снизить себестоимость получаемой продукции [8].



## 1.1 История развития кучного выщелачивания

В связи с развитием ядерной энергетики в 1970–1990 гг. на предприятиях Министерства среднего машиностроения, расположенных преимущественно на Украине, в Узбекистане, Киргизии, Казахстане и Таджикистане, были достигнуты высокие производственные показатели по добыче урана методом подземного выщелачивания, накоплен значительный опыт в разведке, промышленной отработке и методике исследований, представляющий определенный интерес и для извлечения из руд других металлов.

В 1990–2000 гг. наметился определенный сдвиг в развитии работ по кучному выщелачиванию урана и золота. Были выполнены научно-исследовательские работы по выщелачиванию, переработке продуктивных растворов, рассмотрены отдельные вопросы охраны окружающей среды; проведены опытно-конструкторские работы по созданию технических средств для кучного выщелачивания. По состоянию на сегодняшний день изучены руды и материалы более 100 объектов с точки зрения возможности извлечения из них золота методом кучного выщелачивания. Реальные работы по кучному выщелачиванию золота в России были начаты в 1993-1994 гг.

В конце ноября 2002 г. Всероссийский научно-исследовательский институт химической технологии (с 2008 г. ОАО «ВНИИХТ»), провел конференцию по проблемам подземного и кучного выщелачивания урана, золота и других металлов. В работе конференции приняли участие научно-исследовательские, проектные и производственные организации Минатома, других министерств и ведомств Российской Федерации, представители Украины, Казахстана, Узбекистана, Киргизии и Таджикистана. На конференции было заслушано более 100 докладов, в которых рассмотрены:

- геологические условия формирования месторождений урана и золота;
- минеральный и вещественный составы руд;
- геолого-экономические и другие критерии выбора месторождений для отработки способами подземного и кучного выщелачивания;
- технологические решения процессов выщелачивания руд и переработки растворов;
- вопросы моделирования физико-химических процессов в недрах;
- организация крупных производств на нескольких объектах в рамках единого производственного цикла;
- технические решения по обустройству полигонов;
- опыт эксплуатации месторождений.

В рамках конференции определены направления научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ на 2002–2010 гг. По подземному и кучному выщелачиванию урана и кучному выщелачиванию золота в России [1].

## 1.2 Минералы – носители урана в промышленных месторождениях

Хорошая растворимость многочисленных природных соединения урана в подземных водах в пределах всей литосферы была впервые отмечена В.И. Вернадским. Среди урановых минералов в месторождениях, обрабатываемых методом КВ, развиты окислы урана – настуран и уранинит, силикаты урана – коффинит и ненадеквит, реже фосфат уранила – уранопилит и ценепеит. Присутствие в рудах браннерита и других титанатов, а также урансодержащих циркона, аршиновита, монацита и апатита осложняет процесс выщелачивания урана из руд [9, 10,11].

Основным урановым минералом является настуран. В его хорошо сохранившихся разновидностях уран находится преимущественно в четырехвалентной форме. Еще в 1960 г. Г.М. Несмеянова и Г.М. Алхазашвили показали экспериментально, что диоксид урана в растворе серной кислоты при концентрации  $150 \text{ г/дм}^3$ , температуре  $90 \text{ }^\circ\text{C}$  и продолжительности опыта 3 ч почти не растворяется. В тех же условиях шести- и четырехвалентный уран переходит в раствор в значительно большей степени из закиси-окиси. Последующими работами показано, что в начальной стадии растворения закиси-окиси в раствор переходит преимущественно шестивалентный уран. Отношения  $\text{UO}^{+2}$  к  $\text{U}^{+4}$  в начале процесса растворения в 30-40 раз превышает 2:1, достигаемому при полном растворении  $\text{U}_3\text{O}_8$  в кислотах без окислителя [7].

Изменение в концентрациях шести- и четырех-валентного урана в растворах можно объяснить различиями свойств ионов урана и допущением, что конечным продуктом растворения является предельный оксид, растворение которого происходит без изменения состава. К числу таких оксидов относятся оксидные фазы  $\text{U}_4\text{O}_9$  и  $\beta\text{-U}_3\text{O}_7$ .

Соединения шестивалентного урана характеризуются высокой или относительно высокой растворимостью в воде и водных растворах. Из шестивалентных соединений урана к наиболее труднорастворимым относятся трехокись (гидрооксид урана и уранаты щелочных металлов). Растворимость гидрооксидов урана в чистой воде возрастает примерно от  $2 \cdot 10^{-4} \text{ г/дм}^3$  при  $50 \text{ }^\circ\text{C}$  до  $2 \cdot 10^{-3} \text{ г/дм}^3$  при  $200 \text{ }^\circ\text{C}$ ; уже в очень разбавленных кислотах ( $\text{pH} = 3,0 \div 4,5$ ) растворимость возрастает на 2-3 порядка.

Из названия оксидных фаз многие исследователи допускают существование в природе  $\text{UO}_3$ , но каких-либо доказательств этого не приводится. Существование пентооксида урана в

природе не установлено. Однако ученые допускают первичное выпадение настурана в виде пентаоксида. Наиболее устойчивые разновидности смолков –  $UO_{2+x}$  с параметрами решетки, близкими к  $a_0 = 5,45 \div 5,44 \text{ \AA}$  и отличающиеся высокой твердостью – рассматриваются как возможные природные аналоги  $U_4O_9$ .

В природе сульфатные кислые воды активно растворяют все урановые минералы, включая и сложные оксиды, содержащие  $UO_2$ , причем химическое взаимодействие их зависит от рН. Однако одни и те же минералы из руд различных месторождений обладают неодинаковой растворимостью [9,10,11].

Из настуранов лучше всего растворяются в серной кислоте те его разновидности, которые образованы при разложении коффинита. Они имеют параметры решетки  $a_0 = 5,36 \div 5,39 \text{ \AA}$  и микротвердость 200-400 кгс/см<sup>2</sup>; наименее растворим настуран с параметром решетки  $a_0 = 5,43 \text{ \AA}$  и микротвердостью 950-1000 кгс/см<sup>2</sup>, сопоставимый с соединениями типа  $U_4O_9$ . Таким образом, присутствие в рудах коффинита следует считать благоприятным фактором для развития работ по КВ. Коффинит обычно замещён такими оксидами урана, которые легче всего растворимы в кислотах. Именно поэтому агрегаты коффинита и оксидов урана выщелачиваются из руды значительно легче, чем плотные скопления настурана.

К числу факторов, предопределяющих успех КВ, следует относить присутствие таких легкорастворимых минералов, как урановая чернь и урановые слюдки [7, 8, 12].

При определении роли браннерита, других титанатов урана и урансодержащих минералов необходимо учитывать их свойства. Все эти минералы трудно разлагаются кислотами и усложняют технологический процесс. Однако в метамиктных разновидностях названных минералов кристаллические связи оксидов урана с титаном и другими компонентами оказываются ослабленными; труднорастворимые в кислотах, они могут быть подготовлены самой природой для успешной технологической переработки. Это обстоятельство является одной из причин, обуславливающих необходимость проведения лабораторных работ для предопределения возможной степени извлечения урана из каждого конкретного месторождения [13].

### **1.3 Основные минералы горных пород и руд**

Метод КВ можно успешно использовать на месторождениях, где породобразующие минералы, входящие в состав урановых руд, отличаются слабой растворимостью в используемых реагентах. Это, прежде всего кварц, полевые шпаты, слюды и гидрослюды. Из

алюмосиликатов, находящихся в составе урановых руд, процесс выщелачивания значительно осложняют глинистые минералы, особенно разбухающие глины.

При кислотном выщелачивании расход реагента увеличивается, когда в рудах и вмещающих их породах присутствуют карбонатные минералы.

#### 1.4 Типы и структуры руд

Структуры урановых руд, обрабатываемых методом КВ – вкрапленные, прожилково-вкрапленные и прожилковые. Текстуры руд весьма разнообразны. Распределение урановых минералов подчинено плоскостям напластования пород, направлениям их распластованности, зонам тектонических нарушений и направлениям микротрещиноватости. Наиболее полноценно извлечение урана из руд, в которых его минералы приурочены к стенкам пор, открытых полостей и трещин, омываемых при КВ растворами [8].

Для проведения ПВ неблагоприятны пятнистые скопления урановых минералов в породообразующих компонентах, которые по своим свойствам малопроницаемы для используемых технологических растворов. К числу таких компонентов относятся минерализованные обломки пород среди пористого цемента, урансодержащие фосфоритовые конкреции, фосфоритизированные и углефицированные остатки ископаемых и растений в осадочных породах, минерализованные глинистые окатыши и линзы глин в песках.

Пористость определяется как отношение объема пустот породы ко всему объему и выражается в процентах. Она может быть определена коэффициентом пористости, численно равным отношению объема пустот к объему минерального скелета, выражаемому также в процентах. При оценке технологических свойств руды различают:

- общую, или абсолютную пористость, определяющую объем всех пустот вне зависимости от их формы и взаимной связи и рассчитываемую по соотношениям плотности и объемной массы породы;
- эффективную, или открытую пористость, учитывающую объем части пустот, которые связаны пространственно друг с другом и обеспечивают возможность движения подземных вод через данную руду или горную породу;
- закрытую пористость, определяемую по разности общей и открытой.

По размерам пустот различают суперкапиллярную, или сверхкапиллярную, пористость (пустоты крупнее капиллярных –  $> 0,5$  мм), капиллярную пористость (размеры округлых пустот от 0,0002 до 0,5 мм, трещинообразных пустот от 0,0001 до 0,25 мм), субкапиллярную пористость (пустоты мельче капиллярных –  $< 0,0002$  мм) [14].

По условиям образования, пористость может быть первичной, связанной с тектоническими нарушениями, и вторичной, связанной с выщелачиванием минералов. Наибольшая пористость (50-10%) характерна для осадочных горных пород. Гидротермальные процессы минералообразования, в том числе и процессы рудообразования, сопровождающиеся значительным изменением объема пор. На различных стадиях рудообразования происходят как увеличение, так и сокращение пористости вмещающих пород. Так, в условиях приповерхностного гидрогенного преобразования руд и пород в линейных и пластовых корках выветривания, под воздействием обогащенных кислородом вод, пористость обычно увеличивается [4].

Механизм разрушения горной породы, происходящей на границе твердого тела с жидкостью, изучен еще недостаточно, однако совершенно очевидно, что выщелачивание минералов оказывается наиболее интенсивным в зонах с максимальной растворопроницаемостью.

Способность горных пород пропускать через себя воду благодаря наличию трещин, пор и других пустот называется их водопроницаемостью. Она определяется коэффициентом фильтрации (или коэффициентом водопроницаемости), численно равным скорости фильтрации вод через породу при напорном градиенте, равном единице и измеряемом в единицах м/сут. (или см/с).

Прямой зависимости между проницаемостью и пористостью горных пород не существует. Например, трещиноватые известняки, имеющие незначительную пористость, часто обладают большой проницаемостью и, наоборот, глины, иногда характеризующиеся высокой пористостью, практически непроницаемы для жидкостей и газов, так как их поровое пространство слагается каналами субкапиллярного размера.

Для реализации процесса КВ необходимо как наличие проницаемости выщелачивающего раствора между отдельными кусками породы, так и диффузии раствора к зернам минералов – носителей ценных компонентов, и обратное движение продуктов реакции [4].

Способность урановых руд к переизмельчению, а также наличие в них значительного количества глинистых материалов приводит к нарушению проницаемости кучи и, в конечном счете, к прекращению процесса выщелачивания.

Для успешного протекания процесса кучного выщелачивания необходима предварительная подготовка рудного сырья. С этой точки зрения интерес представляет метод гранульной сульфатизации.

## 1.5 Основы метода гранульной сульфатизации

Термин ГРАНУЛЬНАЯ СУЛЬФАТИЗАЦИЯ состоит из двух слов – грануляция и сульфатизация, так как включает в себя оба процесса, которые проводятся одновременно, т.е. это совмещенный процесс. Совмещение грануляции и сульфатизации позволяет получить процесс, обладающий новыми преимущественными показателями.

ГРАНУЛИРОВАНИЕ (грануляция) (от лат. *granulum*–зернышко), формирование твердых частиц (гранул) определенных размеров и формы с заданными свойствами. Размер гранул зависит от вида материала, способа его дальнейшей переработки или применения.

Гранулирование может быть основано на уплотнении порошкообразных материалов (с использованием связующих или без них), диспергировании и последующем кристаллизации расплавов или растворов либо на измельчении крупных кусков в дробилках.

Основные показатели эффективности гранулирования:

- выход товарной (кондиционной) фракции;
- качество получаемых гранул (форма, прочность, насыпная масса);
- однородность гранулометрического состава (ситовой анализ).

Процесс можно осуществлять с возвратом мелких частиц на стадию гранулообразования (ретурное гранулирование) либо без него (безретурное). По первой схеме гранулируют удобрения, по второй – полимеры и лекарственные препараты. Отношение количества ретура к выходу товарной фракции называется ретурностью. Этот показатель, например, для гранулирования удобрений методом окатывания, может изменяться от 0,3 до 10-15 [15, 16].

Придание веществам формы гранул улучшает условия их хранения и транспортировки, позволяет механизировать и автоматизировать процессы последующего использования продуктов, повышает производительность и улучшает условия труда, снижает потери сырья и готовой продукции. Важнейшие методы гранулирования: окатывание, экструдирование, прессование.

Окатывание включает следующие стадии: смачивание частиц материала связующим компонентом (водой, сульфит-спиртовой бардой, смесями с водой извести, глины, шлаков и др. вяжущих материалов), в результате чего образуются отдельные комочки-агломераты (зародыши) на которые происходит наслаивание мелких частиц, их уплотнение и дальнейший рост до заданных размеров и форм. Процесс проводят в барабанных, тарельчатых, скоростных и вибрационных грануляторах. В работе речь пойдет о грануляции методом окатывания [15, 16].

СУЛЬФАТИЗАЦИЯ – обработка рудного материала раствором серной кислоты, с соотношением Ж/Т < 1. Низкий показатель Ж/Т обеспечивает высокую концентрацию серной кислоты в реакционной массе, что определяет ее эффективность.

ГРАНУЛЬНАЯ СУЛЬФАТИЗАЦИЯ – в ОАО «ВНИИХТ» разработан и постоянно совершенствуется гранульный метод подготовки рудного материала к кучному выщелачиванию, позволяющий значительно сократить время выщелачивания типового сырья. При грануляции измельченного рудного материала кислотой происходит гетерогенная химическая реакция в слое твердого, подвижного, как правило, гранулированного материала при минимальном соотношении фаз близких к стехиометрически необходимому. Также при гранульной сульфатизации серная кислота выступает в качестве связующего компонента для получения материала в виде гранул. При этом происходит закисление гранул.

Этот способ, получения сульфатизированной гранулированной руды, дает возможность перерабатывать методом КВ даже глинистое сырье.

Способ подготовки рудного материала к КВ заключается в гранулировании руды крупностью –20 мм с необходимым для выщелачивания урана количеством серной кислоты [17, 18].

## ГЛАВА 2 МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ И АППАРАТУРНОЕ ОФОРМЛЕНИЕ ПРОЦЕССОВ

### 2.1 Описание лабораторных установок и методики проведения экспериментов

Лабораторные исследования по переработке урановой руды включали следующие основные стадии:

- Рудоподготовка.
- Грануляция.
- Перколяционное выщелачивание в режиме КВ.

Урановую руду, которая поступала для исследований, сушили, усредняли и измельчали до необходимой крупности

Режим окатывания гранул определяется формой организации процесса. На наш взгляд, наиболее приемлемым вариантом грануляции твердого сыпучего материала с жидкостью является метод окатывания.

Классический процесс гранулирования методом окатывания состоит из ряда стадий:

- Смешивания исходного порошка со связующей жидкостью (связующим).
- Образование гранул из мелких частиц с участием жидкой фазы связующего и при дроблении комков.
- Окатывание и уплотнение гранул в результате их перемещения по поверхности аппарата.
- Упрочнение связей в результате перехода жидкой фазы в твёрдую, т.е. стабилизация структуры гранулы.

На всех стадиях происходит изменение распределения частиц по размерам, т.е. идет процесс формирования гранул, интенсивность которого зависит от технологии, аппаратурного оформления процесса гранулирования и свойств продукта.

При работе на чашевом грануляторе технологический режим определяется свойствами исходного материала и необходимым размером гранул [15, 16].

Для грануляции использовали лабораторный чашевый гранулятор.

Внешний вид гранулятора представлен на рисунке 2.1, а конструкция – на рисунке 2.2.

Гранулятор представляет собой чашу диаметром 230 мм с бортиком высотой 60 мм по всей длине окружности. Чаша соединена через редуктор с электродвигателем, с помощью которого она приводится во вращение. Всё устройство смонтировано и закреплено на



металлической подставке, благодаря этому можно регулировать угол наклона чаши гранулятора и подбирать оптимальный режим для проведения процесса окатывания различных материалов.

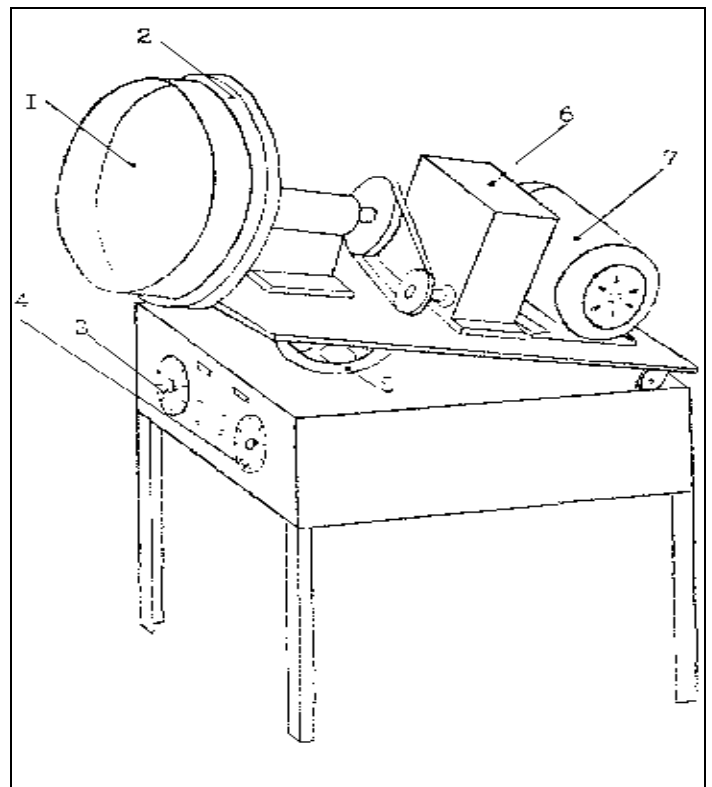
Навеску подготовленного материала помещали на чашу гранулятора и одновременно с началом вращения чаши в материал дозировано начинали вводить раствор  $H_2SO_4$  заданной концентрации. Регулировать подачу кислоты позволял кран, расположенный в расходной емкости. По мере насыщения исходного продукта раствором серной кислоты шло постепенное образование, формирование гранул и их укрупнению [19, 20].

Гранулированный материал выдерживали на воздухе и затем подвергали обработке в колонках перколяционного типа, через которые непрерывно пропускали подкисленные растворы или воду. Качество обработанных таким образом гранул оценивали визуально [20, 21].

Лабораторная установка по перколяционному выщелачиванию руды представлена на рисунке 2.3.



**Рисунок 2.1 – Внешний вид чашевого гранулятора**



**Рисунок 2.2 – Конструкция чашевого гранулятора**  
**1 – чаша; 2 – нагреватель; 3 – регулятор числа оборотов; 4 – регулятор температуры нагрева; 5 – регулятор угла наклона чаши;**  
**6 – электродвигатель; 7 – редуктор**



**Рисунок 2.3 – Перколяционная колонка с гранулированной рудой**

## **2.2 Стендовые установки и методики проведения экспериментов рудоподготовка исходной руды**

Рудоподготовка исходной руды предусматривала дробление материала и усреднение для последующей операции грануляции.

Принципиальная схема разделки технологической пробы представлена на рисунке 2.4. Технология дробления представлена на рисунках 2.5, 2.6 [21].

После дробления весь объем пробы усредняли трехкратным перемешиванием методом «с кольца на конус». Методика усреднения материала представлена на рисунках 2.7, 2.8.

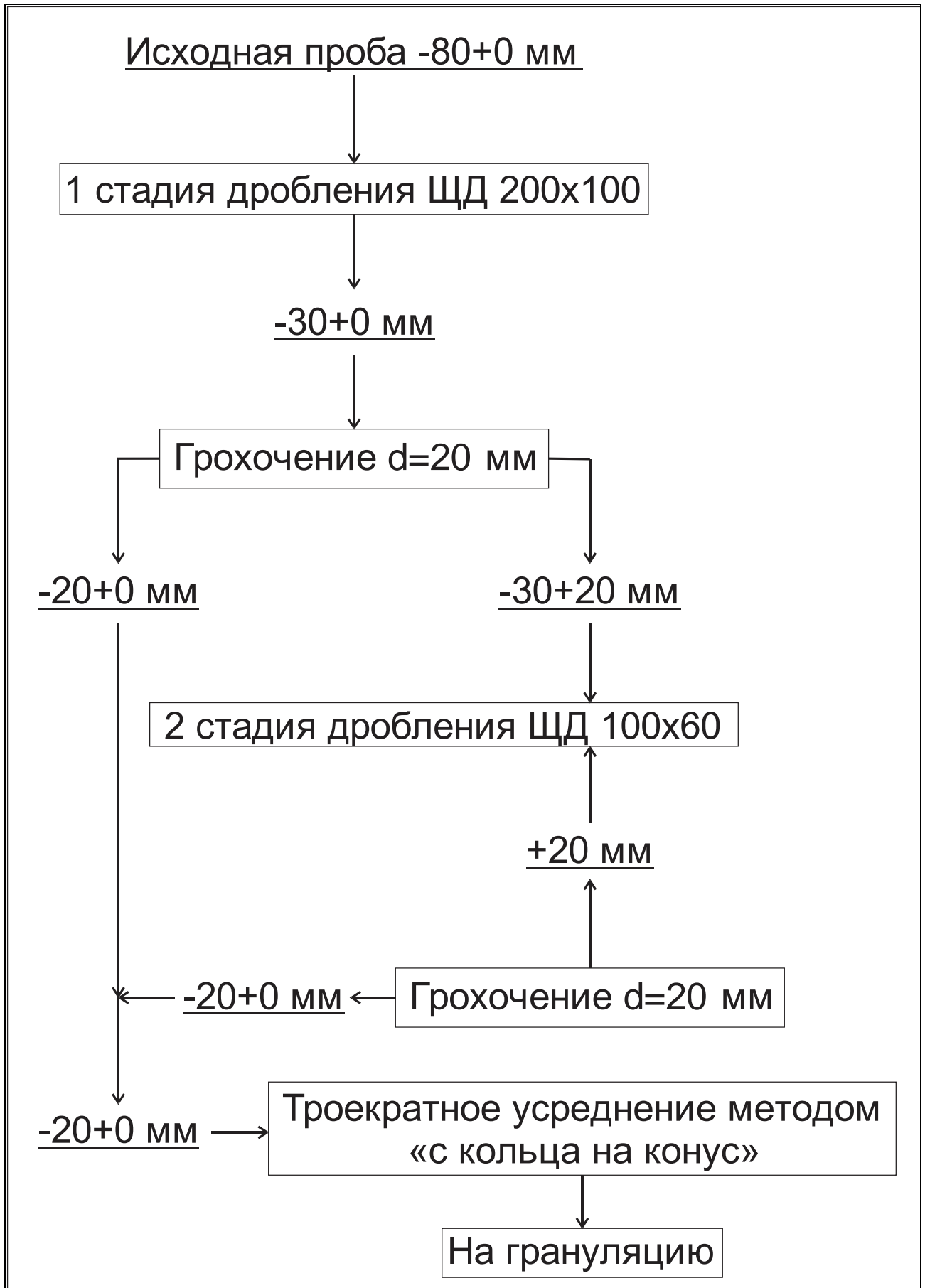


Рисунок 2.4 – Технологическая схема рудоподготовки



**Рисунок 2.5 – Класс +30 мм**



**Рисунок 2.6 – Дробление класса +30 мм**





**Рисунок 2.7 – Создание конуса**



**Рисунок 2.8 – Создание кольца**

### 2.3 Стендовая установка грануляции

Для проведения стендовых испытаний по грануляции в качестве основного аппарата был выбран барабанный гранулятор, оборудованный электрообогревом. Использование барабанного гранулятора позволило провести последовательно в одном аппарате операции смешивания и грануляции.

Внешний вид стендовой установки представлен на рисунке 2.10, аппаратурная схема – на рисунке 2.11. Рабочие и технические характеристики в таблице 2.1.

В процессе работы исходный материал подавали шнековым питателем во вращающийся барабан. Одновременно с рудой из реагентного блока насосами в барабан подавали серную кислоту и воду. Смешение кислоты с водой происходит непосредственно в системе охлаждения (холодильник). Образующиеся при окатывании влажные гранулы самотеком через камеру разгрузки попадали в накопительный бункер.

Образующиеся в процессе грануляции газы проходили через систему газоочистки, которая состояла из полого скруббера, орошаемого щелочным раствором. После корректировки кислотности поглотительного раствора в зумпфе его возвращали насосом в систему орошения.

**Таблица 2.1 – Рабочие и технические характеристики барабанного гранулятора**

Параметр		Единица измерения	Величина
Габариты барабана	Длина	м	1,10
	Диаметр	м	0,416
	Угол наклона	град	0-2
Частота вращения		об/мин	До 60
Производительность по руде		кг/час	До 50

Барабан гранулятора представляет собой стальной корпус цилиндрической формы. Барабан расположен на роликовых опорах. Одна пара опор служит приводом и обеспечивает изменение скорости вращения барабана вокруг продольной оси.

Ось барабана образует с горизонтальной плоскостью угол 1-2 град. Конструкция барабанного гранулятора позволяет изменять угол наклона оси барабана.

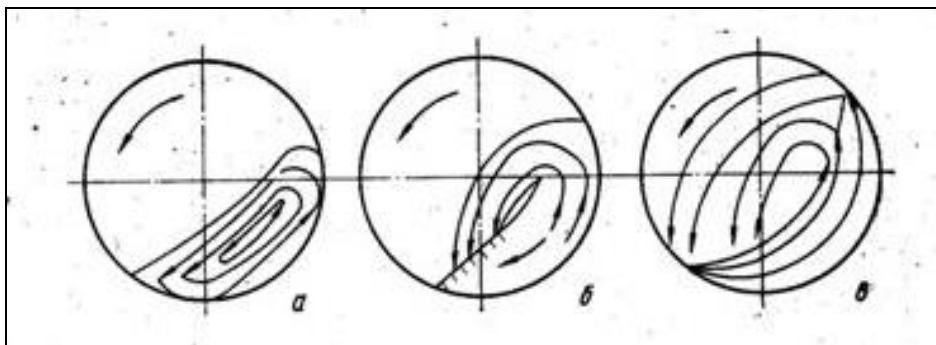
Число оборотов барабана в минуту задают в зависимости свойств материала и требуемого размера окатышей. На характер движения материала влияет скорость вращения барабана.

На рисунке 2.9 представлены варианты движения материала в зависимости от скорости вращения барабана [22, 23].

Вариант (а) – материал движется сплошной массой, что создаёт неблагоприятные условия для гранулирования.

Вариант (в) – материал поднимается слишком высоко, т.е. образовавшиеся зародыши при падении могут разрушиться. Скорость вращения должна быть такой, чтобы материал не скользил по стенке и по материалу, а также не поднимался слишком высоко.

Для агломерации шихты наиболее целесообразным является режим переката (б), при котором удары окатышей слабые, т.е. разрушение зародышей не происходит.



**Рисунок 2.9 – Варианты движения материала в барабанном грануляторе**



**Рисунок 2.10 – Стендовая установка для грануляции**



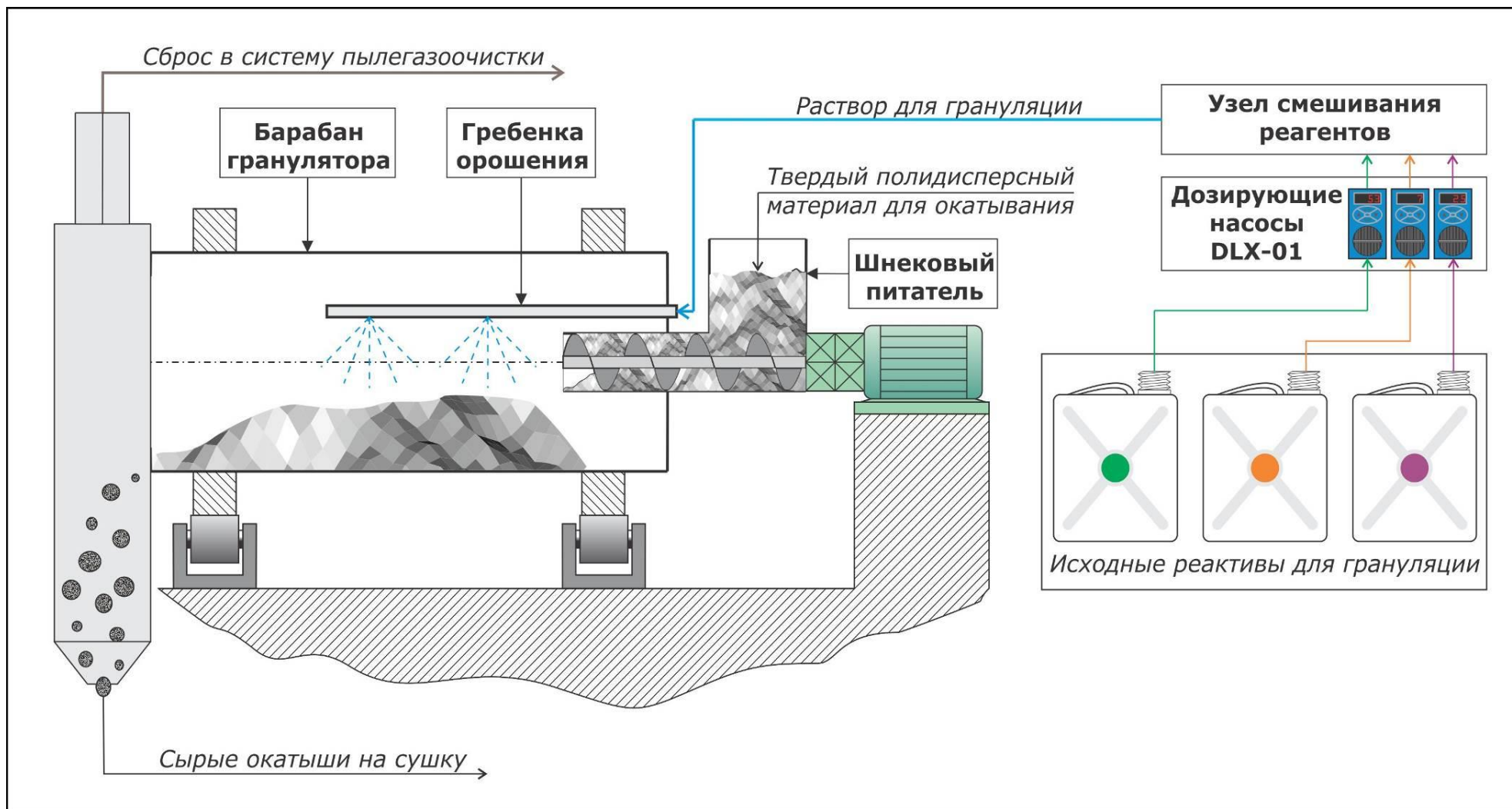


Рисунок 2.11 – Аппаратурная схема стендовой установки по грануляции



## 2.4 Стендовая установка кучного выщелачивания

Стендовые испытания по перколяционному выщелачиванию руд в режиме КВ проведены на установке, представленной на рисунке 2.12.

Гранулы загружали в полиэтиленовые бочки диаметром 0,59 м, высотой 0,96 м с ложным днищем. Бочки устанавливали одну на другую и крепили хомутами к вертикальным балкам. В нижнюю бочку с натуральным дном засыпали дренажный слой из битого кварцевого стекла, и оборудованный сливным отверстием. Выщелачивающие растворы подавали дозирующим насосом DME 8/10 фирмы Grundfos с производительностью  $\approx 2 \text{ дм}^3/\text{ч}$  в верхнюю часть колонны. Сбор продуктивных растворов осуществляли самотеком в бочки объемом  $55 \text{ дм}^3$ , помещенные в приемке (рисунок 2.13). Из приемных емкостей продуктивные растворы перекачивали в сборную емкость объемом  $200 \text{ дм}^3$  полупогружным насосом LUKO. Из сборной емкости растворы подавали на сорбционную колонну. После сорбции маточные растворы доукрепляли серной кислотой и направлялись на выщелачивание.

Перед началом выщелачивания колонны заводняли технической водой. В процессе заводнения определяли водно-физические параметры гранул, поступивших на выщелачивание [21].



Рисунок 2.12 – Общий вид установки перколяции



**Рисунок 2.13 – Сбор продуктивных растворов**

## **2.5 Методы аналитического контроля**

Работы выполнены с применением комплекса аналитических исследований. Для идентификации продуктов применены современные физико-химические методы анализа: сканирующей электронной микроскопии, атомно-абсорбционный, ICP-AES. Анализы были выполнены в аналитических лабораториях ОАО «ВНИИХТ».

*Метод сканирующей электронной микроскопии.* Изготовленные препараты напыляли слоем углерода толщиной 1-2 мкм и изучали на электронном растровом сканирующем микроскопе Camscan 4 с аналитическим энергодисперсионным спектрометром Link CRC-07 PR Cambrige. Состав фаз определили методом энергодисперсионного анализа на анализаторе Link Analytical AN10000.

Размер минеральных частиц определялся до 0,01 микрона. Минимальный размер частиц, состав которых возможно определить количественно, составляет 5-7 микрон, качественно – 1-3 микрона. Рабочие увеличения от 19 до 164000. Наиболее оптимальные для изучения микроминералогического состава руд являются увеличения от 170 до 11000.

Набор определяемых элементов – от Na до U. Предел обнаружения составляет в среднем 0,5 – 1,0 мас.%.

При значительной неровности поверхности состав фаз определяется приближенно. В случаях, когда кривизну поверхности зерен невозможно компенсировать поворотом столика по двум осям так же состав определяется качественно [20].

*Температура реакционной массы.* Измерялась инфракрасным пирометром АКПП–9311. Инфракрасный (ИК) пирометр АКПП–9311 предназначен для промышленного и бытового применения.

Области использования: поиск неисправностей на промышленных объектах (производство полупроводников, системы вентиляции и кондиционирования), электроэнергетика, научная сфера, испытательные лаборатории, пищевая индустрия.

Пирометры позволяют на ранней стадии диагностировать процессы перегрева частей и деталей оборудования, осуществлять непрерывный мониторинг разогрева наиболее нагруженных элементов ЭУ или ответственных технологических процессов.

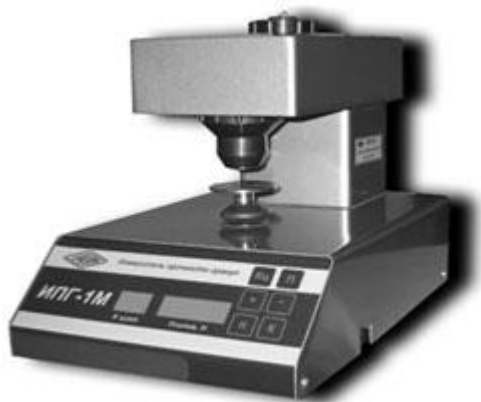
Для наведения на объект применён односточный лазерный целеуказатель. При необходимости возможно крепление пирометра на штативе при помощи резьбового соединения в основании рукоятки [24].

Основные характеристики пирометра представлены в таблице 2.14.

**Таблица 2.14 – Характеристики пирометра АКПП–9311**

Показатель	Значение	Единица измерения
Диапазон измеряемых температур	–32...+1650	°С
Разрешение	0,1	
Воспроизводимость	± 1	
Базовая погрешность	± 2	%
Диапазон ИК волн	8...14	мкм
Оптическое разрешение	50:1	Расстояние/D <sub>пятна</sub>
Изменяемый коэффициент излучения, ε	0,1...1	–
Питание	Батарея «Крона», 9В	–
Целеуказатель	Красный твердотельный лазер	–

*Прочность окатышей.* Прочность полученных гранул на сжатие измеряли при помощи тензиметрического прибора ИПГ–1М. Диапазон усилий, создаваемых измерителем прочности – 0–200Н, дискретность измерения – 1Н. Внешний вид ИПГ–1М представлен на рисунке 2.14.



**Рисунок 2.14 – Измеритель прочности гранул ИПГ–1М**

штангенциркулем.

*Атомно-абсорбционный метод анализа.* Содержание никеля, кобальта, железа, урана, алюминия, магния и других элементов в исходных, промежуточных, конечных продуктах и растворах после выщелачивания определяли атомно-абсорбционным методом на спектрофотометре фирмы «Perkin-Elmer» мод. 603, оснащенный пламенными горелками для топливных смесей ацетилен-воздух и ацетилен-закись азота. Либо на Атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой Vista PRO (Varian). Vista Pro позволяет проводить быстрое одновременное определение до 75 элементов в растворах на уровне концентраций от 10-8% до н%. В приборе предусмотрена возможность прямого ввода концентрированных минеральных кислот (включая плавиковую) и органических растворителей. Пределы обнаружения: 0,03 –1,0 мг/дм<sup>3</sup>.

Твердые пробы предварительно были подвергнуты полному химическому растворению в микроволновой системе разложения образцов Milestone ETHOS (SEM, Италия). В данной установке осуществляется растворение гомогенных однородных твердых материалов в специальных автоклавах с контролируемым давлением и температурой. Это позволяет количественно перенести в раствор любые определяемые элементы для последующего анализа инструментальными методами.

*Радионуклидный анализ состава.* Для изучения изотопного состава проб использовалась установка состоящая из низкоэнергетического германиевого планарного детектора BE2820 и малошумящего высокоскоростного предусилителя для гамма-спектрометрии высокого разрешения модели 2002 фирмы Canberra (США) [25].

Измерительные возможности установки представлены в таблице 2.15.

Предел прочности для случайно отобранной серии гранул рассчитывался по формуле 2.1:

$$\sigma_{\text{в}} = \Sigma F_{\text{разр}1,2,3...i} / 0,25\pi \Sigma D_{1,2,3...i} \quad (2.1)$$

где:

$\sigma_{\text{в}}$  – предел прочности на сжатие;

$F_{\text{разр}}$  – предельное усилие сжатия гранулы до разрушения, измеренное ИПГ–1;

$D$  – средний диаметр гранулы измеренный

Таблица 2.15 – Измеряемые радионуклиды

Радионуклид	Энергии основных аналитических $\gamma$ -линий, кэВ	Нижний предел измерения активности, Бк/кг
U-238	63,1(Th-234 с Pa-234m)	20
Th-230	67,7	50
Ra-226	352(Pb-214); 609(Bi-214)	10
Pb-210	46,5	15
U-235	186	10
Ra-228	338, 911(Ac-228)	15
Th-228	238(Pb-212); 583(Tl-208)	10
K-40	1461	300
Cs-137	662	6
Am-241	59,5	1

*Определение дисперсного состава* [25]. Определение гранулометрического состава дисперсных продуктов производили на лазерном анализаторе частиц HORIBA LA-300.

В основе принципов измерения прибора LA-300 лежит Теория рассеяния Ми — лазерная дифракция. Рабочий диапазон прибора составляет 0,1...600 мкм для прохождения сквозь измерительную ячейку твердотельный диодный лазер с длиной волны 650 нм фокусируется автоматически настраиваемой системой. Свет рассеивается от частиц на систему 42-х кольцевых детекторов, включая широкоугольные детекторы и детекторы регистрации обратного рассеяния для получения полной информации. Оптическая система LA-300 обеспечивает стабильность и высокую точность результатов.

Принцип работы LA-300 основывается на статическом рассеянии лазерного света (асс. ISO 13320) и имеет широкий диапазон применений. Диодный лазер способен определять размеры частиц с большой точностью и разрешением за очень короткое время (примерно 10 сек.). Широкий рабочий диапазон от 0,1...600 мкм делает данный прибор идеальным как для исследований, так и для контроля качества [23]. Внешний вид HORIBA LA-300 представлен на рисунке 2.15.



**Рисунок 2.15 – Лазерный анализатор частиц Horiba LA-300**

### ГЛАВА 3 ХАРАКТЕРИСТИКА ГЛИНИСТЫХ МИНЕРАЛОВ ИЗУЧАЕМЫХ РУД

Так как исследования по гранульной сульфатизации были проведены на урановых рудах месторождений Оловское, Горное и Шаргадык, то изучение их с точки зрения содержания глинистых минералов представляет интерес.

В соответствии с алюмосиликатным химическим составом руд месторождений Оловское и Горное – главными минералами проб являются кварц, глинистые минералы и полевые шпаты. Содержание глинистых минералов в руде Месторождения Шаргадык достигает 30 % [26, 27, 28, 29].

Как было сказано выше, наличие глинистых минералов в рудах приводит при кучном выщелачивании к нарушению водопроницаемости кучи и её кольматации.

В тоже время наличие глинистых минералов может оказать положительное влияние на процесс подготовки рудного материала к кучному выщелачиванию методом гранульной сульфатизации.

В связи с этим, возникла необходимость более детального изучения глинистых минералов.

Термином «глина» обозначают землистый тонкозернистый материал, обладающий пластичностью при смешивании с небольшим количеством воды. Химические анализы глин показывают, что они состоят из водных алюмосиликатов, обычно содержащих железо, магний, кальций, натрий и калий. Все они тонкозернистые и часто образуют коллоидные растворы; верхний предел размера глинистых частиц составляет 0,004 мм. Большинство глин формируется в процессах осадкообразования, диагенеза, выветривания или гидротермальной деятельности [29].

Характерные минералы большинства глин относятся к слоистым силикатам, принадлежащим к одной из следующих пяти групп:

- 1) группе каолинита (или кандита);
- 2) группе монтмориллонита (или смектита);
- 3) группе глинистых слюд (или иллита);
- 4) группе вермикулита;
- 5) группе хлоритов (однако хлориты не считаются глинистыми минералами).

Минералы группы каолинита имеют составы, соответствующие формуле  $Al_4Si_4O_{10}(OH)_8$  и построены из  $Si_4O_{10}$ -слоев, чередующихся со слоями гиббситового типа. Структуры минералов группы монтмориллонита сходны со структурой пиррофиллита, но они содержат обменные катионы и непостоянные количества молекул воды между слоями, что приводит к разбуханию этих минералов при погружении в воду. Обычная глинистая слюда – иллит по



существу является тонкозернистым мусковитом, смешанным или переслаивающимся с монтмориллонитом, а вермикулит – это аналог монтмориллонита с тальковой структурой. Хлорит в глинах обычно смешан с другими глинистыми минералами и часто его трудно определить.

У глинистых минералов много общих физических свойств; за исключением каолиновых минералов, они не встречаются в виде макроскопических кристаллов, а образуют землистые липкие массы. Содержание воды в глинистых минералах изменяется в зависимости от влажности атмосферы, и соответственно изменяется их плотность. Следовательно, различить глинистые минералы по их физическим свойствам крайне трудно и поэтому удовлетворительная идентификация минералов глинистой фракции осадков или почв представляет собой одну из наиболее трудных проблем для минералога. Для этих целей необходимо сочетание нескольких видов анализа – оптических, рентгеновских, а в некоторых случаях дифференциально-термического и химического.

### 3.1 Каолинит $\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$

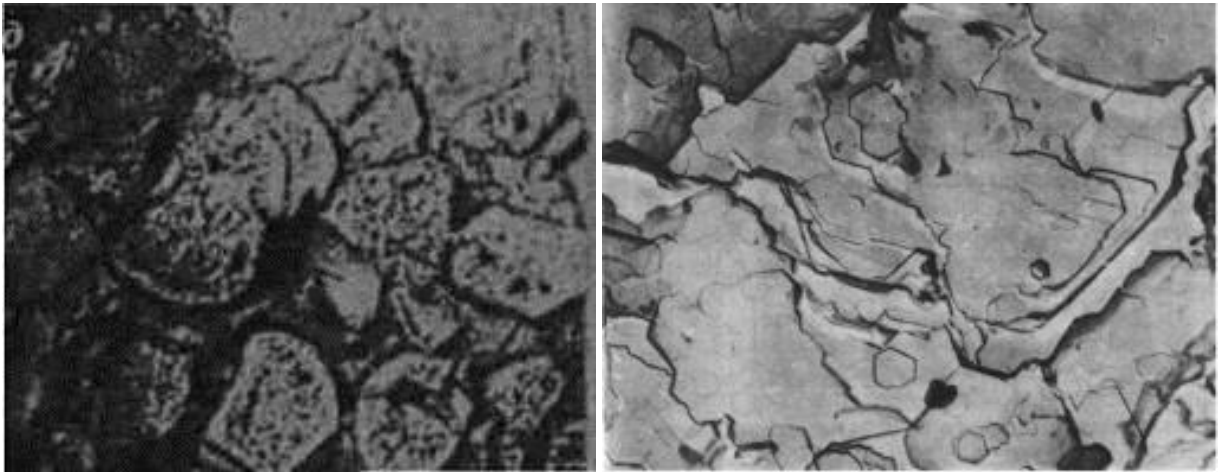
Каолинит обычно встречается в виде землистых агрегатов, псевдогексагональные пластинчатые кристаллы этого минерала представлены на рисунке 3.1.

Это белый минерал, часто окрашенный примесями в красноватый, коричневый или серый цвет.

Состав каолинита близок к формуле, атомные замещения незначительны или отсутствуют. Из четырех политипов каолинит наиболее распространен, остальные представлены диккитом, накритом и метагаллуазитом. Диккит и накрит встречаются редко, метагаллуазит распространен умеренно. Политипы отличаются способом наложения основной структурной единицы (каолинового слоя), состоящего из тетраэдрического слоя, соединенного со слоем гиббситового типа. Правильная последовательность из одного, двух и шести каолиновых слоев обнаружена в каолините, дикките и накрите соответственно. Метагаллуазит образуется из галлуазита,  $\text{Al}_4\text{Si}_4(\text{OH})_8\text{O}_{10}\cdot 8\text{H}_2\text{O}$ , состоящего из закономерно чередующихся каолиновых слоев и межслоевой воды. По существу метагаллуазит представляет собой галлуазит, из которого удалена большая часть межслоевой воды; характерно несимметричное наложение.

Каолинит образуется при разложении других алюмосиликатов, главным образом полевых шпатов, а также в процессах выветривания и гидротермальной деятельности. Мощные отложения образовывались в процессе гидротермального изменения полевых шпатов, гранитов и гранитных пегматитов. Некоторые месторождения возникли в результате эрозии

каолинизированных гранитов и переотложения каолинита [29].



**Рисунок 3.1 – Микрофотографии монтмориллонита (слева) и каолина (справа)  
(Увеличение  $\approx 48000\times$ )**

Каолинит – важный промышленный минерал, используемый в качестве наполнителя при производстве бумаги, и незаменимое сырье в производстве фарфора и керамики.

