

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Иркутский национальный исследовательский технический
университет»**

На правах рукописи



Василькова Анастасия Олеговна

**РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ
УЛЬТРАНИЗКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ**

Специальность 2.6.2. Metallургия черных, цветных и редких металлов

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
Доктор технических наук, профессор
Г.И. Войлошников

Иркутск – 2024 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ.....	12
1.1 Переработка пиритных огарков	12
1.1.1 Обогащительные методы	14
1.1.2 Пирометаллургические методы	15
1.1.3 Гидрометаллургические методы	18
1.2 Переработка хвостов флотации медно-цинкового производства.....	24
1.2.1 Обогащительные методы	25
1.2.2 Пирометаллургические методы	28
1.2.3 Гидрометаллургические методы	30
1.3 Выводы к главе 1	35
ГЛАВА 2. ИЗУЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАСТВОРЕНИЯ ЗОЛОТА И МЕДИ В РАСТВОРАХ С УЛЬТРАНИЗКОЙ КОНЦЕНТРАЦИЕЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ.....	38
2.1 Методика проведения экспериментов	40
2.2 Изучение кинетики растворения золота в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия	41
2.3 Изучение кинетики растворения меди в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия	48
2.4 Результаты опытов по растворению медных минералов в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия	54
2.5 Выводы к главе 2	59

ГЛАВА 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЦИАНИСТОГО ПРОЦЕССА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ.....	61
3.1 Характеристика исходного сырья.....	61
3.2 Результаты цианирования проб техногенного сырья	64
3.3 Выводы к главе 3	68
ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАНИЗКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ.....	70
4.1 Оптимизация предварительной водной отмывки и известковой обработки хвостов обогащения II	70
4.2 Оптимизация процесса цианирования хвостов обогащения II.....	72
4.3 Изотерма сорбции золота углем.....	79
4.4 Выводы к главе 4	81
ГЛАВА 5. РЕЗУЛЬТАТЫ УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ.	83
5.1 Подготовка пульпы к испытаниям.....	83
5.2 Цианирование хвостов обогащения II в непрерывном режиме.....	84
ГЛАВА 6. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕКУЩИХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ.....	94
6.1 Результаты опытно-промышленных испытаний.....	94
6.2 Лабораторные исследования по переработке насыщенного угля, полученного в ходе ОПИ.....	101
6.2.1 Результаты исследований по десорбции золота и меди из фазы насыщенного угля	101

6.2.2 Вторичное концентрирование и электролитическое осаждение золота	104
6.3 Выводы к главе 6	106
ГЛАВА 7. РЕКОМЕНДУЕМАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБГАЩЕНИЯ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАНИЗКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ	108
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	114
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	119
Приложение А	135
Приложение Б.....	137
Приложение В.....	138

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

В настоящее время в России большое внимание уделяется вопросам рационального использования недр и сохранения природно-ресурсного потенциала. Истощение запасов первичных ресурсов ведет к необходимости вовлечения в переработку техногенного сырья – отходов производства, образующихся в результате функционирования горнодобывающих предприятий. Техногенное сырье является перспективным для вовлечения в разработку ввиду высокого содержания черных, цветных, редких и благородных металлов.

В России суммарная доля отходов от добычи полезных ископаемых составляет 92 % (около 4,6 млрд. т), из них 15 % (около 740 млн. т) приходится на цветную металлургию. Ценность техногенных отходов как сырья, содержащего полезные компоненты, увеличивается, так как они не требуют затрат на добычу, доля которой в себестоимости получения металлов обычно весьма значительна [1,2,3].

Исходя из характера производства, можно выделить техногенное сырье по двум комплексам:

1. Горно-обогащительные отходы (отвалы вмещающих и вскрышных пород, хвостохранилища обогащательных предприятий, лежалые пирротиновые концентраты, лежалые пиритные концентраты, техногенные россыпи);
2. Металлургические отходы (пиритные огарки, шлакоотвалы, сточные воды гидрометаллургического производства, иловые техногенные отложения).

Согласно запасам и содержанию цветных и благородных металлов перспективными техногенными объектами, представляющими собой комплексное сырье для извлечения ценных компонентов, являются огарки сернокислотного производства (более 25 млн. т), получаемые на предприятиях химической промышленности, а также хвосты обогащения полиметаллических руд (более 150 млн. т). С учетом содержаний благородных (0,7–3,0 г/т Au, 5,0–25,0 г/т Ag), черных (20–50 % Fe), цветных металлов (0,15–0,5 % Cu, 0,3–0,8 % Zn), серы – 1–75 % эти объекты содержат более 122,5 т золота, 875 т серебра, 35 млн. т железа, 262,5 тыс. т меди, 350 тыс. т цинка и 1,75 млн. т серы и могут рассматриваться как относительно крупные месторождения [4,5,6].

За последние десятилетия [7] выполнен значительный объем исследований для извлечения ценных компонентов из указанного сырья с применением обогатительных, гидро- пирометаллургических процессов, а также комбинированных схем. Из числа испытанных вариантов (гравитационное и флотационное обогащение, магнитная сепарация, обжиг, автоклавное и бактериальное вскрытие с последующей гидрометаллургической переработкой, применение различных растворителей) наиболее рациональным и промышленно освоенным является цианирование, но этот вариант характеризуется высоким расходом цианида натрия (2,0–4,0 кг/т), вследствие высокого содержания меди и гипохлорита кальция (8,0–16,0 кг/т), что делает процесс экономически неэффективным.

По литературным данным при переработке золотомедного сырья рекомендовано проведение процесса цианирования при пониженных концентрациях растворителя (100–200 мг/дм³), что позволяет снизить расход NaCN до 0,75–1,4 кг/т [8].

Основываясь на данном факте научный и практический интерес представляет разработка гидрометаллургической технологии переработки техногенного сырья, основанной на использовании ультранизких

концентраций цианида натрия (5–100 мг/дм³), что позволит существенно сократить расход цианида натрия и гипохлорита кальция.

Цель работы

Разработка рациональной технологии извлечения золота из техногенного сырья на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия.

Задачи работы

- анализ современного состояния способов переработки техногенного сырья;
- изучение основных кинетических закономерностей процесса растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия (5–100 мг/дм³);
- исследование процесса растворения природных медных минералов (халькопирит, борнит и азурит) в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия.
- технологическая оценка выщелачивания золота из техногенного сырья различного вещественного состава с использованием ультранизких концентраций цианида натрия с целью выбора перспективного объекта исследования;
- разработка гидрометаллургической технологии извлечения золота из хвостов флотации полиметаллических руд, основанной на применении ультранизких концентраций цианистого натрия;
- проведение укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний разработанной технологии;
- технико-экономическая оценка разработанной гидрометаллургической технологии переработки хвостов обогащения полиметаллических руд.

Методы исследования

При выполнении работы применяли современные методы анализа: атомно-абсорбционный, атомно-эмиссионный с индуктивно-связанной плазмой (ICP-AES), спектральный атомно-эмиссионный, рентгенофлуоресцентный, пробирно-атомно-абсорбционный, рентгеноструктурный, гравиметрический, фотометрический, титриметрический и потенциометрический. Удельную поверхность природных минералов меди определяли с помощью лазерного дифракционного анализатора крупности частиц Malvern Mastersizer 3000 (Великобритания).

Для изучения основных физико-химических закономерностей растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия применяли метод вращающегося диска, для изучения процесса растворения природных медных минералов – метод порошков. Математическую обработку данных лабораторных исследований осуществляли с помощью пакетов прикладных программ Microsoft Excel.