### **3.2 Монтмориллонит, $(\text{Na}, \text{Ca})_{0,33}(\text{Al}, \text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$**

Монтмориллонит обычно серый, зеленовато-серый, может быть белым, желтым, желто-зеленым, розовым коричневым, его микрофотография представлена на рисунке 3.1.

Название «монтмориллонит» относится к минералу составом, приблизительно соответствующим приведенной формуле, а же к группе минералов, образовавшихся в результате замещения и обладающих такой же структурой и свойствами. Состав всех минералов группы монтмориллонита можно выразить формулой  $X_{0,33} Y_{2-3} Z_4 O_{10} (\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ , где X – взаимозамещаемые ионы, которыми могут быть X = Ca/2, Li или Na, Y = Al, Cr, Fe, Li, Mg, Ni или Zn, Z = Al или Si. Некоторые из этих ионов создают отрицательный заряд в слоях, который компенсируется такими катионами, как  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$  и  $\text{H}_3\text{O}^+$  (т.е.  $\text{H}^+ + \text{H}_2\text{O}$ ). Эти поглощенные катионы располагаются между слоями, чем объясняется свойство катионного обмена, посредством которого катионы из раствора могут обмениваться с катионами, поглощенными минералом.

В обычном значении этого термина монтмориллонит представляет собой отдельный минеральный вид, обогащенный алюминием, и по составу близок к приведенной формуле. Нонтронит – разновидность, обогащенная железом, зеленовато-желтого цвета, если не содержит примесей. В нем тетраэдрический Al в значительной степени замещен  $\text{Fe}^{3+}$ . К



группе монтмориллонита относятся также сапонит, в котором не тетраэдрический Al в значительной степени замещен Mg, и соконит, похожий на сапонит, но отличающийся тем, что в нем большая часть Al замещена Zn и Fe<sup>3+</sup>.

Этот минерал мыльный на ощупь; в воде разбухает и образует гелеобразную массу.

Монтмориллонит чаще всего образуется при изменении горизонтов вулканического пепла. Монтмориллонит также является важной составляющей некоторых почв.

Физические свойства монтмориллонита делают его важным промышленным материалом. Из-за способности образовывать в воде гелеобразную суспензию его используют в глинистом растворе при бурении скважин. Он применяется как связующая масса при брикетировании высококачественных железных руд, а также в качестве пластической массы при изготовлении форм из песка для литья, так как небольшие добавки этого материала придают пластичность большому количеству инертного материала.

Бентонит – порода, состоящая в основном из монтмориллонита.

Бентонит используют в производстве железорудных окатышей в качестве связующей добавки.

Бентонит – это глины, отличающиеся тонкой дисперсностью, ионообменной способностью, высокой степенью набухаемости при увлажнении, связностью, способностью постепенно выделять воду при нагреве. Бентонит в основном состоит из монтмориллонита  $(Al,Mg)_{2-3}(OH)_2(Si_4O_{10}) \cdot nH_2O$  и близких к нему по составу минералов. Часть катионов кристаллической решетки способна замещаться ионами Ca<sup>2+</sup> и Na<sup>+</sup>. При увлажнении бентонит интенсивно поглощает воду, увеличиваясь в объеме в 15-20 раз. Выбор бентонита обусловлен его способностью при увлажнении образовывать гели с чрезвычайно развитой удельной поверхностью (600-900 м<sup>2</sup>/г), которая примерно в 7 раз больше поверхности частиц других сортов глины. Бентонит увеличивает пористость сырых окатышей, что благоприятно сказывается на скорости удаления влаги во время сушки окатышей без снижения их прочности. Из-за ограниченности запасов бентонита и удаленности его месторождений от мест потребления он является дорогим материалом.

На основании вяжущих свойств минерала монтмориллонита, можно предположить, что его присутствие в руде может сказаться положительно на процесс грануляции.

## ГЛАВА 4 ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОЛОВСКОЕ К КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ МЕТОДОМ ГРАНУЛЬНОЙ СУЛЬФАТИЗАЦИИ

### 4.1 Минералогический и химический состав руды месторождения Оловское

Многочисленные резервные урановые месторождения России были открыты, разведаны и проходили технико-экономическую оценку в 1950-1980 годы. Интерес представляют резервные месторождения, расположенные вблизи действующих горнорудных предприятий, к числу которых относится среднее по запасам урана Оловское месторождение. Запасы руды на месторождении по состоянию на 01.01.1999 г. составили 15413 тыс. т. при среднем содержании урана 0,083 %.

Горнорудная масса исследуемой валовой пробы ОЛ-2 представлена обломками каолинизированных гравелитов (55-65 %), конгломератов (10-15 %), песчаников, алевролитов, а также обломками гранитоидов, эффузивных пород и рыхлым песчано-глинистым материалом (25-30 %). Преобладают обломки разных оттенков серого и охристого цвета. Темно-серым цветом выделяются обломки углистых алевролитов. Рудоносные породы в различной степени окислены, что выражается в развитии волосовидных прожилков, пятен, тонких пленок гидроксидов железа.

Результаты химического, гамма-спектрометрического, рентгеноспектрального, атомно-эмиссионного и оптико-спектрального анализов валовой пробы ОЛ-2 приведены в таблицах 4.1, 4.2, 4.3, 4.4 [27].

Результаты химических анализов (таблица 4.2, 4.3) свидетельствуют об алюмосиликатном составе горнорудной массы (сумма  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 80-83 %) и о преобладании закисного железа над окисным. Содержание  $\text{C}_{\text{орг}}$  более 1 %. Из характерных элементов-примесей необходимо отметить мышьяк (0,03-0,04) и сурьму (0,02 %) (таблица 4.4).

Главными минералами проб являются кварц, глинистые минералы и полевые шпаты. Содержание глинистых минералов составляет 26 %. Наибольшее количество глинистых минералов установлено в фракции – 10 мм. В изученных пробах зафиксировано незначительное содержание карбонатов – до 2 % (1,65-2 %). По текстурно-структурным особенностям руды преимущественно тонковкрапленные вследствие неравномерной вкрапленности урановых минералов в эффузивно-осадочных породах (рисунок 4.1).

Кроме того, установлена рассеянная тонкодисперсная форма нахождения урана за счет, вероятно, сорбции на глинистом веществе пород.

Таблица 4.1 – Минеральный состав проб Оловского месторождения

Минералы	ОЛ-2
Кварц	46,7
Полевые шпаты	13,0
Глинистые минералы (диккит, каолинит, гидрослюда)	26,0
Слюды (биотит, серицит)	2,0
Хлорит	4,4
Карбонаты	2,3
Угlistое вещество	1,65
Флюорит	0,3
Барит	0,08
Оксиды титана (рутил, ильменит)	0,3
Сульфиды (пирит, халько-пирит, арсенопирит и др.)	0,5
Оксиды и гидроксиды железа	1,0
Апатит	0,2
Циркон	0,01
Прочие (антимонит, самородный мышьяк, самородная медь и др.)	~ 0,1

Таблица 4.2 – Химический состав проб (данные ИАЦ ВНИИХТ)

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
<b>SiO<sub>2</sub></b>	70,0	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0,51	<b>S<sub>сульф.</sub></b>	0,06
<b>TiO<sub>2</sub></b>	0,21	<b>FeO</b>	0,69	<b>п.п.п.</b>	4,26
<b>ZrO<sub>2</sub></b>	0,009	<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	0,63	<b>H<sub>2</sub>O</b>	0,46
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	12,6	<b>S<sub>общ.</sub></b>	0,15	<b>C<sub>общ.</sub></b>	1,39
<b>MnO</b>	0,02	<b>K<sub>2</sub>O</b>	3,74	<b>C<sub>орг.</sub></b>	1,10
<b>CaO</b>	2,18	<b>Na<sub>2</sub>O</b>	1,49	<b>CaF<sub>2</sub></b>	0,32
<b>MgO</b>	0,30	<b>BaO</b>	0,062	<b>U</b>	0,085

Таблица 4.3 – Химический состав минералов урана (масс.%)

Элемент	Настуран	Гидратированный настуран	Арсенат уранила	Фосфат уранила	Фосфат-арсенат уранила
Si	0,67	0,89	0,94	1,29	0,96
P	0,00	0,00	0,00	6,75	4,09
U	74,95	53,62	49,34	44,87	49,83
Ca	1,14	1,11	1,96	1,01	2,04
As	0,00	0,00	14,44	0,00	5,20
Pb	0,00	0,00	0,00	0,00	1,80

В обломочных породах урановые минералы приурочены в основном к кварцево-глинистому цементу, распределяясь в нем неравномерно. Кроме цемента, урановые минералы наблюдаются также в обломках гранитов, где образуются волосовидные прожилки и микрогнезда.

В обломках эффузивных пород урановые минералы в ассоциации с сульфидами образуют мельчайшую «сыпь» в краевых и центральных частях обломков. Установлено развитие оксидов урана в углефицированных растительных остатках.

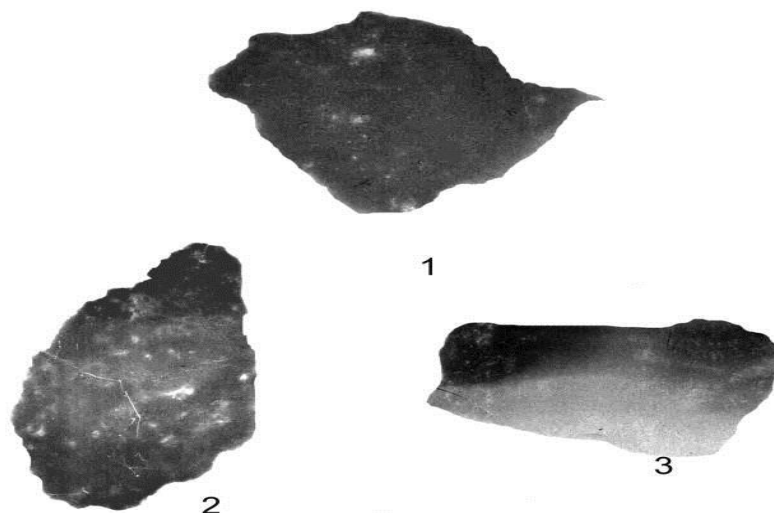
Традиционными методами с применением электронного микроскопа Camscan-4 с микроанализатором Link AN10000 в составе исходной пробы и во фракциях различной крупности установлены следующие урановые минералы: оксиды урана, коффинит, нингиоит и урановые слюдки. Сопутствующие рудные минералы: сульфиды, оксиды железа (гематит), самородный мышьяк, самородная медь и др. (таблица 4.2). Среди сульфидов преобладает пирит (в том числе мышьяковистый), марказит, арсенопирит, также присутствуют аурипигмент, антимонит, халькопирит, галенит и другие минералы.

Оксиды урана представлены как неизменным настураном, так и в различной степени окисленным и гидратированным, и урановой чернью.

**Настуран** образует неравномерную тонкую вкрапленность, отдельные микрогнезда в цементе, межзерновом пространстве обломочных пород и отдельные линзующие волосовидные прожилки, приуроченные к микротрещинам в рудовмещающих породах. Характерны пирит-настурановые сростки, в которых наблюдается взаимное прораствание этих минералов (рисунки 4.2 – 4.5). Агрегаты оксидов урана часто содержат включения глинистых минералов и кварца.

Таблица 4.4 – Содержание рудных и сопутствующих элементов в пробах урановых руд Оловского месторождения, проба ОЛ-2

Характеристика проб	Содержание элементов, %																
	Гамма-спектрометрический анализ		Рентгено-спектральный анализ							Атомно-эмиссионный анализ							
	U	Th	Mo	Y	As	Sb	Zr	Nb	Ta	Be	Bi	Cu	Sn	Pb	Zn	Ce	La
Исходная проба забойной крупности	0,078	<0,002	<0,005	<0,005	0,043	0,019	0,014	<0,0005	<0,01	3×10 <sup>-4</sup>	0,001	0,004	0,006	0,007	0,005	0,003	0,003
	Содержание элементов, %																
	Полуколичественный оптико-спектральный анализ																
	Ba	Be	V	Co	Mg	Mn	As	Ni	Sn	Pb	Ag	Ti	Cr				
	<0,03	0,0003	0,003	≤0,001	0,1	0,001	0,03	<0,001	0,0003	≤0,01	0,0001	0,03	0,01				



**Рисунок 4.1 – Неравномерно-вкрапленная (1-2) и тонкодисперсная (3) текстуры руд Оловского месторождения**

Размер выделений настурана, как правило, находится в пределах 0,005-0,01 мм, микрогнезда и сростки настурана с другими рудными минералами достигают размера 0,1-0,4 мм (рисунки 4.3, 4.4).

В углистых алевролитах, содержащих углефицированные растительные остатки, отмечаются тонкодисперсные выделения оксидов урана, отчетливо фиксируемые на радиографиях в виде вуалеобразных засветов, повторяющих контуры прослоев алевролитов (рисунок 4.1). Подобные пятнистые выделения неправильной формы отмечаются в гравелитах.

Химический состав настурана непостоянен и зависит от степени его окисления. Окисленные и гидратированные разновидности настурана характеризуются низким содержанием урана. В неизмененном настуране содержание урана близко к теоретическому (74,95%), в гидратированном – 53,62% (таблица 4.3). Окисленный и гидратированный настуран может быть отнесен к гидронастурану. Наиболее часто настуран в виде тонкодисперсных включений приурочен к труднопроницаемым прослоям алевролитов [27].

**Урановые черни** в виде характерных порошковатых и рыхлых масс развиваются по окисленному настурану в цементе обломочных пород, а также образуют пленки, пылевидные образования в зонах трещиноватости.

По данным электронно-микроскопических исследований урановые черни часто содержат примесь глинистых минералов.

**Арсенаты и фосфаты урана, урановые слюдки смешанного As-P-состава** пользуются широким распространением. Образуют призматические, слюдоподобные, землистые

выделения. Цвет тусклый, охристый, серовато-желтовато-зеленый. Блеск матовый. Характер распределения их аналогичен распределению оксидов урана и отчетливо проявлен на фотографиях в отраженных электронах (рисунки 4.7 – 4.9).

Размерность выделений урановых слюдок, как правило, от 0,01-0,02 мм до 0,1-0,2 мм.

Среди фосфатов определены отенит, ураноцирцит, салеит. Арсенаты: ураноспинит, трегерит. Широко распространены в рудах минералы  $U^{6+}$  смешанного фосфат-арсенатного состава (таблица 4.3). По-видимому, они представляют собой агрегаты, в которых имеет место тесное взаимное срастание фосфатов и арсенатов уранила.

Коффинит в рудах развит в незначительных количествах. Обычно находится в тесном срастании с настураном.

Нингиоит обнаружен при электронно-микроскопическом изучении рудных образцов. Минерал редкий, встречен в составе сростков настурана с пиритом.

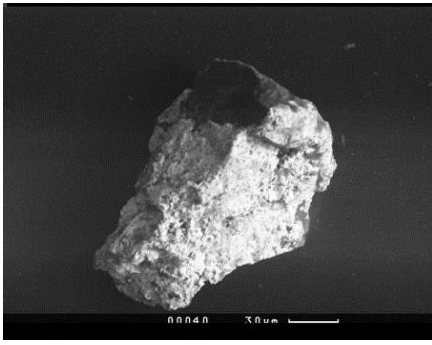
Гранулометрический состав исследуемых проб различной крупности и баланс распределения урана по ним приведен в таблицах 4.5, 4.6. В составе пробы забойной крупности ОЛ-2 наблюдается довольно равномерное распределение классов. В классах крупности от +50 до -0,5+0,2 мм содержание урана колеблется от 0,051% до 0,088%. Максимальное содержание урана 0,21%, фиксируется в классе крупности – 0,2 мм, что составляет 30,1% в общем балансе распределения урана в пробе забойной крупности.

Содержание и баланс распределения урана по классам крупности в пробах ОЛ-2/50 и ОЛ-2/10 представлен в таблице 4.6.

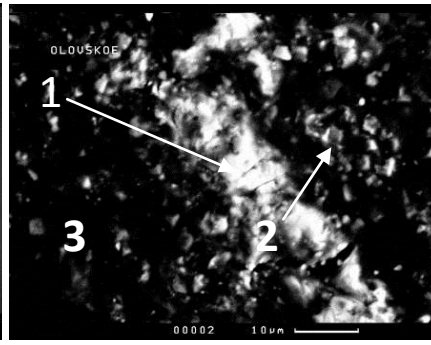
Наиболее высокое содержание урана 0,22% зафиксировано в классе крупности -0,05 мм (шлам) пробы ОЛ-2/10 (таблицы 4.6). Доля урана связанного со шламами при выходе 16,2% достигает 33,8%. В более крупных классах крупности изученных проб содержание урана не превышает 0,1%.

Основная причина обогащения шламов ураном – высвобождение микровключений и переизмельчение урановых минералов, обладающих повышенной хрупкостью, в процессе рудоподготовки.

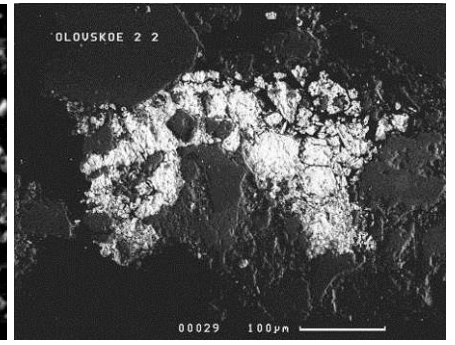
В целом, состав и количественное соотношение урановых минералов в исходной валовой пробе ОЛ-2 и пробах различной крупности ОЛ-2/50 и ОЛ-2/10 незначительно отличаются друг от друга [25].



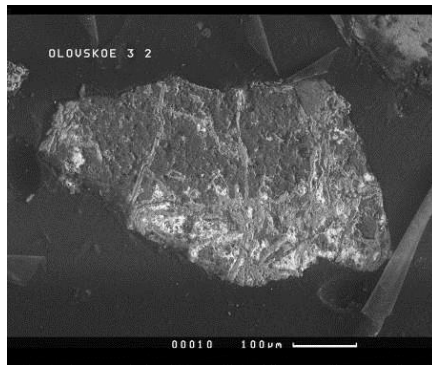
**Рисунок 4.2 – Агрегат настурана (белое) пирита (светло-серое) в срastании с кварцем (темно-серое)**



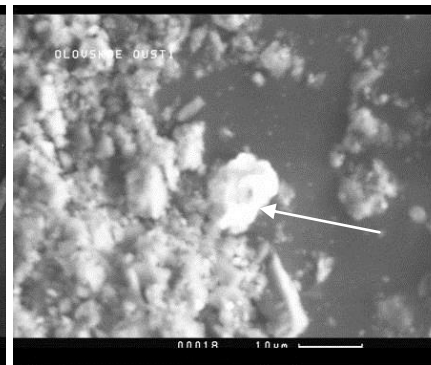
**Рисунок 4.3 – Настуран-пиритовое обособление 1 – настуран, 2 – пирит, 3 – кварц, слюдисто-хлоритовый агрегат**



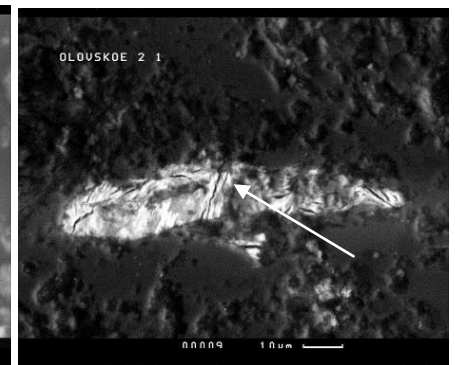
**Рисунок 4.4 – Гидратированный настуран (белое) в цементе гравелита (черное). Аншлиф исходной руды**



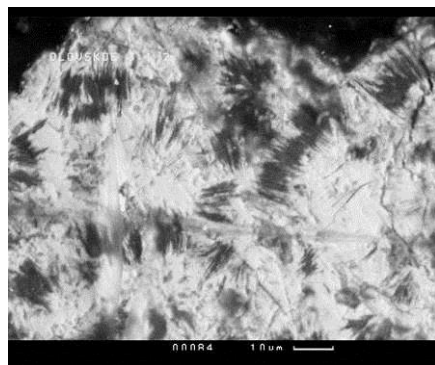
**Рисунок 4.5 – Гидратированный настуран (белое) в цементе обломка гравелита (темно-серое). Вокруг скоплений настурана – оторочки пирита (светло-серое)**



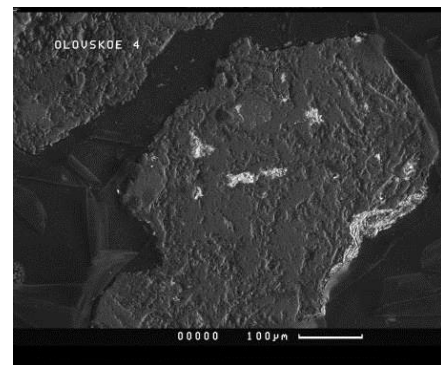
**Рисунок 4.6 – Зерно настурана в кварц-глинистой массе шлама**



**Рисунок 4.7 – Агрегат фосфатов и арсенатов уранила в обломке кварца**



**Рисунок 4.8 – Агрегат фосфатов и арсенатов (белое) в срastании с хлоритом**



**Рисунок 4.9 – Микровключения арсенатов уранила (белое) в обломке кварц-хлоритового состава (темно-серое)**



Таблица 4.5 – Гранулометрический состав исходной пробы ОЛ-2

Характеристика и назначение пробы	Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание U, %	Баланс распределения U, %
Исходная проба забойной крупности на опыты по кучному выщелачиванию	+50	12,1	0,051	7,3
	-50+20	12,0	0,058	8,2
	-20+10	13,2	0,066	10,2
	-10+5	11,6	0,080	10,9
	-5,0+2,0	17,0	0,080	16,0
	-2,0+1,0	8,9	0,060	6,3
	-1,0+0,5	7,1	0,060	4,9
	-0,5+0,2	5,9	0,088	6,1
	-0,2+0,0	12,2	0,210	30,1
	Исходная руда	100,0	0,085	100,0

Можно отметить лишь некоторое увеличение доли оксидов урана в пробе ОЛ-2/10, что связано с наличием в этой пробе значительного количества шламов – до 16,2%, в которых и присутствуют, в подавляющем количестве, настуран и урановые черни.

Изученные руды относятся к окисленному типу с урановой минерализацией, представленной окисленной и гидратированной разновидностью настурана – гидронастураном, урановыми чернями и вторичными минералами U-As, U-P и U-As-P состава. Подобные руды являются легковскрываемыми и характеризуются низким расходом реагентов при их технологической переработке.

Данные, полученные в результате изучения гранулометрического состава пробы ОЛ-2, выявили способность урановых минералов к переизмельчению в процессе рудоподготовки и, следовательно, высокому выходу шламовой фракции, что в дальнейшем при кучном выщелачивании является серьёзной проблемой из-за кольматирования кучи. В создавшейся ситуации предварительная подготовка руды для дальнейшего выщелачивания методом гранульной сульфатизации является решением проблемы.

**Таблица 4.6 – Содержание и баланс распределения урана по классам крупности в пробах ОЛ-2/50 и ОЛ-2/10**

Номер пробы	Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание U, %	Баланс распределения U, %
<b>ОЛ-2/50</b>	-50+20	55,45	0,052	50,3
	-20+10	44,55	0,064	49,7
<b>Итого</b>	-50+10	100,0	0,057	100,0
<b>ОЛ-2/10</b>	-10+5	18,6	0,077	14,9
	-5,0+2,0	27,3	0,077	21,9
	-2,0+1,0	14,1	0,069	10,1
	-1,0+0,5	11,5	0,069	8,3
	-0,5+0,2	9,4	0,090	8,9
	-0,2+0,1	2,4	0,063	1,6
	-0,1+0,05	0,5	0,100	0,5
	-0,05+0,0	16,2	0,220	33,8
<b>Итого</b>	-10+0,0	100,0	0,096	100,0

#### 4.2 Лабораторные исследования

Лабораторные исследования по кучному выщелачиванию руды включали рудоподготовку материала до крупности пригодной для смешивания с кислотой (-10 мм), окатывание (грануляцию) руды с серной кислотой, временную выдержку гранул (созревание) до момента подачи выщелачивающего раствора.

Лабораторные эксперименты по рудоподготовке проводили на объединенной технологической пробе ОЛ-1. Исходный материал измельчали на щековой дробилке до крупности 100% менее 10 мм и усредняли методом с «кольца на конус». Влажность исходных керновых проб составляла – 8%.

Физико-химические характеристики дробленого продукта представлены в таблице 4.7 [27].

На первом этапе работы были проведены исследования по определению кислотоёмкости исходной измельчённой руды.

Таблица 4.7 – Физико-химические характеристики дробленной руды

Класс, мм	Выход класса, % $\gamma$		Содержание урана, % $\beta$	Распределение урана по классам $\varepsilon$	
	от исх. руды	от класса -10 мм		от исх. руды	от класса -10 мм
-10+5	12,6	18,6	0,077	11,4	14,6
-5+2	18,5	27,2	0,077	16,7	21,3
-2+1	9,6	14,1	0,069	7,8	10,0
-1+0,5	7,8	10,5	0,069	6,3	8,0
-0,5+0,2	6,4	9,4	0,9	6,8	8,7
-0,2+0	13,1	19,3	0,19	29,3	37,4
$\Sigma$	67,9	100	0,098	78,3	100

$\alpha = 0,085\%$  содержание урана в исходной руде.

-  $\varepsilon = \gamma * \beta / \alpha$

Для определения кислотоёмкости заданную навеску руды обрабатывали раствором серной кислоты определенной концентрации. Условия обработки: Т:Ж = 1:2, температура – 20 °С, время – 4 ч. После фильтрации полученный раствор титровали и рассчитывали количество израсходованной кислоты. Для пробы ОЛ-1 кислотоёмкость составила 48 – 48,5 кг/т 94%-ной H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Важным показателем качества гранул является их водо-кислотоустойчивость – способность сохранять форму и не коагулировать при капельном орошении в колонке.

Полученные гранулы после выдержки на воздухе загружали в колонки (перколяционного типа) и в течение 10-12 часов проводили их капельное орошение. Внешний вид колонки представлен на рисунке 2.3. Таким образом, моделировали процесс кучного выщелачивания. Критерием качества гранул являлось стабильное, на протяжении всего процесса, прохождение раствора через слой без коагуляции (разрушения гранул и закупорки колонки).

В первой серии экспериментов исходную руду гранулировали раствором серной кислоты различной концентрации.

Полученные гранулы выдерживали на воздухе (~ 3 суток) и определяли их прочность на раздавливание. Результаты представлены в таблице 4.8.

Как следует из полученных данных, применение только серной кислоты (без связующей добавки) не позволило получить устойчивые к разрушению гранулы.

Опираясь на нашу гипотезу, высокое содержание глинистых минералов в руде (26%) должно способствовать образованию прочного кремниевого каркаса («скелета») гранулы.

**Таблица 4.8 – Показатели процесса грануляции пробы ОЛ-1 с серной кислотой**

Расход 94%-ной H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , кг/т	Концентрация H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , %	Прочность гранул, кг/см <sup>2</sup>	Устойчивость гранул в режиме КВ
147,0	94,0	-	Гранулы «раскисли» на воздухе
50,0	45,0	2,0	Гранулы «раскисли» в колонке
33,0	35,0	1,8	

Однако, в руде месторождения Оловское основной глинистый минерал – каолинит, который по сравнению с монтмориллонитом обладает низкой пластичностью и связующей способностью. Большое значение на процесс грануляции оказывает гранулометрический состав материала, чем меньше размер частиц вяжущего, тем лучшего качества получаются агломераты. Если сравнивать каолинит и монтмориллонит, то размер частиц для них равен соответственно: 1 – 5 мкм, < 1 мкм.

Поэтому на следующем этапе исследований изучали эффективность введения таких связующих добавок, как бентонит, цемент и жидкое стекло.

**Бентонит.** Природный глинистый минерал, имеющий свойство разбухать при гидратации (в 14-16 раз). При ограничении пространства для свободного разбухания в присутствии воды образуется плотный гель, который препятствует дальнейшему проникновению влаги. Это свойство, а также нетоксичность и химическая стойкость делает его незаменимым в производстве, строительстве и многих других сферах деятельности.

Бентонит шихтовали с исходной рудой и полученную массу гранулировали раствором серной кислоты. По второму варианту грануляцию руды вели пульпой, приготовленной из бентонита и раствора серной кислоты. Расход глины составил 2 – 20 кг/т сухой исходной руды. Расход серной кислоты изменяли в интервале 30 – 100 кг/т руды. Полученные гранулы выдерживали на воздухе в течение 3-х суток. После этого проводили обработку в перколяционных колонках при подаче подкисленного серной кислотой раствора или воды.

Проведенные эксперименты показали, что использование в качестве связующей добавки бентонита весьма эффективно, так как гранулы при обработке в перколяционных колонках не разрушаются и процесс прохождения раствора через слой не нарушается.

**Цемент.** Исходную руду и цемент шихтовали в заданном соотношении. Расход изменяли в интервале 20 – 150 кг/т от веса сухой руды.

Шихту гранулировали водой, расход которой во всех опытах составил 120 кг/т сухой руды. Полученные гранулы выдерживали на воздухе в течение месяца.

Затем проводили испытания в перколяционных колонках. При орошении использовали раствор серной кислоты концентрацией 10,0 г/дм<sup>3</sup>. Плотность орошения раствором изменялась в интервале 11,5 – 16,0 дм<sup>3</sup>/м<sup>2</sup> ·ч.

После испытаний гранулы сохранили свою прочность и форму.

Таким образом, добавка цемента в качестве связующего дает положительный результат. Оптимальный его расход составил 100 кг/т исходной сухой руды.

**Жидкое стекло.** В качестве упрочняющей добавки большой интерес представляет жидкое стекло. Практика показывает, что при сравнительно небольших вводимых количествах (2 – 5%) оно способно обеспечить высокую механическую прочность получаемых материалов.

Исходную руду гранулировали на чашевом грануляторе при подаче раствора жидкого стекла и раствора серной кислоты. Гранулированный материал выдерживали на воздухе трое суток, после чего проводили обработку в перколяционных колонках. Орошение слоя вели водой или раствором серной кислоты с концентрацией 26,0 г/дм<sup>3</sup>.

Результаты экспериментов по устойчивости гранул при перколяционном выщелачивании представлены в таблице 4.9, а результаты по выщелачиванию урана в таблице 4.10.

В ходе экспериментов установлено:

- окатывание дробленой руды не вызывает затруднений;
- применение только серной кислоты (без связующей добавки) не позволило получить устойчивые к разрушению гранулы;
- при грануляции руды с бентонитом (20 кг/т), цементом(100 кг/т) и жидким стеклом (10 кг/т) и серной кислотой процесс перколяции проходит без разрушения гранул;
- для проведения укрупнённых испытаний было рекомендовано жидкое стекло, так как его расход в этих условиях минимальный и не требуется большого срока выдержки;
- при выщелачивании в перколяционном режиме раствором серной кислоты (5 г/дм<sup>3</sup>) извлечение урана составило в оптимальных условиях 92,1%;
- при выщелачивании в перколяционном режим водой извлечение урана составило в оптимальных условиях 75,6% [27].

Таблица 4.9 – Показатели процесса грануляции пробы ОЛ-1 с различными связующими

№ пробы	Расход связующих на грануляцию, кг/т			Перколяционное выщелачивание	
				Устойчивость гранул	
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	бентонит	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
1	-	2,0	120,0	-	не уст.
2	-	5,0	120,3	-	не уст.
3	-	10,0	121,5	-	не уст.
4	-	20,0	121,7	-	част. уст
5	33,0	2,0	85,6	не уст.	не уст.
6	50,0		71,9	не уст.	не уст.
7	33,0	5,0	86,6	не уст.	не уст.
8	50,0		72,4	не уст.	не уст.
9	33,0	10,0	87,2	част. уст.	част. уст.
10	50,0		72,2	част. уст.	част. уст.
11	33,0	20,0	86,9	уст.	уст.
12	50,0		72,2	уст.	уст.
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	цемент	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
13	-	20,0	120,0	-	не уст.
14	-	50,0	120,3	-	не уст.
15	-	100,0	121,5	уст.	част. уст.
16	-	150,0	121,7	уст.	част. уст.
17	33,0	20,0	86,6	не уст.	не уст.
18	50,0		72,6	не уст.	не уст.
19	33,0	50,0	87,6	част. уст.	част. уст.
20	50,0		73,0	част. уст.	част. уст.
21	33,0	100,0	87,5	уст.	част. уст.
22	50,0		72,7	уст.	уст.
23	33,0	150,0	86,8	уст.	уст.
24	50,0		72,4	уст.	уст.
25	-	2,0	120,0	-	не уст.
26	-	5,0	120,3	-	не уст.

Продолжение таблицы 4.9

№ пробы	Расход связующих на грануляцию, кг/т			Перколяционное выщелачивание	
				Устойчивость гранул	
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
27	-	10,0	121,5	-	част. уст.
28	-	20,0	121,7	-	част. уст.
29	33,0	2,0	87,0	част. уст.	част. уст.
30	50,0		72,0	част. уст.	част. уст.
31	33,0	5,0	85,0	уст.	част. уст.
32	50,0		71,5	уст.	част. уст.
33	33,0	10,0	86,5	уст.	уст.
34	50,0		72,4	уст.	уст.
35	33,0	20,0	87,3	уст.	уст.
36	50,0		72,8	уст.	уст.

Таблица 4.10 – Показатели извлечения урана на стадии выщелачивания

№ пробы	Расход связующих на грануляцию, кг/т			Перколяционное выщелачивание	
				Извлечение урана, %	
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	бентонит	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
11	33,0	20,0	86,9	72,5	89,2
12	50,0		72,2	74,8	92,0
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	цемент	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
23	33,0	100,0	86,8	71,8	91,0
24	50,0		72,4	74,5	92,2
	94% H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
33	33,0	5,0	86,5	72,9	89,3
34	50,0		72,4	75,4	89,4
35	33,0	10,0	87,3	73,2	91,3
36	50,0		72,8	75,6	92,1

### 4.3 Укрупнённые испытания

Грануляцию укрупненных проб руды месторождения Оловское проводили в периодическом режиме на барабанном грануляторе, внешний вид которого представлен на рисунке 2.8.

Цель испытаний – наработка опытной партии (~ 500 кг) гранул устойчивых к действию раствора серной кислоты и исключающих «кольматацию» кучи.

Ситовый состав и распределение урана по классам крупности пробы представлены в таблице.

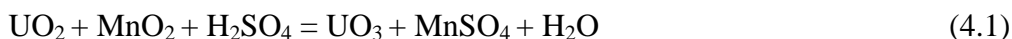
На основании проведённых лабораторных исследований при грануляции в качестве связующей добавки использовали жидкое стекло.

В ходе испытаний переработано 463,4 кг исходной руды и получено 498,3 кг влажных гранул. После выдержки на воздухе в течение трех суток гранулы массой 491 кг выщелачивали методом кучного выщелачивания.

Так как урановые руды помимо оксида (VI) содержат и оксид урана (IV), соединения которого растворяются в кислотах даже довольно высокой концентрации намного труднее урана (VI), то на практике для повышения извлечения урана необходимо использовать окислители.

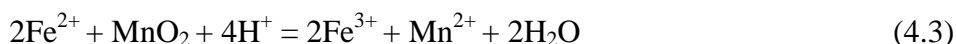
В дополнение к основной программе испытаний (наработка ~ 500 кг) были получены опытные образцы (~ по 10 кг) гранулированной руды с добавлением окислителей: пиролюзита ( $MnO_2$ ) и природного гематита ( $Fe_2O_3$ ).

Химическое взаимодействие пиролюзита с оксидом урана (IV) можно представить в виде последовательности реакций 4.1 и 4.2:

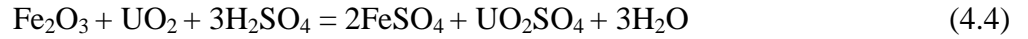


Эта реакция очень медленная, однако, скорость её повышается в несколько раз в присутствии ионов железа, которые служат переносчиками электронов от урана к пиролюзиту [7, 30, 31].

В настоящее время экспериментально установлено, что именно железо является непосредственно окислителем, и процесс протекает в соответствии с последовательностью реакций 4.3, 4.4 и 4.5:



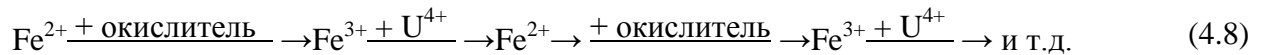




На первый взгляд, этот механизм находится в противоречии с более высоким ОБП  $\text{Mn}^{2+}/\text{MnO}_2$  по сравнению с потенциалом  $\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$ , что видно из реакций 4.6 и 4.7:



Однако если учесть необходимость контакта двух твердых, практически нерастворимых фаз для окисления диоксида урана с помощью пиролюзита в чистых (без железа) растворах и отсутствие такой необходимости при наличии в растворе ионов железа, то указанная выше схема растворения диоксида урана становится вполне правомерной. Таким образом, железо оказывается катализатором, работающим по схеме 4.8:



Причем ион железа служит передатчиком электронов от урана к окислителю. Аналогичную роль играет железо и при реакции окисления с применением других твердых окислителей.

В исходную руду добавляли окислитель в количестве 1% от массы и материал усредняли. Баланс по грануляции руды с окислителем и без него представлен в таблице 4.11.

В ходе укрупненных испытаний проводили замеры состава отходящих газов в системе пыле-газоочистки. Результаты замеров представлены в акте укрупнённых испытаний (Приложение «А»).

Подготовленные таким образом гранулы загружали в перколяционные колонны для отработки режима кучного выщелачивания. Для сравнения показателей параллельно с выщелачиванием гранулированного материала проводили выщелачивание исходной руды различной крупности.

Всего было загружено три большие колонны и две малые:

- Колонну № 1 загружали рудой забойной крупности. Масса руды 1420 кг, с влажностью 8%. Высота колонны ~ 4 м (4 бочки).
- Колонну № 2 загружали рудой крупностью -50 + 10 мм. Масса загрузки 660 кг руды с влажностью 6,0%. Высота колонны ~ 2 м (2 бочки).

- Колонну № 3 (опыт 3) загружали агломерированной рудой. Масса загрузки 491 кг. Высота колонны ~ 2 м (2 бочки).
- Колонну малую 1 (опыт 1) загружали гранулированной рудой с окислителем  $MnO_2$ . Масса загрузки 9,9 кг. Высота колонны ~ 0,85 м.
- Колонну малую 2 (опыт 2) загружали гранулированной рудой с окислителем  $Fe_2O_3$ . Масса загрузки 7,4 кг. Высота колонны ~ 0,85 м.
- Параметры загрузки колонн приведены в таблице 4.12.

**Таблица 4.11 – Баланс расхода реагентов по руде**

Статьи	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	
	Окислитель		Без окислителя	
	$MnO_2$	$Fe_2O_3$		
Исходная руда на грануляцию, т, кг	10,0	7,4	463,44	
Количество введенного окислителя, кг	0,1	0,074	-	
Количество введенной воды, $дм^3$	0,55	0,94	20,8	
Количество введенной $H_2SO_4$ (94%), кг	0,31	0,35	13,05	
Количество введенного связующего, кг	0,54	0,46	17,33	
Ожидаемая масса гранул, $m_1$ , кг	11,5	9,2	514,62	
Фактическая масса полученных гранул, $m_2$ , кг	10,84	8,04	498,3	
Фактическая масса гранул после выдержки на воздухе 18 дней в поддонах при $t=20-25\text{ }^\circ\text{C}$ , $m_3$ , кг	9,98	7,4	491 (10 дней)	
Разница между ожидаемой и фактической массами полученных гранул $\Delta_1=m_1-m_2$ , кг	0,66	1,16	16,32	
Дебаланс $(\Delta_1/m_1)100$ , %	5,7	12,6	3,28	
Потери влаги при выдержке гранул на воздухе (18 дней) гранул, $\Delta_2=m_2-m_3$ , кг	0,86	0,64	7,3 (10 дней)	
Количество введенных реагентов, % масс:	Воды	5,4	12,7	4,49
	$H_2SO_4$ (94%)	3,1	4,7	2,81
	Связующее	5,35	6,2	3,74
Коэф. Соотношения связующее: кислота, к	1,74	1,31	1,33	

Таблица 4.12 – Параметры загрузки колонн

№ колонны	Высота, м	Крупность руды, мм	Содержание U, %	Масса руды, кг	Влажность, %	Плотность орошения, $\text{дм}^3/\text{м}^2 \times \text{час}$
1	3,84	-80	0,085	1420	8,0	7,3
2	1,92	-50+10	0,056	660	6,0	7,3
Опыт 3 гранулы	1,78	-10	0,110	491	8,0	7,3
<b>Малая</b> Опыт 1 гранулы	0,85	-10	0,110	10	8,0	10
<b>Малая</b> Опыт 2 гранулы	0,85	-10	0,110	7,4	8,0	10

В процессе выщелачивания ежедневно отбирали пробы продуктивных растворов из каждой колонны. Фиксировали объем продуктивных и выщелачивающих растворов. В отобранных пробах определяли содержание урана и остаточной кислоты, один раз в неделю в пробах определяли содержание железа(II) и (III), один раз в месяц пробы сдавали на полный анализ (таблица 4.5). Текущие параметры работы больших колонн приведены в таблицах Б.1 – Б.3 приложения «Б».

Как видно из таблиц Б.1 и Б.2 на орошение в опытах 1 и 2 подавали выщелачивающий раствор с содержанием серной кислоты  $20 \text{ г/дм}^3$  на стадии закисления и  $5-10 \text{ г/дм}^3$  – на стадии выщелачивания. Закисление закончилось в колонне № 1 на 20 сутки; в колонне № 2 на 10. В колонне № 3, где находился гранулированный материал, закисления не проводили, а сразу перешли к стадии выщелачивания, процесс закончился на четвертые сутки. Продуктивные растворы имели кислотность  $3-5 \text{ г/дм}^3$ . Концентрации урана колебались от первых граммов до  $20 \text{ мг/дм}^3$ . Колонны работали до устойчивого снижения концентрации урана в ПР ниже  $20 \text{ мг/дм}^3$ . Результаты опытов приведены в табл. 4.13 [27].

Как следует из приведенных данных, уран из руды выщелачивается максимально на 82 – 83,4% (Ж:Т от 2,13 до 3,17) из не гранулированного рудного материала. Гранулированная руда выщелачивается более чем на 90% при Ж:Т=1:1.

При этом скорость закисления не окатанной руды составляет  $\approx 0,19 \text{ м/сут}$ , а скорость движения фронта с 75% извлечением составляет  $0,011 \text{ м/сут}$  для колонны № 1,  $0,07 \text{ м/сут}$  для колонны № 2 и  $0,29 \text{ м/сут}$  для колонны № 3.

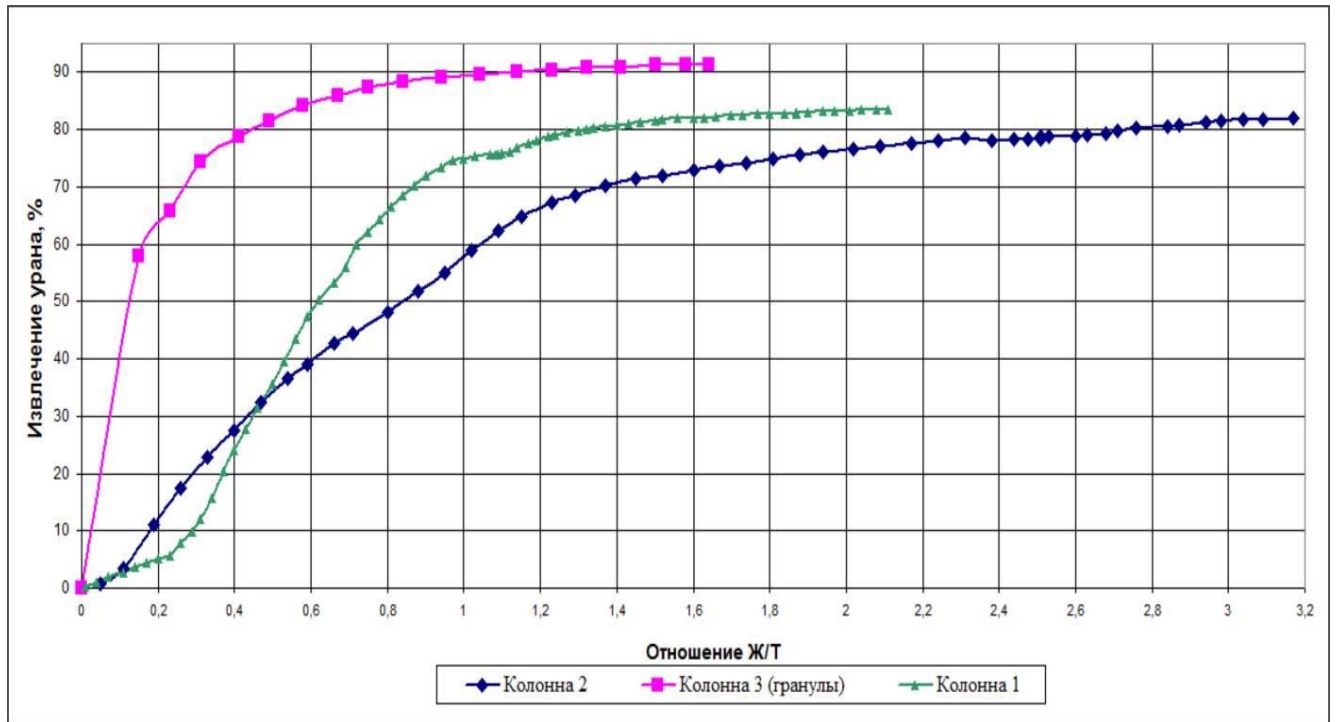


Рисунок 4.10 – Зависимость извлечения урана от вида исходного материала и Ж/Т

Таблица 4.13 – Результаты выщелачивания руд Оловского месторождения

№ колонны	Ж/Т		содержание U%		Извлечение %	Расход кислоты, кг/т руды	Среднее содержание U, мг/дм <sup>3</sup>
	Достигнутое	80% извл.	в руде	в кеке			
1	2,13	1,31	0,0845	0,0140	83,4	15,5	331
2	3,17	2,74	0,0633	0,0114	82,0	18,9	164
3	1,64	0,46	0,1149	0,0057	91,4	33,9	640

### Выводы

1. Выполнены исследования по окомкованию рудной мелочи Оловского месторождения с целью определения условий, необходимых для получения устойчивых к разрушению гранул при их дальнейшей переработке методом КВ.
2. Проведены исследования по грануляции руды раствором серной кислоты различной концентрации с введением связующих и упрочняющих добавок (глина, цемент, жидкое стекло).
3. На основании проведенных исследований сделан вывод, что для грануляции рудной мелочи Оловского месторождения в качестве упрочняющей добавки наиболее эффективно использовать жидкое стекло, так как его расход минимален и в этом варианте значительно сокращается время выдержки гранул перед кучным выщелачиванием.

4. Установлено, что прохождение раствора через слой гранулированного материала на протяжении всего процесса КВ осуществляется стабильно без кольматации (разрушения гранул и нарушения процесса выщелачивания).