Исследования проводили в лаборатории гидрометаллургии научно-исследовательского института АО «Иргиредмет», а также в опытно-промышленном цехе АО «Покровский рудник» (г. Благовещенск).

Обоснованность и достоверность результатов исследований подтверждается использованием аттестованных методик при выполнении физико-химических методов анализа, применением современных средств измерений, математической обработкой результатов исследований, использованием апробированных современных компьютерных программ, укрупненно-лабораторными и опытно-промышленными испытаниями, а также согласованностью выводов теоретических исследований и опытно-промышленных испытаний.

Научная новизна работы

Впервые с использованием метода вращающегося диска изучена кинетика процессов растворения золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия (5–100 мг/дм³). Определены значения констант

скоростей реакций, лимитирующие стадии и энергии активации процессов растворения металлов.

С использованием метода порошков изучены основные закономерности растворения природных медных минералов (халькопирит, борнит и азурит) в растворах с ультранизкой концентрацией лиганда.

Практическая значимость работы

На основании результатов теоретических исследований разработана технологическая схема извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд, основанная на применении ультранизких концентраций цианида натрия ($10\text{--}30 \text{ мг/дм}^3$), обеспечивающая приемлемые показатели извлечения золота и расход растворителя.

Технология испытана в укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных условиях на хвостах обогащения (лежалых и текущих) с содержанием $1,24\text{--}1,35 \text{ г/т}$ золота, $14,8\text{--}16,7 \text{ г/т}$ серебра, $0,135\text{--}0,16 \%$ меди, полученных в результате флотационного обогащения медно-цинковых руд на одном из предприятий Российской Федерации.

В результате проведенных испытаний достигнуты следующие показатели: концентрация NaCN в процессе цианирования – $10\text{--}30 \text{ мг/дм}^3$, извлечение Au – $31,5$ и $31,9 \%$, расход NaCN – $0,3$ и $0,135 \text{ кг/т}$ соответственно.

Проведенный укрупненный технико-экономический расчет технологии, основанной на применении ультранизких концентраций цианида натрия для переработки хвостов обогащения, показал свою рентабельность. Условный чистый денежный поток от операционной деятельности составил для текущих и лежалых хвостов, соответственно $1138,24$ и $599,11 \text{ млн. руб./год}$, рентабельность – $80,76$ и $25,85 \%$, срок окупаемости $1,37$ и $2,77$ лет.

На основании полученных данных разработан технологический регламент на переработку хвостов обогащения для ТЭО реконструкции обогатительной фабрики Российской Федерации, перерабатывающей медно-цинковые руды.

Положения, выносимые на защиту

1. Физико-химические закономерности растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия (5–100 мг/дм³);

2. Результаты лабораторных, укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний гидromеталлургической технологии переработки хвостов флотации полиметаллических руд, основанной на применении растворов с ультранизкой концентрацией цианида натрия (10–30 мг/дм³);

3. Технологическая схема извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд, основанная на применении ультранизких концентраций цианида натрия (10–30 мг/дм³).

Личный вклад автора заключается в обосновании цели, задач исследований, а также применяемых методик, выполнении экспериментов по изучению кинетики растворения золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида, планировании и проведении лабораторных, укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний технологии переработки хвостов флотации, анализе и обработке полученных результатов, выполнении расчетов, формулировке выводов, а также в подготовке публикаций, написании статей и апробации материалов по теме диссертации на конференциях различного уровня.

Апробация работы. Результаты работы докладывались на международном совещании «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного сырья» «Плаксинские чтения-2020» (г. Апатиты, 21-26 сентября 2020 г.), 1й международной конференции и выставке «Tech mining Сибирь 2022. Новые технологии добычи полезных ископаемых» (г. Иркутск, 17-18 марта 2022 г.), 2й международной конференции и выставке «Tech mining Сибирь 2023. Новые технологии

добычи полезных ископаемых» (г. Иркутск, 6-7 апреля 2023 г.), международной конференции Мировое золото 2023 (World Gold Conference 2023, г. Шеньян, КНР).

Публикации. По теме диссертационной работы опубликовано 8 работ, в том числе 3 статьи в рецензируемых журналах, рекомендованных ВАК Российской Федерации, также имеются публикации в материалах международных, Всероссийских научно-практических конференций.

Структура и объем работы. Работа состоит из введения, семи глав, заключения, списка литературы из 126 наименований. Работа изложена на 145 страницах машинописного текста, включая 26 таблиц и 30 рисунков; имеется 3 приложения.

Благодарности. Автор выражает благодарность научному руководителю, д.т.н., профессору, заместителю генерального директора по научно-методической и инновационной деятельности АО «Иргиредмет» Войлошникову Григорию Ивановичу, к.т.н., ведущему научному сотруднику лаборатории гидрометаллургии АО «Иргиредмет» Хмельницкой Ольге Давыдовне, к.т.н., ведущему научному сотруднику лаборатории гидрометаллургии АО «Иргиредмет» Бывальцеву Александру Владимировичу, коллективу лаборатории гидрометаллургии АО «Иргиредмет» и опытно-промышленного цеха АО «Покровский рудник» за помощь, оказанную автору при выполнении диссертационной работы.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

В настоящее время переработка техногенного сырья приобретает особо важное значение вследствие истощения запасов полезных ископаемых, роста спроса на металлы при производстве современного оборудования, ужесточения нормативных и законодательных требований, включая экологические, и т. д.

В информационно-техническом справочнике «Добыча и обогащение руд цветных металлов» указано, что по мере исчерпания запасов разрабатываемых месторождений техногенные объекты могут стать приоритетными, а в некоторых случаях и единственным источником минерального сырья [9].

Согласно запасам и содержанию цветных и благородных металлов в качестве перспективных объектов рассматриваются хвосты флотации, получаемые на горно-обогатительных предприятиях при флотационном обогащении сульфидных медно- и свинцово-цинковых руд, а также пиритные огарки – отходы химико-металлургических заводов производства серной кислоты из пиритных концентратов.

В зависимости от вещественного состава схемы переработки техногенного сырья основаны на применении процессов обогащения, пиро-гидрометаллургии, а также комбинированных вариантов [10–14].

1.1 Переработка пиритных огарков

К настоящему времени в России накоплено более 25 млн. т пиритных огарков, которые сосредоточены в 4-х наиболее крупных хранилищах: ОАО «Аммофос» (г. Череповец), Мелеузский завод минеральных удобрений (Республика Башкортостан, г. Мелеуз), ОАО «Уралэлектромедь» (Свердловская область), ОАО «ППГХО» (г. Краснокаменск) [15].

Хранение их производится без должного надзора и контроля за их состоянием. Под влиянием атмосферных осадков и климатических условий в лежалых огарках происходят изменения химического и фазового составов минеральных составляющих и образование растворимых в водных средах соединений многих тяжелых, в том числе и высокотоксичных металлов, которые оказывают пагубное влияние на окружающую среду. С одной стороны, пиритные огарки создают реальную угрозу загрязнения водной и воздушной сред, с другой – являются ценным источником получения черных, цветных и благородных металлов [16–18].

Пиритные огарки представляют собой комплексное сырье, содержащее: 40–50 % Fe; 0,7–1,0 % Zn; 0,3–0,5 % Cu; 1,1–2,5 г/т Au; 20–30 г/т Ag [19,20].

В 50-60 гг. в нашей стране имелся опыт металлургических заводов по использованию пиритных огарков в качестве составляющей, вводимой в агломерационную шихту. Однако, по практике Череповецкого, Кузнецкого и других металлургических предприятий это привело к ухудшению физических и физико-химических свойств агломерата [21,22]. В связи с этим в настоящее время данный продукт практически не используется в черной металлургии из-за низкого содержания в нем железа, а также наличия вредных примесей: Cu, Zn, Pb, S, As и P [23].

Потребителями пиритных огарков являются только предприятия цементной промышленности. В производстве цемента они применяются как добавка корректирующего компонента сырьевой смеси. Присутствующие в них цветные металлы существенного влияния на качество и технологию получения цемента не оказывают [24,25].

Существуют различные обогатительные, гидро- и пирометаллургические и комбинированные способы извлечения ценных компонентов из данного вида сырья [26,27].

1.1.1 Обоганительные методы

Исходя из литературных данных, значительный объем исследований посвящен гравитационному обогащению пиритных огарков с применением центробежных концентраторов, шламовых столов и пр. Однако, ввиду сложного минерального и химического составов применение механических способов обогащения не позволило получить положительных результатов по извлечению железа, благородных и цветных металлов в обогащенные продукты.

Подтверждением тому явились исследования, выполненные в институте АО «Иргиредмет», по гравитационному обогащению пиритных огарков с применением центробежного концентратора «Фалькон» (SB-40). Согласно полученным данным извлечение золота в концентрат составило 6,4 % при содержании благородного металла 2,9 г/т. Извлечение серы и железа – 7,2 и 4,7 % с массовой долей в концентрате 2,8 и 45 % соответственно. Выход концентрата находился на уровне 4,9 % [28].

В ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук» были проведены исследования по флотационному обогащению пиритных огарков с целью выделения в концентрат железа, золота и серебра. Работа проведена на «обогащенном огарке», остающимся в печи кипящего слоя, с содержанием золота 11,2 г/т, серебра 112,5 г/т и железа 11,6 %. Извлечение золота в концентрат составило 65 %, серебра – 30 %, железа – 20 %, что свидетельствует о невысокой степени концентрирования ценных компонентов в обогащенном продукте и, как следствие, получении неотвальных по содержанию металлов хвостов флотации [29].

Специалистами АО «Уралэлектромедь» и НЧОУ ВО «Технический университет УГМК» проведены исследования по флотационному обогащению Кировградских пиритных огарков с содержанием Au – 1,1 г/т, Cu – 0,19 %, Zn – 0,31 %, Fe – 50,4 %. Схема обогащения включала следующие

операции: измельчение до крупности 90–95 % класса минус 0,071 мм, три стадии агитации с добавлением реагентов (сульфид натрия, жидкое стекло, БКК и МиБК), флотация. В результате получен флотационный концентрат (выход 2,3 %) с содержанием Au – 14,1 г/т, Cu – 5,41 %. Извлечение золота составило 29,0 %, меди – 63,6 % [30]

Известна флотация пиритного огарка с предварительной сульфидизацией сернистым натрием [31]. В цикле обогащения получают медный концентрат с содержанием меди – 8,25 %, золота – 2,6 г/т, серебра – 15,4 г/т при извлечении металлов соответственно 21,8; 10,2 и 11,4 %. Данный продукт характеризуется низкими показателями как по содержанию ценных компонентов, так и по их извлечению. Содержание железа в обогащенном продукте авторами не указано.

По имеющейся информации в АО «Иргиредмет» выполнены эксперименты с применением метода магнитной сепарации с целью оценки возможности получения кондиционного железного концентрата из пиритных огарков с исходным содержанием Au – 2,33 г/т, Ag – 40,9 г/т, Cu – 0,4 %, Zn – 0,65 %, Fe – 46,8 %, S – 2,57 %. В результате получена магнитная фракция, выход которой составил 91,33 %. Содержание Au, S и Fe находилось на уровне 1,96 г/т, 2,26 и 49,0 % при извлечении 76,8, 80,3 и 95,6 % соответственно. Из анализа полученных результатов следует, что данный способ не позволяет получить обогащенного продукта по железу и сере, удовлетворяющего требованиям предприятий черной металлургии [32].

1.1.2 Пирометаллургические методы

Наиболее известным пирометаллургическим методом переработки пиритных огарков является низкотемпературный хлорирующий обжиг, которым в нашей стране занимались институты «Гинцветмет», «НИУИФ» и «Уралмеханобр». Исследование проводили на пиритном огарке с содержанием, %: 0,3–0,4 Cu; 0,06–0,4 Zn; 47–55 Fe; 1–2 г/т Au; 12–29 г/т Ag. Хлорирующий обжиг огарков с добавкой поваренной соли (8–14 % от массы

огарка) осуществляли в трубчатой печи при температуре 500–600 °С выщелачивание огарка вели оксихлоридными растворами в перколяторе. В результате был получен железный кек, содержащий 37–44 % Fe, 0,05–0,1 % Cu и 0,04–0,12 % Zn. Однако, по содержанию железа указанный продукт не соответствует требованиям, предъявляемым предприятиями горной металлургии. Степень перехода золота в оксихлоридные растворы находилось на уровне 55–70 %. Расход реагентов не указан, что является важным показателем для оценки эффективности предложенной технологии [33].

Еще одним пирометаллургическим способом извлечения цветных и благородных металлов является высокотемпературная хлоридовозгонка. В процессе высокотемпературной обработки (1250 °С) золото, серебро, медь, цинк и свинец возгоняются в форме хлоридов и после конденсации их направляют на установку для последовательного извлечения [34–37].

В АО «Иргиредмет» проведены лабораторные исследования по высокотемпературному хлорирующему обжигу Кировградских пиритных огарков с содержанием, %: Cu – 0,353; Zn – 0,374; Fe – 47,25; Pb – 0,049; S – 3,12; Au – 1,06 г/т; Ag – 11,7 г/т [38]. Технологическая схема включала следующие основные этапы: гранулирование – сушка – высокотемпературный хлорирующий обжиг – улавливание газов – выделение ценных металлов. Авторами предложены следующие оптимальные параметры технологического процесса: температура обжига – 1200 °С, температура сушки окатышей – 200 °С, расход хлорирующей смеси (CaCl₂+NaCl) – 5 %. В этих условиях извлечение Au, Ag, Cu, Pb и Zn составляет, соответственно, %: 97,7; 63,1; 67,4; 82,0 и 71,6. Массовая доля серы в окатышах ~ 0,5 %, железа – 50–51 %.

В 2020 году совместно со специалистами BGRIMM (КНР) произведен технико-экономический расчет технологии хлорирующего обжига пиритных огарков для предприятия производительностью 150 тыс. т. Согласно полученным данным выручка от реализации технологии составит 627,3 млн. руб. при рентабельности предприятия – 10,9 %. Величина NPV (чистый

дисконтированный коэффициент) – отрицательная, что свидетельствует об убыточности данного проекта [39].

Таким образом, несмотря на высокое извлечение золота (97,7 %) данная технология представляется нерентабельной для сырья с низким содержанием благородных металлов в виду сложного аппаратного оформления, а также больших затрат на топливные ресурсы.

В статье [40] предложена схема переработки пиритных огарков Кировградского медеплавильного комбината с содержанием Au – 1,5 г/т, Cu – 0,15 %, Zn – 0,48 %, Fe – 53,7 % включающая окомкование огарка совместно с восстановителем и смесью материалов содержащих оксиды алюминия и кальция (400–100 % от массы огарка), нагрев окатышей до 1100–1150 °С и последующую их плавку при температуре 1450–1500 °С. Данная технология обеспечивает извлечение в сплав на основе железа, %: 94–96 Au; 93–94 Ag; 90–95 Cu; 91,5–93,0 Zn; 90–92 Pb. Вопросы извлечения благородных и цветных металлов из сплава на основе железа не освещены.