5. Получены высокие показатели (91,4% при Ж:Т=1:1) по извлечению урана при выщелачивании гранулированной руды месторождения Оловское раствором серной кислоты с концентрацией 5 – 7 г/дм<sup>3</sup>.

6. Рекомендована схема формирования штабеля для КВ:

Нижнюю часть штабеля отсыпают рудным материалом с крупностью +10-50 мм мощностью 4 м. Сверху на него отсыпают агломерированный материал до высоты 10 м. После завершения опытно-промышленных работ высота штабеля может быть увеличена.

7. На основании проведённых исследований выданы основные технологические показатели процесса грануляции рудной мелочи Оловского месторождения и рекомендации по оборудованию в «Технологический регламент».

## ГЛАВА 5. ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРНОЕ К КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ МЕТОДОМ ГРАНУЛЬНОЙ СУЛЬФАТИЗАЦИИ

### 5.1 Минералогический и химический состав руды месторождения Горное

Урановорудное месторождение Горное расположено в Центральном Забайкалье (Красночикойский район Забайкальского края).

Собственно руды представляют собой граниты с наложенной на них минерализацией, состоящей из урановых минералов, цеолитов, глинистых минералов, кварца, слагающими жилы, прожилки, брекчии. Среди урановых минералов установлены бета-уранотил и уранофан. В приповерхностных частях месторождения до глубины 100-150 м и более совместно с силикатами в рудах содержатся урановые слюдки – отенит и метаотенит, составляющие не менее 10-15% от общего количества урановых минералов.

В изученной технологической пробе, отобранной с горизонта +1220 м, также наряду с силикатами урана (уранофан, бета-уранотил) широким развитием пользуются фосфаты урана – отенит и метаотенит. Для урановых руд месторождения Горное характерна необычная ассоциация урановых минералов с цеолитами, кроме этого они ассоциированы с глинистыми минералами и кварцем. Электронномикроскопическими методами в составе руд в незначительных количествах обнаружены оксиды урана, молибдат урана (молуранит), нингиоит. Нингиоит и оксид урана образуют мельчайшие, размером 1-5 мкм включения и практического значения не имеют. Кроме того, в рудах отмечен монацит, характерный для вмещающих гранитов акцессорный минерал. Монацит содержит до 10-12% тория.

По данным гамма-спектрометрического и рентгеноспектрального анализов содержание урана в исходной пробе забойной крупности составляет 0,16% (таблица 4.1). Руды неравновесные, коэффициент радиоактивного равновесия равен 0,66. Из элементов-примесей зафиксированы рентгеноспектральным анализом цинк (0,02-0,03%) и сурьма (0,018-0,02%) (таблица 5.1). Методом АЭС ИСП, кроме того, установлен свинец (0,01%), олово (0,011-0,017%), барий (0,01%) (таблица 5.2) [26, 32]. Полный химический анализ проб месторождения Горное представлен в таблице 5.3.

Таблица 5.1 – Содержание урана и сопутствующих элементов в различных классах крупности пробы с месторождения Горное

Характеристика и номер пробы	Содержание элементов, %															
	Гамма-спектрометрический анализ				Рентгеноспектральный анализ											
	U	Удельная активность Бк/Р		Kpp Ra/U	Th	U	Mo	Cu	Zn	As	Sb	Sn	Y	Zn	Ta	Nb
		U <sup>238</sup>	Ra <sup>226</sup>													
Исходная руда, крупностью -80+0,0 мм ГР-1	0,16	19,8	13,2	0,66	<0,004	0,16	<0,0005	<0,005	0,02	<0,003	0,02	0,006	<0,005	0,0034	<0,001	<0,0005
Частная проба исходной руды, крупностью -80+0,0 мм ГР-1(1)	-	-	-	-	-	0,08	0,0012	<0,005	0,019	<0,003	0,016	<0,005	<0,005	0,005	<0,001	<0,0005
Частная проба исходной руды, крупностью -80+0,0 мм ГР-1(2)	-	-	-	-	-	0,23	0,0035	<0,005	0,07	<0,003	0,018	<0,005	<0,005	0,007	<0,001	<0,0005
Исходная руда, дробленая до -40+0,0 мм ГР-40	-	-	-	-	-	0,15	0,0018	<0,005	0,03	<0,003	0,018	<0,005	<0,005	0,0046	<0,001	<0,0005

Таблица 5.2 – Результаты количественного анализа методом АЭС ИСП (масс.%)

Элементы	Номера проб			
	ГР-1 (-80 мм)	ГР-1(1)	ГР-1(2)	ГР-40 (-40 мм)
<b>B</b>	0,003	0,004	0,002	0,004
<b>Ba</b>	0,011	0,010	0,010	0,010
<b>Be</b>	$5 \times 10^{-4}$	$3 \times 10^{-4}$	$4 \times 10^{-4}$	$5 \times 10^{-4}$
<b>Bi</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Cd</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Co</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Cr</b>	0,047	0,034	0,065	0,048
<b>Cu</b>	0,001	0,001	0,002	0,001
<b>Ga</b>	0,003	0,003	0,002	0,002
<b>Ge</b>	0,002	0,006	0,007	0,006
<b>Hf</b>	0,001	0,001	<0,001	0,002
<b>In</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>La</b>	0,002	0,002	0,002	0,002
<b>Mo</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Nb</b>	0,003	0,002	0,002	0,002
<b>Ni</b>	0,030	0,004	0,004	0,027
<b>Pb</b>	0,012	0,010	0,014	0,011
<b>Re</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Sb</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Sc</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Se</b>	0,003	0,003	0,001	0,002
<b>Sn</b>	0,017	0,009	0,020	0,011
<b>Sr</b>	0,007	0,005	0,005	0,006
<b>Ta</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>Te</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>V</b>	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
<b>W</b>	0,001	0,001	<0,001	0,001
<b>Zn</b>	0,006	0,007	0,007	0,001
<b>Zr</b>	0,007	0,008	0,007	0,007
<b>Ce</b>	0,005	0,005	0,004	0,004
<b>Y</b>	0,002	0,002	0,002	0,002



Таблица 5.3 – Результаты химического анализа проб с месторождения Горное (масс.%)

Оксиды	Номера проб				
	ГР-1 (-80 мм)	ГР-40 (-40 мм)	ГР-1(1)	ГР-1(2)	Среднее*
SiO <sub>2</sub>	73,68	73,50	70,44	73,65	72,01
TiO <sub>2</sub>	0,11	0,093	0,090	0,090	0,11
ZrO <sub>2</sub>	0,009	0,009	0,011	0,009	-
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,3	9,7	10,3	9,3	12,35
MnO	0,039	0,035	0,034	0,034	0,07
CaO	2,4	2,3	4,2	2,3	2,27
MgO	0,14	0,11	0,060	0,11	0,21
Na <sub>2</sub> O	1,14	1,11	0,46	1,21	1,12
K <sub>2</sub> O	3,94	3,85	3,72	3,86	4,28
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,4	1,2	1,3	1,6	1,36
FeO	0,58	0,58	0,58	1,19	0,63
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,11	0,066	0,066	0,073	0,19
Собщ	0,018	0,018	0,018	0,032	<0,1
Сульф	0,015	0,011	0,018	0,015	-
ППП	4,92	4,95	7,70	4,54	4,95
Сумма	98,24	96,94	98,40	96,8	-
H <sub>2</sub> O	0,58	0,57	0,78	0,73	-
CaF <sub>2</sub>	1,78	1,87	3,15	1,57	-
CaCO <sub>3</sub>	0,35	0,38	0,87	0,59	-
U	0,16	0,15	0,08	0,23	0,19

\* – Средние значения по объединенным пробам Сосновской экспедиции

Как показал химический анализ, горнорудная масса имеет алюмосиликатный состав. Содержание суммы SiO<sub>2</sub>+Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> достигает 81-84%. Характерно высокое содержание щелочных элементов Na<sub>2</sub>O+K<sub>2</sub>O, которое находится в пределах 4,2-5,1%. Из других составляющих необходимо отметить кальций (2,3-4,2% CaO) и железо (1,2-1,6% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Соотношение железа (III) и железа (II) Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>/FeO колеблется в пределах 0,3-1,4. Значительная величина ППП обусловлена присутствием, главным образом, цеолитов. Минеральный состав проб и химический состав урановых минералов представлен в таблицах 5.4 и 5.5 [26, 32].

Таблица 5.4 – Минеральный состав проб

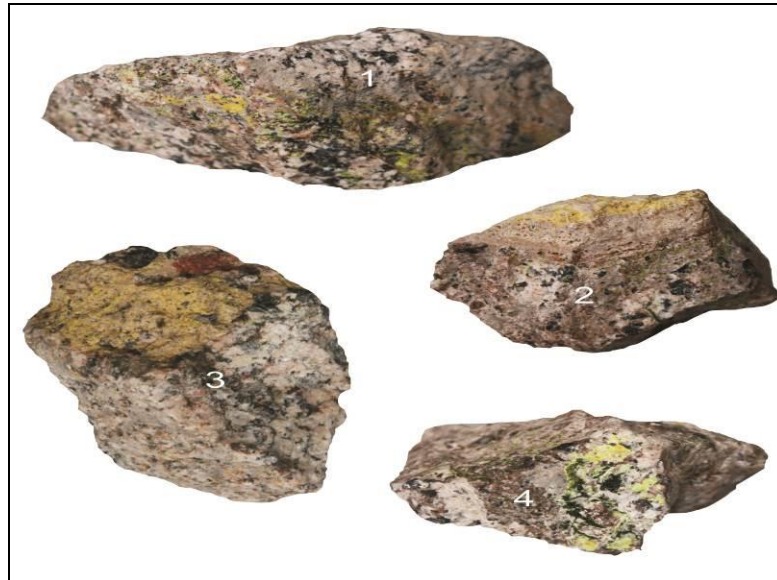
Минералы	Содержание, % масс.	
	ГР-1 (забойная крупность)	ГР-40 (-40+0мм)
Кварц	43,2	43,2
Калиевые полевые шпаты (микроклин, ортоклаз)	13,3	13,3
Плагиоклаз (олигоклаз)	10,3	10,3
Слюды (биотит, мусковит, серицит)	6,1	5,9
Глинистые минералы (монтмориллонит, гидрослюда, каолинит)	11,9	11,5
Цеолиты (стильбит, гейландит, стеллерит и др.)	7,7	7,6
Флюорит	1,76	1,86
Карбонаты (кальцит)	0,35	0,38
Гиббсит	ед.з.	ед.з.
Пальгорскит	ед.з.	ед.з.
Пирофиллит	ед.з.	ед.з.
Магнетит, гематит, гидроксиды железа	1,1	0,9
Сульфиды (пирит, халькопирит, галенит, сфалерит и др.)	ед.з.	ед.з.
Урановые минералы:		
Фосфаты (отенит, метаотенит)	0,11	0,11
Силикаты (уранофан, бета-уранотил)	0,08	0,07
Оксиды (настуран, урановые черни)	ед.з.	ед.з.
Прочие (апатит, циркон, турмалин, сфен, лейкоксен, ильменит, касситерит, монацит, торит)	<1,0	<1,0

Как видно из данных таблицы 5.4 и 5.5 урановые минералы представлены, в основном, вторичными силикатами и фосфатами  $U^{6+}$ , которые в образцах характеризуются ярко окрашенной цветовой гаммой различной интенсивности желто-зеленого и желтого цвета. Желто-зеленые цвета характерны для фосфатов урана. Силикатам урана свойственны желтые цвета. Силикаты и фосфаты урана заполняют открытые трещины, пустоты, полости в рудовмещающих породах и образуют короткие ветвящиеся жилы, прожилки, гнездово-вкрапленные скопления, сплошные массы, налеты, примазки на стенках открытых трещин. Размер агрегатов урановых минералов составляет от 0,0n -0,н мм до 1-10 см. Внешний вид образцов с минералами урана представлен на рисунке 5.1.

**Таблица 5.5 – Химический состав урановых минералов месторождения Горное (масс.%) по данным энергодисперсионного анализа**

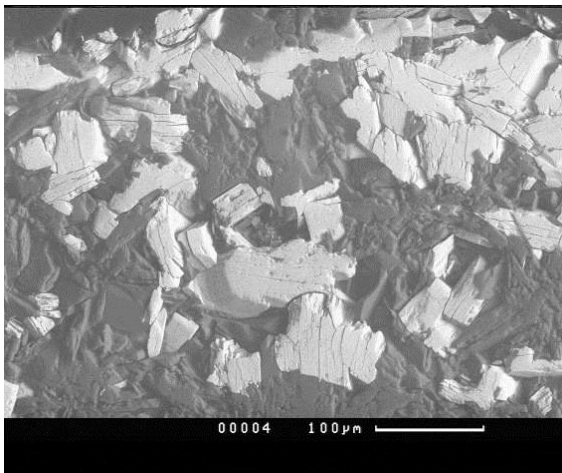
Название фазы	Si	P	U	Ca	Mo
Уранофан	6,13	-	55,84	4,73	-
Уранофан	6,03	-	55,11	4,42	-
Уранофан	6,45	-	57,67	4,90	-
Уранофан средн.	6,20	-	56,21	4,68	-
Уранофан теор.	9,58	-	40,59	6,84	-
Метаотенит	-	8,94	40,08	5,98	-
Метаотенит	-	7,98	39,54	4,85	-
Метаотенит	-	8,92	41,92	5,67	-
Метаотенит средн.	-	8,61	40,51	5,50	-
Отенит	-	8,96	35,02	5,86	-
Отенит	-	8,74	34,96	5,84	-
Отенит	-	9,14	34,58	5,92	-
Отенит	-	9,08	35,12	5,61	-
Отенит средн.	-	8,98	34,92	5,81	-
Отенит теор.	-	9,11	34,99	5,89	-
Оксид урана	-	-	88,17	-	-
Оксид урана	-	-	84,37	-	-
Оксид урана	-	-	86,92	-	-
Оксид урана средн.	-	-	86,49	-	-
Нингиоит	-	8,96	68,24	-	-
Нингиоит теор.	-	8,82	67,81	-	-
Молуранит ?	-	-	29,12	-	26,59
Молуранит теор	-	-	38,15	-	26,91

Уранофан, совместно с цеолитами, образует прожилки, включения в гранитах, входит в состав цементирующей массы брекчий. Установлены микроскопления уранофана, цементирующие микробрекчии кварц-серицит-цеолитового состава (рисунок 5.2). Химический состав уранофана и других урановых минералов анализировали с помощью сканирующего электронного микроскопа-микроанализатора CamScan с аналитической приставкой Link AN - 10000 (результаты приведены в таблице 5.5).

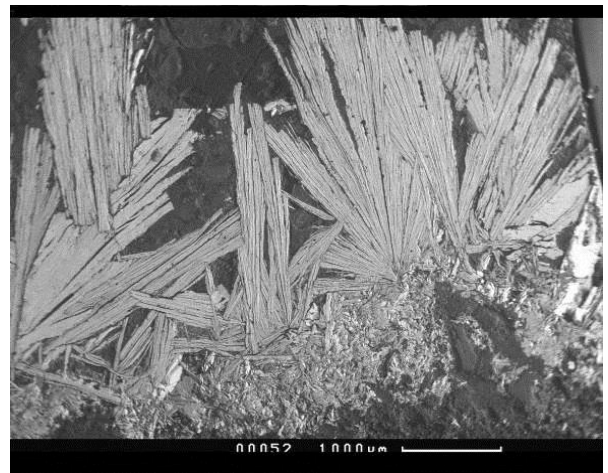


**Рисунок 5.1 – Вкрапленные и гнездово-вкрапленные выделения вторичных урановых минералов. Минералы зеленого и темно-зеленого цвета представлены отенитом и метаотенитом, желтые – уранофаном и бета-уранотилом**

В составе уранофана содержание урана находится в пределах 55-58%. Если сравнивать средние значения с теоретическим составом уранофана, то выясняется дефицит кремния и кальция при некотором избытке урана.



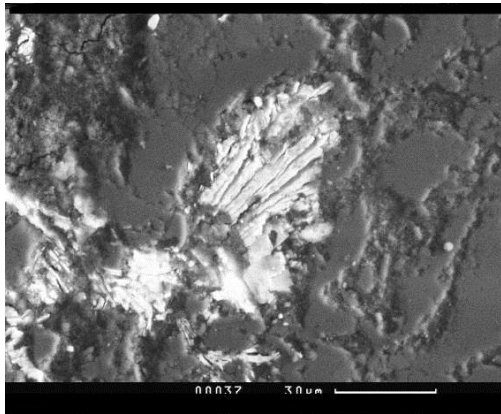
**Рисунок 5.2 – Скопление уранофана (светло-серое)**



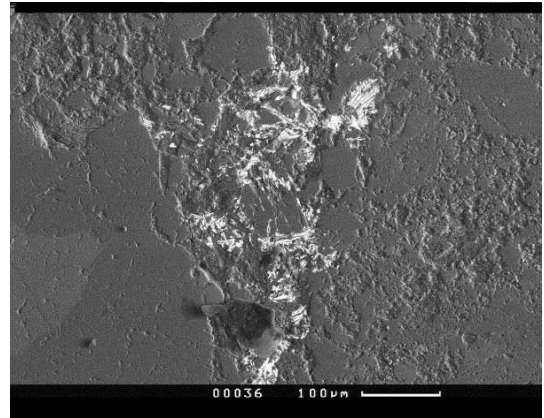
**Рисунок 5.3 – Кристаллы метаотенита (1) отенит (2) в плоскости кварц цеолитового прожилка (3)**

Отенит и его разновидность – метаотенит, образуют радиально-лучистые сростки, микровключения в кварц-цеолитовых прожилках (рисунки 5.3 – 5.6). Размер агрегатов этих минералов колеблется от 0,01-0,05 до 1-2 мм. По химическому составу отенит имеет несколько

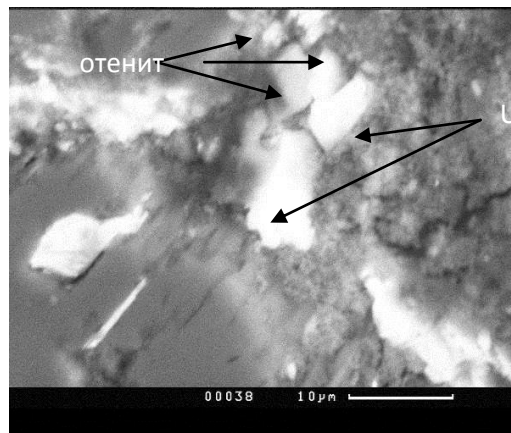
большие содержания урана, чем метаотенит, которое варьирует, по данным энергодисперсионного анализа, в незначительных пределах (34,58 – 35,12%). Содержание основных компонентов – урана, фосфора и кальция соответствуют теоретическому составу. В метаотените содержание урана колеблется от 39,5 до 42%, среднее значение 40,51% (таблица 5.5).



**Рисунок 5.4 – Включения отенита (белое) в кварц-цеолитовом (гейландитовом) (серое) прожилке**



**Рисунок 5.5 – Скопления отенита (белое) в кварц-цеолитовом прожилке (серое и темно-серое)**



**Рисунок 5.6 – Скопления оксида урана (белое) в центре сrostка кристаллов отенита (серое) в кварц-цеолитовом прожилке (темно-серое)**

Оксиды урана обнаружены в виде мельчайших включений в алюмосиликатах и в отените (рисунок 5.6). Размеры включений – 1-3 мкм.

Для исследований интерес представляет распределение урана в зависимости от гранулометрического состава пробы. Результаты представлены в таблицах 5.6 и 5.7.

Как видно из таблицы, наибольшее количество урана содержится во фракции -2+1 мм, 26,3% достигаются за счет большого выхода этого класса, концентрация урана в нем, однако, невысокая – 0,31%. Наибольшая концентрация урана наблюдается во фракции -0,2+0,05, выход её невысокий, поэтому и доля от общего урана составляет лишь 10,7%.

**Таблица 5.6 – Гранулометрический состав исходной пробы ГР-1 крупностью -80+0,0 мм**

<b>Класс крупности, мм</b>	<b>Выход, %</b>	<b>Содержание U, %</b>	<b>Баланс распределения U, %</b>
<b>-80+40</b>	39,6	0,04	10,6
<b>-40+10</b>	21,7	0,12	17,4
<b>-10+2</b>	20,8	0,15	20,8
<b>-2,0+1,0</b>	12,7	0,31	26,3
<b>-1,0+0,2</b>	0,2	0,57	0,7
<b>-0,2+0,05</b>	1,9	0,84	10,7
<b>-0,05+0</b>	3,1	0,65	13,5
<b>Исходная руда</b>	100	0,149	100

По данным гранулометрического анализа основные количества урана сосредоточены в классах, крупностью +1,0 мм (таблица 5.6). В классе -80+1,0 мм пробы ГР-1 количество урана достигает 75,1% при выходе – 94,8%. Содержание урана варьирует в пределах 0,04-0,31%. В тонких классах -0,2+0,05 мм и шламах установлены наиболее высокие содержания урана, соответствующие 0,84 и 0,65%, при выходе всего 1,9 и 3,1%, и доли урана 10,7 и 13,5%.

В пробе ГР-40, в классе -40+1,0 мм, доля урана составляет 72,7%, при выходе 23,9% и содержаниях урана от 0,062 до 0,24%. Наиболее высокие содержания урана отмечены в тонких классах и шламах – 0,67 и 0,62% при выходе 2,7 и 3,4% (таблица 5.7) [26, 32].

**Таблица 5.7 – Гранулометрический состав исходной пробы ГР-40, дробленой до крупности -40 мм**

<b>Класс крупности, мм</b>	<b>Выход, %</b>	<b>Содержание U, %</b>	<b>Баланс распределения U, %</b>
<b>-40+10</b>	49,8	0,062	21,5
<b>-10+2</b>	29,3	0,13	26,5
<b>-2,0+1,0</b>	14,8	0,24	24,7
<b>-1,0+0,2</b>	-	-	-
<b>-0,2+0,05</b>	2,7	0,67	12,6
<b>-0,05+0</b>	3,4	0,62	14,7
<b>Исходная руда</b>	100	0,144	100

## 5.2 Лабораторные исследования по гранульной сульфатизации руды месторождения Горное

В первой серии лабораторных экспериментов исходную руду, измельчённую до крупности – 10 мм, гранулировали на чашевом грануляторе раствором серной кислоты различной концентрации.

Полученные гранулы после выдержки на воздухе загружали в небольшие колонки (перколяционного типа) и в течение 10-12 часов проводили их капельное орошение. Внешний вид колонки представлен на рисунке 2.3. Таким образом, моделировали процесс кучного выщелачивания. Орошение слоя вели водой или раствором серной кислоты с концентрацией 26,0 г/дм<sup>3</sup>. Результаты экспериментов представлены в таблице 5.8. В ходе эксперимента наблюдали за процессом фильтрации раствора через слой материала и изменениями качества гранул. Полученные данные представлены в таблице 4.8.

Критерием качества гранул являлось стабильное, на протяжении всего процесса, прохождение раствора через слой материала без кольматации (разрушения гранул и закупорки колонки).

Так как руда месторождения Горное содержит глинистый минерал монтмориллонит, то в оптимальных условиях (55 кг серной кислоты на тонну руды) процесса грануляции с серной кислотой образуется кремниевый каркас, который является гарантией стабильной работы «КВ». Опыт 2 является подтверждением сделанного вывода. Однако, содержание глинистых минералов в руде (11,9%) не высоко, в связи с этим фактом, чтобы избежать проблем при кучном выщелачивании на стадии стендовых испытаний и тем более при крупнотоннажном производстве грануляцию рекомендуется ввести с добавкой 2% жидкого стекла.

**Таблица 5.8 – Показатели процесса грануляции пробы Г-1 с серной кислотой**

№ опыта	Расход связующих на грануляцию, кг/т		Прочность гранул, кг/см <sup>2</sup>	Плотность орошения, дм <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> ч		Устойчивость гранул при перколяции
	94%-ной H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ,	H <sub>2</sub> O		H <sub>2</sub> O	р-р H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	
1	150,0	0	-	-	-	Гранулы «раскисли» на воздухе
2	55	70,0	5,0	19,0	12,0	Устойчивы
3	36,5	60,0	2,5	19,0	13,0	Условно устойчивы; разрушились в колонке

### 5.3 Укрупненные испытания

Исходную руду номинальной крупностью 80 мм подвергали усреднению и формированию представительных технологических проб разной крупности для проведения исследовательских работ по рациональной схеме переработки руды месторождения «Горное» методом кучного выщелачивания (КВ).

В процессе подготовки пробы к исследованиям были сформированы три технологических пробы руды различной крупности:

- проба № 1 – руда исходной крупности -80+0 мм;
- проба № 2 – руда исходной крупности -40+0 мм;
- проба № 3 – руда исходной крупности -80+0 мм для проведения исследований по радиометрическому обогащению и последующему кучному выщелачиванию концентратов РМ-0.

В завершении работ по РМ-0 были наработаны продукты, представляющие три сорта руды (бедная, рядовая, богатая) с различным содержанием урана. Характеристики сортов руды представлены в таблице 5.10. По результатам лабораторных опытов для грануляции укрупненной партии был выбран режим окатывания с расходом  $\text{H}_2\text{SO}_4$  – 55 кг/т 94%-ной и жидкого стекла – 2%.

Так как урановые минералы представлены, в основном, вторичными силикатами и фосфатами  $\text{U}^{6+}$ , то введение окислителя на стадии грануляции не требуется.

**Таблица 5.10 – Характеристика сортов руды**

Номер пробы	Сорт руды	Содержание урана, %	Крупность, мм
4	Бедная	0,084	-80+0
5	Рядовая	0,142	
6	Богатая	0,290	
7	Богатая	0,390	

Внешний вид полученных гранул представлен на рисунке 5.7 – были сделаны 2 фотографии в ультрафиолетовом свете, практически с одного ракурса. На первой фотографии, соответствующей свежим окатышам, видны люминесцирующие зерна отенита, на второй, соответствующей вылежанным гранулам люминесценции почти не наблюдается, так как отенит разрушен серной кислотой.



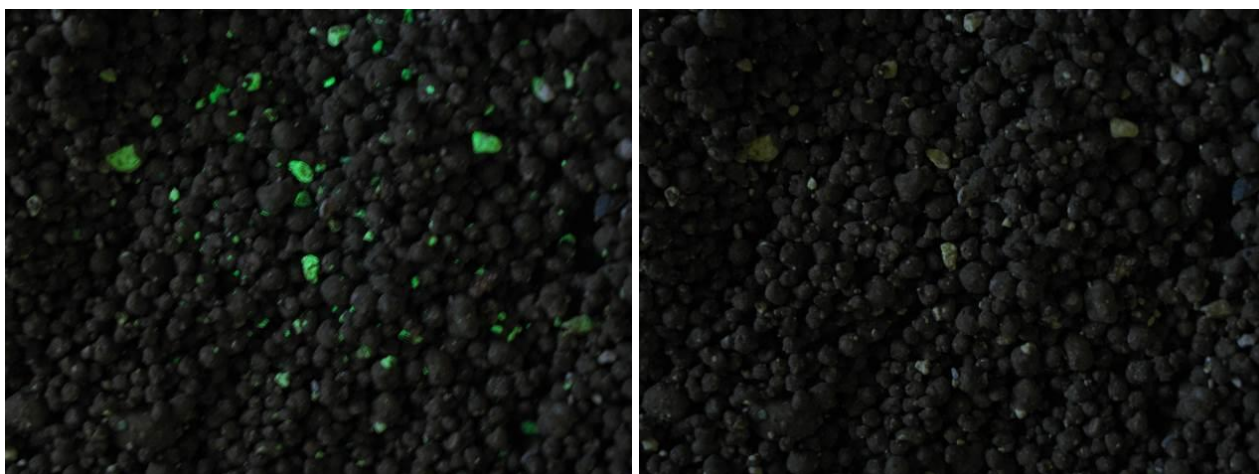


Рисунок 5.7 – Гранулированная руда месторождения Горное. Слева – свежие гранулы, справа – после вылеживания в течение суток

Таблица 5.11 – Параметры загрузки колонн

№ пробы	Высота, колонны м	Крупность руды, мм	Содержание U, %	Масса руды, кг	Влажность, %	Влагоемкость %	Водоотдача, дм <sup>3</sup> /т	Плотность орошения, дм <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> ·час
<b>Большие колонны</b>								
1	3,84 колонна № 1	-80	0,151	1396,0	5,68	10,1	15,1	7,3
1	1,92 колонна № 2	-80	0,149	696,4	5,72	10,7	15,2	7,3
2	1,92 колонна № 3	-40	0,149	680,0	5,24	13,6	24,8	7,3
2	2,88 колонна № 4	-40	0,148	981,0	5,28	11,4	22,9	7,3
<b>Малые колонны (пробы после РМО)</b>								
4	1,0	-35	0,060	20,0	3,4	21,2	38,8	5,0
5	1,0	-35	0,134	24,0	3,8	21,2	38,9	5,0
6	1,0	-35	0,249	24,4	2,8	19,9	35,8	5,0
7	1,0	-35	0,39	21,6	1,8	22,5	33,0	5,0
7 гранулы	0,85	-10	0,39	10,6	6,0	29,7	14,2	10,0

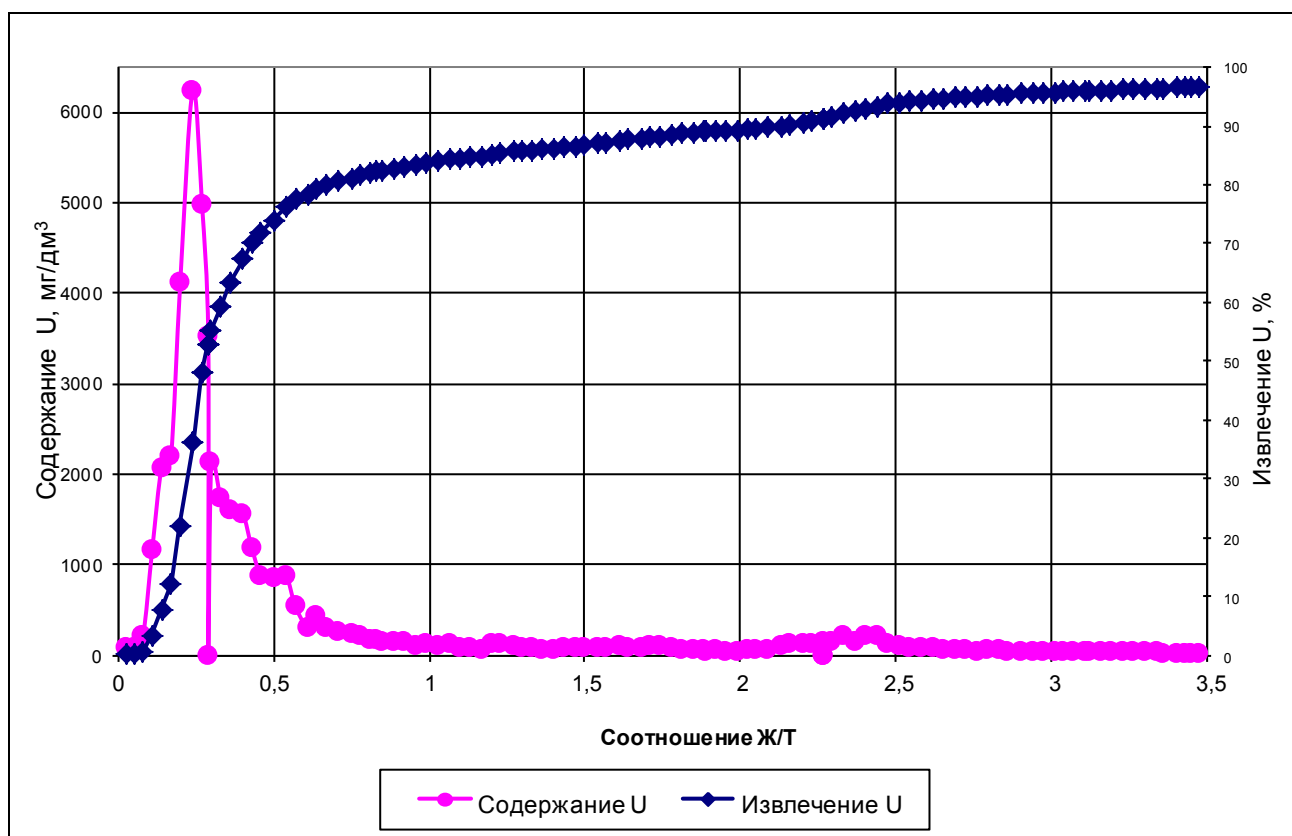
В процессе выщелачивания ежедневно отбирали продуктивный раствор из колонны, фиксировали объем выщелачивающего и продуктивного растворов. В отобранных пробах

определяли содержание урана и остаточной кислоты, а так же содержание двухвалентного и трехвалентного железа.

Перед началом выщелачивания колонны заводнялись технической водой. В процессе заводнения определяли водно-физические параметры материала, поступившего на выщелачивание (таблица 5.11).

На орошение рудного материала для закисления подавали выщелачивающий раствор с содержанием серной кислоты  $20 \text{ г/дм}^3$  и на стадии выщелачивания  $5-7 \text{ г/дм}^3$ . Так как гранулы уже были закислены, то в этом варианте сразу подавали выщелачивающий раствор с содержанием серной кислоты  $5-7 \text{ г/дм}^3$  [26, 32].

Параметры работы колонн представлены на рисунках 5.8-5.16.



**Рисунок 5.8 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Большая колонна № 1 (проба 1)**

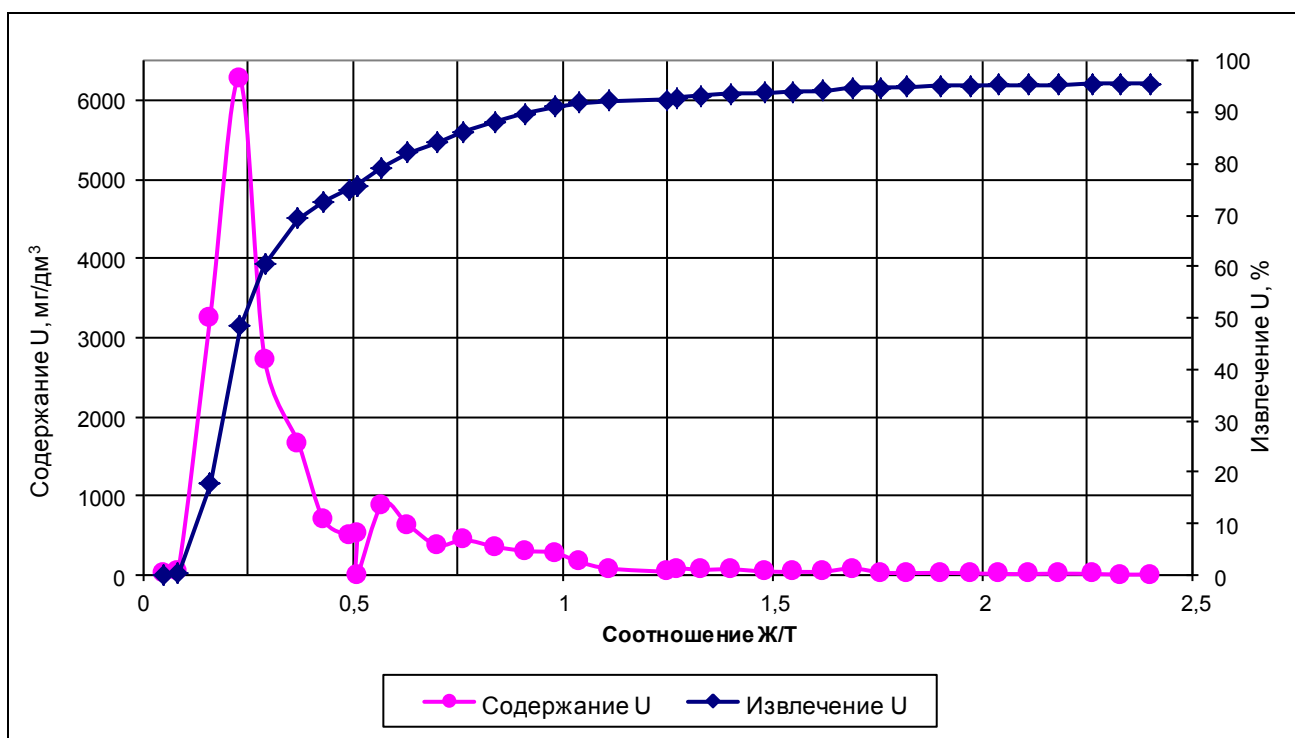


Рисунок 5.9 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т. Большая колонна № 2 (проба 1)

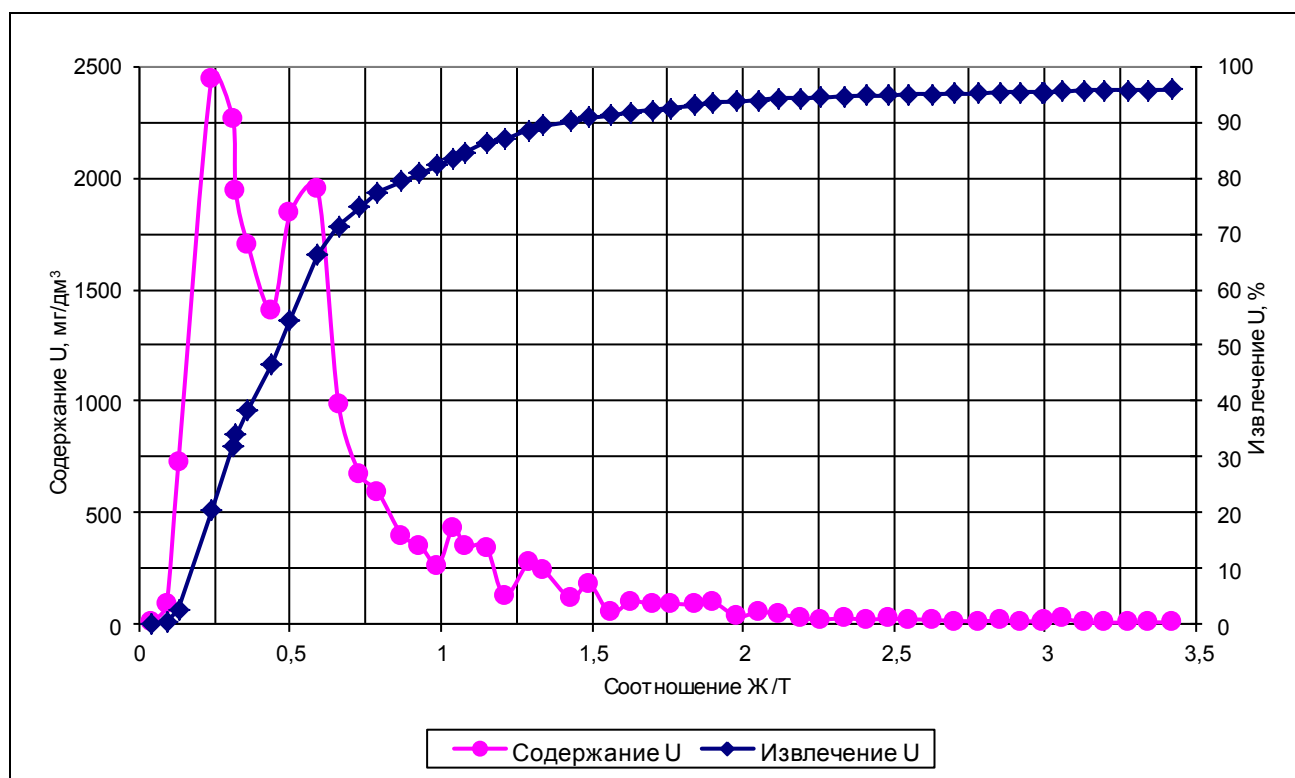
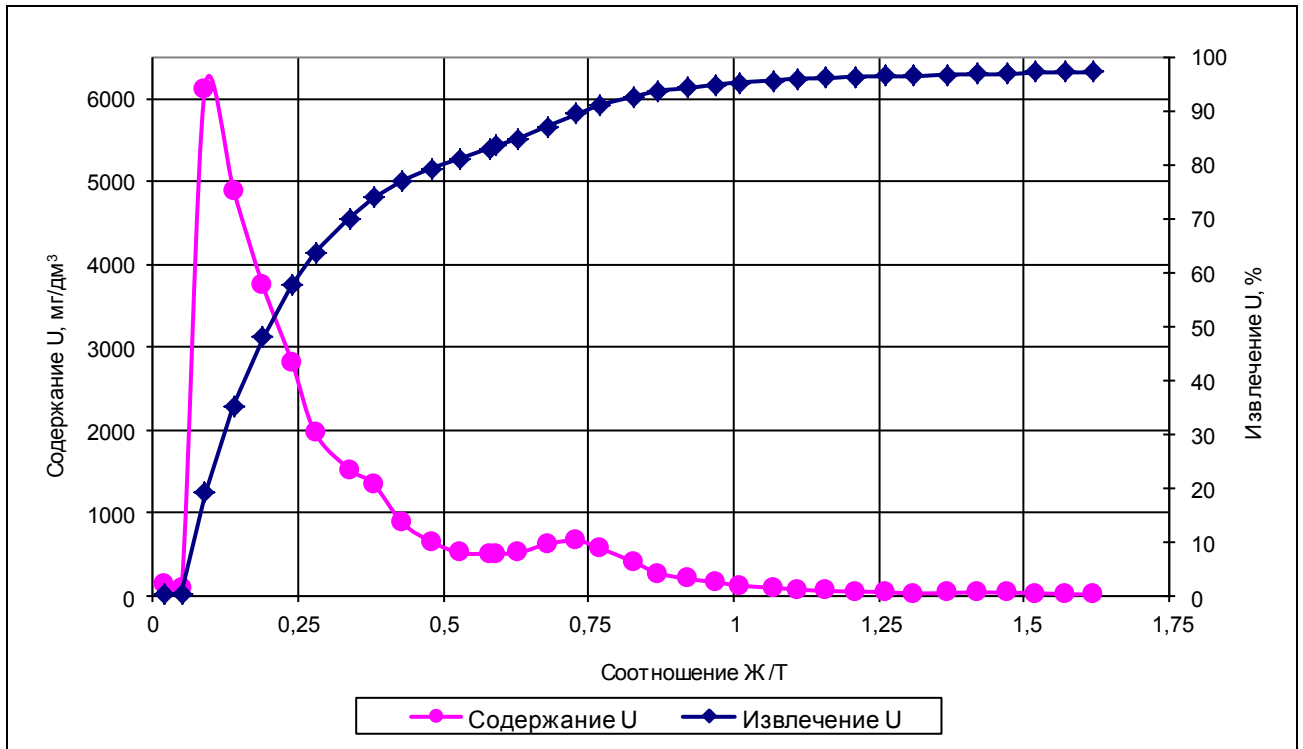
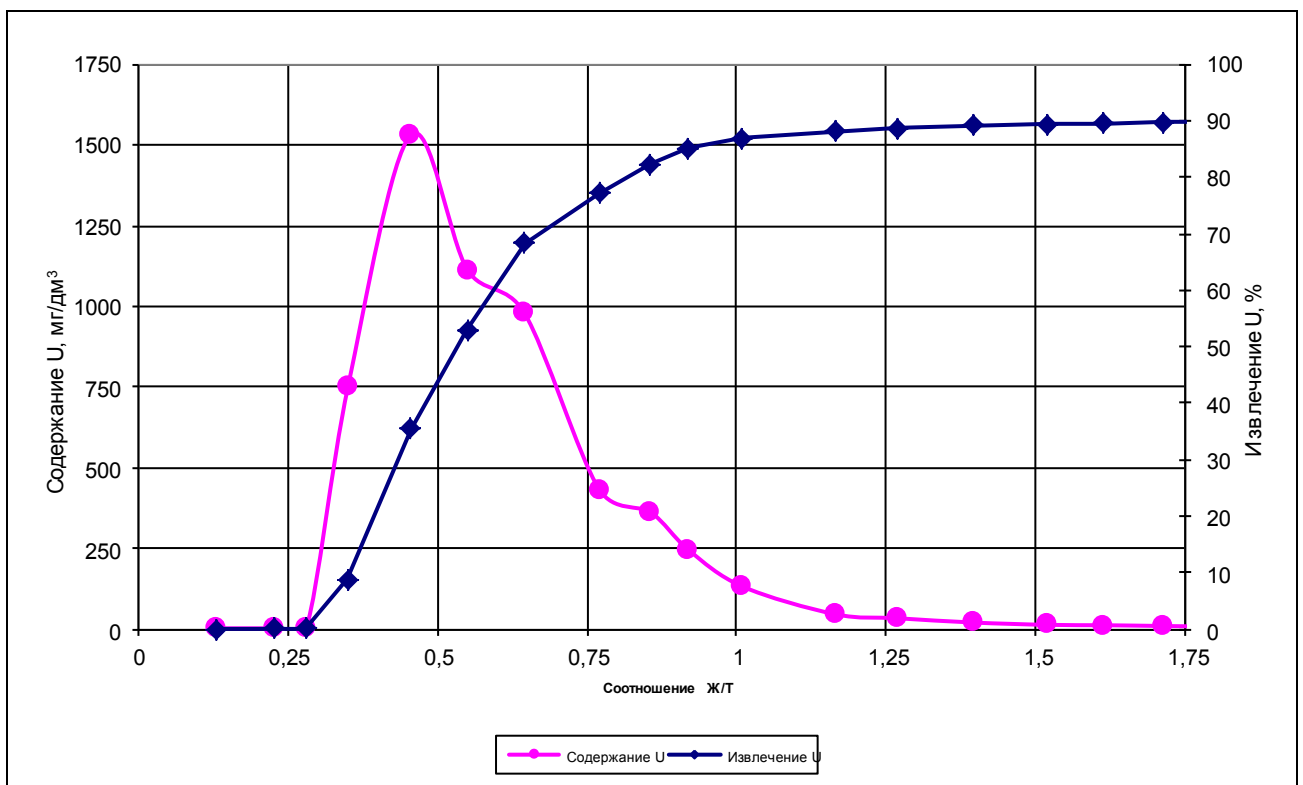