ОАО «Редкие металлы Сибири» проводили исследования на пиритных огарках с содержанием Au – 2 г/т, Ag – 10 г/т, Cu – 0,5 %, Zn – 0,4 %, Fe – 52,0 %, As – 0,15 %. Разработанная технология включала окислительный обжиг (700 °С), хлорирование (250 °С), возгонку железа (350 °С) с последующим получением металла, извлечение цветных металлов с помощью водной отмывки, а также выщелачивание золота с получением сплава Доре. Извлечение Au, Ag, Cu, Zn и Fe составило, %: 80; 80; 60; 40 и 96 соответственно. Отмечено, что данная технология имеет существенные недостатки, связанные с использованием взрывоопасного водорода (в случае производства металлического железа), а также необходимость утилизации мышьяка и серы [41]. Более подробная информация о процессах в статье отсутствует.

Несмотря на возможность получения достаточно высоких показателей извлечения ценных компонентов из пиритных огарков с применением пиро- и

пирогидрометаллургических методов, рассмотренные технические решения являются сложными и дорогостоящими для исследуемых объектов.

1.1.3 Гидрометаллургические методы

Одним из гидрометаллургических способов переработки пиритных огарков является солянокислотное выщелачивание, которое проводят с целью перевода в раствор железа и цветных металлов [42]. Выщелачивание проводят при температуре 60–95 °С и концентрации соляной кислоты – 150–240 г/дм³. Полученный кек подвергают сорбционному цианированию (концентрация NaCN – 2,5–5,0 г/дм³). Данный способ обеспечивает извлечение золота из пиритных огарков на уровне 70 %, а также возможность использования получаемого железосодержащего продукта в качестве шихты в металлургическом производстве. Расход реагентов (HCl, CaO, NaCN) авторы не приводят.

В патенте [43] описана технологическая схема переработки пиритных огарков с исходным содержанием Au – 2,6 г/т, Ag – 42,0 г/т, Cu – 0,45 %, Zn – 1,1 %, Fe – 40,0 % включающая в себя следующие операции: кислотная обработка огарка, фильтрация с отмывкой от растворенных цветных металлов и последующим их осаждением, измельчение отмытого кека в известковой среде, аэрирование пульпы при температуре 80–150 °С и давлении 1–3 атм., сорбционное цианирование и обезвреживание сбросной пульпы. Извлечение золота достигает 82,1 %, серебра – 69,0 %, меди – 60 %, цинка – 70 %. Расход цианистого натрия – 1,4 кг/т, расход CaO, HCl и Na₂CO₃ авторы не приводят. Предложенная технология представляется довольно сложной и потребует значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Интересен опыт работы по цианистой переработке пиритных огарков с содержанием золота 25–30 г/т на предприятии «Buffelsfontein Gold» (ЮАР). Отмечена упорность огарков по отношению к цианистому процессу вследствие образования при обжиге пиритных концентратов плотных зерен огарка, золото в которых покрыто пленками расплавленных силикатов [44,45].

Испытанные варианты цианирования указанных огарков (с предварительным тонким измельчением, сернокислотной обработкой и дополнительным обжигом) не дали положительных результатов: извлечение золота получено на уровне 30–35 %. Эффект был достигнут только за счет предварительной горячей щелочной обработки, позволившей растворить силикатные образования на оплавленных зернах огарков. В результате извлечение золота составило 95 % при расходе NaCN – 1 кг/т, NaOH – 82 кг/т. Данный вариант экономически оправдан, поскольку в пиритных огарках содержание золота было высоким (25–30 г/т).

Имеются сведения о технологиях на основе тиокарбамидного выщелачивания пиритных огарков.

В Греции испытана тиокарбамидная технология для извлечения золота и серебра из пиритных огарков [46]. В качестве исходного сырья использован огарок следующего состава, %: Fe – 57,5; S – 0,53; Zn – 1,23; Cu – 0,1; Pb – 0,7; As – 2,76; Au – 20,76 г/т и Ag – 26,3 г/т. Данная технология включает в себя предварительную обработку измельченного огарка серной кислотой, затем тиокарбамидное выщелачивание полученного кека (окислитель – воздух (180 м³/т огарка)). Растворы с концентрацией золота – 4,7 мг/дм³, серебра – 6,2 мг/дм³, обезметалливали путем сорбции на активный уголь. В этих условиях извлечение золота и серебра составило 94,5 и 94,2 % соответственно. Расход тиокарбамида – 6,6 кг/т огарка, расход H₂SO₄ авторы не приводят. Из информации, представленной авторами, вызывает сомнение низкий расход растворителя, а также утверждение авторов о том, что при тиокарбамидном выщелачивании в качестве окислителя выступает кислород воздуха. Отсутствуют также данные по десорбции золота из фазы насыщенного угля и получению лигатурного золота.

В институте АО «Иргиредмет» проведены исследования по извлечению ценных компонентов из пиритных огарков исходной крупности с применением кислых тиокарбамидных растворов. Содержание Au – 2,3 г/т, Ag

– 40,9 г/т, Cu – 0,4 %, Zn – 0,65 %. При проведении кислотной обработки (расход H_2SO_4 – 80 кг/т) и последующего тиокарбамидного выщелачивания (окислитель – соли Fe^{3+}) извлечение золота в раствор находилось на уровне 54,0–56,0 %, серебра – 27,6–29,0 % при расходе тиокарбамида – 20 кг/т. Извлечение меди, цинка и железа в сернокислые растворы составило 70,0, 92,0 и 9,1 % соответственно. Благородные металлы из тиокарбамидных растворов выделяли путем восстановления их металлическим железом. Степень обезметалливания растворов составила 96,0 % по золоту и 98 % по серебру [28].

В целом, из анализа литературных данных следует, что тиокарбамидное выщелачивание в ряде случаев позволяет получить достаточно высокие технологические показатели по извлечению ценных компонентов из пиритных огарков, но в виду высокого расхода реагентов и использования оборудования в кислотостойком исполнении данный метод считается нерентабельным.

В «Universitas Barcinonensis» (г. Барселона, Испания) разработан способ переработки пиритных огарков, основанный на применении газообразного хлора, при обычных температуре и давлении [47]. Исследования проводили на огарках, содержащих, %: Cu – 0,95; Zn – 2,8; As – 0,03; Fe – 61,0; Au – 1,4 г/т; Ag – 35 г/т. Осаждение железа проводили, обрабатывая пульпу известью до pH 2,5–3,0. Растворы после осаждения железа направляли на цементацию благородных металлов железным скрапом, а затем на осаждение цинка (pH 9,5). Извлечение золота и серебра при гидрохлорировании составляло 80–90 %, меди и цинка – 80 %, мышьяка – 50 %. Расходы реагентов авторы не приводят. Несмотря на получение достаточно высоких показателей извлечения цветных и благородных металлов, перспективность предложенной технологии будет определяться расходом реагентов (кислоты, газообразного хлора, извести и т.д.), а также последующей утилизацией мышьяксодержащих продуктов.

В статье [48] описаны результаты исследований технологии хлор-хлоридного выщелачивания Кировградских пиритных огарков следующего состава, %: 0,28 Cu; 44,3 Fe; 0,35 Zn; 3,51 S 1,3 г/т Au; 17,9 г/т Ag. Описанная технология включает в себя следующие операции: выщелачивание золота из пиритных огарков, сорбция металла из раствора с использованием смолы в качестве сорбента, отправка насыщенного сорбента на пирометаллургическую переработку, хлоридное выщелачивание (NaCl+HCl) цветных металлов и серебра из хвостов выщелачивания золота с последующей водной отмывкой полученного кека, магнитная сепарация отмытого кека с получением магнитного и немагнитного продуктов (содержание железа 62,8 % и 67,3 %, извлечение – 53,5 и 79,6 % соответственно). По данной схеме извлечение Au составило 78,5 %, Ag – 50,7 %, Cu – 66,7 %, Zn – 47,5 %. Авторы считают, что проведение выщелачивания пиритных огарков по хлор-хлоридной технологии с включением стадии магнитной сепарации может быть перспективной при условии получения железосодержащих продуктов требуемого качества (по сере и цинку) для вовлечения в черную металлургию и цементную промышленность. Для этого необходимо выполнение дополнительных исследований и технико-экономического расчета.