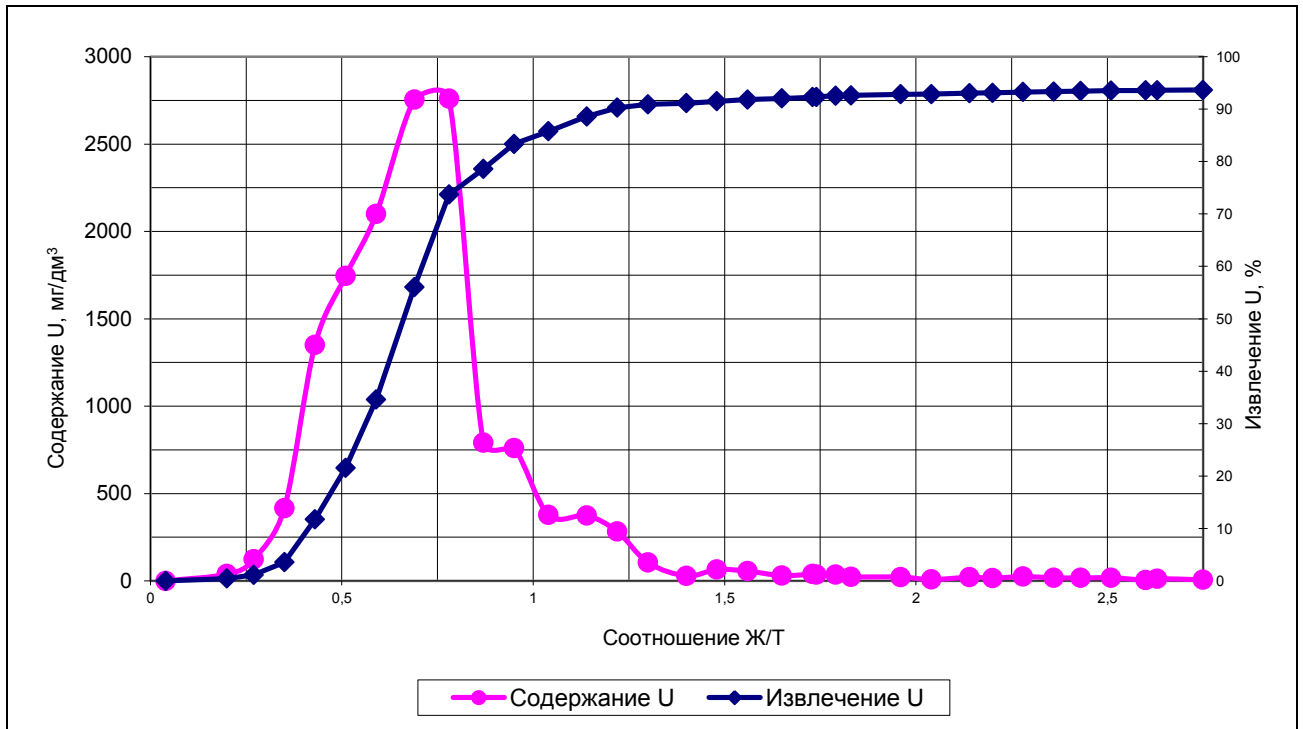
Рисунок 5.10 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Большая колонна № 3 (проба 2)



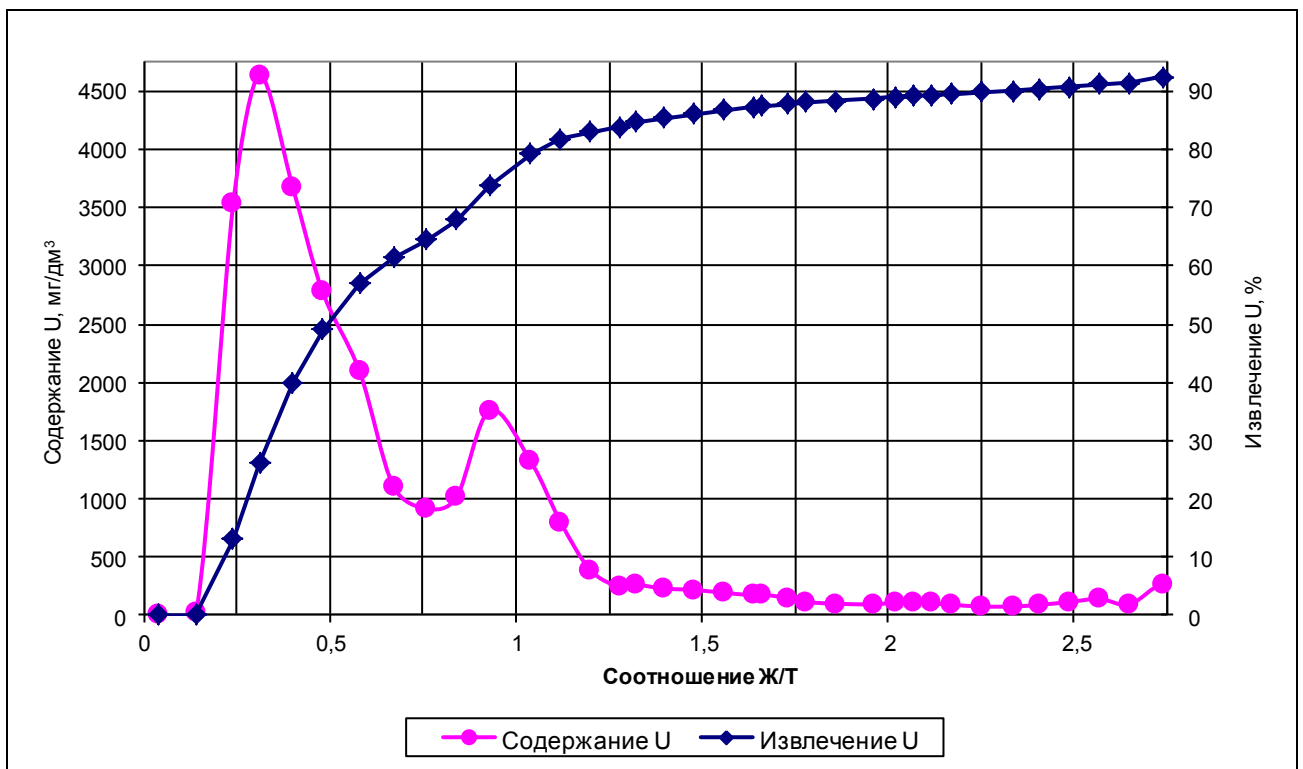
**Рисунок 5.11 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Большая колонна № 4 (проба 2)**



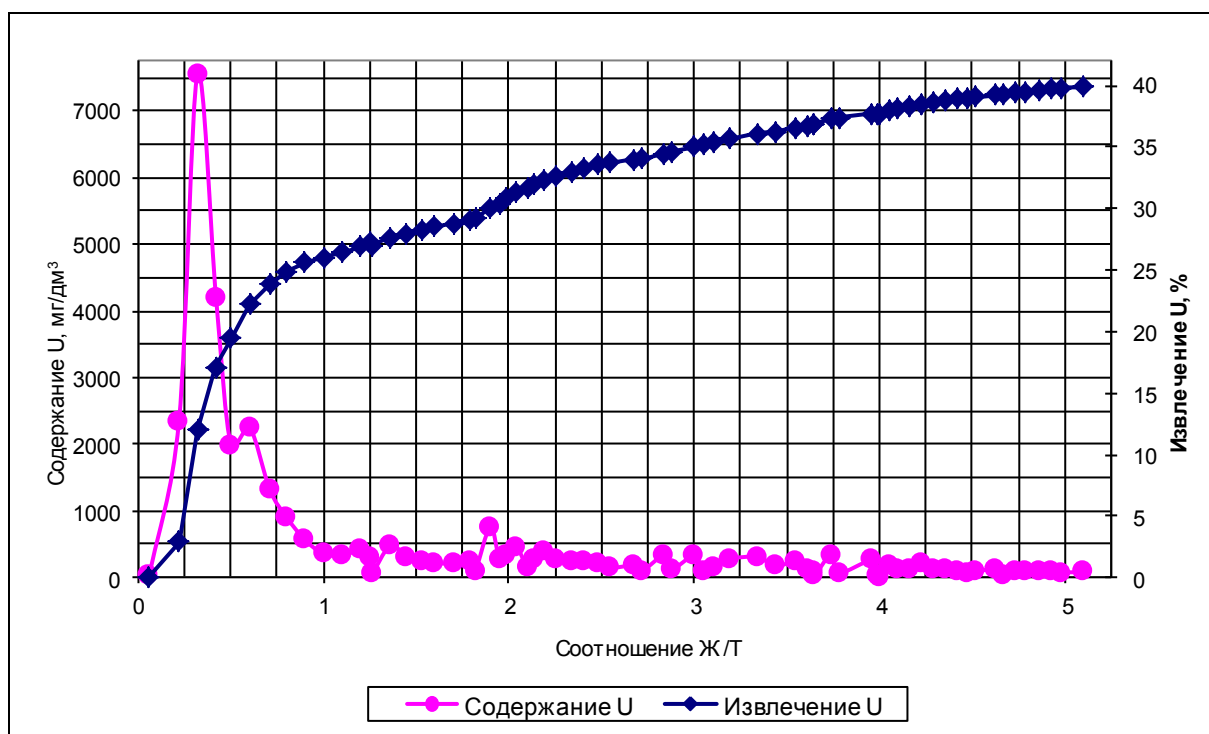
**Рисунок 5.12 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Малая колонна проба 4**



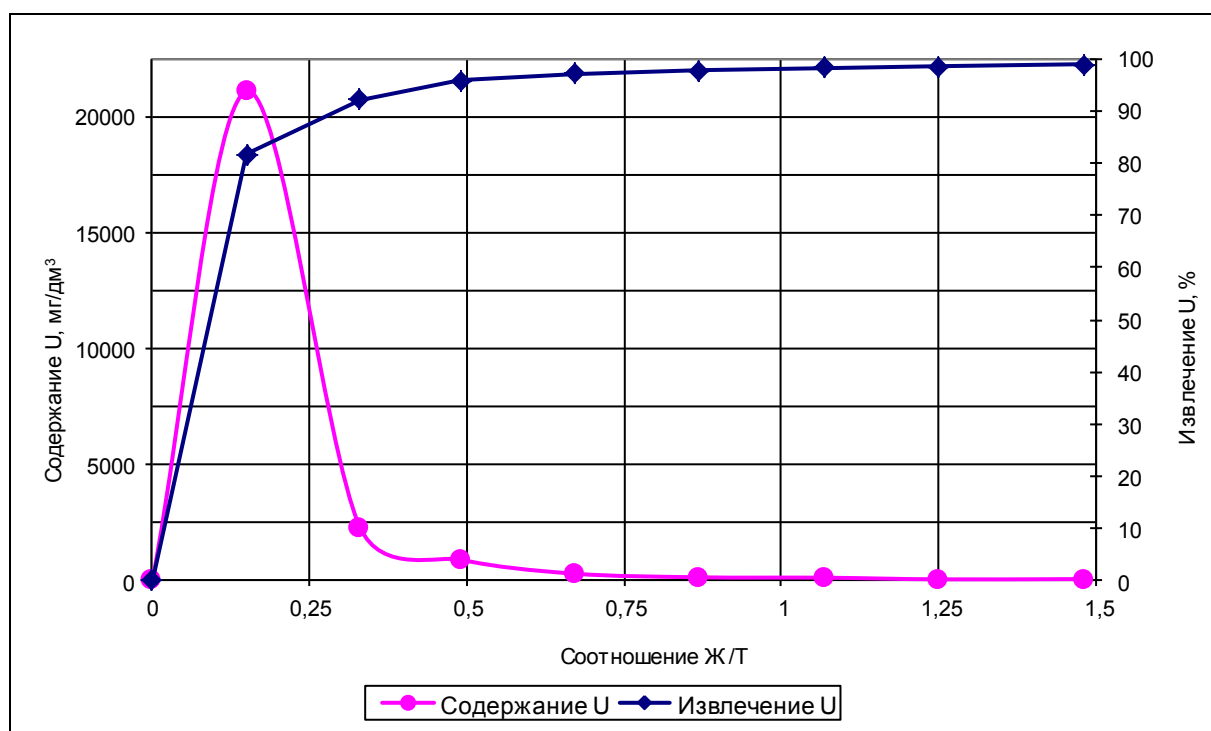
**Рисунок 5.13 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Малая колонна проба 5**



**Рисунок 5.14 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Малая колонна проба 6**



**Рисунок 5.15 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т Малая колонна проба 7**



**Рисунок 5.16 – Зависимость извлечения урана от соотношения Ж/Т. Малая колонна проба 7 гранулы**

Сравнительные показатели по извлечению урана из гранулированной пробы и руды различного класса крупности приведены в таблице 5.12. Как видно из данных таблицы 5.12

максимальное извлечение урана при выщелачивании было получено для гранулированного материала – 98,89%, при этом основной технологический показатель – Ж/Т для этого эксперимента минимальный (0,15).

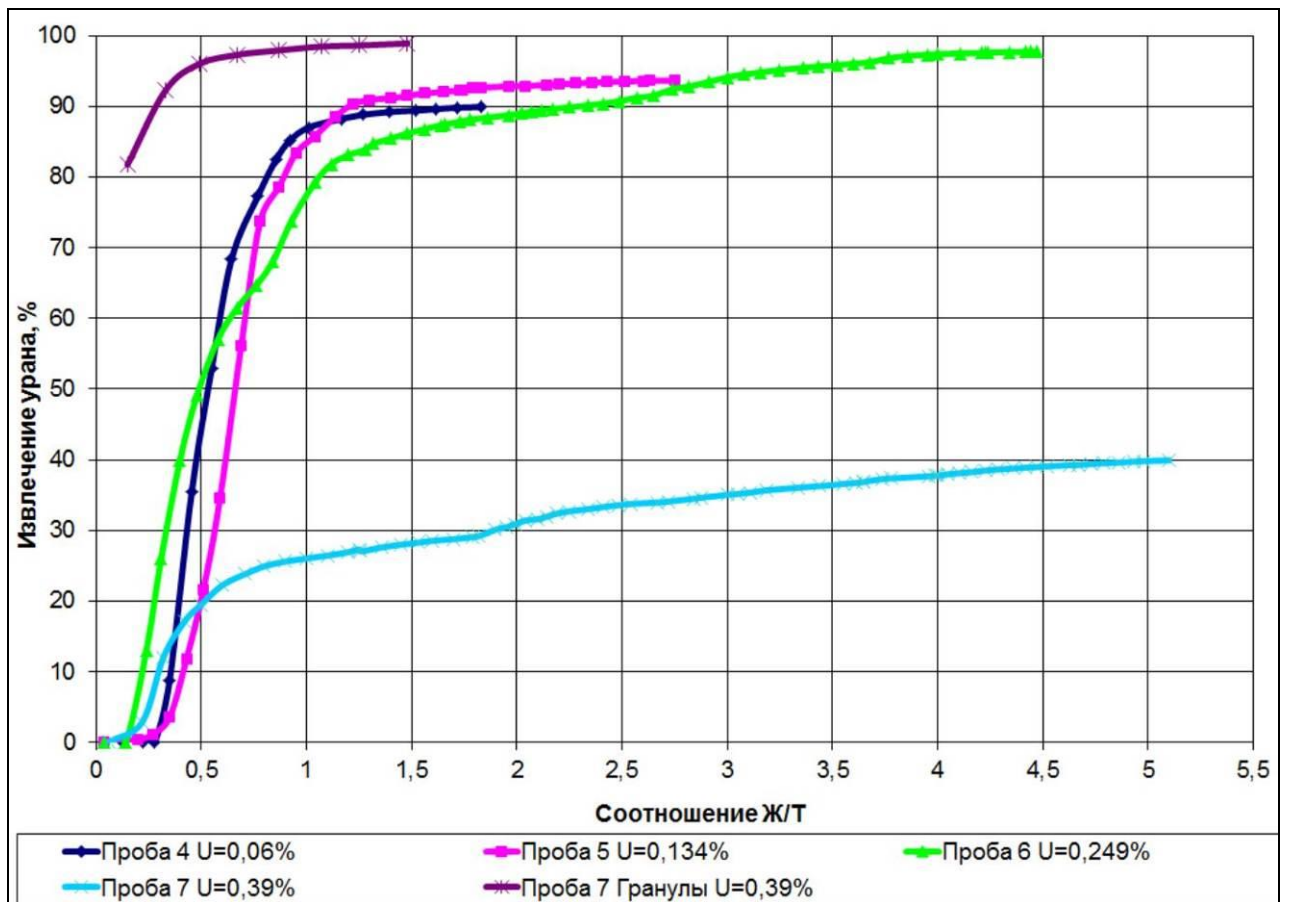
Различия в основном технологическом показателе – Ж/Т связаны с контрастностью руд. В одни колонны попало больше богатых обломков, в другие меньше. Данное предположение подтверждается результатами отработки малых колонн (пробы 4-7) с различными классами материала, имеющими разное содержание урана, приведенными в таблице 5.11 и на рисунке 5.16. Как видно из рисунка 5.16, медленнее всего уран извлекается из богатых продуктов радиометрической сепарации (проба 7), что связано с крупными выделениями урановых минералов, попадающими в богатый класс. Однако, в опыте с гранулированным материалом из богатых продуктов радиометрической сепарации (проба 7 гранулы) при выщелачивании получено извлечение урана – 98,89%, при этом основной технологический показатель – Ж/Т для этого эксперимента минимальный – 0,15%.

**Таблица 5.12 – Результаты выщелачивания руды месторождения Горное**

Номер Пробы № колонны	Ж/Т		Содержание U, %		Извлече- ние, %	Расход кислоты, кг/т		Средняя концентр- ация U, мг/дм <sup>3</sup>
	Конец опыта	80% извлече- ние	в руде	в кеке		Конец опыта	Извлече- ние 80%	
<b>Большие колонны</b>								
<b>1</b> колонна № 1	3,47	0,71	0,151	0,0053	96,5	40,6	27,87	420
<b>1</b> колонна № 2	2,4	0,57	0,149	0,0066	95,5	42,7	30,02	593
<b>2</b> колонна № 3	3,69	0,93	0,149	0,0063	95,8	31,8	22,28	387
<b>2</b> колонна № 4	1,62	0,48	0,148	0,0040	97,8	21,35	21,26	893
<b>Малые колонны (пробы после РМО)</b>								
<b>4</b>	1,83	0,79	0,060	0,0061	89,9	20,5	14,01	295
<b>5</b>	2,75	0,86	0,134	0,0085	93,7	24,21	13,01	457
<b>6</b>	4,46	1,06	0,249	0,0056	97,7	29,8	7,61	545
<b>7</b>	5,1	12,60	0,39	0,23	39,15	69,20	80,21	299
<b>7</b> гранулы	1,48	0,15	0,39	0,0021	98,89	8,4	2,166	2606

Связано это с тем, что грануляцию руды осуществляют концентрированной серной кислотой, и уже в гранулах проходит реакция образования растворимого сульфата уранила, который при обработке подкисленной водой прекрасно выщелачивается. При выщелачивании кускового материала сначала должен пройти процесс диффузии серной кислоты к минералу урана, и только после этого идёт реакция образования растворимого сульфата уранила и его переход в раствор. В связи с этим увеличивается время выщелачивания и отношение Ж/Т.

Результаты работы колонн представлены в таблицах В.1 – В.10. приложения «В» и на рисунке 5.17.



**Рисунок 5.17 – Сравнительные показатели извлечения урана для разных проб от величины Ж/Т**



## Выводы

1. Разработан способ и рекомендованы режимы предварительной подготовки процесса руды месторождения Горное методом гранульной сульфатизации для последующего использования гранул в процессе кучного выщелачивания.

2. Установлено, что прохождение раствора через слой гранулированного материала на протяжении всего процесса КВ осуществляется стабильно без кольтматации (разрушения гранул и нарушения процесса выщелачивания).

3. Получены высокие показатели (99% при  $J:Т = 0,14$ ) по извлечению урана при выщелачивании агломерированной руды месторождения Горное раствором серной кислоты с концентрацией  $5 - 7 \text{ г/дм}^3$ .

4. На основании проведенных исследований рекомендована схема формирования штабеля для КВ: 50% рудной массы, полученной в результате дробления до  $-80 \text{ мм}$  и грохочения по классу  $+25$ , укладывается в нижний слой штабеля. 50% рудной массы после грохочения по классу  $-10 \text{ мм}$  поступает на гранульную сульфатизацию. Подготовленные гранулы укладываются в верхний слой штабеля.

## ГЛАВА 6 ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАРГАДЫК К КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ МЕТОДОМ ГРАНУЛЬНОЙ СУЛЬФАТИЗАЦИИ

### 6.1 Минералогический и химический состав руды месторождений Калмыкии

Рудная масса ураново-редкометалльных месторождений Калмыкии в разных регионах представлена тремя основными компонентами: костным детритом рыб, сульфидами железа и глинами. Наиболее важным из них является костный детрит, в котором концентрируются уран и редкие земли.

*Фоссилизированный костный детрит.* Результаты химического анализа показали, что фоссилизированные кости рыб состоят из фосфата кальция и органического вещества. По данным рентгеноструктурного анализа, большая часть костных остатков имеет структуру, близкую к апатиту и франколиту.

В фосфатном веществе, методом электронной микрорадиографии было обнаружено присутствие урансодержащей твёрдой фазы.

Интересной особенностью костного фосфата является содержание в нем редкоземельных элементов.

Рассматривая химический состав фосфатов, следует указать на присутствие в них органического вещества, которое по своему характеру значительно отличается от органического вещества руды в целом. По данным элементного анализа органическое вещество фосфатов содержит 2,18% органической серы.

Установлено, что органическое вещество органогенно-фосфатных руд более гидратизировано, по сравнению с органическим веществом фосфатов костей. Органическое вещество фосфатов похоже на гуминовые или близкие к ним вещества.

Было установлено, что содержание органического углерода в костных остатках колеблется в широких пределах от 0,1 до 5% вес. и выше. Остатки костей, содержащие значительное количество органического вещества, чаще всего имеют бурую или почти черную окраску, которая зависит от количества органического вещества. В редких случаях, когда кости состоят только из фосфата кальция, они бесцветны. В костном детрите, после специальной их обработки, обнаружили гуминовые кислоты, глюкозамин, а также аминокислоты (глутаминовая кислота, гликокол, аланин, пролин).

*Сульфиды железа* в органогенно-фосфатных рудах представлены в основном пиритом, в меньшем количестве марказитом, мельниковитом и моносульфидом, а также элементами-примесями. В результате детального рентгеноструктурного анализа, удалось доказать

образование в сульфидах железа самостоятельного минерального вида – мельниковита с формулой  $Fe_3S_4$ .

В органогенно-фосфатных рудах были выделены три разновидности пирита: 1 – тонкодисперсный или пылевидный, 2 – мелкокристаллический, 3 – крупнокристаллический.

Результаты компонентного состава представлены в таблице 6.1.

Результаты химического анализа органогенно-фосфатных руд приведены в таблице 6.2.

Итак, из приведенных фактических данных, четко видно, что рудные залежи месторождений, размещенных в разных регионах, по строению, морфологии и химическому составу практически аналогичны [28, 34].

**Таблица 6.2 – Компонентный состав рудных залежей месторождений Мелового, Шаргадык, Черкесского**

Компоненты руд	Среднее содержание (%)		
	Месторождение Шаргадык	Месторождение Степное	Месторождение Черкесское
Костный детрит	19	15	6
Сульфиды железа	35	35	38
Глины	42	45	50
Карбонаты	2	2	2
Органический материал	1	1	2

**Таблица 6.1 – Химический состав органогенно-фосфатных руд ураново-редкометалльных месторождений Восточного Паратетиса (%)**

Элементы	Калмыкия месторождение Шаргадык*	Технологическая Проба ЛТН-1 (Шаргадык)	Калмыкия месторождение Степное**	Северный Кавказ месторождение Черкесское***
$SiO_2$	23,49	15,43	25,37	27,06
$Al_2O_3$	8,53	5,4	7,50	10,85
$Fe_2O_3$	1,23	8,71	1,32	4,80
Fe	14,75	–	15,61	16,75
FeO	2,20	0,1	2,53	1,80
$TiO_2$	0,41	0,1	0,46	0,48
CaO	10,38	32,18	11,22	2,42
MgO	1,36	3,42	1,28	1,70

*Продолжение таблицы 6.1*

Элементы	Калмыкия месторождение Шаргадык*	Технологическая Проба ЛТН-1 (Шаргадык)	Калмыкия месторождение Степное**	Северный Кавказ месторождение Черкесское***
K <sub>2</sub> O	1,92	1,14	1,87	1,60
Na <sub>2</sub> O	0,77	0,32	0,71	0,32
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	6,66	6,84	4,80	1,50
S <sub>сульфид</sub>	16,93	2,74	16,00	19,23
SO <sub>3</sub>	3,22	–	3,16	1,72
F	0,61	0,84	0,68	0,07
CO <sub>2</sub>	1,42	2,29	1,46	0,54
H <sub>2</sub> O	2,64	–	2,87	7,290
U	0,05	0,041	0,05	0,009
ΣTR	0,20	0,14	0,23	0,021
Zn	0,23	–	0,21	0,085
Ni	0,10	0,24	0,12	0,080
Co	0,02	0,127	0,031	0,015
Mo	0,04	–	0,024	0,027
Cu	0,035	–	0,021	0,013
Pb	0,030	–	0,012	0,085
Cr	0,007	–	0,006	0,001
Mn	0,14	0,1	0,14	0,130
As	0,04	–	0,05	0,010
ППП	2,20	10,49	2,27	2,76
Сумма	99,60	–	100,0	100,4

**Примечание:** \*) – по данным А.А. Шаркова [2008] \*\*) – по материалам Кольцовской экспедиции [1965] \*\*\*) – по данным В.Г. Мелкова, А.Н. Жердевой [1950]

## 6.2 Лабораторные исследования по грануляции и кучному выщелачиванию

Для проведения кучного выщелачивания глинистых материалов, к категории которых относятся руды месторождения Шаргадык, необходима специальная рудоподготовка, которая включает в себя измельчение материала до крупности пригодной для смешивания с кислотой, окатывание (грануляцию) руды с серной кислотой, временную выдержку гранул (созревание) до момента подачи выщелачивающего раствора.

Лабораторные эксперименты по рудоподготовке проводили на объединенной технологической пробе фосфорно-урановой руды месторождения Шаргадык составленной из керновых проб. Исходные керновые пробы измельчали на щековой дробилке до крупности 100% менее 10 мм. После чего их объединяли в общую технологическую пробу, которую усредняли методом с кольца на конус. Влажность исходных керновых проб составляла – 15%.

В ходе исследований установлено, что измельчение, а точнее дезинтеграция, рудного материала с такой влажностью проходит успешно.

Физико-химические характеристики дробленного продукта представлены в таблице 6.3.

**Таблица 6.3 – Физико-химические характеристики дробленной руды**

Насыпной вес г/см <sup>3</sup>	Угол естест. откоса °С	Влажность %	Гранулометрический состав по классам крупности, мм				
			-10+5	-5+2,5	-2,5+1,6	-1,6+1;	-1;
1,32	40	15	9	27	32	26	6

Дополнительно исследовали дисперсный состав мелочи класса –1 мм, с использованием лазерного анализатора частиц. Распределение по классам крупности представлено на рисунке 6.1.

Как видно из рисунка, класс крупности –1 мм представлен частицами размера 0,6-45 мкм, с преобладанием в области 3,4-3,6 мкм. Содержание частиц крупностью 1-2 мкм, представленных монтмориллонитом, составляет около 16%. Это делает прямое кучное выщелачивание руды невозможным, в виду неизбежной скоротечной кольтматации.

Высокое общее содержание в руде глинистых минералов (42%), в частности монтмориллонита, может оказать положительное влияние на получении при грануляции устойчивого к процессу кольтматации материала. На основании выше сказанного исследования по грануляции руды проводили без использования связующих агентов.

Прочность гранул в экспериментах 2, 3, 5-9 удовлетворяет требованиям, предъявляемым к окатышам, используемым при кучном выщелачивании. Низкая прочность гранул в эксперименте 1 говорит о том, что этого расхода кислоты (100 кг/т) недостаточно для образования прочных связей между зёрнами рудного материала [32,33].

На первом этапе лабораторных исследований опытным путем определяли влагоемкость материала заданного класса крупности. Для руды класса -5 мм влагоемкость составила 220 мл воды на 1 кг материала. Далее, в соответствии с установленным показателем влагоемкости осуществляли грануляцию руды раствором серной кислоты [21].

Эксперименты по грануляции дробленой руды проводили на лабораторном чашевом грануляторе показанном на рисунке 2.1.

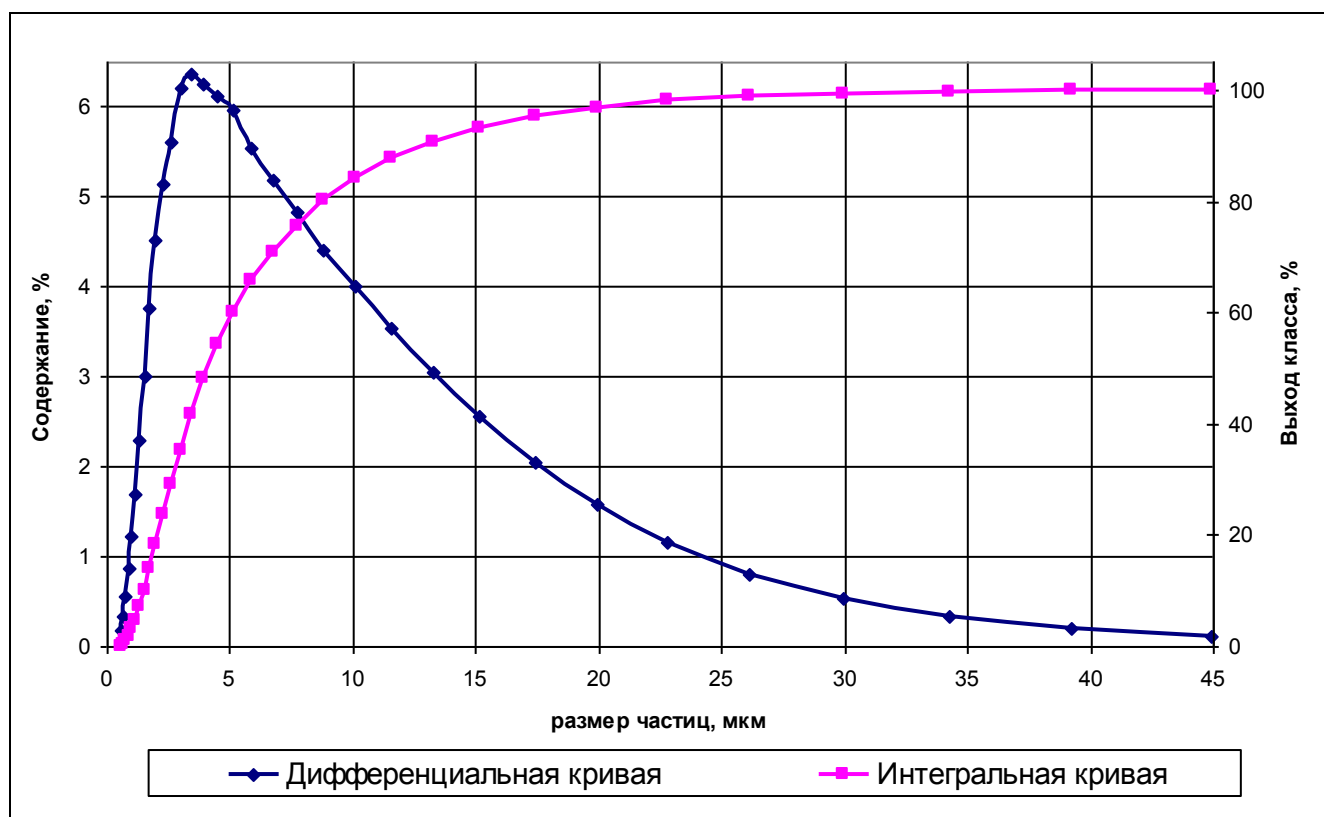


Рисунок 6.1 – Дисперсный состав в классе крупности –1 мм

Навеску дробленой руды крупностью менее 5,0 мм, помещали на чашу гранулятора. С началом вращения чаши в материал вводили раствор серной кислоты заданной концентрации.

Показатели грануляции дробленой руды представлены в таблице 6.4.

Важным показателем качества гранул является их водо-кислотоустойчивость, т.е. способность сохранять форму и не коагулировать при капельном орошении в колонке.

Для определения этого показателя, небольшие навески материала (по 300 г) гранулировали с различными удельными расходами кислоты (50, 100, 150 и 220 кг/т).

Полученные гранулы после выдержки на воздухе загружали в колонки и в течение 10-12 часов проводили их капельное орошение. Внешний вид колонки представлен на рисунке 2.3. Таким образом, моделировали процесс кучного выщелачивания. Критерием качества гранул являлось стабильное, на протяжении всего процесса, прохождение раствора через слой без коагуляции (разрушения гранул и закупорки колонки).

Результаты испытаний гранул окатанных с различным количеством серной кислоты представлены в таблице 6.5. По результатам испытаний выбраны расходы серной кислоты (150 и 180 кг/т), которые обеспечивают получение водо-кислото-устойчивых гранул [21].

**Таблица 6.4 – Показатели грануляции дробленой руды на лабораторном чашевом грануляторе**

Наименование показателя	Значение показателя
Угол наклона чаши [градусы]	30-35
Число оборотов чаши [об/мин]	52-66
Линейная скорость вращения чаши [м/сек]	0,7-0,9
Время грануляции [мин]	5-10
Расход кислотного р-ра [мл/кг руды]	210-220
Выход влажных гранул от веса руды [%]	126
Влажность гранул до выдержки [%]	10
Влажность гранул после выдержки [%]	8
Насыпная плотность гранул [г/см <sup>3</sup> ]	1,08
Угол естественного откоса гранул [град]	35
Прочность гранул на раздавливание [кг/см <sup>2</sup> ]	24*

\* – Испытания на прочность проводились при помощи прибора ИПГ-1, (максимально фиксируемая сила сжатия – 100 Н) гранулы со средним диаметром >8мм вообще не раздавливались, что говорит об их более чем достаточной прочности

**Таблица 6.5 – Результаты испытаний поведения гранул в колонках**

Показатель	Расход кислоты, кг/т руды				
	50	100	150	180	220
Сохранение формы	нет	нет	да	да	нет

### 6.3 Стендовые испытания в периодическом режиме

По результатам предварительных лабораторных исследований принят следующий режим переработки руды применительно к КВ:

- 1) грануляция дробленой руды с введением серной кислоты в количестве, погашающем основную кислотоемкость, 150 – 180 кг/т;
- 2) закисление раствором кислоты 50 г/дм<sup>3</sup>;
- 3) отработка раствором кислоты 20-30 г/дм<sup>3</sup>.

Наработку укрупненных навесок гранулированной руды проводили в периодическом режиме на барабанном грануляторе, внешний вид которого представлен на рисунке 2.8. Внешний вид, полученных гранул представлен на рисунке 6.1.

В каждом эксперименте по гранульной сульфатизации использовали одинаковую навеску материала – 12 кг. Окатывание производили со следующими расходами кислоты: 100, 150, 180 и 220 кг кислоты на 1 т руды. Также были проведены опыты по грануляции руды с добавлением окислителей – пиролюзита, азотной кислоты и перекиси водорода. Пиролюзит подшихтовывали к руде перед загрузкой, в аппарате типа «пьяная бочка», а пероксид водорода и азотную кислоту добавляли в раствор серной кислоты. В экспериментах использовали 50% азотную кислоту и пероксид водорода в виде пергидроля, концентрацией 29%. Условия экспериментов представлены в таблице 6 [33, 34].

Окатанные гранулы вылеживались в поддонах для формирования заданных прочностных свойств. После выдержки отбирали пробы для измерения прочности и насыпной плотности гранул. Прочность окатышей на раздавливание измеряли в автоматическом режиме на приборе ИПГ-1 (Измеритель Прочности Гранул). Результаты представлены в таблице 6.7.

**Таблица 6.6 – Условия экспериментов по грануляции**

№ опыта	Класс крупности руды, мм	Исходная масса руды	Расход жидкости		Расход кислоты		Окислитель	
			дм <sup>3</sup> /т руды	дм <sup>3</sup>	кг/т руды	кг	тип	расход
1	-5	12	220	2,64	100	1,20		-
2					150	1,80	-	-
3					180	2,16	-	-
4					220	2,64	-	-
5					150	1,80	MnO <sub>2</sub>	2%
6					150	1,80	MnO <sub>2</sub>	3%
7					180	2,16	MnO <sub>2</sub>	2%
8		8		1,76	180	1,44	HNO <sub>3</sub> (100%)	50 кг/т руды
9		12		2,64	180	2,16	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	50 кг/т руды*

\*-в пересчете на 100% H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Как видно из таблицы 6.7, с повышением расхода кислоты насыпная плотность гранул снижается, это можно объяснить более высокой пористостью полученных окатышей. Также видно, что введение окислителей тоже уменьшает насыпной вес при аналогичном расходе серной кислоты. Высокая пористость гранул положительно сказывается на водопроницаемости и повышает показатели кучного выщелачивания.



Максимальный расход кислоты – 220 кг/т (опыт 4) был выбран как соответствующий кислотоёмкости руды, однако, гранулы, полученные при таком расходе, разрушились под действием выщелачивающего раствора. Максимальный расход кислоты, обеспечивающий получение кислотостойких гранул составил 180 кг/т руды, он и был выбран для проведения укрупненных экспериментов.

**Таблица 6.7 – Физическо-химические характеристики полученных гранул**

№ опыта	Расход кислоты руды кг/т	Окислитель	Насыпная плотность, кг/дм <sup>3</sup>	Прочность на сжатие	
				Значение, кг/см <sup>2</sup>	Оценка
1	100	-	1,21	7,2	Плохо
2	150	-	1,16	> 10*	Хорошо
3	180	-	1,11	> 10*	Отлично
4	220	-	1,06	8,0	Плохо
5	150	MnO <sub>2</sub>	1,15	> 10*	Отлично
6	150	MnO <sub>2</sub>	1,15	> 10*	Отлично
7	180	MnO <sub>2</sub>	1,11	> 10*	Отлично
8	180	HNO <sub>3</sub> (100%)	1,08	> 10*	Отлично
9	180	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	1,09	> 10*	Отлично

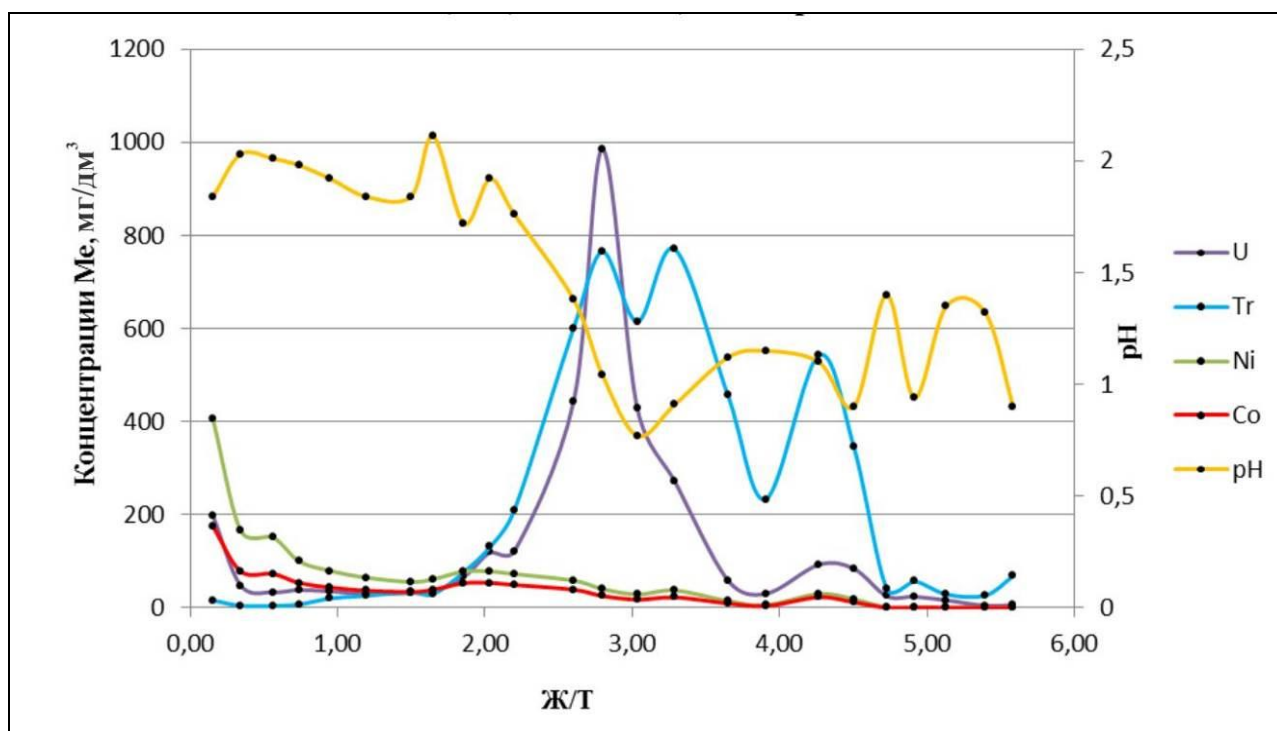
\* – Максимального сжимающего усилия, которое может развить прибор ИПГ-1, составляющего 100 Н, оказалось недостаточно, чтобы разрушить контрольные гранулы средним диаметром 8 мм.

Цель экспериментов 3, 8 и 9 – сравнение показателей процессов выщелачивания сульфатизированного материала без окислителя и с окислителем при прочих равных условиях. Для этих опытов построены зависимости концентрации металлов в растворе от Т:Ж и рН.

В опыте 3 выщелачивали материал гранулированный без применения окислителя с расходом серной кислоты – 180 кг/т. Выщелачивание вели рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 50 г/дм<sup>3</sup>. Результаты опыта представлены на рисунке 6.2

Опыт продолжали до снижения концентрации U в ПР до 5 мг/дм<sup>3</sup>. Величина отношения Ж/Т на этот момент составила 5,58, извлечение U достигло 98%, остаточное содержание U в кеке выщелачивания 0,001%.

Степени извлечения других ценных компонентов за время опыта составили: сумма РЗЭ (TR) – 65%, Ni – 91%, Co – 78%. Показатели процесса перколяционного выщелачивания для опыта 3 сведены в таблицу 6.8.



**Рисунок 6.2 – Динамика извлечения металлов в раствор. Опыт 3.**

В опыте 8 выщелачивали материал гранулированный серной кислотой с расходом 180 кг/т и азотной кислотой 50 кг/т. Выщелачивание вели рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 50 г/дм<sup>3</sup>. Целью опыта являлось изучение действия окислителя в виде азотной кислоты на процесс выщелачивания. Результаты опыта приведены на рисунке 6.3

Опыт продолжали до снижения концентрации U в ПР до 5 мг/дм<sup>3</sup>. Величина отношения Ж:Т на этот момент составила 4,47, извлечение U достигло 98%, содержание U в кеке выщелачивания 0,0006%.

За время опыта извлечение суммы РЗЭ (TR) составило 56%, Ni 87% и Co 72%.

В опыте 9 выщелачивали материал гранулированный серной кислотой с расходом 180 кг/т и перекисью водорода. Выщелачивание вели рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 50 г/дм<sup>3</sup>. Целью опыта являлось изучение действия окислителя, в виде перекиси водорода, на процесс выщелачивания. Результаты опыта приведены на рисунке 6.4.