Фирмой ООО «Экомет» выполнены исследования по автоклавному выщелачиванию ценных компонентов из пиритных огарков с содержанием FeO – 65 %, Cu – 0,4 %, Zn – 0,4 %, Pb – 0,3 %, Se – 10 г/т, Te – 10,2 г/т, Ag – 20 г/т; Au – 1,1 г/т [49]. Суть технологии состояла в переводе всех ценных компонентов в раствор в автоклаве, последовательном извлечении железа с получением высокочистого металлического порошка, железистого пигмента и товарных цветных, благородных и редких металлов по сорбционно-электролизной технологии. Разработанная схема обеспечивает извлечение, %: Cu – 90; Zn – 75; Fe – 98; Pb – 75; Se – 75; Te – 50; Ag – 75; Au – 90. Описания технологии по получению товарных продуктов в данной работе не приведено. Однако, применение автоклавной технологии будет нерентабельно,

вследствие низких содержаний ценных компонентов в исходном продукте. По имеющейся информации стоимость переработки 1 тонны концентратов по автоклавной технологии составляет порядка 20 тыс. руб.

Рассмотрен вариант сульфитного выщелачивания. Независимо от метода переработки (агитационное, пассивное или кучное выщелачивание) сульфитная технология обеспечивает извлечение золота в раствор не более 46,8 %, серебра – 18 % при расходе Na_2SO_3 – 20 кг/т. Для выделения благородных металлов из сернистокислых растворов рекомендована цементация на цинковую пыль, обеспечивающая восстановление золота на 96,5 %, серебра – на 98,8 %. Из числа металлов-примесей, присутствующих в растворе, следует извлекать цинк методом осаждения карбонатом натрия. Сквозное извлечение цинка в осадок составляет 44,3 %. Медь в сернокислотные растворы практически не переходит [50].

В патенте [51] описан способ переработки пиритных огарков, содержащих оксидов железа – 64,25–71,0 %, меди – 0,25–0,28 %, цинка 1,2–1,3 %, мышьяка – 0,19 %, золота – 1,4–1,6 г/т, серебра – 22,3 г/т на основе применения бактериального выщелачивания (БВ) с использованием четырех видов ацидофильных тионовых бактерий и последующего цианирования кеков БВ. Извлечение золота составило 63–87 %, серебра – 90 %. Вызывает сомнение высокое извлечение серебра, которое не может быть достигнуто в виду образования в процессе БВ трудноцианируемых соединений ярозитов серебра, требующих введения предварительной щелочной обработки.

В институте АО «Иргиредмет» проведены исследования с целью разработки рациональной технологии комплексного извлечения ценных компонентов из пиритных огарков ОАО «Мелеузовские минеральные удобрения» с содержанием Au 2,3 г/т, Ag – 40,9 г/т, Cu – 0,4 %, Zn – 0,65 %. Крупность исходных огарков составляла 82–88 % класса минус 0,074 мм [28]. На основании результатов проведенных исследований рекомендована агитационно-цианистая технология переработки пиритных огарков с

предварительной водной отмывкой, извлечением цветных и благородных металлов из растворов водной и цианистой обработок и отправкой хвостов цианирования на цементный завод. Медь из водных растворов извлекали цементацией металлическим железом, цинк осаждали содой в виде $ZnCO_3$. Расход $NaCN$ находился на уровне 1,4 кг/т, Na_2CO_3 – 20,0 кг/т, CaO – 6,0 кг/т. Извлечение металлов по предлагаемой технологии, %: Cu – 22,5; Zn – 62,0; Au – 52,0; Ag – 22,0.

В 2021 г. институтом АО «Иргиредмет» проведен укрупненный технико-экономический расчет технологической схемы переработки «Кировградских пиритных огарков» с содержанием Au – 1,07 г/т, Ag – 11,7 г/т, Cu – 0,35 %, Zn – 0,37 %, Fe – 47,25 % [38]. Технологическая схема предусматривает 4^х-ступенчатую противоточную декантационную отмывку водорастворимых солей металлов, известковую обработку и цианидное выщелачивание благородных металлов, двойную фильтрацию хвостов с распульповкой обезметалленными растворами, их обезвреживание, сушку и отправку потребителям в качестве железосодержащей добавки, а также осаждение благородных металлов из цианистых растворов цинковым порошком по технологии Мерилл-Кроу, плавку цементных осадков после кислотной обработки с получением слитков лигатурного сплава золота, нейтрализацию кислых $Cu-Zn$ содержащих растворов с отделением гидратных осадков, направляемых на медеплавильное производство совместно с другим медьсодержащим сырьем. Извлечение Au по данной схеме составляет 67,0 %, Ag – 9,0 %, Cu – 71,0 %, Zn – 48,0 %. Расход $NaCN$ – 0,6 кг/т, CaO – 33,8 кг/т, H_2SO_4 – 13,1 кг/т, $Pb(NO_3)_2$ – 0,027 кг/т, порошок цинковый – 0,27 кг/т.

Укрупненный ТЭР при производительности предприятия 150 тыс. т/год показал, что переработка пиритных огарков Кировградского техногенного месторождения по цианистой технологии позволяет получать прибыль (297 136,94 тыс. руб.). Выручка достигается в основном за счет золота (55,0 %) и меди (19,3 %). Доли серебра (1,0 %) и цинка (1,2 %) минимальны, а

железосодержащей добавки – условна. При этом расчетная величина NPV (чистый дисконтированный доход) – отрицательная (-515 189,53), то есть данный инвестиционный проект не обеспечивает покрытие будущих расходов или обеспечивает только безубыточность, очевидно, за счет невысокой производительности предприятия по переработке пиритных огарков указанного состава [39].

Таким образом, из числа рассмотренных вариантов переработки пиритных огарков наиболее перспективной является цианистая технология при условии снижения расходов реагентов.

1.2 Переработка хвостов флотации медно-цинкового производства

На предприятиях Российской Федерации переработка медно-цинковых руд осуществляется флотационным методом с получением медного и цинкового концентратов с отправкой их на пирометаллургические заводы для извлечения ценных компонентов. При этом выход хвостов обогащения составляет порядка 80 % от общего объема перерабатываемой руды, в которые извлекается, %: 55–75 S; 10–15 Cu; 10–25 Zn; 40–80 Au; 35–60 Ag и т. д. [52–56]. По стоимости сера составляет 70–74 % от стоимости содержащихся в указанном сырье ценных компонентов, 15–17 % приходится на железо, 8–12 % на цветные и благородные металлы. Ранее хвосты флотации использовали для получения серной кислоты по обжиговой технологии ($t=800\text{ }^{\circ}\text{C}$), с 2009 г. в России производство серной кислоты из колчедана практически не применяется [19].

За время эксплуатации в хвостохранилищах предприятий, перерабатывающих полиметаллические руды, накоплено более 150 млн. т лежалых хвостов, содержащих более 170 тыс. т меди (0,15–0,25 %), 160 тыс. т цинка (0,20–0,28 %), более 240 т золота (1,2 г/т) и более 2400 т серебра (10–20 г/т) [57–59].

Главным рудным минералом хвостов является пирит (50–56 %), породобразующим – кварц (40–50 %), также присутствуют гидрослюды (15 %), халькопирит (1 %) и сфалерит (1%). Доля цианируемого золота составляет менее 40 %. Основная доля золота лежалых хвостов заключена в сульфидные минералы (52,3–55,5 %) [60–62].

На протяжении многих лет ведущими научно-исследовательскими институтами выполнен комплекс исследований по выявлению возможности и эффективности переработки лежалых хвостов обогащения обогатительными, пирометаллургическими, гидрометаллургическими и комбинированными методами [63–66].

1.2.1 Обоганительные методы

Согласно литературным данным техногенное пиритное сырье в сравнении с другими техногенными объектами является более труднообогатимым вследствие значительного изменения физико-химических свойств минералов в условиях длительного хранения сырья [67–69].

В ЗАО «Механобр инжиниринг» и НИЦ «Гидрометаллургия» были проведены опыты по оценке возможности выделения золотосодержащих гравитационных концентратов из лежалых хвостов флотации одной из медно-цинковых фабрик с содержанием Au – 0,85 г/т, Ag – 9,0 г/т, Cu – 0,35 %, Zn – 0,21 %, S_{общ} – 25,5 %. Извлечение золота в гравитационные концентраты на концентрационном столе СКЛ-2М составило 3,7 % от исходного содержания, в промпродукт – 15 %. При этом содержание золота не превышало 8 и 1,5 г/т соответственно. Использование последовательно работающих центробежных концентраторов типа Knelson 3 и ЦВК-100 с последующей доводкой концентрата на концентрационном столе СКЛ-2М позволило получить гравитационные концентраты с содержанием золота 71,8 и 37 г/т при извлечении 1,01 и 0,38 % соответственно. Содержание золота в суммарном

концентрате составило – 57,2 г/т при извлечении 1,38 % от исходного содержания [70].

Также авторами проведено сравнение следующих вариантов обогащения лежалых хвостов: прямое цианирование всей массы хвостов; разделение хвостов на винтовом шлюзе с выделением обогащенного продукта и его цианирование; доизмельчение и цианирование обогащенного продукта шлюза после выделения из гравитационного концентрата меди флотацией. Прямым цианированием удалось извлечь 35–40 % золота при расходе цианида натрия 2 кг/т. Предварительное разделение лежалых хвостов на винтовом шлюзе позволило сократить объем материала и расход цианида натрия почти в два раза, однако при этом сквозное извлечение золота снизилось до 30–31 %. Еще более усложняется схема переработки при включении в схему флотационного передела, хотя при этом расход цианида натрия снижается еще на 15–20 %.

В статье [71] авторы приводят результаты тестовых опытов по гравитационному обогащению лежалых хвостов с содержанием Au – 2,0 г/т, Ag – 18,0 г/т, Fe_{общ} – 26,8 %, S_{общ} – 28,7 %, C_{общ} – 0,6 %, Cu – 0,73 %, Zn – 1,26 % на центробежном концентраторе «ИТОМАК-КН-01». Несмотря на высокое извлечение золота в тяжелую фракцию (66,55–95,45 %), его содержание в концентрате не превышало 2,5 г/т при выходе 52,0–77,0 %. Подобная зависимость получена и для серебра, извлечение которого в концентрат составило 61,72–91,59 % при содержании 18,5–19,0 г/т. Содержание цветных металлов в полученном концентрате авторы не приводят.

Таким образом, из лежалых хвостов можно выделить гравитационные концентраты, однако извлечение в них благородных металлов будет крайне невелико, что делает применение гравитационных методов обогащения нецелесообразным.

Флотационное обогащение лежалых хвостов с целью получения отвального по ценным компонентам продукта также оказалось

нецелесообразным, так как в хвостах обогащения концентрируется золото, благоприятное для гидрометаллургической переработки. Подтверждением тому явились результаты опытов по флотационному обогащению лежалых хвостов Карабашского медеплавильного комбината с исходным содержанием золота – 0,87 г/т, меди – 0,19 %. В результате получен флотационный концентрат с содержанием золота – 5,75 г/т, меди – 3,0 %, при извлечении 32,8 и 77,27 % соответственно [72,73].

Обогащение лежалых хвостов по схеме сульфидной флотации также оказалось не эффективно. При выходе чернового концентрата 52,3 % в него извлекается 91,85 % меди при содержании 0,473 %; 88,94 % золота при содержании 1,39 г/т и 92,57 % серебра при содержании 11,5 г/т [74,75].

В АО «Иргиредмет» проведены исследования по разработке рентабельных способов извлечения ценных компонентов из лежалых хвостов флотации одной из обогатительных фабрик Урала с содержанием компонентов: Au и Ag ~ 1,3 и 16 г/т, Cu и Zn ~ 0,13 и 0,23 % [76].

Первоначально проведены тестовые испытания по обесшламливанию лежалых хвостов в лабораторной установке ГЦЛ-25. Перед проведением опытов хвосты подвергали рассеву по классу минус 0,1 мм, при этом содержание плюсового класса составило 16,4 % с содержанием золота в нем 0,24 г/т, извлечение золота – 3 %. Последующее гидроциклонирование класса минус 0,1 мм позволило получить слив с выходом 14,06 % и содержанием золота 1,8 г/т. Повышение содержания золота в сливе гидроциклона можно объяснить наличием в хвостах тонкодисперстного золота размером меньше 2 мкм. Для определения возможности извлечения золота из слива ГЦ проведены опыты по цианированию, которые показали, что содержание золота в кеке цианирования составляет 0,8 г/т, извлечение при этом находилось на уровне 36,5 % от исходного содержания. Сквозное извлечение золота и других ценных компонентов не указано.

Выполнены тестовые опыты на лабораторном магнитно-жидкостном сепараторе МЖС-ПМЗ. Разделение лежалых хвостов производили при плотности среды – 4 г/см³. Полученные результаты также показали низкую эффективность. В концентрат извлеклось 28,0 % золота при выходе концентрата 15,8 % и содержании золота 2,25 г/т. При проведении эксперимента было видно, что тонкие шламы препятствуют равномерному распределению легкой и тяжелой фракции и загрязняют магнитно-жидкостную среду [76].

Таким образом, недостаточно полное извлечение ценных компонентов и их низкое содержание в концентратах ограничивают перспективы применения процессов обогащения.

1.2.2 Пирометаллургические методы

На хвостах обогащения с содержанием Au – 1,3 г/т, Ag – 16 г/т, Cu – 0,13 %, Zn – 0,23 % проведены опыты по окислительному обжигу и спеканию с различными реагентами (Na₂CO₃, CaO, NaCl, NaNO₃ и H₂SO₄) при различной температуре (200–600 °C). Полученный огарок после предварительной водной отмывки цианировали при концентрации NaCN – 1 г/дм³ [77].

При окислительном безреагентном обжиге заметное окисление сульфидов начинается при температуре 320–350 °C. Максимальная степень перехода меди и цинка в раствор водной отмывки (27,2 и 24,8 %) была достигнута при температуре обжига 600 °C. Последующее цианирование огарка позволило извлечь 67,1 % золота и серебра – 72,7 %. Введение в процесс NaCl (5 масс. %) привело к незначительному увеличению извлечения компонентов (медь – 32,1 %, цинк – 34,5 %, золото – 70,4 % и серебро – 74,5 %).