**Таблица 6.8 – Показатели процесса перколяционного выщелачивания для опыта 3**

V <sub>ПР</sub> , дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Содержания компонентов в продуктивном растворе, мг/дм <sup>3</sup>							Съем металлов в раствор, г/т			
		H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	U	ΣTR	Ni	Co	PO <sub>4</sub> <sup>3-</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	U	Σ TR	Ni	Co
800	0,11	3,43	174	19,2	453,0	158,0	121	6,7	19,9	2,19	362,4	126,4
360	0,17	2,45	140,6	11,7	422,0	143,0	117	5,4	27,1	2,79	514,3	177,9
820	0,28	2,94	69,2	4,8	331,0	114,0	63	4,7	35,2	3,36	785,7	271,4
620	0,37	2,45	27	2,2	293,0	102,0	53	4,4	37,6	3,55	967,4	334,6
500	0,44	1,47	13,8	0,7	253,0	92,5	33	3,8	38,6	3,60	1093,9	380,9
460	0,51	1,47	11,2	0,5	230,0	92,8	23,1	3,6	39,3	3,63	1199,7	423,5
220	0,54	1,72	11,2	0,3	228,0	97,5	30,3	3,8	39,7	3,64	1249,9	445,0
760	0,65	1,47	15,6	1,1	217,0	90,0	43	5,6	41,4	3,76	1414,8	513,4
620	0,74	1,47	18,1	8,5	212,0	103,0	31	6,8	43,0	4,51	1546,2	577,2
680	0,83	2,94	25,4	348,6	111,0	45,8	78	21,8	45,5	38,38	1621,7	608,4
700	0,93	4,41	27,5	531,7	58,2	38,5			48,2	91,55	1662,4	635,3
620	1,02	2,94	176	574,7	66,3	44,0			63,8	142,45	1703,5	662,6
600	1,11	3,43	169,0	534,6	56,2	36,4			78,3	188,27	1737,3	684,5
880	1,23	4,41	151	460,9	52,1	33,9			97,3	246,21	1783,1	714,3
560	1,31	3,92	150	430,0	53,5	34,7			109,3	280,61	1813,1	733,7

Продолжение таблицы 6.8

V <sub>пр</sub> , дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Содержания компонентов в продуктивном растворе, мг/дм <sup>3</sup>							Съем металлов в раствор, г/т			
		H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	U	ΣTR	Ni	Co	PO <sub>4</sub> <sup>3-</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	U	Σ TR	Ni	Co
850	1,54	6,37	131,5	419,9	48,5	35,1			140,5	377,94	1891,6	790,2
870	1,67	6,37	141	416,6	53,4	39,2			158,1	429,72	1938,0	824,3
910	1,80	7,58	140,2	413,5	51,0	37,5			176,3	483,46	1984,4	858,4
760	1,91	7,89	128,2	421,0	43,2	30,5			190,2	529,18	2017,3	881,6
730	2,01	22,05	123,0	430,5	44,3	29,6			203,0	574,07	2049,6	903,2
320	2,06	15,19	114,6	425,0	46,2	31,7			208,3	593,50	2064,4	913,3
270	2,09	21,35	98,4	433,9	43,0	29,3			212,1	610,24	2076,0	921,3
300	2,14	35,28	108	472,1	41,2	27,9			216,7	630,47	2088,4	929,6
720	2,24	19,11	89,4	459,3	32,0	21,1			225,9	677,71	2111,4	944,8
850	2,36	25,97	98,4	463,6	30,4	19,6			237,9	734,00	2137,2	961,5
1100	2,52	28,42	124,8	512,9	32,9	20,5			257,5	814,60	2173,4	984,0
800	2,63	31,25	240,6	396,8	22,0	14,2			285,0	859,95	2191,0	995,4
750	1,42	4,41	143	432,6	49,7	35,5			124,6	326,96	1850,3	760,4

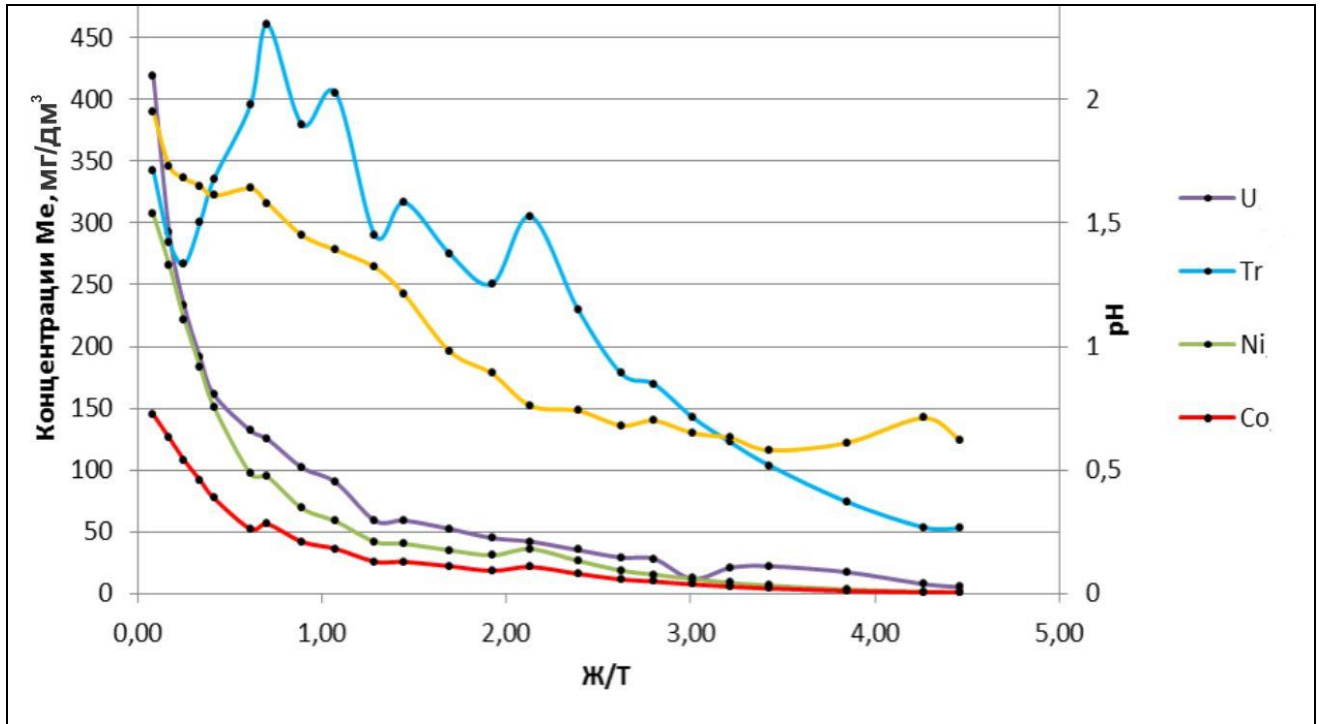


Рисунок 6.3 – Динамика извлечения металлов в раствор. Опыт 8

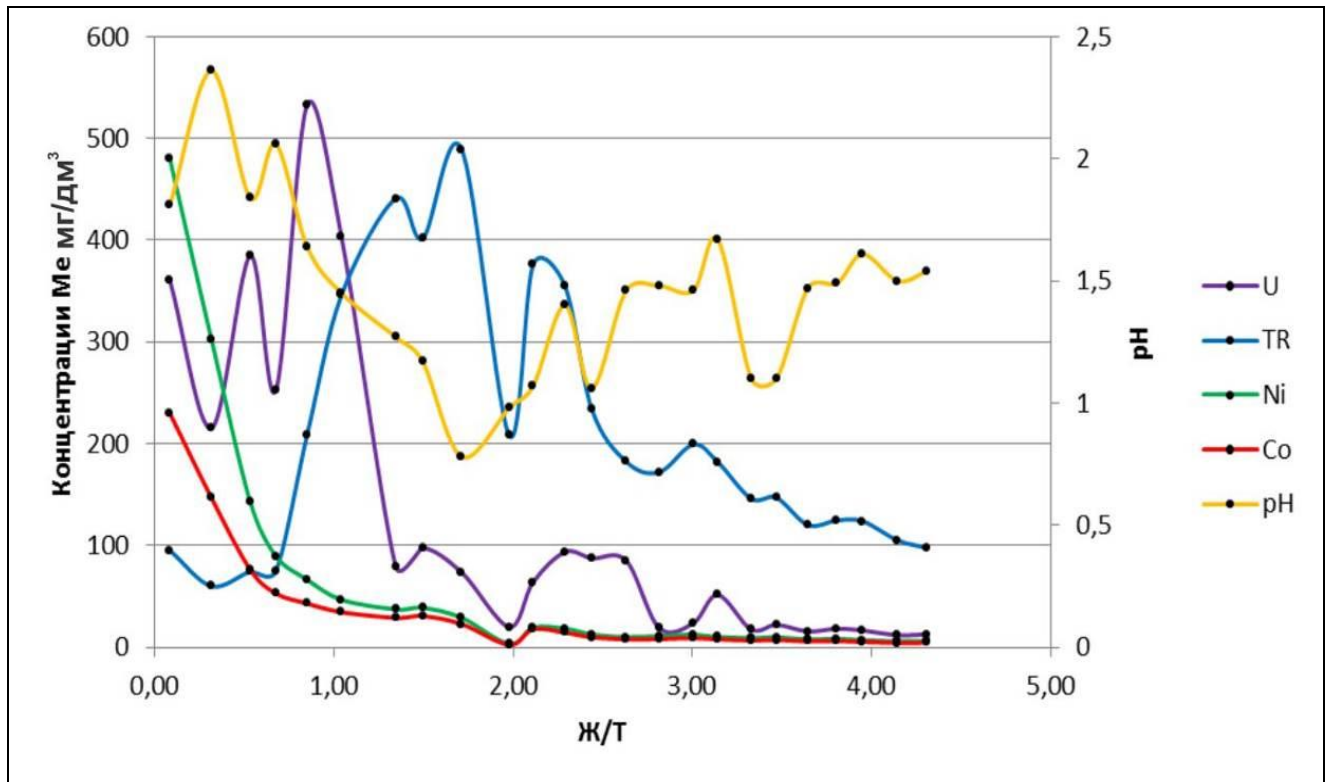


Рисунок 6.4 – Динамика извлечения металлов в раствор. Опыт 9

Опыт продолжался до снижения концентрации U в ПР до 5 мг/дм<sup>3</sup>. Величина отношения Ж/Т на этот момент составила 4,31, извлечение U достигло 97%, содержание U в кеке выщелачивания 0,0014%.

За время опыта извлечение суммы РЗЭ (TR) составило 53%, Ni 90% и Co 80% [33, 34].

Проведенные опыты показали:

- Введение окислителя повышает интенсивность перехода в раствор U, Ni и Co, но незначительно снижает степень извлечения РЗЭ.
- Степень извлечения РЗЭ зависит от уровня кислотной проработки рудного материала и может быть повышена за счет увеличения кислотности ВР на поздних стадиях выщелачивания.
- Выщелачивание Ni и Co происходит в период закисления рудной массы при рН продуктивных растворов от 2,5 до 4.

В связи с вышеизложенным, рекомендуется следующая схема проведения укрупненного опыта:

- Рудный материал гранулируется с серной кислотой (180 кг/т) и перекисью водорода (50 кг/т).
- Закисление ведется ВР с содержанием серной кислоты 15–20 г/дм<sup>3</sup> до снижения концентрации Ni в ПР до 15 мг/дм<sup>3</sup>.
- После снижения концентрации Ni в ПР до 15 мг/дм<sup>3</sup> кислотность ВР увеличивается до 50 – 60 г/дм<sup>3</sup> и поддерживается на этом уровне до снижения рН в ПР ниже 1,5.
- После снижения рН в ПР ниже 1,5 кислотность ВР снижается до 10 – 20 г/дм<sup>3</sup>.

#### **6.4 Обоснование выбора окислителя для укрупненных испытаний в непрерывном режиме**

При проведении стендовых испытаний в периодическом режиме были опробованы следующие окислители – пиролюзит, азотная кислота, пероксид водорода. Сравнение окислителей по основным критериям представлено в таблице 6.9.

Как видно из таблицы, пероксид водорода является наиболее технологически пригодным окислителем и не создаёт трудностей при последующей сорбции ценных компонентов из раствора.

Введение пероксида водорода при грануляции повышает пористость и, соответственно, проницаемость получаемых гранул, что увеличивает извлечение ценных компонентов.

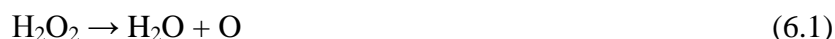
Таблица 6.9 – Сравнительные показатели окислителей

Параметры		Вид окислителя		
		Пиролюзит	Азотная кислота	Пероксид водорода
Дозирование	Технологичность*	Твердый материал сложнее дозировать, чем жидкий.	Хорошая	Хорошая
	Равномерность распределения в реакционной массе	Сложно осуществить	Хорошая	Хорошая
Образование побочных продуктов	Выделяющиеся в атмосферу	Нет	Нитрозные газы	Нет**
	В продуктивном растворе	Mn <sup>2+</sup>	Нитрат-ион. Затрудняет сорбцию	Нет
	Загрязняющие конечный продукт	Марганец	Нет	Нет
	Загрязняющие сбросные воды	Марганец	Нитрат-ион	Нет
«Взрывание» породы		Нет	Да	Да

\* – в плане реализации непрерывной подачи

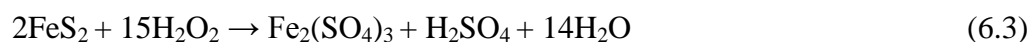
\*\* – пероксид водорода не только не выделяет вредные газы сам по себе, но и исключает их выделение из руды, подробно – ниже.

В соответствии с уравнением реакции 6.1 при контакте перекиси с минералами, содержащими переходные металлы, происходит её каталитическое разложение с выделением активного атомарного кислорода. За счет этого происходит вспенивание («взрывание») реакционной массы, увеличивающее пористость и проницаемость гранул [35, 36]:



Помимо этого, перекись участвует в следующих реакциях:

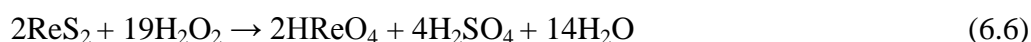
– Как показано в уравнениях 6.2 и 6.3, при разрушении сульфидов исключается выделение в атмосферу токсичного сероводорода [35, 36, 37]:



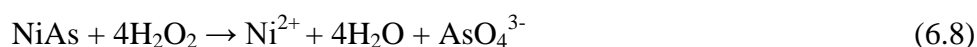
- Представленные в уравнениях реакций 6.4 и 6.5 сульфиды меди и кадмия не реагируют с серной кислотой, но хорошо разрушаются перекисью водорода:



- Особо следует обратить внимание на повышение извлекаемости рения из его, в основном, сульфидных минералов, ввиду того что, лучшей растворимостью обладают соединения рения со степенью окисления +7:



- Минералы – арсенаты при разрушении не выделяют в атмосферу чрезвычайно токсичный арсин ( $\text{H}_3\text{As}$ ) [39, 40, 41]. Ниже представлены реакции окисления перекисью смальтина – 6.7 и никелина – 6.8:



- Повышается степень извлечения урана из минералов, в которых он представлен в степени окисления +4, таких как уранофан (6.9) и браннерит (6.10) [7]:



Для определения возможности окисления рениевых и урановых минералов перекисью водорода выполнены термодинамические расчеты.

Используя данные справочников термодинамических величин [42, 43, 44, 45], были рассчитаны значения изобарно-изотермических потенциалов соответствующих реакций при разных температурах реакций [46].

Сульфатизация эффективна в интервале температур, когда серная кислота находится в конденсированном (жидком) состоянии, а образующаяся в качестве продукта реакции вода в газообразном. Так как целью расчетов было определение направления реакции и степень ее вероятности, то в этом приближении изменения термодинамических свойств веществ при формальных фазовых не учтены. Также при выполнении расчетов состояния системы и состава



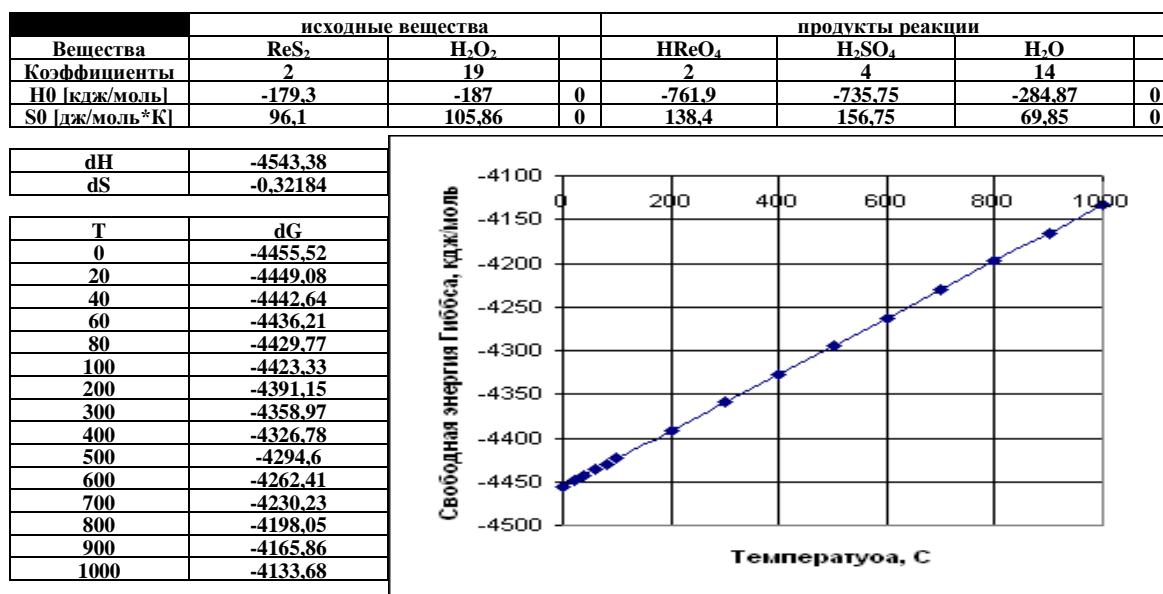
получаемых продуктов принято допущение о взаимной нерастворимости конденсированных продуктов реакции.

Результаты расчётов представлены в виде графических зависимостей изменения изобарно-изотермического потенциала от температуры на рисунках 6.5 и 6.6. Полученные термодинамические данные показали, что в диапазоне температур 273-1273 К изобарно-изотермический потенциал данных реакций находится в области отрицательных значений, что говорит о высокой вероятности их протекания.

Так как для грануляции рекомендован пероксид водорода с концентрацией 37,5%, на стендовой установке применен ряд специальных технических решений:

- Контакт пероксида водорода и смешенного раствора с металлическими поверхностями не допускается из-за бурного каталитического разложения [33, 34].

Все участки установки, контактирующие с указанными веществами, должны быть выполнены из полимеров либо стекла.



**Рисунок 6.5 – Изменение изобарно-изотермического потенциала от температуры для реакции сульфида рения с пероксидом водорода**

- Смешение раствора для окатывания производится непосредственно во время подачи связующего в процессе грануляции.

- Вода, 91,87% серная кислота, 37,5% пероксид водорода смешиваются в принудительно-охлаждаемом смесителе. Смеситель представляет собой стеклянный кожухотрубный теплообменник. Теплоноситель – вода, с температурой +1 – +4 °С, источник холода – циркуляционный криотермостат или чиллер (холодильная машина).

- С точки зрения логистики более целесообразным выглядит использование пероксида водорода более высоких стандартных концентраций – 50 и 70%, однако, ввиду взрывоопасности перекиси в таких концентрациях было решено использовать стандартную концентрацию 37,5%.

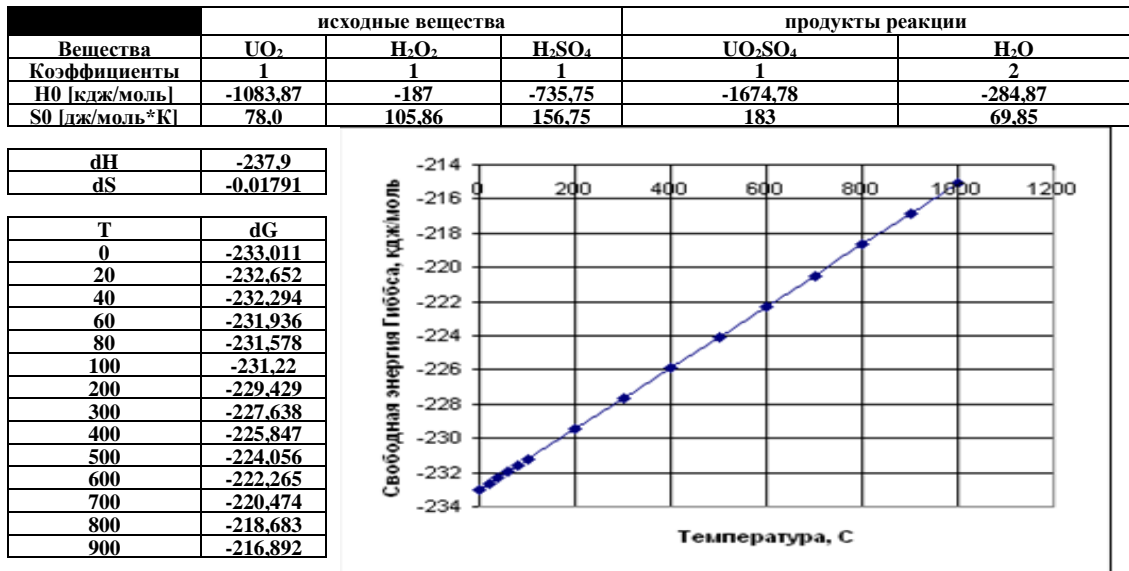


Рисунок 6.6 – Изменение изобарно-изотермического потенциала от температуры для реакции UO<sub>2</sub> с пероксидом водорода

### 6.5 Укрупненные испытания в непрерывном режиме

Испытания по грануляции в непрерывном режиме осуществляли на пробе – месторождения Шаргадык в количестве 2200 кг.

В процессе работы твердый, рудный материал крупностью 100% менее 20 мм дозировали шнековым питателем в барабанный гранулятор для создания подвижного слоя сыпучего материала. Мембранными насосами подавали воду, перекись и серную кислоту в блок смешения. Полученный раствор кислоты Каро поступал в гранулятор через распределительную гребенку, которая равномерно орошала рудный материал в первой четверти длины барабана (условно барабан делят на технологические зоны, составляющие 1/4 часть длины барабана). Таким образом, в подвижном слое проходило смешивание реагентов сопровождаемое химической реакцией. Реакция протекала достаточно быстро с выделением тепла. Это приводило к разогреву реакционной массы. Температура реакционной массы в месте первого контакта раствора и руды достигала 58 °С, а гранул на выгрузке – 42 °С. Измерение температуры осуществляли инфракрасным пирометром, что представлено на рисунках 6.7 и 6.8. Выходящие из барабана гранулы «самотёком» выгружались в разгрузочную камеру и из неё в

накопительный бункер. Образующуюся в процессе работы парогазовую смесь после очистки в водоорошаемом скруббере эвакуировали в линию общей вентиляции.

Выгруженные из гранулятора гранулы выкладывали на поддоны для выдержки и приобретения ими прочности и твердости [47].

Параметры и показатели укрупненного эксперимента по грануляции, проведённого в непрерывном режиме, представлены в таблице 6.10. Результаты эксперимента представлены в таблице 6.11.



**Рисунок 6.7 – Измерение температуры в зоне первичного контакта рудного материала с раствором**



**Рисунок 6.8 – Измерение температуры в зоне разгрузки гранул**

Таблица 6.10 – Параметры и показатели процесса грануляции в непрерывном режиме

Показатели		Значение	
Руда	Крупность, мм	-20	
	Масса общая, кг	2200	
	Производительность, кг/ч	50,27	
Связующее	Вода	Расход, дм <sup>3</sup> /ч	1,85
		Расход общий, дм <sup>3</sup>	81,0
	Пероксид водорода	Расход, дм <sup>3</sup> /ч	1,773
		Концентрация, %	35,38
		Расход, кг/т руды	35,26
		Расход общий, дм <sup>3</sup>	77,6
	Кислота серная	Расход, дм <sup>3</sup> /ч	5,1
		Концентрация, %	91,78
		Расход, кг/т руды	182
		Расход общий, дм <sup>3</sup>	218,8
	Готовые гранулы	Крупность, мм	-25
		Предел прочности на сжатие, кг/см <sup>2</sup>	>10
Масса общая, кг		2415	
Насыпная плотность т/м <sup>3</sup>		1,09	
Водоупорность		Есть	
Время вылеживания, ч		72	

Как видно из данных таблицы дебаланс по массе между расчетным выходом грануляции и реальной массой полученных гранул в первой серии экспериментов составил 45 кг, а во второй серии 22,59, что связано в основном с испарением воды в процессе окомкования.

Результаты укрупненных испытаний по грануляции в непрерывном режиме представлены в таблице 6.11 **Акте укрупнённых испытаний** (Приложение «Г»).

Выходящие из барабана гранулы самотеком разгружали на поддоны, где они вылеживались на воздухе до приобретения необходимых механических свойств. Внешний вид окатышей представлен на рисунках 6.7 и 6.8

Гранулы после выдержки направляли на кучное выщелачивание.

Таблица 6.11 – Результаты укрупненных испытаний по грануляции

Дата	Кол-во исх. руды на грануляцию, кг	Производительность по руде, кг/ч	Расход реагентов, кг			Кол-во готовых гранул, кг
			H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	
23.08.12	11,89	47,56	1,93	0,97	0,38	1087,59
30.08.12	126,75	49,80	20,5	4,29	3,57	
01.10.12	123,3	50,0	20,0	3,50	2,5	
09.10.12	181,4	49,9	29,4	3,58	5,52	
10.10.12	128,5	50,0	19,3	4,20	4,4	
11.10.12	125,79	50,00	18,9	4,20	3,54	
12.10.12	25,51		3,83	2,20	1,00	
15.10.12	100,5	40,56	15,1	4,18	3,90	
17.10.12	74,00	34,70	11,1	3,54	3,0	
23.10.12	26,10		3,92	2,20	1,6	
	<b>923,74</b>		<b>144</b>	<b>35,4</b>	<b>29,5</b>	
	<b>923,74 + 144 + 35,4 + 29,5 = 1132,6</b>					<b>1087,59</b>
14.11.12	173,7	50,0	29,7	14,3	-	1116,93
15.11.12	171,79	50,0	22,38	5,80	1,5	
19.11.12	200,8	50,0	34,7	8,35	2,2	
22.11.12	196,31	50,0	33,54	8,20	-	
29.11.12	197,48	50,0	30,29	8,45	-	
	<b>940,08</b>		<b>150,61</b>	<b>45,12</b>	<b>3,7</b>	
	<b>940,08 + 150,61 + 45,12 + 3,7 = 1139,5</b>					<b>1116,93</b>



Рисунок 6.7 – Внешний вид гранул



Рисунок 6.8 – Внешний вид гранул

### 6.6 Эксперименты по кучному выщелачиванию укрупненной пробы

Укрупненные испытания по КВ проводили на установке, описанной в разделе 4 главы 2.

Всего было загружено три колонны. Параметры загрузки колонн представлены в таблице 6.12.

Таблица 6.12 – Параметры загрузки колонн

№ колонны	Высота, м	Содержание U, %	Масса руды кг	Влажность, %	Плотность орошения дм <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> *час
1	2,90	0,0232	727	10,0	7,3
2	3,85	0,0213	922	10,0	7,3
3	1,90	0,0191	541	10,0	7,3

Результаты выщелачивания колонны 1. На первом этапе предполагали извлечь в раствор Ni и Co, поэтому закисление колонны проводили раствором серной кислоты как при заводнении с концентрацией 5 г/дм<sup>3</sup>. Кислоту готовили в емкости ВР путем налива в нее суточной нормы воды (40-50 дм<sup>3</sup>) и добавления в нее расчетной концентрации серной кислоты [47].

Результаты работы колонны на первом этапе приведены на рисунке 6.9.



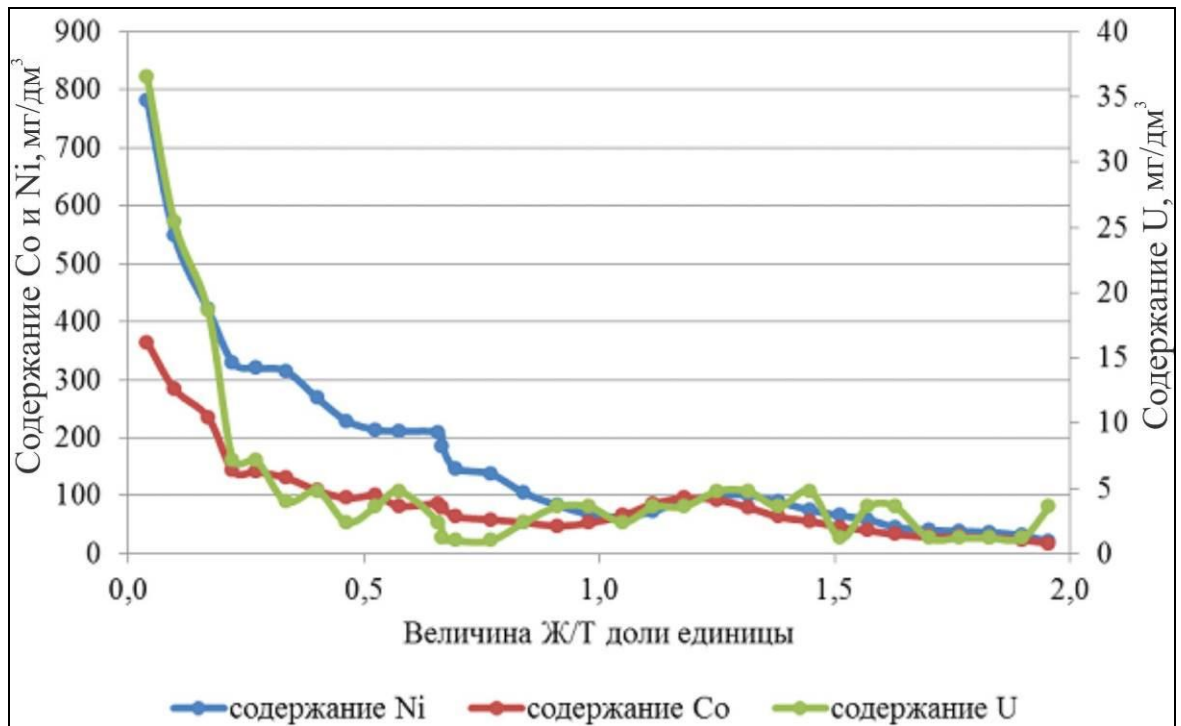


Рисунок 6.9 – Результаты 1 этапа выщелачивания колонны № 1

После практически полного съема Ni и Co концентрация кислоты в выщелачивающих растворах была увеличена до 20 г/дм<sup>3</sup>, а затем до 50 г/дм<sup>3</sup>.

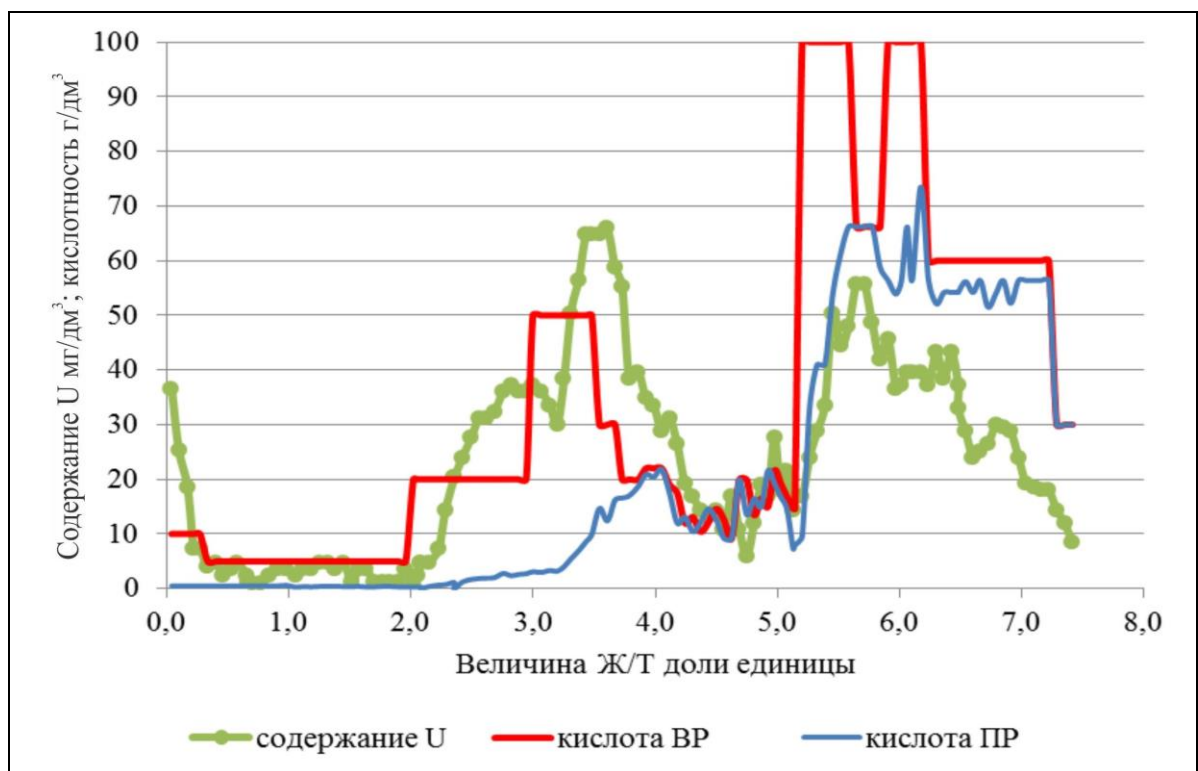


Рисунок 6.10 – Результаты выщелачивания колонны 1





- Ni – 353,7 г/т, что соответствует 85% извлечения;
- Co – 209,3 г/т что соответствует 85% извлечения;
- $\Sigma$ TR – 1016,98 г/т что соответствует 54% извлечения.

При этом Ж:Т достигло 7,42, а расход кислоты составил 100,6 кг/т без учета её расхода на агломерацию.

Колонна была разобрана и опробована на остаточное содержание полезных компонентов. Результаты опробования приведены в таблице 6.12 [47].

**Таблица 6.12 – Результаты опробования кеков колонны № 1**

№ бочки	положение пробы	Содержание, %				извлечение*, %			
		U	Ni	Co	$\Sigma$ TR	U	Ni	Co	$\Sigma$ TR
1	верх	0,001	0,005	0,003	0,0275	95,7	87,9	87,8	85,5
1	низ	0,002	0,006	0,003	0,0295	93,5	86,7	87,8	85,0
2	верх	0,003	0,006	0,003	0,0488	91,4	86,3	87,8	81,4
2	низ	0,007	0,006	0,004	0,0922	86,0	86,1	86,8	73,9
3	верх	0,013	0,007	0,005	0,1548	77,6	85,5	85,4	62,8
3	низ	0,014	0,006	0,004	0,1748	71,3	85,5	85,1	53,6
среднее по колонне		0,007	0,006	0,004	0,0879	71,3	85,5	85,1	53,6
исходное содержание		0,024	0,032	0,020	0,1896				

\* суммарное извлечение сверху вниз

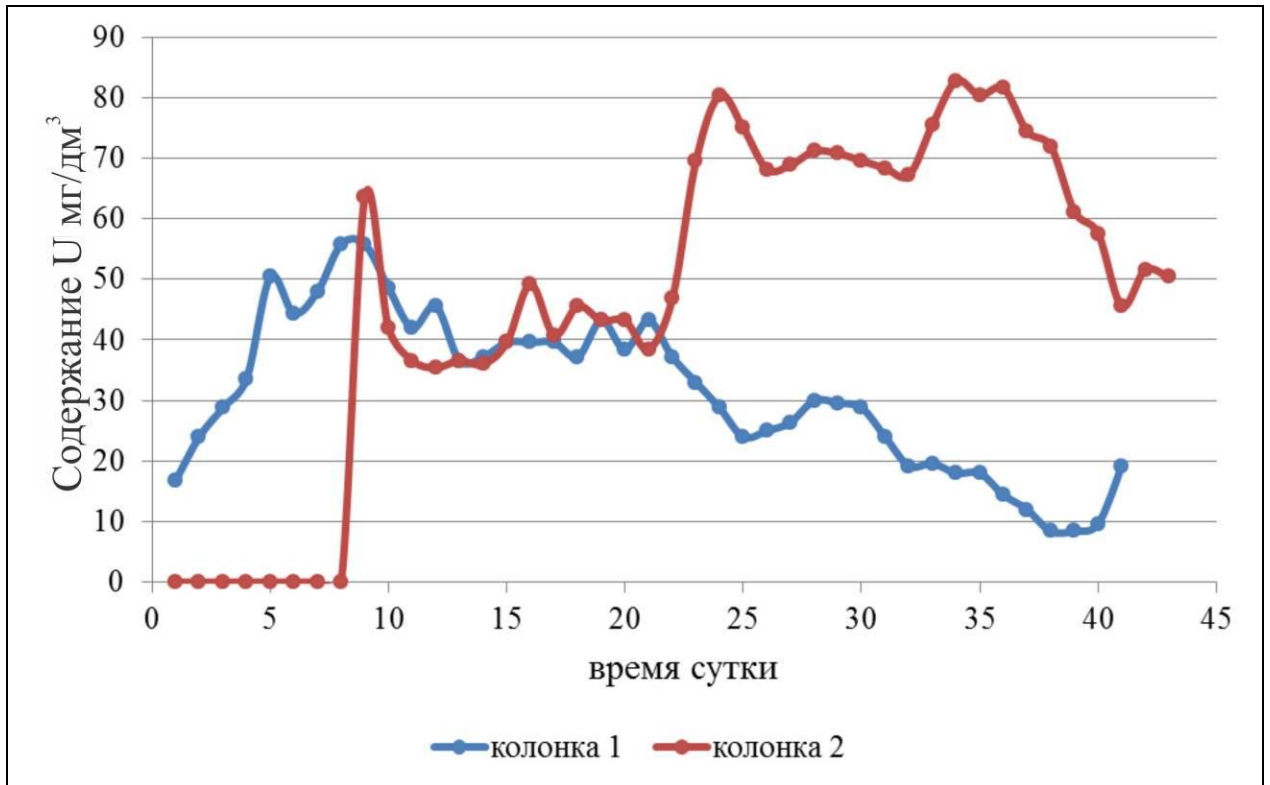
Результаты выщелачивания колонны 2. Предполагалось использовать колонну 2 в качестве продолжения колонны 1, для гашения остаточной кислотности ПР перед сорбцией Ni и Co. Поэтому орошение колонны вели продуктивными растворами выходящими из колонны 1. Среднесуточный выход урана из колонн приведен на рисунке 6.12 [48].

Как видно из рисунка вначале работы колонны шло поглощение урана выщелоченного из колонн 1. После 20 суток работы выходные концентрации его превысили входящие – начался активный выход урана из колонны 2.

На 24-й день работы колонна закольматировалась в 3-й бочке сверху колонны. В связи с этим работа колонн была остановлена. Колонна 2 была разобрана с изъятием, вышедшей из строя, бочки. На её место установлена новая бочка со свежей рудой. Внешний вид разрезанной закольматированной бочки 6 представлен на рисунке 6.13. Было установлено, что причиной кольматации стали нерастворимые гидроксиды металлов, образовавшиеся вследствие

повышения pH раствора по мере продвижения выщелачивающего раствора сквозь слои материала.

После замены закольматировавшейся бочки и включения колонны в работу продолжился активный выход металлов из колонны (рисунки 6.12; 6.14).



**Рисунок 6.12 – Среднесуточные концентрации U на выходах колонок**

В процессе проводимых работ сделаны следующие выводы, определяющие дальнейший ход испытаний [49]:

- выщелачивание Ni и Co из испытуемых руд происходит при кислотности ВР 5 – 10 г/дм<sup>3</sup>;
- уран в рудах находится в 2-х основных минеральных формах: оксидной и фосфатной. Оксидная фаза выщелачивается при кислотности ВР 3 – 10 г/дм<sup>3</sup>. Для выщелачивания фосфатной фазы необходима концентрация кислоты более 10 г/дм<sup>3</sup>. Это подтверждается «двухгорбностью» графика концентраций (рисунок 6.10);
- выщелачивание редких земель происходит при кислотности ВР > 20 г/дм<sup>3</sup>;



Рисунок 6.13 – Внешний вид рудного материала в заиленной бочке. Белые прожилки – нерастворимые гидроксиды.

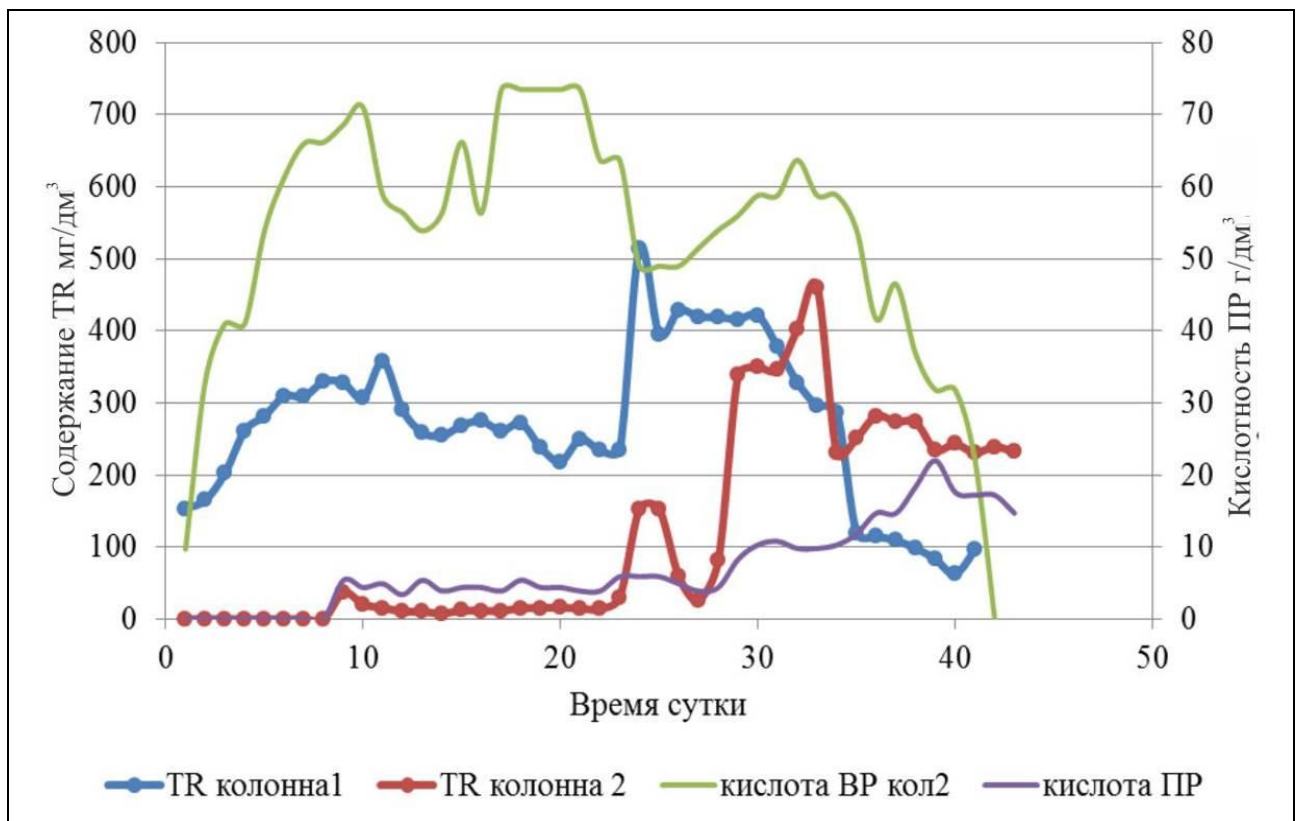


Рисунок 6.14 – Суточные концентрации  $\Sigma$ TR и кислоты на выходах колонн

*Результаты выщелачивания колонны 3.* Колонна 3 была собрана из бочки со свежей рудой – нижняя, и бочки из колонны 2 (выщелачивалась 20 суток) – верхняя. В связи с тем, что бочка 8 выщелачивалась в составе колонны 2 среднее содержание полезных компонентов в колонне оказалось ниже, чем в первых двух колоннах [50].

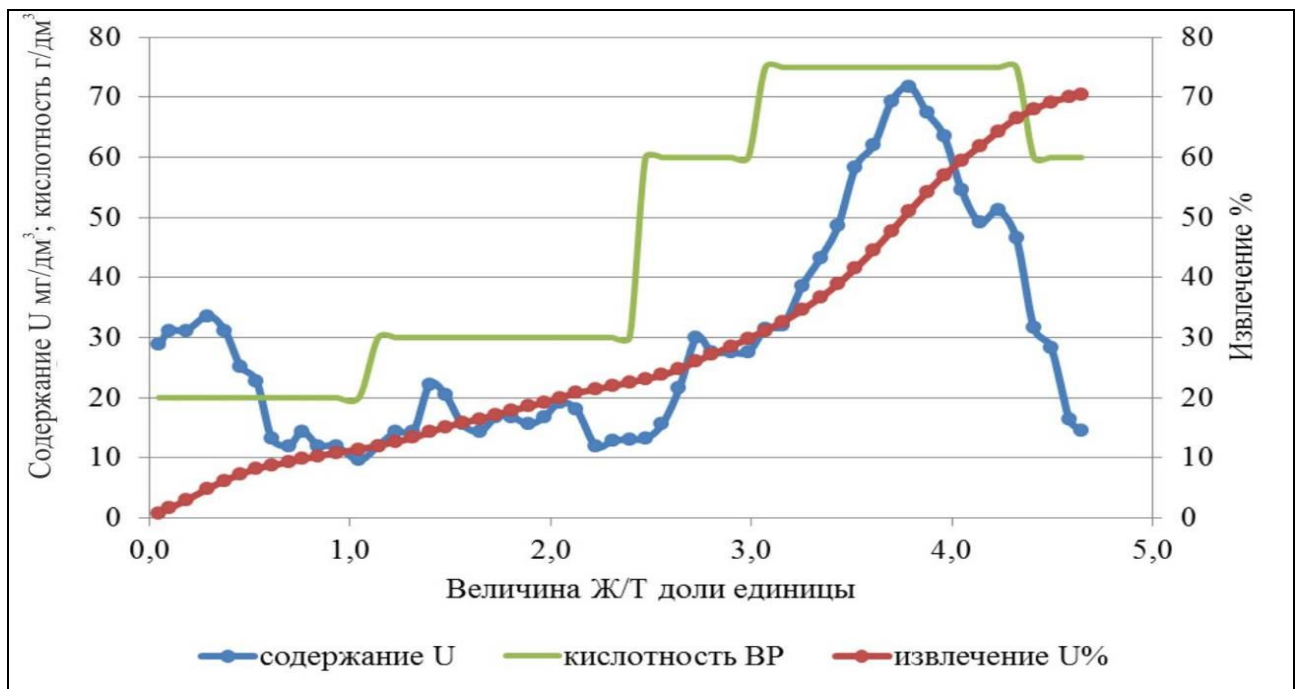
Выщелачивание колонны вели в плавно нарастающем режиме кислотности, начиная с  $20 \text{ г/дм}^3$ . Параметры работы колонны приведены на рисунке 6.15.

Как видно из рисунка 6.15 вначале извлечение урана было неинтенсивным, его концентрации колебались от  $15 \text{ мг/дм}^3$  до  $32 \text{ мг/дм}^3$ . При увеличении кислотности ВР до  $60 \text{ г/дм}^3$  началось интенсивное выщелачивание урана и редкоземельных элементов. Концентрация урана возросла до  $70 \text{ мг/дм}^3$ . Никель и кобальт к этому времени были практически выщелочены полностью.

За 55 суток работы, из 0,541 т руды, загруженной в колонну, извлечено:

- U – 134,57 г/т, что соответствует 73 % извлечения;
- Ni – 106,73 г/т, что соответствует 85 % извлечения;
- Co – 63,30 г/т что соответствует 82 % извлечения;
- $\Sigma\text{TR}$  – 875,4 г/т что соответствует 69% извлечения.

При этом Ж/Т достигло 4,65, а расход кислоты составил 136 кг/т без учета расхода на агломерацию.



**Рисунок 6.15 – Результаты работы колонны 3**

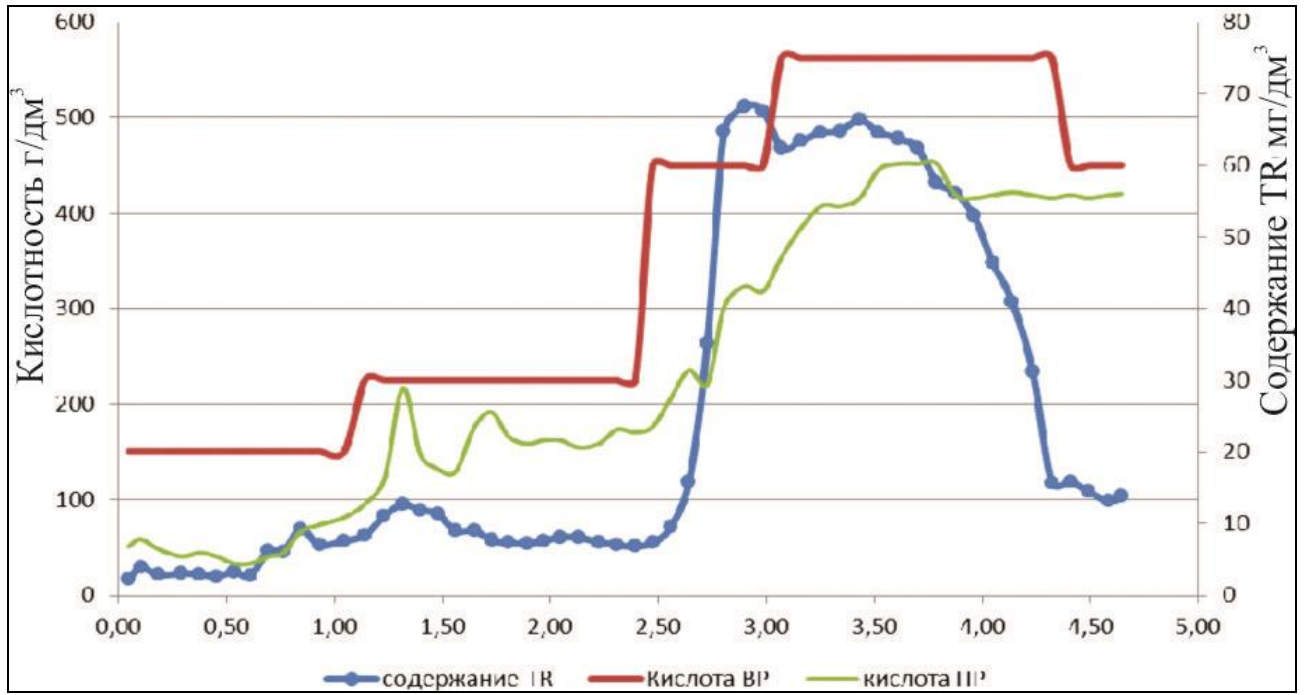


Рисунок 6.16 – Выход ΣTR из колонны 3

### Выводы

1. Наличие в рудном материале месторождения Шаргадык большого количества глинистых минералов, определяет его высокую способность к окомкованию. Окатыши в процессе грануляции образовывались легко без введения дополнительного связующего агента.

2. Рекомендуемые параметры грануляции [51, 52]:

- Крупность дробленной руды – 10 мм;
- Удельный расход серной кислоты – 180 кг/т руды;
- Расход пероксида водорода – 35 -37 кг/т.

3. Время необходимое для формирования водо-кислото-устойчивых свойств («созревания») гранул при температуре 15-20 °С:

- при расходе серной кислоты 150 кг/т –16-20 часов;
- при расходе серной кислоты 180 кг/т – 3- 4 суток;

4. Для месторождения Шаргадык, по полученным в ходе работе работы данным была рассчитана годовая стоимость продукции, исходя из производительности карьера 500000 т руды в год. Результаты расчетов представлены в таблице 6.13.

**Таблица 6.13 – Годовая стоимость продукции в расчете на карьер производительностью 500000 т руды/год, с учетом показателей извлечения в готовую продукцию**

Добываемый компонент	Годовой объем добычи т/ год	Цена продукции Руб./кг	Общая стоимость продукции млн. руб.
Уран	175	1440	358
Никель	100	580	47
Кобальт	35,5	1120	40
Сумма РЗМ	1000	2240	1882
Иттрий	160	3072	160
Фосфор (P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	60000	07	1050
Рений	до 400 кг/год		
<b>Итого</b>	Годовая стоимость продукции		3704

## ГЛАВА 7 ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕХАНИЗМА ФОРМИРОВАНИЯ ГРАНУЛ ПРИ ГРАНУЛЬНОЙ СУЛЬФАТИЗАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РУД

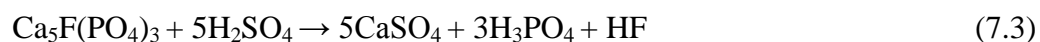
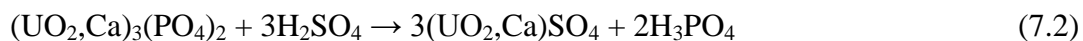
### 7.1 Химические процессы, протекающие при гранульной сульфатизации урановых руд

Наиболее важные реакции, имеющие место при гранульной сульфатизации:

1. Вскрытие монацита, при котором происходит переход РЗМ в растворимую форму, представлено в уравнении реакции 7.1 [53]:



2. Разрушение апатита (7.2) и фторапатита (7.3), основных источников фосфора, и изоморфно включенного урана:

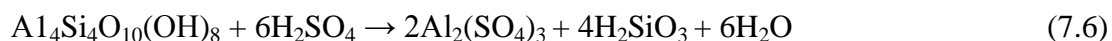
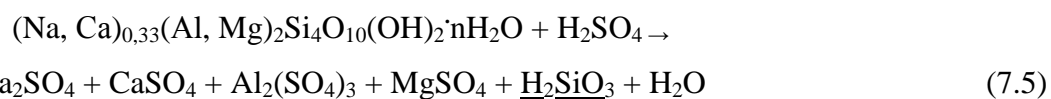


3. Следующие реакции отвечают за образование связей в гранулах:

- Реакция 7.4, соответствующая разрушению карбонатов кальция с образованием гипса:



- Реакции вскрытия монтмориллонита (7.5) и каолина (7.6), при котором образуются кремниевые кислоты [54]:



- Реакция взаимодействия серной кислоты с жидким стеклом (7.7):



## 7.2 Теоретические основы процесса образования кремниевых кислот

В процессе сульфатизации урановой руды, содержащей глинистые минералы, возможно образование кремниевых кислот за счёт реакции взаимодействия алюмосиликатов с серной кислотой.

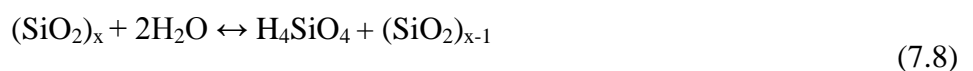
Кремниевые кислоты, соединения общей формулы  $n\text{SiO}_2 \times m\text{H}_2\text{O}$ . Известны: ортокремневая кислота  $\text{H}_4\text{SiO}_4$  (плотность аморфной 2,1-2,3 г/см<sup>3</sup>, метакремневая  $\text{H}_2\text{SiO}_3$ , пирокремневая  $\text{H}_6\text{Si}_2\text{O}_7$ , дикремниевые  $\text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5$  и  $\text{H}_{10}\text{Si}_2\text{O}_9$  (растворимость в воде при 20 °С –  $2,93 \cdot 10^{-4}$  моль/дм<sup>3</sup>) и поликремневые кислоты. Свойства кремниевых кислот представлены в таблице 3.1 [55].

Таблица 7.1 – Свойства кремневых кислот

Показатель	$\text{H}_4\text{SiO}_4$	$\text{H}_2\text{SiO}_3$	$\text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5$	$\text{H}_6\text{Si}_2\text{O}_7$
$\Delta H^0_{обр}$ , кДж/моль	- 1481,1	-1188,7	-2088,7	-2669,4
$\Delta G^0_{обр}$ , кДж/моль	-1333,0	1092,4	1943,5	-2425,9
$S^0_{298}$ , Дж/(моль·К)	192	134	192	331
Растворимость при 20°С, моль/дм <sup>3</sup>	$7 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-3}$	$9,6 \cdot 10^{-4}$

\* Значения  $\Delta H^0$ ,  $S^0_{298}$  и  $\Delta G^0$  указаны для кристаллов.

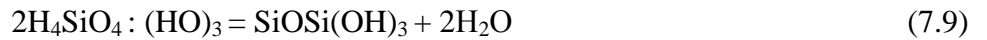
Кремниевые кислоты – слабые кислоты. Константы диссоциации: для  $\text{H}_2\text{SiO}_3$  –  $K_1 = (2-3) \cdot 10^{-10}$ ,  $K_2 = 10^{-11}-10^{-13}$ ; для  $\text{H}_4\text{SiO}_4$   $K_1 = 2 \cdot 10^{-10}$ ,  $K_2 = K_3 = K_4 = 2 \cdot 10^{-12}$ . Растворы кремниевых кислот могут быть получены: растворением аморфного  $\text{SiO}_2$  в воде; из растворов силикатов щелочных металлов взаимодействием с кислотами, ионным обменом или электродиализом; гидролизом соединений кремния (например, хлорсиланов); поликонденсацией одних кремниевых кислот до других и т.д. В равновесном растворе аморфного  $\text{SiO}_2$  находятся мономерные формы кремниевых кислот, в основном  $\text{H}_4\text{SiO}_4$ . Ортокремневая кислота стабильна при комнатной температуре, если концентрация  $\text{SiO}_2$  в растворе составляет менее ~0,01% по массе (т.е. не превышает растворимость твердой фазы аморфного кремнезема). Переход  $\text{H}_4\text{SiO}_4$  в раствор можно представить в виде уравнения реакции 7.8:



В процессе образования кремниевых кислот вначале получают неустойчивый истинный раствор  $\text{H}_4\text{SiO}_4$ ; эта кислота в дальнейшем, благодаря наличию реакционноспособных



силанольных групп SiOH, вступает в поликонденсацию, первая стадия которой описывается уравнением 7.9:



В результате поликонденсации могут образовываться разнообразные поликремниевые кислоты с линейной, разветвленной, смешанной структурой. К продуктам поликонденсации кремниевых кислот относятся гидрозоль (коллоидный кремнезем) и гидрогели кремнезема, силикагели (силикаксерогели) и др. Поликремниевые кислоты имеют изоэлектрическую точку в интервале pH 2,0-3,0. Скорость поликонденсации минимальна при pH ~ 2-3, причем в области pH < 2 реакция ускоряется протонами, а при pH > 2 – ионами OH<sup>-</sup>. Поликонденсация в кислой среде протекает по донорно-акцепторному механизму с образованием переходного комплекса, в котором атом Si временно приобретает координационное число 6 (вместо 4). Устойчивость золя кремниевой кислоты зависит от концентрации кремниевой кислоты, температуры, pH и др. Со временем золь теряет устойчивость и переходит в гель (при pH > 7,5 гидрозоль термодинамически устойчив к коагуляции). Подбирая соответствующие условия и применяя специальные добавки (стабилизаторы), удается получить устойчивые высококонцентрированные золи. Гидрозоли кремнезема – связующие материалы и наполнители в керамических изделиях, покрытиях, в формах для литья; универсальные носители катализаторов и светочувствительных слоев в фотоматериалах; сырье для получения адсорбентов, кварцевого стекла; поглотители паров и газов в промышленных аппаратах; фильтры для очистки воды и минеральных масел.

### 7.3 Механизм образования гранул

Оптимальным расходом кислоты для образования гранулы считается такой расход, при котором образуется достаточное количество кремниевых кислот, при этом кислотность в пространстве между зернами такая, что равновесие реакции  $(\text{SiO}_2)_x + 2\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{H}_4\text{SiO}_4 + (\text{SiO}_2)_{x-1}$  смещено в сторону образования продуктов реакции, что соответствует pH ~ 2-3. Таким образом, при оптимальном расходе в пространстве между зернами материала получается достаточное количество геля, образующего при высыхании прочный, проницаемый, кислотоустойчивый SiO<sub>2</sub>-«каркас» (рисунок 7.1) [55].

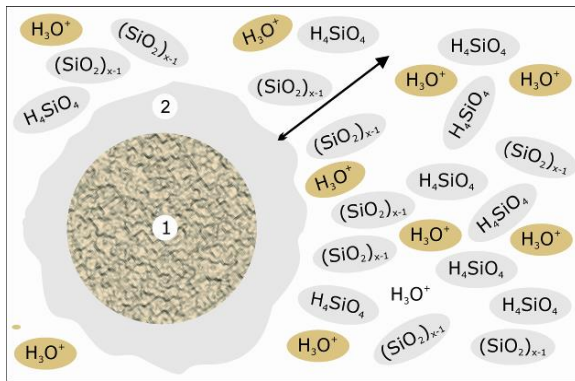
При недостаточном расходе кислоты образуется мало кремниевых кислот, равновесие

реакции  $(\text{SiO}_2)_x + 2\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{H}_4\text{SiO}_4 + (\text{SiO}_2)_{x-1}$ , вследствие высокого pH ( $> 3$ ), смещено влево (рисунок 7.2). Количества кремниевых кислот недостаточно для образования прочного кремниевого каркаса («скелета») гранулы.

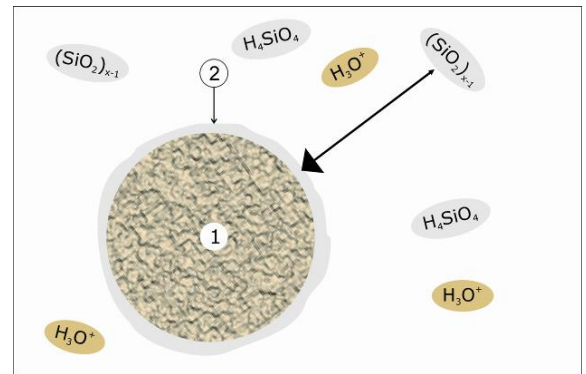
При избыточном расходе кислоты образуется много кремниевых кислот, однако равновесие реакции  $(\text{SiO}_2)_x + 2\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{H}_4\text{SiO}_4 + (\text{SiO}_2)_{x-1}$  смещено влево вследствие низкого pH ( $< 2$ ), и в пространстве между зернами оказывается слишком мало геля для образования кремниевого каркаса (рисунок 7.3).

Оптимальный расход кислоты зависит от содержания глинистых и кислотоёмких минералов, устанавливается экспериментально для каждого рудного материала индивидуально.

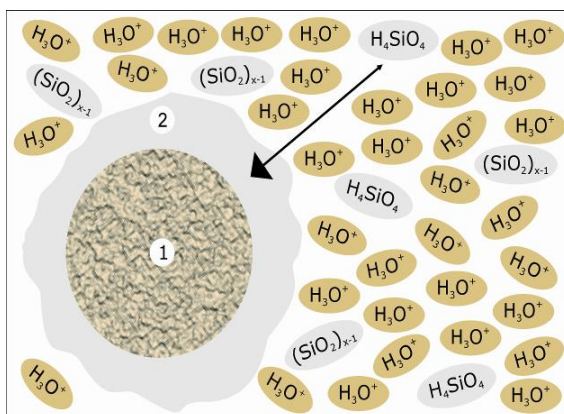
Внутреннее строение кондиционной гранулы, пригодной для кучного выщелачивания представлено на рисунке 7.4.



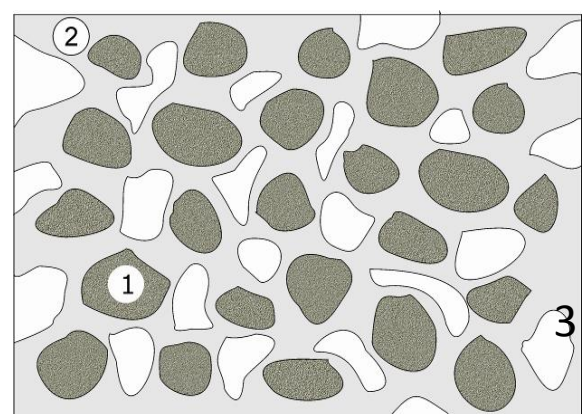
**Рисунок 7.1 – Поведение кремниевых кислот при оптимальном расходе кислоты. 1 – зерно материала, 2 – образующиеся кремниевые кислоты**



**Рисунок 7.2 – Поведение кремниевых кислот при недостаточном расходе кислоты. 1 – зерно материала, 2 – образующиеся кремниевые кислоты**



**Рисунок 7.3 – Поведение кремниевых кислот при избыточном расходе кислоты. 1 – зерно материала, 2 – образующиеся кремниевые кислоты**



**Рисунок 7.4 – Внутреннее строение кондиционной гранулы, пригодной для «КВ» 1- зерно материала, 2 – скелет  $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ , 3 – пустоты**

#### 7.4 Исследования гранулированного материала методами сканирующей электронной микроскопии и энергодисперсионного микроанализа.

С целью подтверждения выдвинутой гипотезы механизма формирования гранул, и определения внутреннего строения гранул были проведены микроскопические исследования материала, полученного из руды месторождения Шаргадык. Исследования проводили на сканирующем электронном микроскопе CamScan-4, оснащённом аналитической энергодисперсионной приставкой Link Analytical AN10000.

Собственно исследованию предшествовал весьма трудоёмкий процесс пробоподготовки.

Пробоподготовку образцов производили следующим образом:

- гранулу пропитывали спиртовым раствором шеллака с целью увеличения её прочности перед дальнейшей обработкой;
- после затвердевания шеллака, пропитанный окатыш всухую распиливали на дисковой геологической пиле с алмазным диском;
- на условно-плоские поверхности, образовавшиеся при распиливании гранулы, вновь наносили спиртовой раствор шеллака, чтобы избежать выкрашивания элементов при дальнейшей полировке этих поверхностей;
- полировку проводили последовательно на алмазных пастах с крупностью зерна -40 и -10 мкм. Пасты приготавливали на месте из карборундовых порошков соответствующих классов и глицерина. Выбор глицерина вместо воды обусловлен необходимостью исключения гидролиза и растворения продуктов сульфатизации;
- после полировки остатки пасты смывали спиртом, образцы вновь высушивали;
- сухие отполированные шлифы заливали в проводящие цилиндрические шашки сплавом Вуда. Отполированная поверхность образца оказывалась при этом заподлицо с одной из параллельных плоскостей шашки;
- затвердевшие шашки направляли в установку вакуумного напыления углерода для получения проводящего слоя на исследуемой поверхности;
- подготовленные образцы помещали в камеру микроскопа, исследовали их структуру, распределение элементов и соединений по площади среза.

Микрофотографии аншлифов с инвертированными цветами представлены на рисунке 7.5.

На снимках можно различить 3 типа объектов [56]:

- Светлая, однородная масса, состоящая из легких элементов, «толща» – вещество, состоящее из легких элементов.

- Раковины, пустоты и каналы, внутренняя поверхность которых покрыта темным, явно контрастирующим с «толщей» веществом – «жеоды».

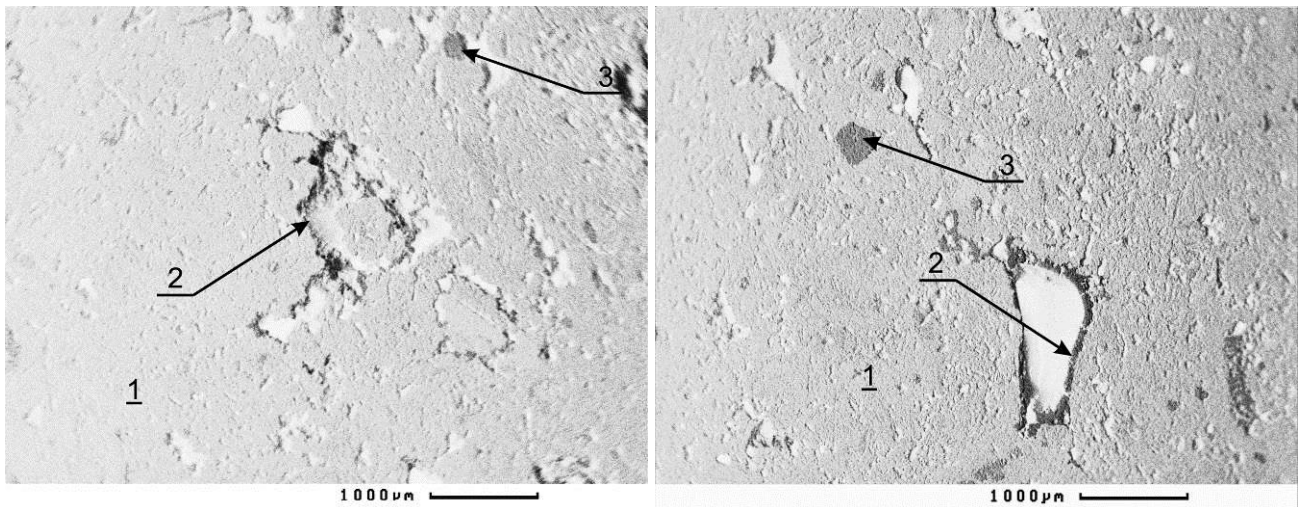
- Менее темные сплошные вкрапления, впечатанные заподлицо в «толщу».

С целью установления природы этих объектов проведен энергодисперсионный анализ материалов, их составляющих. Было установлено, что:

- «Толща» представляет собой сложную, равномерную, стеклообразную смесь, состоящую из кремнезема, образовавшегося в результате разрушения глинистых минералов, гипса – продукта разрушения карбонатов и остатков фосфатов.

- «Жеоды» – полости, раковины и каналы, поверхность которых покрыта кристаллами растворимых соединений, в основном, сульфатов. Темными они являются потому, что в них сконцентрированы атомы тяжелых элементов – лантана, неодима, церия, урана и рения. В процессе упаривания реакционного раствора произошло сращение этих кристаллов с гипсово-кремнеземовым субстратом. Усредненный состав представлен в таблице 7.2.

- Темные участки – зерна неразложившегося пирита.



**Рисунок 7.5 – Микрофотографии аншлифов. Цвета инвертированы. Обозначения: 1 – несущая часть гранулы «толща», 2 – «жеоды»- полости с высолами ценных компонентов; 3 – фрагменты не разрушенного пирита**

Таким образом, если рассмотреть гранулу как микрореактор, то можно заметить что в процессе взаимодействия рудного материала с кислотой происходит переход в раствор ценных компонентов и их концентрация (высаливание) в каналах и кавернах гранулы. Элементы вмещающих пород (кремний и кальций), переходят в нерастворимую форму, образующую прочный, водо- и кислотоустойчивый каркас гранулы. Также проводили исследования направленные на обнаружение «кремниевого скелета» гранулы.

**Таблица 7.2 Усредненный состав «Жеод»**

Элемент	Al	Si	Ca	Fe	La	Ce	Nd
Содержание, % до	0,2	7,2	0,1	1,9	6,4	13,0	2,9

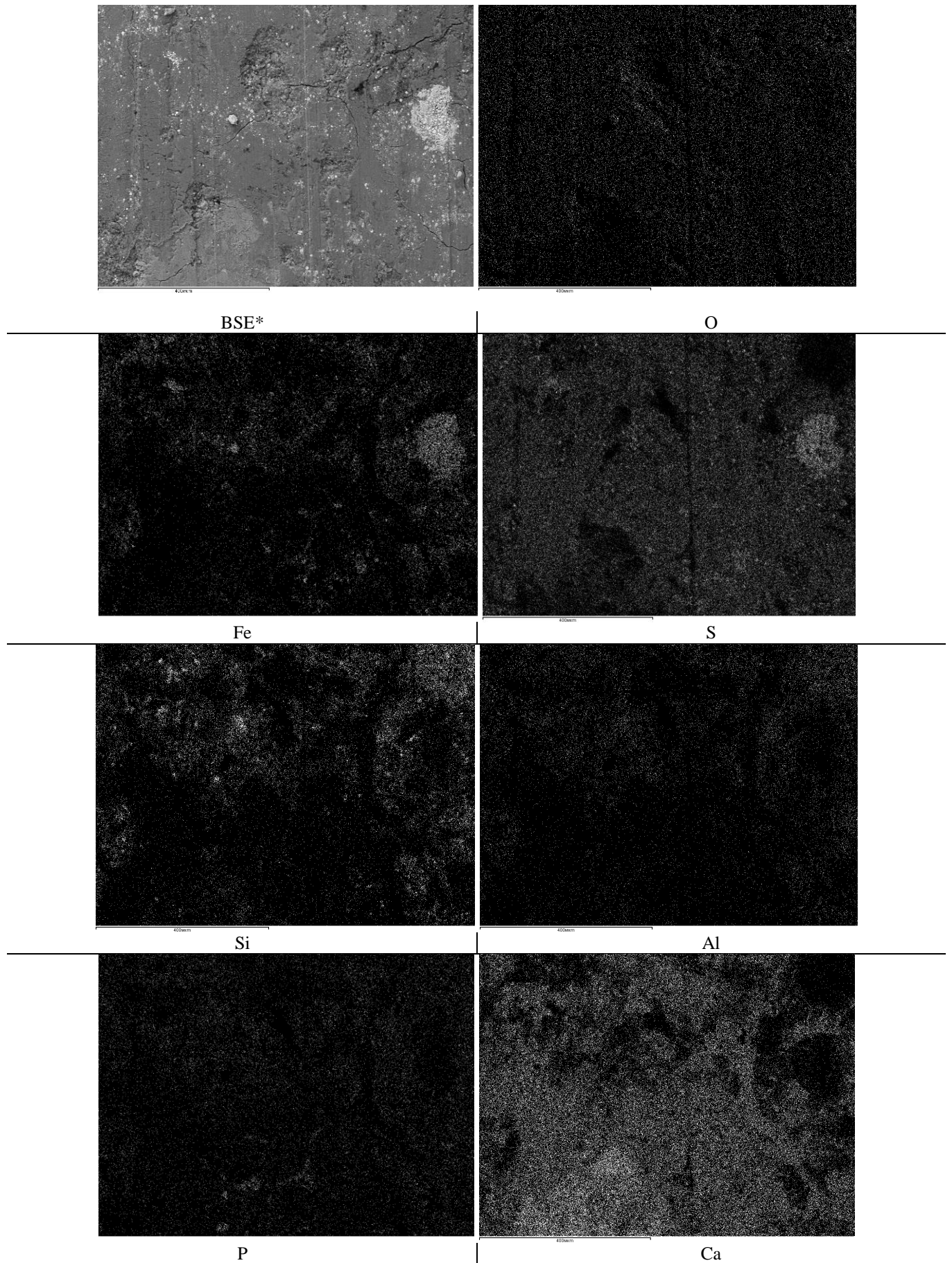
На рисунках 7.7 и 7.8 представлены микрофотографии шлифов гранул с поэлементным картированием для исходной и выщелоченной гранулы соответственно. Карты построены с использованием сканирующего электронного микроскопа с энергодисперсионной приставкой Oxford Instruments INCAEnergy SEM.

На рисунке 7.8 алюминий и кремний имеют схожее распределение, это говорит о том, что на их месте до обработки присутствовали алюмосиликаты, образовавшие при сернокислотном разложении кремнегель и сульфат алюминия. Это также подтверждает равномерное распределение серы и кислорода. На рисунке 7.7 видно, что в отработанной грануле кремнию соответствует меньшее количество алюминия, это говорит о том, что он был переведен в растворимую форму и вымыт выщелачивающим раствором. Также на рисунке отчетливо виден кремнегелевый скелет окатыша.

На обоих рисунках также четко идентифицируется дисульфид железа – на картах распределения железа и серы видны четко очерченные яркие участки одинаковой формы. На картах распределения кислорода эти участки темные, следовательно это не сульфат железа, а именно сульфид.

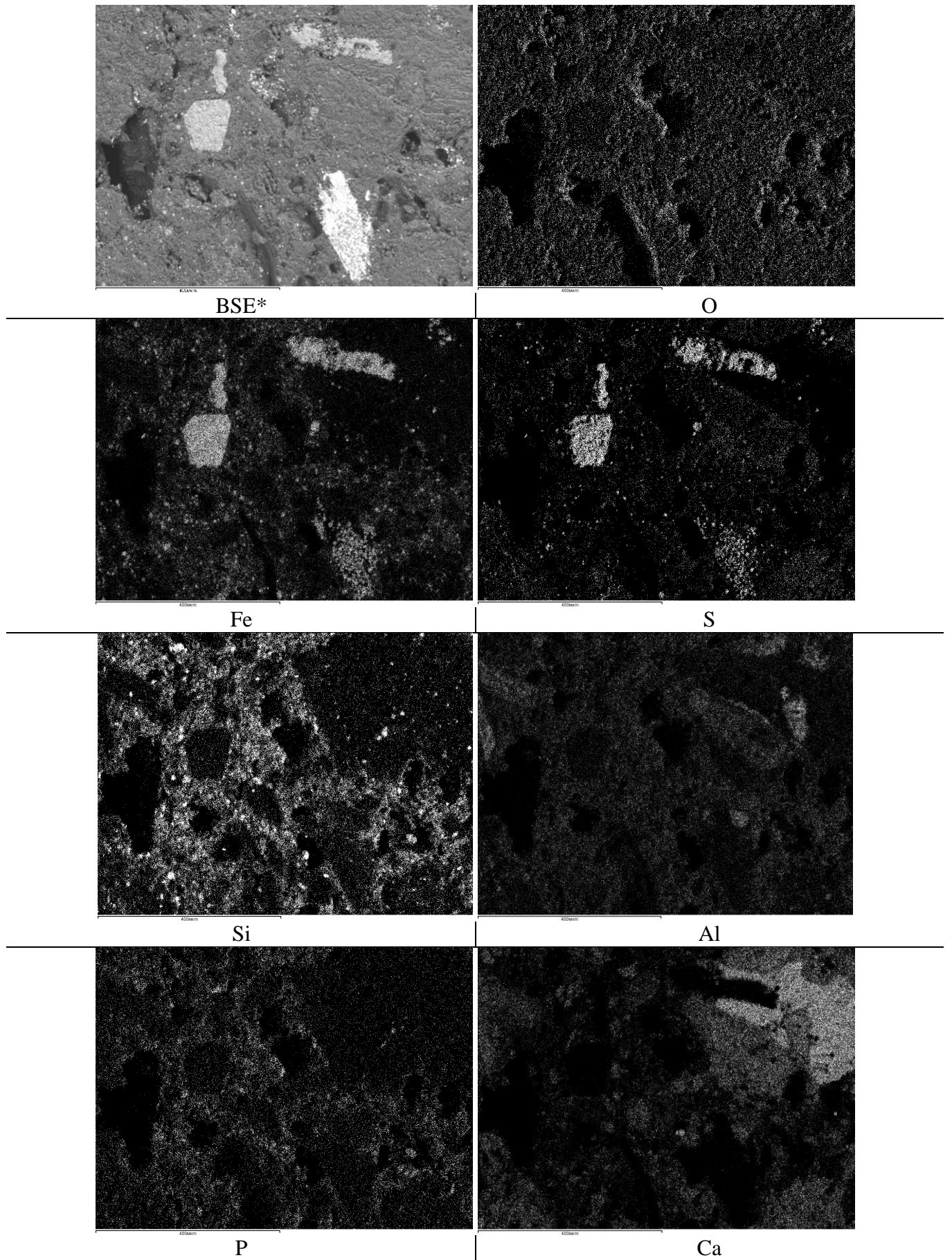
Фосфор в гранулах, как исходных, так и отработанных, ассоциирован в основном с кальцием, о чем говорит сходство их карт распределения. А учитывая повсеместное распределение серы, можно заключить, что значительную часть гранулы составляет фосфогипс.

На рисунке 7.8 представлены энергодисперсионные спектры с поверхности образцов. Пик кальция и кремния в отработанной грануле выше по отношению к этим же пикам в исходной грануле, что говорит о фиксации соответствующих элементов в каркасе гранулы.



**Рисунок 7.6 – Изображение в обратно-отраженных электронах (BSE) с картами распределения элементов в исходной грануле (Al, Si, S, P, O, Fe, Ca)**





**Рисунок 7.7 – Изображение в обратно-отраженных электронах (BSE) с картами распределения элементов в отработанной грануле**

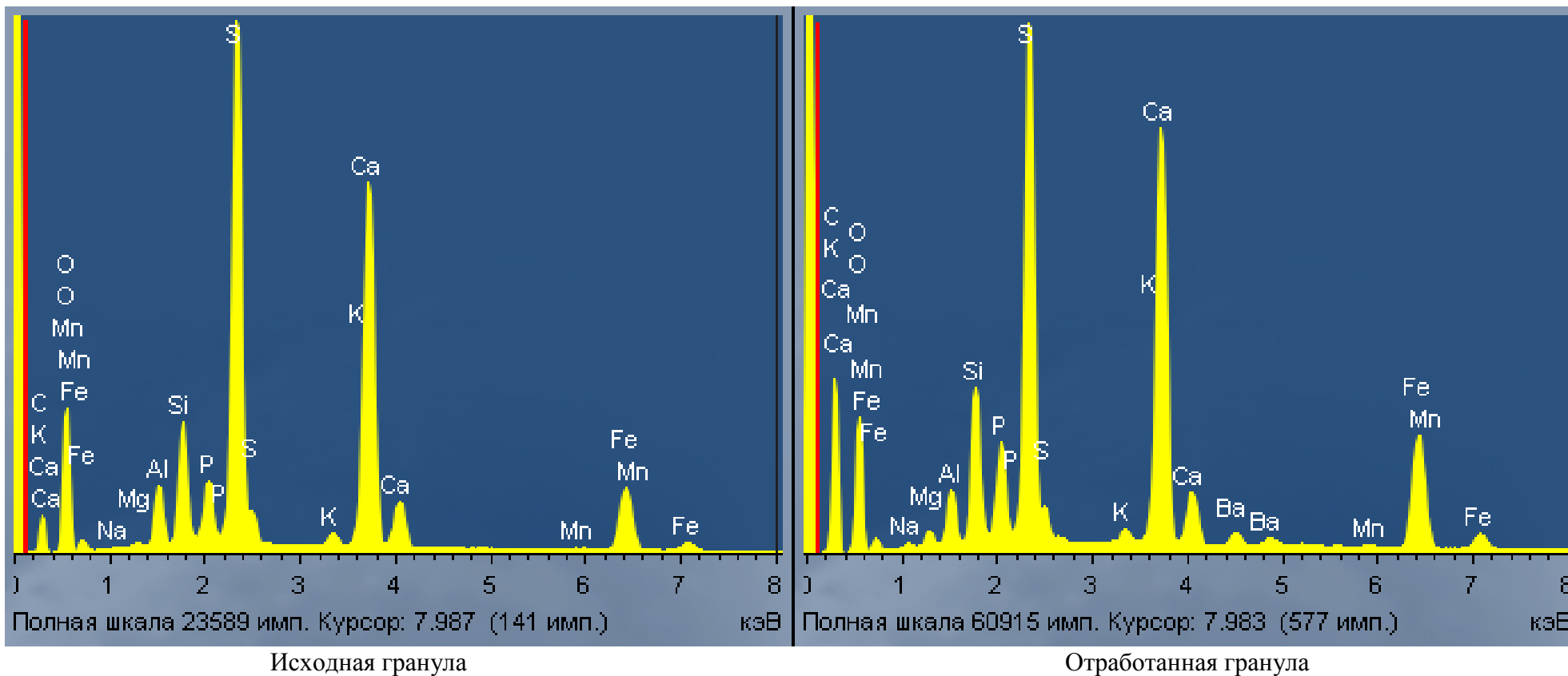


Рисунок 7.8 – Энергодисперсионные спектры



## Заключение

1. Впервые предложена технология подготовки глинистого уранового сырья методом гранульной сульфатизации для последующего процесса кучного выщелачивания (КВ). Применение процесса гранульной сульфатизации в качестве операции подготовки рудного материала к КВ позволит вовлечь в переработку глинистые и склонные к переизмельчению урановые руды, которые до настоящего времени не перерабатываются.

2. Проведен сравнительный анализ глинистых составляющих и гранулометрического состава урановых руд месторождений Оловское, Горное и Шаргадык, оказывающих определяющее влияние на процесс кольтатации кучи.

3. Установлено влияние различных связующих добавок (цемент, бентонит, жидкое стекло) на образование окатышей, обладающих высокими прочностными показателями, и определены расходные коэффициенты процесса гранульной сульфатизации для урановых руд различных месторождений. Показана высокая эффективность жидкого стекла, расход которого не превышает 2%.

4. Впервые предложен, теоретически обоснован и подтвержден практическими исследованиями механизм формирования прочностных свойств гранул.

Методом сканирующей электронной микроскопии установлено, что основой строения гранул является кремнегелевый каркас, который определяет её прочностные свойства.

5. Установлены физико-химические зависимости:

- прочностных свойств гранулированного материала от вида, количества упрочняющих добавок и времени выдержки («созревания»);
- извлечения урана и сопутствующих ценных компонентов (никеля, кобальта и рения) в процессе КВ от вида используемого окислителя. Установлено, что за счёт введения окислителя извлечение ценных компонентов повышается на 3 – 10%.

6. Экспериментально доказано, что извлечение урана и других ценных компонентов на стадии КВ в случае предварительной подготовки руды методом гранульной сульфатизации выше (92 – 99 %), чем из исходного рудного материала (80 – 86 %). Установлено, что основным показателем КВ соотношение жидкого к твердому Ж:Т при выщелачивании гранул в 2 – 3,5 раза ниже, чем для КВ исходной руды.

7. По результатам укрупненных испытаний переработки руды месторождений Оловское и Шаргадык выданы исходные данные для ТЭО. В 2014-2016 г. на руднике в республике Калмыкии намечено создание опытно-промышленной установки гранульной сульфатизации.

## Список сокращений и условных обозначений

- КВ** – кучное выщелачивание;
- Кольматация** – также заиливание. Прекращение работы кучи вследствие образования водоупорных слоёв;
- ПВ** – подземное выщелачивание;
- ВР** – выщелачивающий раствор;
- ПР** – продуктивный раствор.
- Соотношение Ж/Т** – отношение объема выщелачивающего раствора к массе загрузки колонны КВ либо кучи
- $\Delta G$**  – изменение энергии Гиббса, кДж/моль
- $\Delta H^0$**  – изменение энтальпии или теплосодержания, кДж/моль
- $\Delta S^0$**  – изменение энтропии, Дж/моль·град
- T** – температура, К

**Список литературы**

1. Шаталов, В.В. История подземного и кучного выщелачивания урана и перспективы дальнейшего развития направления в России. [Текст] / В.В. Шаталов // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. Т. 1: Уран. – М., 2005. – С.15-22.
2. Способ кучного выщелачивания руд. Пат. РФ №2283879 Российская Федерация, МПК<sup>7</sup> С 22 В3/04. [Текст] / А.В. Рашкин, П.Б. Авдеев, Ю.Н. Резник, Л.В. Шумилова, И.А. Яшкин. Заявитель и патентообладатель Читинский государственный университет (ЧитГУ); заявл. 15.11.2004; опубл. 20.09.2006.
3. Яшкин, И.А. Повышение эффективности технологии кучного выщелачивания золотосодержащих руд. Автореферат диссертации на соискание степени канд. техн. наук 25.00.22 [Текст] / Яшкин Игорь Алексеевич. Чита, 2008. – 22 с.
4. Волощук, С.Н. Кучное и подземное выщелачивание металлов [Текст] / С.Н. Волощук. – Москва: Недра, – 1982. – 113 с.
5. Руденко, Б.А. Энергетика России: Когда наступит завтра? [Текст] / Б.А. Руденко // Наука и жизнь. – 2006. – № 3. – С.3-8.
6. Живов, В.Л. Уранодобывающая отрасль России: состояние и перспектива развития [Текст] / В.Л. Живов // Горный журнал. – 2008. – №8. – С.6-11.
7. Громов, Б.В. Введение в химическую технологию урана [Текст] / Б. В. Громов, – Москва: Атомиздат, 1978. – 336 с.
8. Смирнов, И.П. Выщелачивание урановых и комплексных руд [Текст] / И.П. Смирнов, А.А. Матвеев, К.М. Смирнов // Цветные металлы. – 2003. – № 4. – с. 27-34
9. Соболева, М.В. Минералы урана [Текст] / М.В. Соболева, И.А. Пудовкина, – Москва: Госгеолтехиздат, 1957. – 410 с.
10. Бетехтин, А.Г. Курс минералогии [Текст] / А.Г. Бетехтин, Москва: КДУ. – 2008. – 721 с.
11. Формы выделений урановой минерализации экзогенно-эпигенетического оруднения в осадочных породах по данным электронно-микроскопического изучения [Текст] / В.Т. Дубинчук, А.В. Коченов, А.В. Ружицкий и др. – Литология и полезные ископаемые. – 1990. – № 33. – С.65-72.
12. Ларин, В.К. Совершенствование технологии гидromеталлургической переработки урановых руд [Текст] / В.К. Ларин, В.Г. Литвиненко, В.Г. Шелудченко // Горный журнал. – 1999. – №12. – С.59-61.
13. Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений. / В.Г. Иванов, В.И. Култышев, В.Б. Колесаев и др. – М., – 2007. – 265 с.

14. Погорельый, А.Д. Теория металлургических процессов [Текст] / А.Д. Погорельый. – Москва:Металлургия. – 1971. – 503 с.
15. Колпашников, А. И., Ефремов А. В., Гранулированные материалы [Текст] / А. И. Колпашников, А. В. Ефремов. – Москва, 1977. – 240 с.
16. Классен, П. В., Основы техники гранулирования [Текст] / П.В. Классен, И.Г. Гришаев. – Москва. – 1982. – 272 с.
17. Исследование высокотемпературных процессов грануляции с целью их использования при разработке новых и совершенствовании существующих технологических схем извлечения ценных компонентов из уранредкометального сырья: Отчёт о НИР (заключительный) [Текст] / ГУП «ВНИИХТ»; Рук. В.А. Синегрибов.; Исполн.: В.Ю. Кольцов [и др.]. – М., 1988. – № ГР Х36310. – Инв. № 29450.
18. Разработка высокотемпературных процессов и процессов грануляции с целью извлечения ценных компонентов из бедного редкометального сырья: Отчёт о НИР (заключит.) [Текст] / ГУП «ВНИИХТ»; Рук. В.А. Синегрибов.; исполн.: В.Ю. Кольцов [и др.]. – М., 1990. – № ГР Х13872. – Инв. № 30257.
19. Технология удаления магния из руд Бакальского месторождения [Текст] / В. Ю. Кольцов, И. В. Кузнецов, Н. С. Величина, Т. Б. Юдина // Обогащение руд – №3. – 2013. – С. 18-22.
20. Калашников, А.В. Извлечение никеля и кобальта из окисленных никелевых руд методом твердофазной сульфатизации. Диссертация на соискание степени канд. техн. наук 05.16.02. [Текст] / Калашников Алексей Владимирович М., 2009. – 155 с.
21. Проведение укрупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания. Этап 2.2: Рудоподготовка материала к выщелачиванию. Начало опытных работ (п/этап 2.2.2.)Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков.; исполн.: Кузнецов И. В. [и др.]. – М., 2012. – Инв. № ТИ 4918.
22. Першуков, А.А. Справочник рабочего фабрики окомкования. [Текст] / А.А. Першуков, А.В. Соболев. – Челябинск, 1988. – 240 с.
23. Маерчак, Ш. Производство окатышей. [Текст] / Ш. Маерчак. – Москва: Металлургия, – 1982. – 232 с.
24. АКПП-9311 инфракрасный измеритель температуры [Текст] / НПО ОАО «Измерительные приборы» / [Электронный ресурс] / Режим доступа: [www.pribor-i.ru](http://www.pribor-i.ru)
25. Возможности ИАЦ. [Текст] / Испытательный аналитический центр ФГУП ВНИИХТ (ИАЦ) / [Электронный ресурс] / Режим доступа: [www.acie.ru](http://www.acie.ru)
26. Проведение научно-исследовательских и укрупненных опытных работ по кучному выщелачиванию руд месторождения Горное с целью выдачи исходных данных для

- проектирования предприятия: Отчет о НИР [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Руководитель О.Е. Гордиенко.; исполн.: Кузнецов И.В. [и др.]. – М., 2009. – Инв. № ТИ 4374.
27. Проведение укрупненных опытных работ по кучному выщелачиванию руд Оловского месторождения с целью выдачи исходных данных для проектирования предприятия: Отчет о НИР [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Руководитель О.Е. Гордиенко.; исполн.: Кузнецов И.В. [и др.]. – М., 2009. – Инв. № ТИ 4207.
  28. Шарков, А.А. Ураново-редкометалльные месторождения Мангышлака и Калмыкии, их генезис [Текст] / А.А. Шарков. – Москва: Эслан, 2008. – 220 с.
  29. Бери Л. Минералогия: Теоретические основы. Описание минералов. Диагностические таблицы: Пер. с англ. [Текст] / Л. Бери, Б. Мейсон, Р. Дитрих. – Москва: Мир, 1987. – 592 с.
  30. Получение тория, урана или других актиноидов. Пат. 2094512 Российская Федерация, МПК<sup>7</sup> С 22 В 60/02. [Текст] / Э.К. Спиринов, В.Г. Щелудченко, В.Г. Литвиненко, В.А. Горбунов, Г.Н. Колов; Заявитель и патентообладатель Приаргунское производственное горно-химическое объединение. – № 95119020/02; заявл. 09.11.1995; опубл. 27.10.1997.
  31. Способ вскрытия урановых руд. Пат. 2154121 Российская Федерация, МПК<sup>7</sup> С 22 В 60/02, С 22 В 3/08. [Текст] / В.К. Ларин, В.Г. Щелудченко, В.Г. Литвиненко; И.П. Смирнов, Г.Н. Колов; Заявитель и патентообладатель Приаргунское производственное горно-химическое объединение. – № 95119020/02 ; заявл. 30.06.1998; опубл. 10.08.2000.
  32. Кузнецов, И.В. Использование серной кислоты при окомковании урановых руд перед их кучным выщелачиванием [Текст] / В. Ю. Кольцов, Д.И. Кринов, И. В. Кузнецов. // Горный журнал – 2014. – №7. (утверждено в печать 26.12.13)
  33. Салтыков, А. С. Проведение укрупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания. Этап 2: Разработка регламента опытно-промышленных испытаний. Отбор технологической пробы руды (п/этап 2.1.). Информационный отчет / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузнецов [и др.]. – М., 2012. – Инв. № ТИ 4875.
  34. Оценка возможности отработки глинистых, редкоземельно-фосфатных руд способом кучного выщелачивания [Текст] / Г.И. Авдонинов, Г.И., В.Ю.Кольцов., И.В. Кузнецов., А. В. Калашников и др. // Вестник РАЕН. – 2013. – Т. 13. – № 6. – С. 115-123.
  35. Ахметов, Н. С. Общая и неорганическая химия [Текст] / Н.С. Ахметов. – Москва: Высшая школа, 2001. – 743 с.
  36. Карапетьянц, М. Х. Общая и неорганическая химия [Текст] / Общая и неорганическая химия : Учебник для вузов / М. Х. Карапетьянц, С. И. Дракин .– М.: Химия, 1994 . – 592 с.

37. Неизвестнова, Е.М. Актуальные проблемы гигиены в металлургической и горнодобывающей промышленности. [Текст] / Е.М. Неизвестнова. Москва, 1985. – 103 с.
38. Филов, В.А. Вредные химические вещества. Неорганические соединения элементов V-VIII групп. Справочник [Текст] / В.А. Филов. – Ленинград: Химия – 1989. – 592 с.
39. Вилесов, Н.Г. Очистка выбросных газов. [Текст] / Н.Г. Вилесов, А.А. Костюковская. – Киев: Техніка. – 1971. – 185 с.
40. Вывод и обезвреживание мышьяка в технологических процессах: Аналитический обзор патентной литературы, за 1965-1975 гг. [Текст] / Л.С. Маркова, Г.В. Тюленев, Л.И. Тюленева и др. – М., 1977. – 55 с.
41. Гуревич, Ю. Д. Переработка мышьяксодержащего сырья. [Текст] / Ю. Д. Гуревич, Н. В. Гвоздев. – М., – 1983. – 245 с.
42. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справочник. Л.В. Гурвич, И.В. Вейц, В.А. Медведев и др. [Текст] / М., 1978. – Т. 1. – 824 с.
43. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справочник. Л.В. Гурвич, И.В. Вейц, В.А. Медведев и др. [Текст] / М., 1978. – Т. 2. – 784 с.
44. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справочник. Л.В. Гурвич, И.В. Вейц, В.А. Медведев и др. [Текст] / М., 1978. – Т. 3. – 872 с.
45. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справочник. Л.В. Гурвич, И.В. Вейц, В.А. Медведев и др. [Текст] / М., 1978. – Т. 4. – 1183 с.
46. Базаров, И. П. Термодинамика [Текст] / И.П. Базаров. – Москва: Высшая школа, 1991. – 376 с.
47. Проведение укрупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания. Этап 2.2: Рудоподготовка материала к выщелачиванию. Начало опытных работ.(п/этап 2.2.1.)Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.]. – М., 2012. – Инв. № ТИ 4891.
48. Проведение укрупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания. Этап 3: «Проведение опытно-промышленных испытаний. Составление ТЭП освоения месторождения. Проведение опытно-промышленных испытаний: выщелачивание колонны 1 (п/этап 3.1) Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.] – М., 2012. – Инв. № ТИ 4987.
49. Салтыков, А. С., Проведение опытно-промышленных испытаний: выщелачивание колонны. Этап 3: Проведение опытно-промышленных испытаний. Составление ТЭП освоения месторождения (п/этап 3.2.). Проведение опытно-промышленных испытаний:

- выщелачивание колонны 2. Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.]. – М., 2013. – Инв. № ТИ 5005.
50. Проведение опытно-промышленных испытаний: выщелачивание колонны. Этап 3: Проведение опытно-промышленных испытаний. Составление ТЭП освоения месторождения. Проведение опытно-промышленных испытаний: выщелачивание колонны 2 (п/этап 3.2). Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.]. – М., 2013 – Инв. № ТИ 5006.
51. Проведение опытно-промышленных испытаний. Составление ТЭП освоения месторождения. Проведение опытно-промышленных испытаний: выщелачивание колонны 3 (п/этап 3.3). Информационный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.]. – М., 2013.- Инв. № ТИ 5033.
52. Проведение укрупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания» этап 3, п/этап 3.4: Составление ТЭП освоения месторождения. Заключительный отчет [Текст] / ОАО «ВНИИХТ»; Рук. А. С. Салтыков исполн.: И.В. Кузенцов [и др.]. – М., 2013. – Инв. № ТИ 5061.
53. Ягодин, Г.А. Технология редких металлов в атомной технике [Текст] / Г.А. Ягодин, О.А. Синегрибова, А.М. Чекмарев. – М., 1974. – 344 с.
54. Матвеева, Л.А. Механизм разрушения алюмосиликатных и силикатных минералов [Текст] / Л.А. Матвеева // Кора выветривания. – 1974. – №14. – С.227-239.
55. Айлер, Р. Получение и применение гидрозолей кремнезема [Текст] / Р. Айлер, пер. с англ. В.Б. Соколов. ред. Ю. Г. Фролова – Москва: Мир, 1982. – 416 с.
56. Reed, S.J.B. Electron microprobe analysis and scanning electron microscopy in geology. Second edition [Текст] / S.J.B. Reed. – Cambridge University Press, 2005. – 265 p.