В работе [78] представлены результаты исследований по разработке технологии переработки хвостов обогащения, содержащих 0,2 % меди и 0,91 г/т золота. На основании полученных результатов разработана принципиальная схема переработки хвостов обогащения, которая включает в

себя следующие операции: флотационное обогащения текущих хвостов с получением пиритного концентрата, окислительный обжиг полученного концентрата, сернокислотное выщелачивание цветных металлов из огарка с последующим их осаждением из кислых растворов, сорбционное цианирование отмытого кека сернокислотного выщелачивания

Полученный пиритный концентрат характеризовался следующим составом: Au – 1,76 г/т, S_s – 46,9 %, Cu – 0,28 % при выходе около 44 %. Извлечение золота в пиритный концентрат – 84,5 %, при этом остаточное содержание в хвостах пиритной флотации находилось на уровне 0,25 г/т. Извлечение меди составляло 60,9 %. В результате обжига пиритного концентрата (t = 550–600 °С) был получен огарок с содержанием серы 0,8 % (степень окисления 98 %). Выход огарка составлял 71,0 %. Далее проводили выщелачивание меди из полученного огарка раствором серной кислоты с концентрацией 20 г/дм³ (расход H₂SO₄ не указан). Медь из сернокислых растворов осаждали цементацией на металлическое железо, извлечение составило 76,8 %. После выщелачивания меди огарок промывали, высушивали и проводили цианирование кека при концентрации NaCN – 2 г/дм³. Извлечение золота от операции составило 78,05 %, сквозное – 65,9 % при расходе NaCN – 0,83 кг/т. Учитывая, что пиритный концентрат характеризуют низким содержанием золота и меди и высоким выходом обогащенного продукта, направляемого на обжиг, предлагаемая технология вряд ли будет рентабельной.

В работе [79] описан способ извлечения благородных металлов из лежалых хвостов флотации колчеданных руд ОАО «Учалинский ГОК» с содержанием Au – 1,7 г/т, Ag – 19,5 г/т, Fe_{общ} – 23,0 %, Cu – 0,12 %, Zn – 0,34 %, S_{общ} – 28,1 % методом термохимической хлораммонийной переработки. Предложенная технология включает в себя следующие процессы:

- предварительное разрушение сульфидной матрицы отходов и вскрытие благородных металлов в результате спекания с хлоридом аммония при температуре 250–275 °С;
- выщелачивание водой полученного спека при температуре 80 °С;
- спекание спека со смесью хлорида и нитрата аммония при температуре 250-275 °С;
- выщелачивание золота из спека подкисленным (рН 2) раствором дифенилгуанидина (20 г/дм³) при Ж:Т=2:1 и температуре 50 °С;
- экстракция органических ассоциатов золота из водного раствора спека дихлорэтаном;
- упаривание полученных экстрактов.

Данный способ обеспечил извлечение Au в раствор на уровне 85,8–87,5, Ag – до 78,1 %, Fe – не менее 99,0. Однако, предложенная технология является затратной: по данным интернета стоимость 1 кг дифенилгуанидина составляет 317 руб. (расход его 40 кг/т). Кроме того, в статье отсутствуют экологические аспекты данной технологии.

Таким образом, комбинированные пиро-гидрометаллургические способы позволяют добиться повышения извлечения цветных и благородных металлов только в случае существенного окисления сульфидной матрицы. Однако, при этом возникает необходимость дорогостоящей очистки печных газов от пылегазовых продуктов окисления сульфидов и их утилизации (серная кислота и др.), делающая эти способы нерентабельными.

1.2.3 Гидрометаллургические методы

Институтом электрофизики (ИЭФ) Уральского отделения РАН (г. Екатеринбург) разработана технология комплексной переработки хвостов обогащения с содержанием Au – 1,3 г/т, Ag – 16 г/т, Cu – 0,13 %, Zn – 0,23 %, включающая в себя воздействие на сырье электрическими импульсами ($4 \cdot 10^8$ Вт) наносекундной длительности (10^{-9} с) частотой 500 Гц [80]. Извлечение

золота составило 71,0 %. Кучным выщелачиванием в продуктивный раствор извлекается до 40,0 % меди и 70,0 % цинка. Выщелачивание золота осуществляется любым растворителем. Для подтверждения полученных показателей извлечения цветных металлов и определения уровня извлечения золота и серебра, а также расхода реагентов требуется проведение дополнительных исследований.

В ОАО «Институт Унипромедь» разработана технология переработки хвостов обогащения с содержанием Au – 1,22 г/т, Ag – 13,5 г/т, Cu – 0,15 %, Zn – 0,22 %, S_s – 32,23 % методом кучного бактериально-химического выщелачивания [81]. Схема переработки включает: биохимическое сернокислотное окисление сырья; водную отмывку от цветных металлов биоокисленного материала, осаждение цветных металлов из продуктивного раствора; агитационное цианирование отмытого кека; сорбцию драгметаллов из продуктивных растворов на активный уголь; десорбцию драгметаллов с угля; электролитическое осаждение золота и серебра из богатых элюатов; гипохлоритное обезвреживание хвостов цианирования. Извлечение металлов по данной схеме составляет: Au – 46 %, Ag – 50 %, Cu – 72 %, Zn – 72 %.

В техническом университете УГМК было разработано два варианта переработки пиритных хвостов [82]. Первый вариант – «комплексная технология», которая представляет собой выщелачивание цветных металлов смесью азотной и серной кислот с последующей регенерацией азотной кислоты из отходящих нитрозных газов. Данный подход был применен для «глубокого» окисления пирита, находящегося в хвостах обогащения АО «Сибайский ГОК» следующего химического состава, %: Cu – 0,19; Zn – 0,62; Fe – 28,6; S – 17,3; Au – 1,2 г/т; Ag – 10,1 г/т. Извлечение металлов в раствор составило, %: Cu – 98,6, Fe – 99,2, Zn – 97,4. Нерастворимый остаток, выход которого составлял от 35 до 45 %, подвергали выщелачиванию с использованием нецианистого растворителя (флотента) торговой марки

JINCHAN. Операционное извлечение золота и серебра составило более 95 %, сквозное извлечение – 83,0 %.

Авторы приводят технико-экономический расчет предлагаемой технологии, согласно которому для переработки 250 000 тыс. т хвостов обогащения капитальные затраты составят около 9,4 млрд. руб. при сроке окупаемости 2,5 года. Основная выручка определена от реализации железного купороса – около 84 %. Однако, как отмечают авторы, вариант выделения железа в виде железного купороса не может быть реализован по экономическим соображениям – спрос на него в РФ существенно ниже возможного получения из пиритных хвостов обогащения.

Второй вариант – «технология селективного извлечения» была опробована на технологической пробе хвостов обогатительной фабрики ПАО «Гайский ГОК», %: Cu – 0,24; Zn – 0,24; Fe – 20,9; S – 25,1; Au – 0,8 г/т и Ag – 8,2 г/т. Лабораторные исследования по выщелачиванию металлов раствором серной кислоты проводили в перколяционных колоннах. Извлечение меди и цинка в растворы выщелачивания составили около 40 %. Из продуктивных растворов медь осаждали цементацией на железной стружке, цинк — в виде сульфидного кека. Далее, не выгружая кек из перколяторов, проводили бактериальное окисление пирита с использованием бактерий *Acidithiobacillus* (*A.ferrooxidans* и *A.thiooxidans*). Окисление протекало медленно – за 94 суток окислилось около 15 % пирита. В результате последующего тиокарбамидного выщелачивания извлечение золота составило 30–40 % при остаточном содержании 0,5 г/т. Расход тиомочевины в процессе выщелачивания авторы не приводят.