№ 33-06/102  
от 03.02.09г.

**«УТВЕРЖДАЮ»**  
Директор ОАО «ВНИИХТ»  
доктор технических наук,  
профессор  
В.В.Шаталов  
«   » \_\_\_\_\_ 2009 г.



**Акт  
укрупненных испытаний**

В соответствии с календарным планом работ по теме 343-С-5, договора 308 от 31.07.08г. в декабре 2008г. проведены укрупненные испытания процесса грануляции рудной мелочи крупностью 100% менее 10мм месторождения «Оловское» (проба ОЛ-2) для последующих испытаний по кучному выщелачиванию урана.

Для проведения работ существующий в лаборатории К-2 барабанный гранулятор-сульфатизатор (рисунок 1) был оснащен реагентным блоком (рисунок 2).

Цель испытаний – наработка опытной партии (~500кг) гранул устойчивых к действию раствора серной кислоты и исключаящих «кольматацию» кучи.



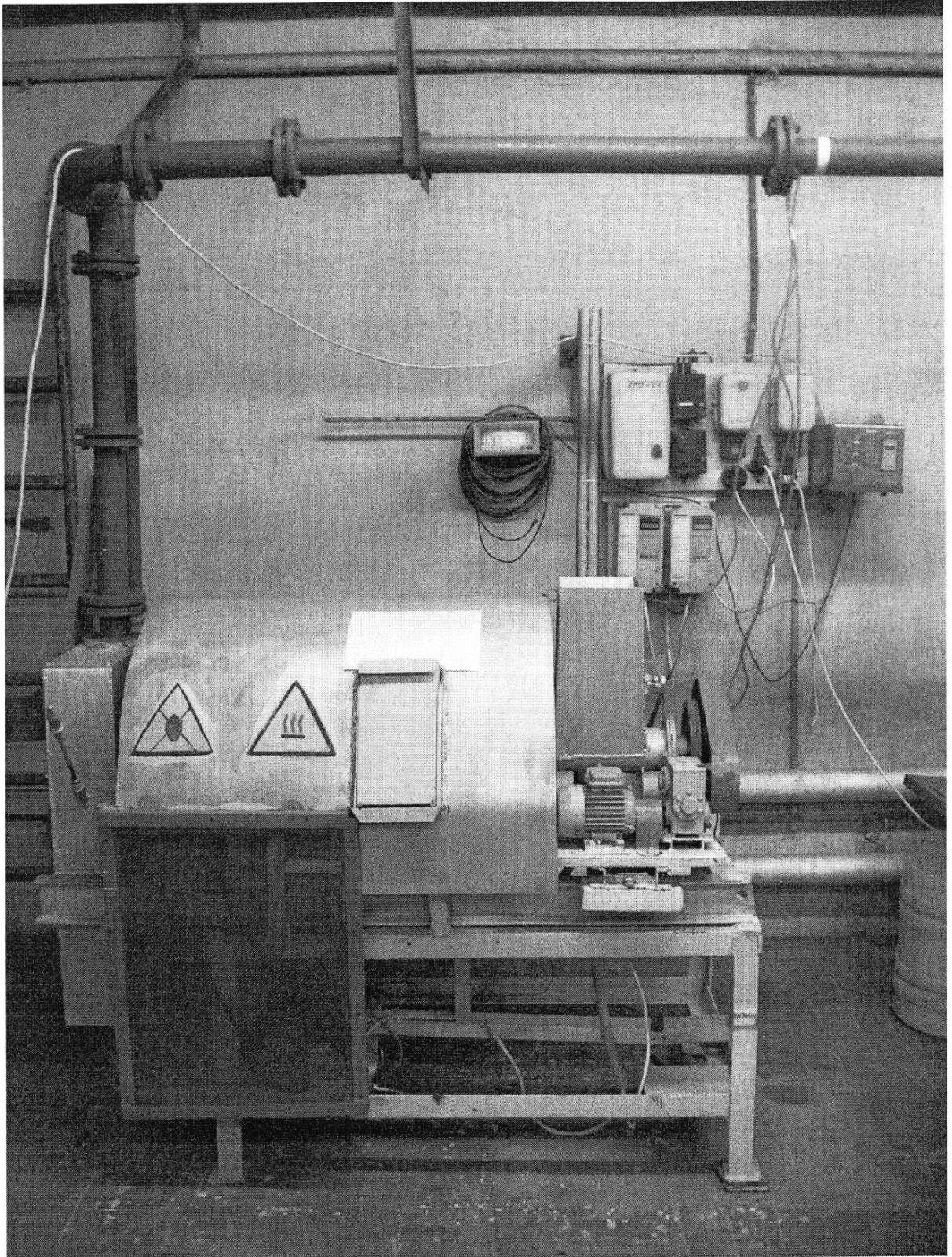


Рисунок 1 – Барабанный гранулятор

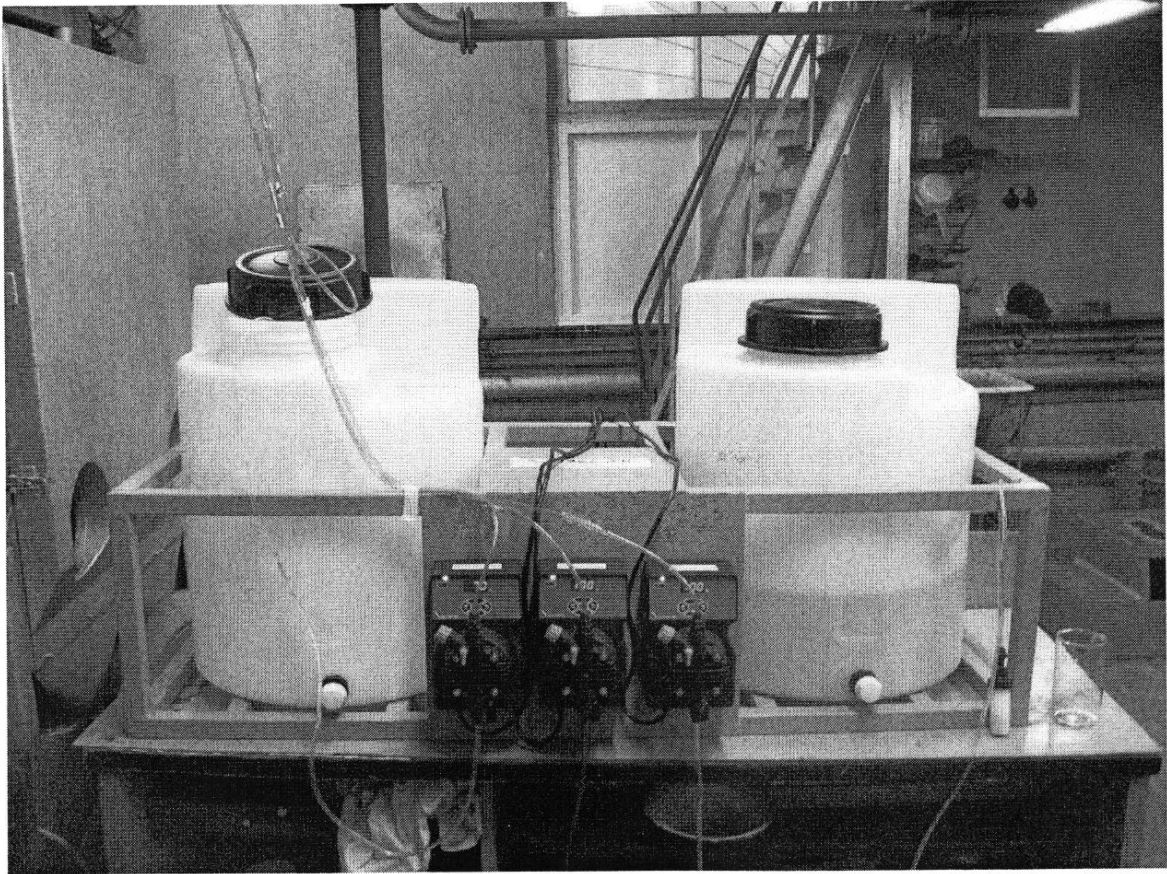


Рисунок 2 – Реагентный блок

### **Порядок проведения работ.**

Исходную урановую руду месторождения «Оловское» (ОЛ-2) с влажностью 7,5% и крупностью [-10+0] подавали шнековым питателем во вращающийся барабан гранулятора. Одновременно с рудой из реагентного блока дозировочными насосами подавали серную кислоту и воду. Смешивание кислоты с водой происходило непосредственно в распределительной гребенке. Ситовый состав и распределение урана по классам крупности пробы представлены в таблице 1.

Образующиеся при окатывании гранулы самотеком через камеру разгрузки попадали в накопительный бункер. Выделяющиеся в процессе грануляции газы эвакуировались через систему пыле-газоочистки, состоящую из циклона и орошаемого содовым раствором скруббера, в систему вентиляции.

Таблица1. Проба ОЛ-2.

Класс, мм	Выход класса, % $\gamma$		Содержание урана, % $\beta$	Распределение урана по классам $\epsilon$	
	от исх.руды	от класса -10 мм		от исх. руды	от класса -10 мм
-10+5	12,6	18,6	0,077	11,4	14,6
-5+2	18,5	27,2	0,077	16,7	21,3
-2+1	9,6	14,1	0,069	7,8	10,0
-1+0,5	7,8	10,5	0,069	6,3	8,0
-0,5+0,2	6,4	9,4	0,9	6,8	8,7
-0,2+0	13,1	19,3	0,19	29,3	37,4
$\Sigma$	67,9	100	0,098	78,3	100

$\alpha = 0,085\%$  - содержание урана в исходной руде.  $\epsilon = \gamma * \beta / \alpha$

В ходе испытаний переработано 463,4 кг исходной руды и получено 498,3 кг влажных гранул. После выдержки на воздухе в течение трех суток гранулы массой 491 кг передали на участок кучного выщелачивания. Внешний вид гранул представлен на рисунке 3.



Рисунок 3 – Внешний вид гранул



В дополнение к основной программе испытаний (наработка ~ 500кг) были получены опытные образцы (~ по 10кг) гранулированной руды с добавлением окислителей: природного гематита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) и пиролюзита ( $\text{MnO}_2$ ).

В исходную руду добавляли окислитель в количестве 1% от массы и усредняли. Баланс по грануляции руды представлен в таблице 2.

В ходе укрупненных испытаний проводили замеры состава отходящих газов в системе пыле-газоочистки.

Результаты измерений представлены в таблицах 3 и 4.

Замеры запыленности проводились измерителем массовой концентрации аэрозольных частиц «Аэрокон»:

- при загрузке руды 0 – 0,4 мг/м<sup>3</sup>,
- при разгрузке гранул 0 – 0,36 мг/м<sup>3</sup>,
- выход из барабана 0 – 0,96 мг/м<sup>3</sup>.

Анализы газовой фазы выполнялись с помощью газоанализаторов «Комета-3» и «Комета-4», а также химическим методом. Результаты замеров представлены в таблицах 3 и 4.

Результаты дозиметрического контроля исходной руды и товарных гранул показаны в таблице 2.

**Таблица 2. Результаты дозиметрического контроля.**

Анализируемый материал	Радиоактивность	
	$\gamma$ [мкз/час]	$\beta$ чц/см <sup>2</sup> мин
Исходная руда	1 – 1,5	150
Гранулированная руда	1 – 1,5	150

Таблица 3. Баланс расхода реагентов по руде

Статьи	Окислитель		Без окислителя	
	MnO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Исходная руда на грануляцию, т, кг	10,0	7,4	463,44	
Количество введенного окислителя, кг	0,1	0,074	-	
Количество введенной воды, л	0,55	0,94	20,8	
Количество введенной H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (94%), кг	0,31	0,35	13,05	
Количество введенного связующего, кг	0,54	0,46	17,33	
Ожидаемая масса гранул, m <sub>1</sub> , кг	11,5	9,2	514,62	
Фактическая масса полученных гранул, m <sub>2</sub> , кг	10,84	8,04	498,3	
Фактическая масса гранул после выдержки на воздухе 18 дней в поддонах при t=20-25°C, m <sub>3</sub> , кг	9,98	7,4	491 <sub>(10 дней)</sub>	
Разница между ожидаемой и фактической массами полученных гранул Δ <sub>1</sub> =m <sub>1</sub> -m <sub>2</sub> , кг	0,66	1,16	16,32	
Дебаланс (Δ <sub>1</sub> /m <sub>1</sub> )·100, %	5,7	12,6	3,28	
Потери влаги при выдержке гранул на воздухе (18 дней) гранул, Δ <sub>2</sub> =m <sub>2</sub> -m <sub>3</sub> , кг	0,86	0,64	7,3 <sub>(10 дней)</sub>	
Количество введенных реагентов, % масс:	Воды	5,4	12,7	4,49
	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (94%)	3,1	4,7	2,81
	Связующее	5,35	6,2	3,74
Козф. соотношения связующее : кислота, k	1,74	1,31	1,33	

Таблица 4 - Результаты анализов содержания вредных химических веществ (ВХВ) в газо-воздушной смеси, образующейся в процессе грануляции.




Место отбора пробы	Сернистый ангидрид SO <sub>2</sub> , мг/м <sup>3</sup>		Сероводород H <sub>2</sub> S, мг/м <sup>3</sup>		Серная кислота H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , мг/м <sup>3</sup>	Аммиа к NH <sub>3</sub> , мг/м <sup>3</sup>
	Среднее значение	Макс. значение	Среднее значение	Макс. значение		
Гранулятор (рабочая зона барабана)	35	40	2,5	3,1	1,15	9-10
Отходящие газы. Основной воздуховод	18	21	1	1,2	0,95	6-7

Таблица 5 - Содержание ВХВ в газо-воздушной смеси, образующейся при грануляции с добавлением в исходную руду окислителей.

ВХВ Время от начала процесса, мин.	Сернистый ангидрид SO <sub>2</sub> , мг/м <sup>3</sup>	Сероводород H <sub>2</sub> S, мг/м <sup>3</sup>	Аммиак NH <sub>3</sub> , мг/м <sup>3</sup>	Диоксид азота NO <sub>2</sub> , мг/м <sup>3</sup>
Окислитель – гематит				
0	0	0	0	0
1	0	1,2	1	0
5	0	0	3	0
10	0	0	0	0
11	6 - 13	0,2 – 0,9	3 – 4	0
12	5	0,3	3	0
13	2	0	2	0
15	0 – 1	0	2	0
20	0	0	1	0
Окислитель - пиролюзит				
0	0	0 – 0,1	0 – 2	0
2	4 – 5	0,2	2	0
5	1	0	2	0
7 (подача раствора)	2	0	2	0,1 – 0,3
10	0	0	1	0 – 0,4
14 (выход на режим)	0	0	1	0,9
15	0	0	1	0,4 – 0,5
17	0	0	1	0 – 0,4
20	1	0	1	0,1 – 0,2
21	2	0,1	1	0
22	0	0	1	0
25 (разгрузка)	0	0	0 - 1	0
Замеры воздуха в емкости с продуктом				
-	0	0	0 - 1	0

Начальник лаборатории К-2  
Ведущий инженер  
Инженер  
Начальник группы пылегазового  
контроля ОПК и ОТ  
Ведущий инженер  
Инженер 1-кат.

Ведущий научный сотрудник лаб. К-3  
Инженер

 В.Ю. Кольцов  
 А.В. Калашников  
 И.В. Кузнецов

В.К. Табунщикова  
О.Ю.Новикова  
А.В. Кузнецова

 О.И. Козлов  
Т.П. Тишкина

Таблица Б.1 – Результаты выщелачивания колонны №1

Дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	ΣV ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Сод. U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	Σрасход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/ дм <sup>3</sup>
16дек.	40,0	15,0	15,0	0,01	20,4	0,00	177,3	0,24	305,7	305,7	0,21	0,6
17дек.	47,0	47,0	62,0	0,04	20,5	0,00	180,9	1,01	965,4	1271,1	0,89	0,6
18дек.	43,5	43,5	105,5	0,07	20,7	0,00	235,8	1,94	899,6	2170,7	1,52	0,6
19дек.	45,0	45,0	150,5	0,11	20,2	0,00	204,8	2,77	906,8	3077,4	2,16	1,2
20дек.	49,0	49,0	199,5	0,14	20,0	0,20	217,8	3,74	970,2	4047,6	2,84	1,2
21дек.	45,0	45,0	244,5	0,17	40,2	0,49	156,0	4,37	1787,9	5835,5	4,09	1,2
22дек.	45,0	45,5	290,0	0,20	40,2	1,37	169,2	5,06	1764,5	7600,0	5,33	1,2
23дек.	38,0	37,5	327,5	0,23	40,4	0,00	188,4	5,70	1515,0	9115,0	6,39	1,8
24дек.	49,0	49,0	376,5	0,26	40,0	0,00	475,8	7,81	1960,0	11075,0	7,77	2,4
25дек.	39,0	39,0	415,5	0,29	40,0	0,00	564,0	9,80	1560,0	12635,0	8,86	1,8
26дек.	28,0	28,0	443,5	0,31	10,0	3,38	867,0	12,00	185,4	12820,3	8,99	0,6
27дек.	39,0	39,0	482,5	0,34	10,0	2,06	1083,0	15,83	309,7	13130,0	9,21	1,8
28дек.	46,0	46,0	528,5	0,37	10,0	2,06	1106,3	20,44	365,2	13495,2	9,46	1,8
29дек.	43,0	43,0	571,5	0,40	10,0	2,36	939,0	24,10	328,5	13823,7	9,69	3,6
30дек.	44,0	44,0	615,5	0,43	10,0	1,47	891,0	27,64	375,3	14199,1	9,96	0,6
31дек.	44,0	44,0	659,5	0,46	10,0	2,45	927,0	31,34	332,2	14531,3	10,19	1,8

Продолжение таблицы Б.1

Дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	ΣV ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/ дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	Σрасход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/ дм <sup>3</sup>
01январ.	48,0	48,0	707,5	0,50	10,0	3,92	999,0	35,69	291,8	14823,1	10,39	1,2
02январ.	42,0	42,0	749,5	0,53	10,0	3,92	1008,0	39,52	255,4	15078,5	10,57	1,8
03январ.	45,0	45,0	794,5	0,56	10,0	3,43	969,0	43,47	295,7	15374,1	10,78	0,9
04январ.	50,0	53,0	847,5	0,59	10,0	2,45	828,0	47,45	400,2	15774,3	11,06	1,8
05январ.	46,0	43,0	890,5	0,62	8,0	5,39	756,0	50,40	112,2	15886,5	11,14	3,0
06январ.	48,0	48,0	938,5	0,66	7,0	3,92	648,0	53,21	147,8	16034,3	11,24	2,4
07январ.	44,0	44,0	982,5	0,69	7,0	1,47	678,0	55,91	243,3	16277,6	11,41	2,4
08январ.	44,0	44,0	1026,5	0,72	7,0	5,88	987,0	59,84	49,3	16326,9	11,45	2,4
09январ.	40,0	40,0	1066,5	0,75	7,0	3,92	639,0	62,15	123,2	16450,1	11,54	1,8
10январ.	44,0	44,0	1110,5	0,78	7,0	4,41	567,0	64,41	114,0	16564,1	11,62	0,5
11январ.	42,0	42,0	1152,5	0,81	10,0	4,41	531,0	66,43	234,8	16798,9	11,78	4,41
12январ.	48,0	48,0	1200,5	0,84	7,0	4,61	480,0	68,50	114,7	16913,6	11,86	6,27
13январ.	41,0	41,0	1241,5	0,87	7,0	8,33	457,5	70,18	-54,5	16859,1	11,82	5,39
14январ.	46,0	46,0	1287,5	0,90	7,0	3,53	400,5	71,83	159,6	17018,7	11,93	0,9
15январ.	48,0	48,0	1335,5	0,94	7,0	1,96	356,4	73,38	241,9	17260,6	12,10	6,37
16январ.	48,0	48,0	1383,5	0,97	7,0	2,94	277,2	74,56	194,9	17455,5	12,24	5,88



Продолжение таблицы Б.1

Дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	ΣV ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Сод. U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	Σрасход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/ дм <sup>3</sup>
17январь.	40,0	40,0	1423,5	1,00	7,0	3,92	250,8	75,45	123,2	17578,7	12,33	126
18январь.	50,0	50,0	1473,5	1,03	7,0	5,39	238,2	75,96	80,5	17659,2	12,38	220
19январь.	49,0	49,0	1522,5	1,07	7,0	4,90	150,8	75,65	102,9	17762,1	12,46	246,6
20январь.	0,0	25,0	1547,5	1,19	7,0	4,41	182,4	75,50	64,8	17826,8	12,50	225,31
21январь.			1522,5	1,07				75,50		17762,1	12,46	140,4
22январь.			1522,5	1,07				75,50		17762,1	12,46	23,4
23январь.			1550,5	1,09				75,50	196,0	17958,1	12,59	7,8
24январь.	35,0	18,0	1568,5	1,10	7,0	2,65	260,4	75,92	78,3	18036,4	12,65	22,2
25январь.	30,0	26,0	1594,5	1,12	7,0	3,04	68,2	76,03	103,0	18139,3	12,72	8,4
26январь.	40,0	32,0	1626,5	1,14	7,0	4,70	267,0	76,78	73,6	18212,9	12,77	3,0
27январь.	35,0	44,0	1670,5	1,17	7,0	5,15	199,8	77,56	81,4	18294,3	12,83	1,2
28январь.	35,0	29,0	1699,5	1,19	7,0	4,66	178,2	78,03	67,9	18362,2	12,88	1,2
29январь.	30,0	45,0	1744,5	1,22	7,0	4,66	195,8	78,82	105,3	18467,5	12,95	0,6
30январь.	40,0	28,0	1772,5	1,24	7,0	3,19	120,6	79,13	106,7	18574,2	13,03	1,2
31январь.	25,0	41,0	1813,5	1,27	7,0	5,64	105,6	79,52	55,8	18629,9	13,06	1,2
01фев.	40,0	34,0	1847,5	1,30	7,0	1,96	99,0	79,82	171,4	18801,3	13,18	1,8

Продолжение таблицы Б.1

Дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	ΣV ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Сод. U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	Σрасход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/ дм <sup>3</sup>
02фев.	35,0	34,0	1881,5	1,32	7,0	3,92	96,6	80,11	104,7	18906,0	13,26	0,6
03фев.	40,0	32,0	1913,5	1,34	7,0	6,06	80,4	80,34	30,1	18936,1	13,28	0,6
04фев.	40,0	43,0	1956,5	1,37	7,0	2,47	61,8	80,58	194,8	19130,9	13,42	0,1
05фев.	45,0	40,0	1996,5	1,40	7,0	3,35	58,8	80,80	146,0	19276,9	13,52	0,1
06фев.	40,0	40,0	2036,5	1,43	7,0	1,72	57,6	81,00	211,2	19488,1	13,67	0,6
07фев.	48,0	49,0	2085,5	1,46	7,0	3,43	42,0	81,19	174,9	19663,0	13,79	4,2
08фев.	48,0	47,0	2132,5	1,50	10,0	7,35	48,9	81,38	124,6	19787,6	13,88	5,4
09фев.	45,0	42,0	2174,5	1,52	15,0	12,71	93,4	81,71	96,2	19883,7	13,94	5,4
10фев.	48,0	54,0	2228,5	1,56	10,0	7,11	39,2	81,88	156,1	20039,8	14,05	5,4
11фев.	50,0	50,0	2278,5	1,60	7,0	4,90	30,6	81,99	105,0	20144,8	14,13	6,6
12фев.	48,0	42,0	2320,5	1,63	7,0	5,39	31,2	82,09	67,6	20212,4	14,17	8,4
13фев.	48,0	48,0	2368,5	1,66	7,0	6,13	28,8	82,18	41,8	20254,2	14,20	6,6
14фев.	48,0	49,0	2417,5	1,70	7,0	6,13	30,6	82,28	42,6	20296,8	14,23	9,0
15фев.	48,0	52,0	2469,5	1,73	7,0	5,15	31,8	82,39	96,2	20393,0	14,30	4,8
16фев.	48,0	50,0	2519,5	1,77	7,0	6,06	34,2	82,52	47,0	20440,0	14,33	7,8
17фев.	48,0	50,0	2569,5	1,80	7,0	5,34	30,6	82,63	83,0	20523,0	14,39	19,8

Продолжение таблицы Б.1

Дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	ΣV ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Сод. U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	Σрасход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/ дм <sup>3</sup>
18фев.			2569,5	1,80				82,63		20523,0	14,39	
19фев.			2569,5	1,80				82,63		20523,0	14,39	
20фев.			2569,5	1,80				82,63		20523,0	14,39	10,2
21фев.	45,0	52,0	2621,5	1,84	10,0	8,09	31,8	82,73	99,3	20622,3	14,46	10,2
22фев.	50,0	46,0	2667,5	1,87	7,0	1,72	31,2	82,82	242,9	20865,2	14,63	2,4
23фев.			2667,5	1,87				82,82		20865,2	14,63	
24фев.	55,0	48,0	2715,5	1,90	7,0	1,96	28,2	82,93	241,9	21107,1	14,80	2,4
25фев.	50,0	50,0	2765,5	1,94	7,0	3,64	22,8	83,02	168,0	21275,1	14,92	1,8
26фев.	50,0	48,0	2813,5	1,97	7,0	4,41	21,6	83,11	124,3	21399,5	15,01	1,8
27фев.	50,0	50,0	2863,5	2,01	7,0	4,41	20,4	83,19	129,5	21529,0	15,10	1,8
28фев.	50,0	49,0	2912,5	2,04	7,0	3,43	19,8	83,27	174,9	21703,9	15,22	2,4
01мар.	50,0	50,0	2962,5	2,08	7,0	2,70	18,6	83,34	215,0	21918,9	15,37	2,4
02мар.	48,0	48,0	3010,5	2,11	7,0	5,34	16,8	83,41	79,7	21998,6	15,43	2,4
03мар.		25,0	3035,5	2,13	7,0	3,43	15,4	83,44	89,3	22087,8	15,49	1,8

**Таблица Б.2 – Результаты выщелачивания колонны № 2**

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
16дек.	45,0	31,5	31,5	0,05	20,38	0	103,2	0,8	642,0	642,0	1,03	0,6
17дек.	45,0	38,0	69,5	0,11	20,56	0	280,8	3,5	781,3	1423,3	2,29	0,6
18дек.	45,0	46,0	115,5	0,19	20,68	0,19	651,8	11,1	942,5	2365,8	3,80	0,6
19дек.	45,0	43,5	159,0	0,26	20	0,49	570,0	17,4	848,7	3214,5	5,17	1,2
20дек.	45,0	45,0	204,0	0,33	20	1,47	477,0	22,9	833,9	4048,3	6,51	1,2
21дек.	40,0	42,0	246,0	0,40	20	1,47	423,0	27,4	778,3	4826,6	7,76	1,2
22дек.	45,0	48,0	294,0	0,47	20	2,06	420,0	32,5	861,1	5687,7	9,14	1,2
23дек.	40,0	42,5	336,5	0,54	20	1,36	381,0	36,6	792,2	6479,9	10,42	1,8
24дек.	40,0	32,0	368,5	0,59	10	1,46	321,0	39,1	273,3	6753,2	10,86	2,4
25дек.	40,0	43,0	411,5	0,66	10	2,35	322,0	42,6	329,0	7082,1	11,39	1,8
26дек.	35,0	32,0	443,5	0,71	10	2,06	228,0	44,5	254,1	7336,2	11,79	0,6
27дек.	45,0	55,0	498,5	0,80	10	3,72	262,5	48,1	345,4	7681,6	12,35	1,8
28дек.	45,0	46,0	544,5	0,88	10	3,82	312,0	51,8	284,3	7965,9	12,81	1,8
29дек.	45,0	45,0	589,5	0,95	10	3,72	291,2	55,1	282,6	8248,5	13,26	3,6
30дек.	45,0	44,0	633,5	1,02	10	3,29	342,0	58,8	295,2	8543,7	13,74	0,6
31дек.	45,0	46,0	679,5	1,09	10	2,84	303,0	62,4	329,4	8873,1	14,27	1,8
01январ.	45,0	38,0	717,5	1,15	7	4,41	249,0	64,8	98,4	8971,5	14,42	1,2

Продолжение таблицы Б.2

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
02январь.	45,0	50,0	767,5	1,23	7	5,39	192,0	67,2	80,5	9052,0	14,55	1,8
03январь.	40,0	33,0	800,5	1,29	7	2,94	171,0	68,6	134,0	9186,0	14,77	0,9
04январь.	45,0	53,0	853,5	1,37	7	4,41	126,0	70,3	137,3	9323,3	14,99	1,8
05январь.	45,0	47,0	900,5	1,45	7	4,35	99,6	71,4	124,6	9447,8	15,19	3
06январь.	45,0	48,0	948,5	1,52	7	4,41	42,0	71,9	124,3	9572,1	15,39	2,4
07январь.	45,0	47,0	995,5	1,60	7	1,96	84,6	72,9	236,9	9809,0	15,77	2,4
08январь.	45,0	41,0	1036,5	1,67	7	3,92	82,8	73,7	126,3	9935,3	15,97	2,4
09январь.	45,0	46,0	1082,5	1,74	7	5,31	45,0	74,2	77,7	10013,0	16,10	1,8
10январь.	45,0	42,0	1124,5	1,81	7	2,94	61,2	74,9	170,5	10183,6	16,37	0,5
11январь.	45,0	43,0	1167,5	1,88	7	5,39	66,6	75,6	69,2	10252,8	16,48	4,41
12январь.	45,0	42,0	1209,5	1,94	7	3,59	63,6	76,2	143,2	10396,0	16,71	6,27
13январь.	45,0	44,0	1253,5	2,02	7	6,37	51,0	76,7	27,7	10423,7	16,76	5,39
14январь.	45,0	48,0	1301,5	2,09	7	6,62	39,3	77,1	18,2	10442,0	16,79	0,9
15январь.	45,0	48,0	1349,5	2,17	7	2,45	34,8	77,5	218,4	10660,4	17,14	6,37
16январь.	45,0	44,0	1393,5	2,24	7	3,92	43,2	78,0	135,5	10795,9	17,36	5,88
17январь.	45,0	42,0	1435,5	2,31	7	4,52	57,8	78,5	104,2	10900,0	17,52	126

Продолжение таблицы Б.2

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
18январь.	45,0	46,0	1481,5	2,38	7	5,39	88,2	78,1	74,1	10974,1	17,64	220
19январь.	40,0	38,0	1519,5	2,44	7	4,41	115,6	77,1	98,4	11072,5	17,80	246,6
20январь.	45,0	42,0	1561,5	2,51	7	3,43	163,8	76,2	149,9	11222,5	18,04	225,31
21январь.		0,0	1561,5	2,51			0,0	76,2	0,0	11222,5	18,04	140,4
22январь.		0,0	1561,5	2,51			0,0	76,2	0,0	11222,5	18,04	23,4
23январь.		15,0	1576,5	2,53	5	3,33	182,4	76,8	25,1	11247,5	18,08	7,8
24январь.	45,0	40,0	1616,5	2,60	5	4,12	136,4	78,1	35,2	11282,7	18,14	22,2
25январь.	20,0	16,5	1633,0	2,63	5	4,51	126,6	78,5	8,1	11290,8	18,15	8,4
26январь.	30,0	34,0	1667,0	2,68	5	4,02	98,4	79,3	33,3	11324,1	18,21	3
27январь.	25,0	20,0	1687,0	2,71	7	6,62	72,6	79,7	7,6	11331,7	18,22	1,2
28январь.	30,0	32,0	1719,0	2,76	7	5,15	66,9	80,2	59,2	11390,9	18,31	1,2
29январь.	45,0	46,0	1765,0	2,84	5	4,9	37,8	80,6	4,6	11395,5	18,32	0,6
30январь.	25,0	21,0	1786,0	2,87	5	4,66	37,2	80,8	7,1	11402,7	18,33	1,2
31январь.	45,0	44,0	1830,0	2,94	5	4,11	39,0	81,2	39,2	11441,8	18,40	1,2
01февраль.	35,0	26,0	1856,0	2,98	5	2,45	32,1	81,4	66,3	11508,1	18,50	1,8
02февраль.	30,0	36,0	1892,0	3,04	7	4,17	24,6	81,7	101,9	11610,0	18,67	0,6

Продолжение таблицы Б.2

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
03фев.	30,0	30,0	1922,0	3,09	5	3,43	22,8	81,8	47,1	11657,1	18,74	0,6
04фев.	30,0	47,0	1969,0	3,17	5	2,45	15,9	82,0	119,9	11777,0	18,93	0,1

Таблица Б.3 – Результаты выщелачивания колонны № 3 (гранулированный материал)

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г/дм <sup>3</sup>	Сод.У, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
25дек.	120											1,8
26дек.	42	72	72	0,15	10	3,09	4368,0	57,9	497,5	497,5	1,01	0,6
27дек.	41	41	113	0,23	10	1,67	1041,0	65,7	341,5	839,1	1,71	1,8
28дек.	40	40	153	0,31	10	2,16	1165,5	74,3	313,6	1152,7	2,35	1,8
29дек.	45	47	200	0,41	10	2,25	516,0	78,7	364,3	1516,9	3,09	3,6
30дек.	40	40	240	0,49	10	9,27	378,0	81,5	29,2	1546,1	3,15	0,6
31дек.	45	43	283	0,58	10	3,04	360,0	84,3	299,3	1845,4	3,76	1,8
01январ.	44	44	327	0,67	7	3,92	213,0	86,0	135,5	1980,9	4,03	1,2
02январ.	42	42	369	0,75	7	5,39	174,0	87,4	67,6	2048,5	4,17	1,8
03январ.	40	41	410	0,84	7	2,94	139,5	88,4	166,5	2215,0	4,51	0,9

*Продолжение таблицы Б.3*

дата	V ВР, дм <sup>3</sup>	V ПР, дм <sup>3</sup>	∑V ПР, дм <sup>3</sup>	Ж/Т	Кисл. ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кисл. ПР, г дм <sup>3</sup>	Сод. U, мг/дм <sup>3</sup>	Извл., %	Расход кислоты, г	∑расход кислоты, г	Расход кислоты, г/т	Содержание U в мат., мг/дм <sup>3</sup>
04январ.	54	53	463	0,94	10	8,33	79,2	89,2	88,5	2303,5	4,69	1,8
05январ.	47	47	510	1,04	10	7,84	58,8	89,7	101,5	2405,0	4,90	3,0
06январ.	49	49	559	1,14	7	5,39	48,0	90,1	78,9	2483,9	5,06	2,4
07январ.	45	46	605	1,23	7	3,92	45,0	90,4	141,7	2625,6	5,35	2,4
08январ.	45	45	650	1,32	7	2,94	43,2	90,8	182,7	2808,3	5,72	2,4
09январ.	40	40	690	1,41	10	9,8	20,4	90,9	8,0	2816,3	5,74	1,8
10январ.	45	46	736	1,50	7	5,88	40,2	91,2	51,5	2867,8	5,84	0,5
11январ.	40	40	776	1,58	7	6,86	16,8	91,3	5,6	2873,4	5,85	4,41
12январ.	25	29	805	1,64	7	6,47	22,2	91,4	15,4	2888,8	5,88	6,27



Таблица В.1 – Результаты выщелачивания колонны № 1

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/г	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
1.08	50	41	41	0,03	0	0	76,4	0,2	0	0	0,0	0
2.08	50	28	69	0,05	40	0	76,4	0,3	1120	1120	0,8	0
3.08	50	38	107	0,08	40	0	200,5	0,6	1520	2640	2,0	0
4.08	50	45	152	0,11	40	0	1165,4	3,3	1800	4440	3,4	0
5.08	50	43	195	0,14	40	2,7	2068,8	7,7	1717,3	6157,3	4,7	0
6.08	50	41	237	0,17	37,1	3,9	2189,1	12,2	1517,2	7674,5	5,8	1,8
7.08	50	47	284	0,20	39,9	3,2	4118,9	22,0	1872,1	9546,6	7,2	1,8
8.08	50	45	329	0,24	35,7	8,1	6245,6	36,1	1598,4	11145	8,4	1,8
9.08	50	48	377	0,27	32,1	8,6	4976,0	48,0	1532,2	12677,2	9,6	52,2
10.08	0	27	398	0,29	7,1	10,1	3519,3	52,8	181,6	12858,8	9,7	52,2
11.08	0	0	398	0,29	0	0	0,0	52,8	0	12858,8	9,7	0
12.08.	50	23	412	0,30	25,4	1,5	2134,3	55,3	582,7	13441,5	10,2	4,2
13.08.	50	47	459	0,33	24,88	1,96	1726,7	59,3	1167,4	14608,9	11,1	7,3
14.08	50	49	508	0,36	25,2	2,5	1602,4	63,3	1232,3	15841,2	12,0	3,6
15.08	50	52	560	0,40	28,7	3,9	1564,9	67,4	1488,5	17329,7	13,1	12,6
16.08	50	46	606	0,43	27	4,2	1182,7	70,1	1237,8	18567,5	14,1	65,1

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание У в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
17.08	50	41	647	0,46	28	4,4	868,7	71,9	1143,6	19711,1	14,9	76,8
18.08	50	48	695	0,50	14,8	4,2	855,3	73,9	706,2	20417,3	15,5	6,6
19.08	50	52	747	0,54	6,9	4,9	869,2	76,2	353,9	20771,2	15,7	2,4
20.08	50	47	794	0,57	7,8	3,43	537,2	77,5	363,17	21134,4	16,0	2,4
21.08	50	58	852	0,61	6,86	2,94	298,0	78,3	394,94	21529,3	16,3	3,6
22.08	50	39	891	0,64	10,41	2,45	439,4	79,2	403,54	21932,9	16,6	1,8
23.08	50	47	938	0,67	8,41	2,45	291,9	79,9	392,82	22325,7	16,9	0,6
24.08	50	49	987	0,71	3,92	2,45	245,4	80,5	189,63	22515,3	17,0	15,3
25.08	50	54	1041	0,75	7,43	2,94	239,5	81,1	398,28	22913,6	17,3	0,6
26.08	50	45	1086	0,78	6,94	2,94	214,9	81,6	309,36	23222,9	17,6	0
27.08	50	48	1134	0,81	7,92	2,94	176,1	82,0	377,22	23600,2	17,9	1,2
28.08	0	20	1154	0,83	8,92	1,47	162,0	82,2	176,93	23777,1	18,0	2,85
29.08	50	38	1192	0,85	6,45	1,47	149,1	82,5	243,63	24020,7	18,2	0
30.08	50	44	1236	0,89	6,7	1,96	143,8	82,8	292,84	24313,6	18,4	2,4
31.08	50	53	1289	0,92	10,94	1,96	146,5	83,2	577,86	24891,4	18,8	1,8
1.09	50	50	1339	0,96	10,94	2,45	108,0	83,5	544,55	25436	19,3	1,2

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание У в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
2.09	50	50	1389	0,99	10,94	1,96	125,1	83,8	545,04	25981	19,7	0
3.09	50	45	1434	1,03	6,94	2,94	93,0	84,0	309,36	26290,4	19,9	1,8
4.09	50	54	1488	1,07	6,45	2,21	112,3	84,3	346,09	26636,5	20,2	0
5.09	50	47	1535	1,10	6,94	2,45	74,8	84,5	323,73	26960,2	20,4	0
6.09	50	48	1583	1,13	6,94	2,21	87,7	84,7	330,91	27291,1	20,7	0
7.09	50	48	1631	1,17	6,94	2,21	57,7	84,8	330,91	27622	20,9	0
8.09	45	40	1671	1,20	6,94	1,96	119,2	85,1	275,64	27897,7	21,1	0
9.09	50	49	1720	1,23	6,94	1,96	114,9	85,3	338,1	28235,8	21,4	0
10.09	50	46	1766	1,27	8,94	1,96	93,0	85,6	409,28	28645	21,7	0
11.09	50	50	1816	1,30	8,7	1,96	84,5	85,8	433,04	29078,1	22,0	0
12.09	50	46	1852	1,33	10,7	1,96	74,3	85,9	490,24	29568,3	22,4	0
13.09	50	44	1896	1,36	10,94	1,96	62,0	86,1	479,4	30047,7	22,7	0
14.09	50	57	1953	1,40	10,7	3,19	51,1	86,2	606,71	30654,4	23,2	0
15.09	50	50	2003	1,43	8,7	3,43	77,0	86,4	431,57	31086	23,5	0
16.09	50	46	2049	1,47	7,43	3,43	86,3	86,6	338,35	31424,3	23,8	0
17.09	50	49	2098	1,50	6,94	3,43	74,0	86,8	336,63	31761	24,0	0

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/г	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
18.09	50	51	2149	1,54	6,94	2,94	78,0	87,0	351	32112	24,3	0
19.09	50	49	2198	1,57	6,94	3,19	81,3	87,2	336,87	32448,8	24,6	0
20.09	50	47	2245	1,61	7,92	2,21	106,1	87,4	370,03	32818,9	24,8	0
21.09	50	50	2295	1,64	6,94	2,45	88,2	87,7	344,55	33163,4	25,1	0
22.09	50	48	2343	1,68	6,7	2,21	74,8	87,9	319,39	33482,8	25,3	0
23.09.	50	50	2383	1,71	6,7	0	89,8	88,1	335	33817,8	25,6	0
24.09	50	50	2433	1,74	6,45	1,96	98,6	88,3	320,54	34138,4	25,8	0
25.09	50	49	2482	1,78	6,7	2,45	81,3	88,5	325,85	34464,2	26,1	0
26.09	50	50	2532	1,81	7,19	2,45	64,5	88,7	357,05	34821,3	26,4	0
27.09	50	49	2581	1,85	7,43	2,45	58,8	88,8	361,62	35182,9	26,6	0
28.09	45	44	2624	1,88	5,45	2,45	55,6	89,0	237,35	35420,2	26,8	0
29.09	0	18	2642	1,89	2,45	2,45	39,0	89,0	41,65	35461,9	26,8	0
30.09	50	34	2676	1,92	6,45	2,21	56,1	89,1	217,09	35679	27,0	0
1.10.	50	48	2724	1,95	6,94	2,7	43,0	89,2	330,42	36009,4	27,3	0
2.10.	50	48	2772	1,99	9,7	2,7	40,1	89,3	462,9	36472,3	27,6	0,6
3.10.	50	46	2818	2,02	7,43	2,21	46,5	89,4	339,57	36811,9	27,9	1,2

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание У в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
4.10.	50	49	2867	2,05	10,7	2,24	54,0	89,5	522,06	37333,9	28,3	0
5.10.	50	50	2917	2,09	10,7	2,7	63,6	89,7	532,3	37866,2	28,7	0
6.10.	50	50	2967	2,13	6,7	2,21	92,5	89,9	332,79	38199	28,9	0
7.10.	50	49	3016	2,16	13,19	2,7	111,5	90,2	643,61	38842,6	29,4	1,2
8.10.	50	50	3066	2,20	10,7	2,94	119,5	90,5	532,06	39374,7	29,8	3,6
9.10.	50	47	3113	2,23	12,7	2,94	126,4	90,8	593,96	39968,6	30,3	3,6
10.10.	50	51	3164	2,27	12,56	2,94	152,4	91,2	637,62	40606,3	30,7	1,2
11.10.	0	0	3164	2,27	3,16	0	0,0	91,2	0	40606,3	30,7	3,8
12.10.	0	0	3164	2,27	3,16	0	0,0	91,2	0	40606,3	30,7	5,4
13.10.	50	48	3202	2,29	7,19	2,21	150,2	91,5	342,91	40949,2	31,0	12
14.10.	50	50	3252	2,33	7,19	1,47	212,8	92,1	358,03	41307,2	31,3	12,6
15.10.	50	51	3303	2,37	7,92	2,7	136,9	92,4	401,22	41708,4	31,6	9,9
16.10.	50	49	3352	2,40	7,43	2,94	202,3	92,9	361,13	42069,5	31,8	13,2
17.10.	50	50	3402	2,44	7,43	2,94	205,8	93,4	368,56	42438,1	32,1	12,6
18.10.	50	51	3453	2,47	7,92	2,94	124,6	93,8	400,98	42839,1	32,4	13,2
19.10.	50	47	3500	2,51	7,92	1,96	90,3	94,0	370,28	43209,4	32,7	10,8

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание У в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
20.10.	50	52	3552	2,54	7,92	1,96	75,4	94,2	409,88	43619,2	33,0	10,8
21.10.	50	50	3602	2,58	6,45	1,47	74,3	94,3	321,03	43940,3	33,3	18
22.10.	50	49	3651	2,62	6,7	1,47	72,7	94,5	326,83	44267,1	33,5	16,2
23.10.	50	50	3701	2,65	6,94	1,72	65,8	94,7	345,28	44612,4	33,8	16,2
24.10.	50	48	3749	2,69	6,94	2,45	48,1	94,8	330,67	44943,1	34,0	14,4
25.10.	50	51	3800	2,72	6,94	2,45	51,3	94,9	351,49	45294,5	34,3	14,4
26.10.	50	49	3849	2,76	6,94	2,45	38,5	95,0	337,61	45632,2	34,5	14,4
27.10.	50	47	3896	2,79	12,94	2,45	49,2	95,2	605,73	46237,9	35,0	14,4
28.10.	50	48	3944	2,83	7,96	2,7	45,4	95,3	379,38	46617,3	35,3	11,4
29.10.	50	51	3996	2,86	5,96	2,9	42,8	95,4	301,06	46918,3	35,5	11,4
30.10.	50	52	4048	2,90	6,7	3,43	43,3	95,5	344,97	47263,3	35,8	8,1
31.10.	50	50	4098	2,94	6,45	3,19	35,0	95,6	319,31	47582,6	36,0	9
1.11	50	50	4148	2,97	6,45	2,94	32,3	95,7	319,56	47902,2	36,3	9
2.11	50	48	4196	3,01	8,45	2,94	26,5	95,7	402,66	48304,8	36,6	9
3.11	50	49	4245	3,04	6,45	3,68	26,2	95,8	312,37	48617,2	36,8	9
4.11	50	47	4292	3,07	9,68	3,68	26,7	95,8	451,28	49068,5	37,1	17,4

*Продолжение таблицы В.1*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание У в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
5.11	50	49	4341	3,11	11,68	3,92	25,7	95,9	568,4	49636,9	37,6	17,4
6.11	50	16	4357	3,12	7,68	3,7	24,1	95,9	119,18	49756,1	37,7	17,4
7.11	50	52	4409	3,16	8	4,2	42,2	96,0	411,8	50167,9	38,0	0
8.11	50	49	4458	3,19	8	4,4	28,9	96,1	387,6	50555,5	38,3	0
9.11	50	50	4508	3,23	8	4,9	28,9	96,2	395,1	50950,6	38,6	0
10.11	50	48	4556	3,26	8	4,7	26,2	96,2	379,3	51329,9	38,9	0
11.11	50	49	4605	3,30	8	4,4	28,6	96,3	387,6	51717,5	39,2	0
12.11	50	52	4657	3,34	8	5,2	25,1	96,4	410,8	52128,3	39,5	0
13.11	50	34	4691	3,36	9,9	4,9	20,8	96,4	331,7	52460	39,7	5,4
14.11	50	51	4742	3,40	6,4	4,7	19,8	96,5	321,7	52781,7	40,0	3
15.11	50	49	4791	3,43	9,9	4,9	17,6	96,5	480,2	53261,9	40,3	4,8
16.11	50	36	4827	3,45	10,6	4,9	17,1	96,5	376,7	53638,6	40,6	3,6
17.11	0	16	4843	3,47	0	3,9	19,2	96,6	-3,9	53634,7	40,6	0

**Таблица В.2 – Результаты выщелачивания колонны № 2**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
2.08	50	35	35	0,05	0	0	27,6	0,1	0	0	0,0	0
3.08	50	24	59	0,084	40	0	57,6	0,2	960	960	1,5	0
4.08	50	53	112	0,16	40	2,7	3255	17,8	2117,3	3077,3	4,7	0
5.08	50	48	160	0,23	40	10,8	6270	48,5	1909,2	4986,5	7,6	0
6.08.	50	43	203	0,29	40	12,7	2730	60,4	1707,3	6693,8	10,2	0
7.08	50	52	255	0,37	37,1	10,8	1668	69,3	1918,4	8612,2	13,1	1,8
8.08	50	46	301	0,43	39,9	12,3	702	72,6	1823,1	10435,3	15,8	1,8
9.08	50	45	346	0,49	35,7	10,5	507	74,9	1596	12031,3	18,3	1,8
10.08	0	16	357	0,51	32,1	9,6	534	75,8	504	12535,3	19,0	52,2
11.08	0	0	357	0,51	7,1	0	0	75,8	0	12535,3	19,0	52,2
12.08	50	38	395	0,57	0	2,9	894	79,2	-2,9	12532,4	19,0	0
13.08.	50	46	441	0,63	25,4	4,41	642	82,2	1163,99	13696,4	20,8	4,2
14.08	50	48	489	0,7	24,88	6,6	379,2	84,1	1187,64	14884	22,6	7,3
15.08	50	48	533	0,765	25,2	8,1	442,8	86,3	1201,5	16085,5	24,4	3,6
16.08	50	52	585	0,84	28,7	8,3	356,4	88,1	1484,1	17569,6	26,7	12,6
17.08	50	49	634	0,91	27	8,6	304,8	89,7	1314,4	18884	28,7	65,1



*Продолжение таблицы В.2*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
18.08	50	47	681	0,98	28	10	282	91,0	1306	20190	30,7	76,8
19.08	50	48	729	1,04	14,8	7,8	165,6	91,8	702,6	20892,6	31,7	6,6
20.08	50	48	777	1,11	6,9	3,92	82,8	92,2	327,28	21219,9	32,2	2,4
21.08	50	54	837	1,25	7,8	3,19	45,6	92,5	418,01	21637,9	32,8	2,4
22.08	50	47	884	1,27	6,86	4,9	85,2	92,9	317,52	21955,4	33,3	3,6
23.08	50	48	932	1,33	10,41	4,9	67,2	93,2	494,78	22450,2	34,1	1,8
24.08	50	49	981	1,4	8,41	4,41	73,2	93,6	407,68	22857,9	34,7	0,6
25.08	50	49	1030	1,48	3,92	3,43	45,6	93,8	188,65	23046,6	35,0	15,3
26.08	50	49	1079	1,55	7,43	3,92	41,1	94,0	360,15	23406,7	35,5	0,6
27.08	50	49	1128	1,62	6,94	5,88	43,2	94,2	334,18	23740,9	36,0	0
28.08	50	52	1180	1,69	7,92	3,92	82,8	94,7	407,92	24148,8	36,7	1,2
29.08	50	48	1228	1,76	8,92	3,92	31,8	94,8	424,24	24573	37,3	2,85
30.08	50	45	1273	1,82	6,45	7,35	25,5	94,9	282,9	24855,9	37,7	0
31.08	50	50	1323	1,9	6,7	3,43	27,6	95,1	331,57	25187,5	38,2	2,4
1.09	50	50	1373	1,97	10,94	5,39	22,2	95,2	541,61	25729,1	39,1	1,8
2.09	50	50	1423	2,04	10,94	3,92	14,4	95,3	543,08	26272,2	39,9	1,2

*Продолжение таблицы В.2*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
3.09	50	48	1471	2,11	10,94	3,92	13,5	95,3	521,2	26793,4	40,7	0
4.09	50	50	1521	2,18	6,94	2,7	18,3	95,4	344,3	27137,7	41,2	1,8
5.09	50	52	1573	2,26	6,45	2,94	14,4	95,5	332,46	27470,2	41,7	0
6.09	50	51	1624	2,33	6,94	2,45	6,1	95,5	351,49	27821,7	42,2	0
7.09	50	49	1673	2,4	6,94	2,94	7,8	95,6	337,12	28158,8	42,7	0

**Таблица В.3 – Результаты выщелачивания колонны № 3**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
15.08	45	26	26	0,04	0	0	12,8	0,0	0	0	0,0	0
16.08	45	32	58	0,09	53	0	88,9	0,3	1696	1696	2,6	65,1
17.08	45	32	90	0,13	50	1	727,8	2,7	1599	3295	5,1	76,8
18.08	45	70	160	0,24	17,8	2,2	2447,2	20,5	1243,8	4538,8	7,0	6,6
19.08.	50	48	208	0,31	10,5	3,4	2268,5	31,9	500,6	5039,4	7,8	2,4
20.08	0	10	218	0,32	7,8	3,48	1939,4	33,9	74,52	5113,92	7,9	2,4
21.08	40	26	244	0,36	9,86	1,47	1699,7	38,5	254,89	5368,81	8,3	3,6

*Продолжение таблицы В.3*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
22.08	50	56	300	0,44	12,41	1,96	1409,2	46,7	693	6061,81	9,4	1,8
23.08	50	41	341	0,50	14,41	1,96	1840,3	54,5	588,85	6650,66	10,3	0,6
24.08	50	58	399	0,59	3,92	2,94	1952,5	66,3	224,42	6875,08	10,6	15,3
25.08	50	50	449	0,66	7,43	3,43	987,9	71,4	368,07	7243,15	11,2	0,6
26.08.	50	47	496	0,73	6,94	3,43	675,5	74,7	322,75	7565,9	11,7	0
27.08	50	43	539	0,79	7,92	3,92	596,4	77,4	336,64	7902,54	12,2	1,2
28.08	50	50	589	0,87	8,92	2,45	400,1	79,4	443,55	8346,09	12,9	2,85
29.08	45	40	629	0,93	6,45	2,7	354,8	80,9	255,3	8601,39	13,3	0
30.08	50	46	675	0,99	6,7	1,96	266,3	82,2	306,24	8907,63	13,8	2,4
31.08	40	30	705	1,04	6,94	3,43	434,1	83,5	204,77	9112,4	14,1	1,8
1.09	0	28	733	1,08	2,94	2,45	350,4	84,6	79,87	9192,27	14,2	1,2
2.09	50	52	785	1,15	2,94	1,96	345,2	86,4	150,92	9343,19	14,5	0
3.09	50	38	823	1,21	6,94	1,96	128,6	86,9	261,76	9604,95	14,9	1,8
4.09	50	53	876	1,29	8,45	1,72	276,3	88,5	446,13	10051,1	15,6	0
5.09	50	38	914	1,34	8,94	1,47	244,1	89,4	338,25	10389,3	16,1	0
6.09	50	55	969	1,43	10,94	2,45	117,7	90,1	599,25	10988,6	17,0	0

*Продолжение таблицы В.3*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
7.09	50	45	1014	1,49	8,94	1,96	183,0	90,9	400,34	11388,9	17,6	0
8.09	45	48	1062	1,56	8,94	2,94	52,3	91,2	426,18	11815,1	18,3	0
9.09	50	44	1106	1,63	6,94	2,45	103,3	91,7	302,91	12118	18,8	0
10.09	50	50	1156	1,70	8,94	2,21	89,8	92,1	444,79	12562,8	19,4	0
11.09	40	39	1195	1,76	8,7	2,7	92,8	92,5	336,6	12899,4	20,0	0
12.09	50	55	1250	1,84	7,5	3,19	89,3	93,0	409,31	13308,7	20,6	0
13.09	50	40	1290	1,90	6,94	2,7	101,5	93,5	274,9	13583,6	21,0	0
14.09	50	56	1346	1,98	6,7	3,19	36,6	93,7	372,01	13955,6	21,6	0
15.09	50	46	1392	2,05	6,7	2,94	54,9	93,9	305,26	14260,9	22,1	0
16.09	50	49	1441	2,12	7,43	2,45	47,9	94,2	361,62	14622,5	22,6	0
17.09	50	45	1486	2,19	6,94	2,7	27,7	94,3	309,6	14932,1	23,1	0
18.09	50	52	1538	2,26	6,94	2,7	22,9	94,4	358,18	15290,3	23,7	0
19.09	50	50	1588	2,34	6,94	2,94	27,0	94,6	344,06	15634,3	24,2	0
20.09	50	50	1638	2,41	7,92	2,45	21,4	94,7	393,55	16027,9	24,8	0
21.09	50	47	1685	2,48	6,94	2,7	25,7	94,8	323,48	16351,4	25,3	0
22.09	50	52	1737	2,55	6,7	2,45	23,3	94,9	345,95	16697,3	25,8	0

*Продолжение таблицы В.3*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
23.09.	50	50	1787	2,63	6,7	2,45	20,5	95,0	332,55	17029,9	26,4	0
24.09	50	51	1838	2,70	6,45	2,94	15,7	95,1	326,01	17355,9	26,9	0
25.09	50	50	1888	2,78	6,7	2,94	14,8	95,2	332,06	17687,9	27,4	0
26.09	50	49	1937	2,85	7,19	2,45	16,6	95,3	349,86	18037,8	27,9	0
27.09	50	48	1985	2,92	7,43	2,45	14,8	95,4	354,19	18392	28,5	0
28.09	40	45	2030	2,99	5,45	2,7	13,9	95,4	242,55	18634,5	28,8	0
29.09	0	12	2042	3,00	0	1,96	20,4	95,4	-1,96	18632,6	28,8	0
30.09	50	38	2080	3,06	6,45	1,96	25,7	95,5	243,14	18875,7	29,2	0
1.10.	50	50	2130	3,13	6,94	3,92	8,7	95,6	343,08	19218,8	29,8	0
2.10.	50	49	2179	3,20	6,7	3,68	8,3	95,6	324,62	19543,4	30,3	0,6
3.10.	50	48	2227	3,28	7,43	3,68	8,7	95,7	352,96	19896,4	30,8	1,2
4.10.	50	46	2273	3,34	6,7	3,54	10,0	95,7	304,66	20201	31,3	0
5.10.	50	51	2324	3,42	6,7	3,69	8,9	95,8	338,01	20539,1	31,8	0

**Таблица В.4 – Результаты выщелачивания колонны № 4**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
4.11	50	24	24	0,02	0	0	136,1	0,2	0	0	0	0
5.11	50	25	49	0,05	40	0	104,3	0,4	1000	1000	1,07319	0
6.11	50	42	91	0,09	40	2,7	6123,3	19,1	1677,3	2680	2,87615	0
7.11	50	46	137	0,14	24	5,6	4876,0	35,3	1098,4	3784	4,06096	0
8.11	50	47	184	0,19	24	9,6	3742,0	48,1	1118,4	4912	5,27152	0
9.11	50	47	234	0,24	16	15,2	2816,0	57,7	736,8	5664	6,07856	0
10.11	50	42	276	0,28	16	10,8	1965,5	63,7	661,2	6336	6,79974	0
11.11	50	58	334	0,34	10	8,3	1521,4	70,1	571,7	6916	7,42219	0
12.11	50	40	374	0,38	10	6,6	1353,2	74,0	393,4	7316	7,85147	0
13.11	50	49	423	0,43	11,9	6,6	880,7	77,1	576,5	7899,1	8,47725	5,4
14.11	50	46	469	0,48	10,4	5,6	653,9	79,3	472,8	8377,5	8,99066	3
15.11.	50	49	518	0,53	9,9	5,9	517,8	81,1	479,2	8862,6	9,51127	4,8
16.11.	50	49	567	0,58	12,6	5,2	510,3	83,0	612,2	9480	10,1739	3,6
17.11	0	14	581	0,59	0	3,4	510,3	83,5	-3,4	9480	10,1739	0
18.11	50	38	619	0,63	10,9	3,4	519,3	84,9	410,8	9894,2	10,6184	2,4
19.11	50	49	668	0,68	14,9	2,2	627,1	87,1	727,9	10624,3	11,4019	2,4

*Продолжение таблицы В.4*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
20.11	50	48	716	0,73	10,9	3,2	666,2	89,5	520	11147,5	11,9634	3
21.11	50	42	758	0,77	10,7	3,68	576,4	91,2	445,72	11596,9	12,4457	1,2
22.11	50	52	810	0,83	10,66	3,92	401,6	92,7	550,4	12151,2	13,0406	0,9
23.11	50	49	859	0,87	10,17	3,92	274,0	93,7	494,41	12649,6	13,5754	1,5
24.11	50	46	905	0,92	8,41	3,92	206,4	94,4	382,94	13036,4	13,9906	1,8
25.11	50	45	950	0,97	8,41	4,41	165,0	94,9	374,04	13414,9	14,3967	1,8
26.11	50	42	992	1,01	9,88	4,4	123,0	95,3	410,56	13829,8	14,842	1,2
27.11	50	55	1047	1,07	9,4	8,3	97,5	95,7	508,7	14346,8	15,3969	0,6
28.11	50	45	1092	1,11	8,4	2,9	76,0	95,9	375,1	14724,8	15,8026	0,6
29.11	50	47	1139	1,16	12,4	2,9	59,5	96,1	579,9	15307,6	16,428	0,6
30.11	50	51	1190	1,21	9,7	3,7	52,2	96,3	491	15802,3	16,9589	0,6
1.12	50	50	1240	1,26	9,7	4,2	44,8	96,5	480,8	16287,3	17,4794	0,6
2.12	50	50	1290	1,31	11,7	3,92	30,0	96,6	581,08	16872,3	18,1072	0,6
3.12	50	51	1341	1,37	12,2	4,4	35,2	96,7	617,8	17494,5	18,775	1,8
4.12	50	54	1395	1,42	9,43	6,37	43,1	96,9	502,85	18003,7	19,3215	0,6
5.12	50	48	1443	1,47	12,41	4,9	38,0	97,0	590,78	18599,4	19,9607	0

*Продолжение таблицы В.4*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т	Содержание U в маточнике. мг/дм <sup>3</sup>
6.12	50	49	1492	1,52	9,9	4,4	33,5	97,2	480,7	19084,5	20,4813	1,2
7.12	50	49	1541	1,57	7,9	4,4	20,4	97,2	382,7	19471,6	20,8968	1,2
8.12	50	50	1591	1,62	8,4	3,4	18,7	97,3	416,6	19891,6	21,3475	1,2

**Таблица В.5 – Результаты выщелачивания пробы 4**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
26.09	вода	2,6	2,6	0,13	20	0	1,8	0,0	52,00	52,00	2,6
27.09	2	1,9	4,5	0,225	20	0	1,8	0,1	38,00	90,00	4,5
28.09	1	1,1	5,6	0,28	20	0	1,8	0,1	22,00	112,00	5,6
29.09	2	1,4	7	0,35	20	0,98	752	8,8	26,63	138,63	6,9
30.09.	2	2,1	9,1	0,455	20	0,49	1532	35,4	40,97	179,60	9,0
1.10.	2	1,9	11	0,55	20	0	1113	52,9	38,00	217,60	10,9
2.10.	2	1,9	12,9	0,645	20	0,25	980	68,4	37,53	255,12	12,8
3.10.	2,5	2,5	15,4	0,77	7	0,49	433,2	77,3	16,28	271,40	13,6



*Продолжение таблицы В.5*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
4.10.	2	1,7	17,1	0,855	7	1,47	363,6	82,4	9,40	280,80	14,0
5.10.	1	1,3	18,4	0,92	7	1,96	244,2	85,1	6,55	287,35	14,4
6.10.	2	1,8	20,2	1,01	7	1,96	131,4	87,0	9,07	296,42	14,8
7.10.	3	3,1	23,3	1,165	7	1,72	45,6	88,2	16,37	312,79	15,6
8.10.	2	2,1	25,4	1,27	7	1,87	33	88,8	10,77	323,57	16,2
9.10.	2,5	2,5	27,9	1,395	7	0,98	19,8	89,2	15,05	338,62	16,9
10.10.	2,5	2,5	30,4	1,52	7	0,98	12,6	89,4	15,05	353,67	17,7
11.10.	2	1,9	32,3	1,615	7	0,49	11,4	89,6	12,37	366,03	18,3
12.10.	2	2	34,3	1,715	7	0,49	9	89,8	13,02	379,05	19,0
13.10.	2,3	2,3	36,6	1,83	7	0,49	6,3	89,9	14,97	394,03	19,7

**Таблица В.6 – Результаты выщелачивания пробы 5**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
22.08	2	0,945	0,945	0,04	20	0,49	0	0,00	18,41	18,41	0,8
23.08	4	3,78	4,725	0,20	20	0,98	38,4	0,45	74,62	93,03	3,9

*Продолжение таблицы В.6*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
24.08	2	1,8	6,525	0,27	20	0,98	124,2	1,15	35,02	128,05	5,3
25.08	2	1,86	8,385	0,35	20	1,47	415,2	3,55	35,73	163,78	6,8
26.08.	2	1,95	10,335	0,43	20	1,95	1350	11,75	37,05	200,83	8,4
27.08	2	1,8	12,135	0,51	20	2,45	1745	21,53	33,55	234,38	9,8
28.08	2	2	14,135	0,59	20	1,96	2100	34,61	38,04	272,42	11,4
29.08	2,5	2,5	16,635	0,69	7	3,43	2755	56,06	14,07	286,49	11,9
30.08	2	2,05	18,69	0,78	7	3,43	2760	73,68	10,92	297,41	12,4
31.08	2	2	20,89	0,87	7	2,94	790	78,60	11,06	308,47	12,9
1.09	2	2	22,89	0,95	7	3,92	760	83,34	10,08	318,55	13,3
2.09.	2	2,05	24,9	1,04	7	3,92	378	85,75	10,43	328,98	13,7
3.09	2,5	2,45	27,35	1,14	7	2,94	373,8	88,60	14,21	343,19	14,3
4.09	2	1,9	29,3	1,22	7	1,47	282	90,27	11,83	355,02	14,8
5.09	2	2	31,3	1,30	7	1,47	104,4	90,92	12,53	367,55	15,3
6.09	2,3	2,25	33,6	1,40	7	1,96	28,8	91,12	13,79	381,34	15,9
7.09	2	1,8	35,4	1,48	7	2,21	64,8	91,48	10,39	391,73	16,3
8.09	2	2	37,4	1,56	7	2,21	55,8	91,83	11,79	403,52	16,8

*Продолжение таблицы В.6*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
9.09	2	2,15	39,55	1,65	7	2,21	30,3	92,03	12,84	416,36	17,3
10.09	2	2	41,55	1,73	7	1,96	38,7	92,28	12,04	428,4	17,9
11.09	0	0,3	41,85	1,74	7	2,7	34,8	92,31	-0,6	427,8	17,8
12.09	2,4	2,2	43,05	1,79	7	1,47	36	92,56	13,93	441,73	18,4
13.09	1	0,98	44,03	1,83	7	1,47	23,4	92,63	5,39	447,12	18,6
14.09	3	2,97	47	1,96	7	2,21	21,6	92,83	18,58	465,7	19,4
15.09	2	1,9	48,9	2,04	7	2,45	7,8	92,87	10,85	476,55	19,9
16.09	2,3	2,4	51,3	2,14	7	1,96	20,4	93,03	14,84	491,39	20,5
17.09	1,7	1,61	52,9	2,20	7	1,72	15,9	93,11	9,55	500,94	20,9
18.09	2	1,9	54,8	2,28	7	0,98	24	93,25	12,32	513,26	21,4
19.09	2	1,8	56,6	2,36	7	1,47	18	93,35	11,13	524,39	21,9
20.09	2	1,6	58,2	2,43	7	1,47	16,5	93,43	9,73	534,12	22,3
21.09	2	2	60,2	2,51	7	1,72	18	93,54	12,28	546,4	22,8
22.09	2	2,1	62,3	2,60	7	2,45	4,2	93,57	12,25	558,65	23,3
23.09.	0	0,7	63	2,63	7	1,96	12,6	93,60	2,94	561,59	23,4
24.09	вода	3	66	2,75	7	1,47	6	93,65	19,53	581,12	24,2

**Таблица В.7 – Результаты выщелачивания пробы 6**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
22.08	2	0,935	0,935	0,04	20	0,98	0,6	0,00	17,78	17,78	0,73
23.08	4	2,6	3,535	0,14	20	0,98	18	0,08	49,45	67,24	2,76
24.08	2	2,22	5,755	0,24	20	2,94	3540	13,03	37,87	105,11	4,31
25.08	2	1,7	7,455	0,31	20	3,43	4640	26,02	28,17	133,28	5,46
26.08.	2	2,3	9,755	0,40	7	4,41	3675	39,95	5,96	139,23	5,71
27.08	2	2	11,755	0,48	7	8,82	2780	49,11	0,36	139,59	5,72
28.08	2	2,3	14,05	0,58	7	3,43	2090	57,03	8,21	147,81	6,06
29.08	2,5	2,4	16,45	0,67	7	2,94	1110	61,42	9,74	157,55	6,46
30.08	2	2,1	18,55	0,76	7	4,41	915	64,59	5,44	162,99	6,68
31.08	2	2,05	20,6	0,84	7	4,41	1010	68,00	5,31	168,30	6,90
1.09	2	2	22,6	0,93	7	3,92	1760	73,80	6,16	174,46	7,15
2.09.	2,5	2,48	25,3	1,04	7	3,43	1320	79,19	8,85	183,31	7,51
3.09	2	2	27,3	1,12	7	3,18	800	81,83	7,64	190,95	7,83
4.09	2	2	29,3	1,20	7	1,96	388	83,11	10,08	201,03	8,24
5.09	2	1,9	31,2	1,28	7	1,47	241,2	83,86	10,51	211,54	8,67
6.09	2	1,95	32,15	1,32	7	1,47	261,6	84,70	10,78	222,32	9,11

*Продолжение таблицы В.7*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание У, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
7.09	2	1,9	34,05	1,40	7	2,45	228	85,42	8,65	230,97	9,47
8.09	2	2,1	36,15	1,48	7	2,21	216,6	86,17	10,06	241,03	9,88
9.09	2	1,9	38,1	1,56	7	1,96	191,4	86,76	9,58	250,60	10,27
10.09	2	2	40,1	1,64	7	2,45	171	87,33	9,10	259,70	10,64
11.09	0	0,38	40,5	1,66	7	2,45	178,2	87,44	1,73	261,43	10,71
12.09	2	1,6	42,1	1,73	7	1,96	147,3	87,83	8,06	269,50	11,04
13.09	1,5	1,45	43,55	1,78	7	1,47	112,8	88,10	8,02	277,51	11,37
14.09	2	1,9	45,5	1,86	7	1,47	98,1	88,40	10,51	288,02	11,80
15.09	2	2,3	47,8	1,96	7	1,96	92,4	88,75	11,59	299,61	12,28
16.09	1,7	1,4	49,2	2,02	7	1,96	108	89,00	7,06	306,67	12,57
17.09	1,2	1,4	50,6	2,07	7	1,72	107,7	89,25	7,39	314,06	12,87
18.09	1,4	1,2	51,8	2,12	7	1,23	100,2	89,45	6,92	320,99	13,16
19.09	1,2	1,1	52,9	2,17	7	1,23	90	89,61	6,35	327,33	13,42
20.09	2	2	54,9	2,25	7	1,47	73,8	89,86	11,06	338,39	13,87
21.09	2,2	2,2	57,1	2,34	7	1,72	74,4	90,13	11,62	350,01	14,34
22.09	2	1,8	58,8	2,41	7	2,21	88,8	90,39	8,62	358,63	14,70

*Продолжение таблицы В.7*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
23.09	2	1,9	60,7	2,49	7	1,96	113,4	90,74	9,58	368,21	15,09
24.09	2	2,1	62,8	2,57	7	1,96	138,9	91,22	10,58	378,79	15,52
25.09	2	1,9	64,7	2,65	7	2,21	91,8	91,51	9,10	387,89	15,90
26.09	2	2,1	66,8	2,74	7	1,96	263,4	92,42	10,58	398,48	16,33
27.09	2	1,9	68,7	2,82	7	1,96	123	92,81	9,58	408,05	16,72
28.09	2,2	2,3	71	2,91	7	1,75	165,6	93,44	12,08	420,13	17,22
29.09	2	2,1	73,1	3,00	7	2,45	190,2	94,09	9,56	429,68	17,61
30.09	2	2,1	75,2	3,08	7	2,7	118,2	94,50	9,03	438,71	17,98
1.10.	2	1,9	77,1	3,16	7	2,7	94,5	94,80	8,17	446,88	18,31
2.10.	2	2,1	79,2	3,25	7	2,7	99	95,14	9,03	455,91	18,68
3.10.	3	2,8	82	3,36	7	2,45	65,4	95,44	12,74	468,65	19,21
4.10.	2	1,8	83,8	3,43	7	2,7	62,4	95,63	7,74	476,39	19,52
5.10.	2	2,1	85,9	3,52	7	2,45	57	95,83	9,56	485,95	19,92
6.10.	2	2	87,9	3,60	7	3,43	63,9	96,04	7,14	493,09	20,21
7.10.	2	1,9	89,8	3,68	7	2,94	66	96,24	7,71	500,80	20,52
8.10.	2	2,1	91,9	3,77	7	2,7	165	96,81	9,03	509,83	20,89

**Продолжение таблицы В.7**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
9.10.	2	2,2	94,1	3,86	7	2,45	87,6	97,13	10,01	519,84	21,30
10.10.	2,5	2,4	96,5	3,95	7	1,96	43,2	97,30	12,10	531,94	21,80
11.10.	1	1,2	97,7	4,00	7	1,96	34,2	97,37	6,05	537,98	22,05
12.10.	2,5	2,5	100,2	4,11	7	1,96	25,8	97,48	12,60	550,58	22,56
13.10.	2,5	2,55	102,75	4,21	7	1,96	21	97,53	12,85	563,44	23,09
14.10.	0,5	0,4	103,15	4,23	7	1,96	27	97,58	2,02	565,45	23,17
15.10.	0,5	0,3	103,45	4,24	7	1,47	27,6	97,60	1,66	567,11	23,24
16.10.	2	2,5	105,95	4,34	7	0,49	18,6	97,67	16,28	583,39	23,91
17.10.	2	2	107,95	4,42	7	0,49	12,3	97,71	13,02	596,41	24,44
18.10.	0,5	0,4	108,35	4,44	7	0,9	18	97,72	2,44	598,85	24,54
19.10.	0,5	0,6	108,95	4,47	7	0,49	18,6	97,74	3,91	602,75	24,70

**Таблица В.8 – Результаты выщелачивания пробы 7**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
28.08	2	1,2	1,2	0,06	20	0	22,2	0,03	24,00	24,00	1,11
29.08	4	3,6	4,8	0,22	20	0,98	651	2,87	68,47	92,47	4,28
30.08	2	2,2	7	0,32	20	3,19	3430	12,00	36,98	129,45	5,99
31.08	2	2	9	0,42	20	8,82	2100	17,08	22,36	151,81	7,03
1.09.	2	1,9	10,9	0,50	7	11,27	1050	19,49	-8,11	143,70	6,65
2.09	2	2	12,9	0,60	7	4,41	1130	22,23	5,18	148,88	6,89
3.09	2,5	2,48	15,38	0,71	7	4,41	532	23,82	6,42	155,30	7,19
4.09	2	1,9	17,3	0,80	7	2,45	478	24,92	8,65	163,95	7,59
5.09	2	2,2	19,5	0,90	7	3,92	256,8	25,60	6,78	170,73	7,90
6.09	2	2	21,5	1,00	7	4,17	177,6	26,03	5,66	176,39	8,17
7.09	2,2	2,2	23,7	1,10	7	3,43	152,4	26,44	7,85	184,24	8,53
8.09.	2,2	2,2	25,9	1,20	7	4,17	186	26,93	6,23	190,47	8,82
9.09	1	1,2	27,1	1,25	7	3,43	264,6	27,32	4,28	194,75	9,02
10.09	0	0,2	27,3	1,26	7	1,96	299,7	27,03	1,01	195,76	9,06
11.09	2	1,95	29,3	1,36	7	1,96	244,8	27,61	9,83	205,59	9,52
12.09	2	2,1	31,4	1,45	7	2,21	145,8	27,98	10,06	215,64	9,98
13.09	2	1,7	33,1	1,53	7	2,7	138,3	28,26	7,31	222,95	10,32
14.09	1,5	1,47	34,57	1,60	7	2,21	150,6	28,53	7,04	230,00	10,65



*Продолжение таблицы В.8*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/г
15.09	2	2,2	36,8	1,70	7	2,7	92,4	28,77	9,46	239,46	11,09
16.09	1,9	1,8	38,6	1,79	30	2,94	132,9	29,06	48,71	288,16	13,34
17.09	1	0,8	39,4	1,82	30	10,78	134,9	29,19	15,38	303,54	14,05
18.09	1,8	1,7	41,1	1,90	30	6,37	446,4	30,11	40,17	343,71	15,91
19.09	1	1	42,1	1,95	30	12,74	268,8	30,44	17,26	360,97	16,71
20.09	1	0,9	43	1,99	30	10,54	358,8	30,83	17,51	378,48	17,52
21.09	1	1,1	44,1	2,04	30	8,58	420	31,39	23,56	402,05	18,61
22.09	1,2	1,2	45,3	2,10	30	12,25	138	31,59	21,30	423,35	19,60
23.09	1	0,9	46,2	2,14	30	9,8	294	31,91	18,18	441,53	20,44
24.09	1	1	47,2	2,19	7	7,00	393,6	32,38	0,00	441,53	20,44
25.09	1,5	1,4	48,6	2,25	7	7,00	189,6	32,70	0,00	441,53	20,44
26.09	1,5	1,6	50,5	2,34	7	5,88	159	33,01	1,79	443,32	20,52
27.09	1,5	1,55	52,05	2,41	7	5,39	152,4	33,30	2,50	445,81	20,64
28.09	1,5	1,5	53,5	2,48	7	4,41	145,8	33,56	3,89	449,70	20,82
29.09	1,5	1,4	54,9	2,54	7	3,98	102	33,74	4,23	453,93	21,02
30.09	2,5	2,6	57,6	2,67	7	3,58	68,4	33,95	8,89	462,82	21,43
1.10.	1	1,1	58,7	2,72	40	21,32	93,6	34,08	20,55	483,37	22,38

*Продолжение таблицы В.8*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/г
2.10.	2,5	2,6	61,3	2,84	40	23,5	129,6	34,48	42,90	526,27	24,36
3.10.	1	0,9	62,2	2,88	40	24,01	142,2	34,64	14,39	540,66	25,03
4.10.	2,7	2,7	64,9	3,00	40	31,36	120,6	35,03	23,33	563,99	26,11
5.10.	1	1	65,9	3,05	40	24,75	103,8	35,16	15,25	579,24	26,82
6.10.	1	1,2	67,1	3,11	40	25,73	130,5	35,35	17,12	596,36	27,61
7.10.	2	1,9	69	3,19	40	27,69	145,8	35,68	23,39	619,75	28,69
8.10.	3	3,1	72,1	3,34	40	27,69	98,7	36,05	38,16	657,91	30,46
9.10.	2	2,1	74,2	3,44	40	20,58	84	36,27	40,78	698,69	32,35
11.10.	2,5	2,4	76,6	3,55	40	18,62	100,2	36,56	51,31	750,00	34,72
12.10.	1,5	1,4	78	3,61	40	11,76	97,5	36,72	39,54	789,54	36,55
13.10.	1	0,8	78,8	3,65	40	13,23	118,5	36,84	21,42	810,96	37,54
14.10.	0,5	0,12	78,92	3,65	40	7,81	199,5	36,87	3,86	814,82	37,72
15.10.	2	1,9	80,82	3,74	40	9,31	180,6	37,28	58,31	873,13	40,42
16.10.	1	0,75	81,57	3,78	40	12,74	89,4	37,36	20,45	893,57	41,37
17.10.	4	4	85,57	3,96	40	15,68	64,8	37,67	97,28	990,85	45,87
18.10.	1	0,7	86,27	3,99	40	17,04	52,2	37,72	16,07	1006,93	46,62

*Продолжение таблицы В.8*

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Г, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/г
19.10.	1	0,1	86,37	4,00	40	15,68	81,9	37,73	2,43	1009,36	46,73
20.10.	1	1,1	87,47	4,05	40	8,82	155,4	37,94	34,30	1043,66	48,32
21.10.	1	1,1	88,57	4,10	40	12,5	114	38,09	30,25	1073,91	49,72
22.10.	1	1,2	89,77	4,16	40	12,5	103,8	38,24	33,00	1106,91	51,25
23.10.	2	1,6	91,37	4,23	40	8,82	126,6	38,48	49,89	1156,79	53,56
24.10.	1	1,2	92,57	4,29	40	11,27	103,8	38,63	34,48	1191,27	55,15
25.10.	2	1,5	94,07	4,36	40	13,5	75	38,77	39,75	1231,02	56,99
26.10.	1	1,5	95,57	4,42	40	16,66	59,7	38,88	35,01	1266,03	58,61
27.10.	1	1	96,57	4,47	40	15,19	70,5	38,96	24,81	1290,84	59,76
28.10.	1	1	97,57	4,52	40	13,97	89,1	39,07	26,03	1316,87	60,97
29.10.	2,5	2,5	100,07	4,63	40	25,97	51,9	39,23	35,08	1351,95	62,59
30.10.	1	0,9	100,97	4,67	40	27,44	39	39,27	11,30	1363,25	63,11
31.10.	1	1,2	102,17	4,73	40	20,09	79,2	39,39	23,89	1387,14	64,22
1.11	1	1,2	103,37	4,79	40	22,54	82,8	39,51	20,95	1408,09	65,19
2.11	2	1,7	105,07	4,86	40	29,4	49,8	39,61	18,02	1426,11	66,02
3.11	1,5	1,5	106,57	4,93	40	25	54	39,71	22,50	1448,61	67,07
4.11	1	1,1	107,67	4,98	40	20,1	70,2	39,80	21,89	1470,50	68,08

**Продолжение таблицы В.8**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
5.11	2	2,5	110,17	5,10	40	29,9	32,4	39,90	25,25	1495,75	69,25

**Таблица В.9 – Результаты выщелачивания пробы 7 (гранулы)**

Дата	Объем ВР, дм <sup>3</sup>	Объем ПР, дм <sup>3</sup>	Сумма ПР, дм <sup>3</sup>	Отношение Ж/Т, см <sup>3</sup> /г	Кислотность ВР, г/ дм <sup>3</sup>	Кислотность ПР, г/ дм <sup>3</sup>	Содержание U, мг/ дм <sup>3</sup>	Извлечение %	Расход кислоты, г	Суммарный расход кислоты, г	Удельный расход кислоты кг/т
11.11	1,8	1,6	1,6	0,15	7	1,1	21120	81,741	10,1	10,1	1,0
12.11	2	1,9	3,5	0,33	7	1,7	2280	92,22	11,6	21,7	2,0
13.11	2	1,75	5,25	0,49	7	2,2	888	95,98	10,05	31,75	3,0
14.11	2	1,9	7,15	0,67	7	3,4	282	97,275	9,9	41,65	3,9
15.11.	2	2,1	9,25	0,87	7	2	124,2	97,906	12,7	54,35	5,1
16.11	2	2,1	11,35	1,07	7	1,2	106,2	98,446	13,5	67,85	6,4
17.11	2	1,9	13,25	1,25	7	4,2	36	98,612	9,1	76,95	7,3
18.11	2,4	2,5	15,75	1,48	7	5,9	47,4	98,898	11,6	88,55	8,4

**Таблица В.10 – Состав продуктивных растворов**

	Концентрации ионов, мг/ дм <sup>3</sup>																
	Al	As	Ba	Be	Ca	Cr	Cu	Fe	Mg	Mn	Mo	Ni	Pb	Si	V	Zn	Na
Колонка№2 1/08/2009	1,0	<0,1	<0,1	0,047	262	<0,1	0,17	0,70	11,9	2,4	<0,1	<0,1	<0,1	24,5	0,12	0,42	30,0
Колонка№2 4/08/2009	2,7×10 <sup>3</sup>	10,6	0,73	1,6	808	6,0	17,1	254	137	95,6	<0,1	0,67	10,5	475	0,88	1,9	415
Колонка№2 14/08/2009	3,9×10 <sup>3</sup>	3,9	<0,1	1,7	828	0,86	1,6	376	140	122	<0,1	2,3	3,7	134	1,1	6,1	262
Колонка№2 24/08/2009	4,6×10 <sup>3</sup>	3,2	<0,1	1,8	789	0,59	0,86	475	160	147	<0,1	1,4	2,6	110	1,4	6,6	239
Колонка№2 3/09/2009	4,7×10 <sup>3</sup>	4,0	<0,1	1,8	812	0,54	0,72	504	157	148	0,41	1,2	3,0	119	1,4	6,3	250
Колонка№2 7/09/2009	5,0×10 <sup>3</sup>	3,6	<0,1	1,8	794	0,57	0,79	522	158	150	0,14	1,2	2,6	97,7	1,3	7,0	227

Открытое акционерное общество  
«Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии»

ОАО «ВНИИХТ»

«УТВЕРЖДАЮ»

Зам. директора – главный инженер,  
В.В. Кудрявцев

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2012 г.

Исх. 33-05/281 12.12.12



**Акт  
укрупненных испытаний**

по теме: **«Проведение крупненных опытных испытаний фосфорно – урановых руд с целью определения возможности их отработки способом кучного выщелачивания»**

Договор № 220 от 15.06.2011 г.

Шифр темы: 142- С<sub>5</sub>

В соответствии с календарным планом по договору проведены крупненные испытания по грануляции фосфорно – урановой руды с серной кислотой.

Цель испытаний – наработка опытной партии прочных гранул с хорошими показателями фильтрации (без «заиливания») для кучного выщелачивания.

Для проведения стендовых испытаний по грануляции в качестве основного аппарата был выбран барабанный гранулятор. Внешний вид установки представлен на рисунке 1.

Технические характеристики гранулятора и показатели процесса:

- длина барабана, м	– 1,0;
- диаметр барабана, м	– 0,4;
- скорость вращения, об/мин	– 50-60;
- угол наклона, град	– 0-3;
- производительность в непрерывном режиме, кг/ч	– 45-50;
- расход (91,78%) кислоты, кг/т руды	– 180;
- расход воды	– варьируется;
- расход разрыхлителя, кг/т руды	– 84,8.



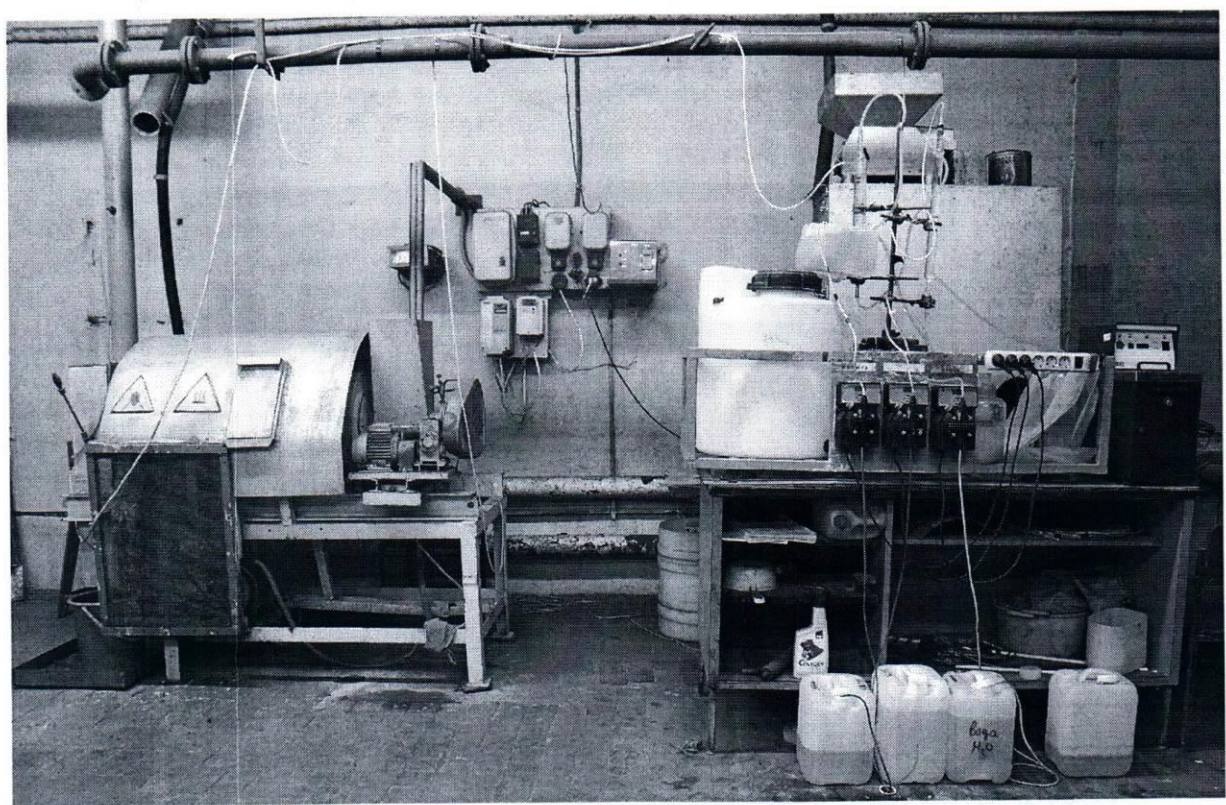


Рисунок 1 - Внешний вид установки грануляции

### Порядок проведения работ

Исходную руду месторождения «Шаргадык» (ЛТН) с влажностью 7,5% и крупностью  $-10+0$  мм подавали шнековым питателем во вращающийся барабан гранулятора. Одновременно с рудой из реагентного блока насосами в барабан подавали серную кислоту и воду. Смешение кислоты с водой и разрыхлителем происходит непосредственно в системе охлаждения (холодильник). Образующиеся при окатывании влажные гранулы самотеком через камеру разгрузки попадали в накопительный бункер. Образующиеся в процессе грануляции газы направляли в систему вентиляции.

В ходе испытаний переработано 1863,8 кг исходной руды и получено 2204,52 кг гранулированного продукта.

Результаты испытаний по грануляции представлены в таблице 1.

**Таблица 1 – Результаты испытаний по грануляции**

Дата	Кол-во исх. руды на грану- ляцию, кг	Производи- тельность по шнеку, кг/ч	Расход реагентов, кг			Кол-во готовых гранул, кг
			H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	
23.08.12	11,89	47,56	1,93	0,97	0,38	1087,59
30.08.12	126,75	49,80	20,5	4,29	3,57	
01.10.12	123,3	50,0	20,0	3,50	2,5	
09.10.12	181,4	49,9	29,4	3,58	5,52	
10.10.12	128,5	50,0	19,3	4,20	4,4	
11.10.12	125,79	50,00	18,9	4,20	3,54	
12.10.12	25,51		3,83	2,20	1,00	
15.10.12	100,5	40,56	15,1	4,18	3,90	
17.10.12	74,00	34,70	11,1	3,54	3,0	
23.10.12	26,10		3,92	2,20	1,6	
	<b>923,74</b>		<b>144</b>	<b>35,4</b>	<b>29,5</b>	
	<b>923,74 + 144 + 35,4 + 29,5 = 1132,6</b>					<b>1087,59</b>
14.11.12	173,7	50,0	29,7	14,3	-	1116,93
15.11.12	171,79	50,0	22,38	5,80	1,5	
19.11.12	200,8	50,0	34,7	8,35	2,2	
22.11.12	196,31	50,0	33,54	8,20	-	
29.11.12	197,48	50,0	30,29	8,45	-	
	<b>940,08</b>		<b>150,61</b>	<b>45,12</b>	<b>3,7</b>	
	<b>940,08 + 150,61 + 45,12 + 3,7 = 1139,5</b>					<b>1116,93</b>

После выдержки на воздухе в течение трёх суток полученный гранулированный материал передали на участок кучного выщелачивания.

Прочность полученных окатышей на раздавливание превысила 10 кг/см<sup>2</sup>.

Измерение содержания вредных химических веществ (ВХВ) в отходящих газах производили сотрудники ОПК и ОТ ОАО ВНИИХТ, результаты измерений представлены в таблице 2.



**Таблица 2 - Результаты измерений концентраций вредных веществ в газовой фазе**

Анализируемый фактор	Полученное значение	ПДК	Примечание
Скорость газового потока в газоходе	12,5 м/с	-	Замер проведен термоанемометром «ЭКСИС ТТМ-2-02»
Расход в газоходе	354 м <sup>3</sup> /ч	-	
Наличие SO <sub>2</sub>	<20 мг/м <sup>3</sup> (ниже порога определения)	10 мг/м <sup>3</sup>	Замер проведен индикаторными трубками
Наличие H <sub>2</sub> S	<5 мг/м <sup>3</sup> (ниже порога определения)	10 мг/м <sup>3</sup>	Замер проведен индикаторными трубками

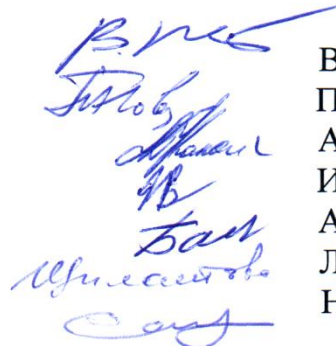
Сотрудниками СРБ ОАО «ВНИИХТ» измерена радиоактивность полученного гранулированного материала. Результаты представлены в таблице 3.

**Таблица 3 - Радиоактивность полученных гранул**

Параметр	Значение	Единица измерения
γ - поток	0,3-0,7	мкЗв/ч
β - поток	25-45	$\frac{\text{частиц} \cdot \text{см}^3}{\text{мин}}$

Испытания проведены в соответствии с нормами и правилами пожарной безопасности.

Начальник отдела К  
Начальник лаборатории К-2  
Ведущий инженер лаб. К-2  
Научный сотрудник лаб. К-2  
Главный физик  
Начальник ОПК и ОТ  
Начальник ЛООС

  
 В.Ю. Кольцов  
 П.Ю. Новиков  
 А.В. Калашников  
 И.В. Кузнецов  
 А.П. Матюшин  
 Л.Н. Шплатова  
 Н.Т. Сальникова