В статье [83,84] опубликованы результаты исследований по извлечению золота и меди из сульфидных хвостов флотации с содержанием Au – 2,1 г/т, Cu – 1,11 %, Fe – более 7 % с использованием глициново-аммиачного раствора в присутствии перманганата. При концентрации глицина – 20 г/дм³, Ж:Т = 3:1, расходе KMnO₄ – 20 кг/т, pH 10,5, температуре – 30 °C извлечение золота и

меди составило 76,0 и 68,2 % соответственно. Однако при проведении в АО «Иргиредмет» аналогичного опыта на медно-цинковых хвостах флотации с содержанием Au – 1,0 г/т, Cu – 0,136 % извлечение золота в раствор не превышало 30 %. Как сообщают авторы предложенного способа, процесс щелочного выщелачивания глицином все еще находится в стадии исследований.

В АО «Иргиредмет» были проведены лабораторные исследования на пробе лежалых пиритных хвостов обогащения с содержанием Cu – 0,28 %, Zn – 0,22 %, Au – 0,8 г/т, Ag – 6,9 г/т, в результате которых была разработана технология сорбционного выщелачивания драгоценных металлов с предварительной известковой обработкой с продувкой воздуха. Расход NaCN составил 3,8 кг/т (при концентрации в растворе 0,3 г/дм³), CaO – 13,9 кг/т. Извлечение золота находилось на уровне 31–37 % [85]. В 2014 г. на опытной фабрике ОАО «Покровский рудник» (г. Благовещенск) при научном сопровождении ОАО «Иргиредмет» были проведены опытно-промышленные испытания разработанной технологии на пробе хвостов обогащения массой 69,8 т. Результаты непрерывных испытаний подтвердили расход цианистого натрия – 3,5 кг/т, извести – 14,0 кг/т и извлечение золота 36,5 % установленные на лабораторной стадии. Извлечение золота составило 36,5 % при расходе NaCN – 3,5 кг/т. Однако проведенный в 2017 году технико-экономический расчет показал, что рассматриваемый вариант технологии экономически не эффективен [86].

Исследована возможность прямой гидрометаллургической переработки пиритных хвостов с содержанием Au – 1,3 г/т, Ag – 16 г/т, Cu – 0,13 %, Zn – 0,23 % [87,88]. Ввиду того, что проба хвостов являлась лежалой и подвергалась в ходе хранения частичному окислению с образованием серной кислоты и сульфатных водорастворимых форм меди и цинка, для извлечения цветных металлов проводили водную отмывку, которая позволила извлечь 17,5 % меди и 43,0 % цинка.

Для выщелачивания золота и серебра были испытаны тиокарбамидные, тиосульфатные, сульфитные и цианидные растворы. Тиокарбамидное выщелачивание при крупности 95 % класса минус 0,071 мм, Ж:Т=3:1, концентрации тиокарбамида – 60 г/дм³, H₂SO₄ – 85 г/дм³, Fe₂(SO₄)₃ – 15 г/дм³, продолжительности – 24 ч позволило извлечь 10,7 % золота и 23,7 % серебра. С целью попытки повышения извлечения золота было испытано предварительное солянокислое выщелачивание 1,5 %-ным раствором HCl, а также замена окислителя на перекись водорода (при расходе 5 кг/т). Данные меры не принесли желаемого результата – извлечение золота не превысило 15 % и серебра – 25 %.

Тиосульфатное выщелачивание при исходной крупности продукта, продолжительности – 24 ч, Ж:Т=5:1, концентрации Na₂S₂O₃ – 150 г/дм³, Na₂SO₃ – 50 г/дм³, CuSO₄ – 10 г/дм³, расходе NH₄OH – 47 кг/т, обеспечивающем рН 10, обеспечило извлечение золота и серебра на уровне 33,3 и 22,8 % соответственно при достаточно высоком расходе реагентов.

Прямым цианированием неотмытых хвостов в течение 24 ч при отношении Ж:Т=1,5:1 и концентрации NaCN 0,5 г/дм³ (расход NaCN 3,4–4,1 кг/т) удалось извлечь 29,5 % золота и 32,2 % серебра, при содержании в хвостах цианирования 0,86 и 10,3 г/т соответственно. Отмывка исходных хвостов от водорастворимых примесей позволяет снизить расход NaCN до 2,1–2,2 кг/т при извлечении золота и серебра на уровне 36,1 и 42,8 % соответственно. Причиной высокого расхода цианида натрия при цианировании данного типа сырья является высокое содержание меди, которая образует комплексы с циан анионами.

Одним из путей уменьшения расхода цианида натрия (до 0,75–1,5 кг/т) при переработке золотомедного сырья является ведение процесса выщелачивания золота при пониженных концентрациях растворителя (100–200 мг/дм³). Данный способ позволяет достаточно полно перевести золото в раствор, обеспечивая приемлемый расход цианида натрия [89,90].

В патенте [91] описан способ извлечения золота из медьсодержащего сульфидного сырья методом цианирования с содержанием золота 1,23 г/т, меди – 0,13 %. По предлагаемому способу цианид натрия подают только на операцию предварительного цианирования, в результате которого золото и медь извлекаются в жидкую фазу пульпы, затем проводят кондиционирование пульпы путем ее агитации в течение 6–72 ч без подачи реагента. В результате снижения концентрации NaCN цианидные комплексы меди постепенно разрушаются, медь переходит в нерастворимую форму, и ее концентрация в жидкой фазе пульпы снижается. Далее проводят сорбционное цианирование, Данная схема обеспечила извлечение золота на уровне 35 % при расходе NaCN – 1,4 кг/т. При этом емкость насыщенного сорбента по меди существенно снижается с 20,1 до 0,46 мг/г. Недостатком предложенного способа для переработки золотомедного сырья является усложнение аппаратурной схемы за счет введения операции кондиционирования.

1.3 Выводы к главе 1

1. На основании литературных данных согласно запасам и содержанию цветных и благородных металлов перспективными техногенными объектами, представляющими собой комплексное сырье для извлечения ценных компонентов, являются огарки сернокислотного производства (более 25 млн. т), получаемые на предприятиях химической промышленности, а также хвосты обогащения полиметаллических руд (более 150 млн. т). С учетом содержаний благородных (0,7–3,0 г/т Au, 5,0–25,0 г/т Ag), черных (20–50 % Fe), цветных металлов (0,15–0,5 % Cu, 0,3–0,8 % Zn), серы – 1–75 % эти объекты содержат более 122,5 т золота, 875 т серебра, 35 млн. т железа, 262,5 тыс. т меди, 350 тыс. т цинка и 1,75 млн. т серы и могут рассматриваться как относительно крупные месторождения.

2. Показано, что применение обогатительных методов (гравитационное, флотационное обогащение, магнитная сеперация) для указанного сырья

неэффективно ввиду низкого извлечения и содержания ценных компонентов в получаемых концентратах.

3. Установлено, что введение в схему переработки хвостов флотации операций предварительного обжига, автоклавного или бактериального вскрытия обеспечивает повышение извлечения в цикле последующего цианирования. Однако низкое содержание благородного металла в исходном сырье, а также значительные объемы материала, направляемого в цикл предварительных обработок, делают данные варианты экономически нерентабельными.

4. Испытанные растворители (тиомочевина, тиосульфат и сульфит натрия) для извлечения ценных компонентов из техногенного сырья не дали положительного эффекта ввиду недостаточно полного извлечения металлов и высокого расхода реагентов.

Таким образом, из всех рассмотренных способов переработки наиболее рациональным и промышленно освоенным является цианирование, однако этот вариант характеризуется высоким расходом цианида натрия (2,0–4,0 г/т), при извлечении золота 25–40 %.

5. Известно, что в некоторых случаях цианирование золотомедного сырья может быть проведено с применением растворов с относительно низкой концентрацией цианида (100–200 мг/дм³). В ряде случаев этим способом удается достаточно полно перевести золото в раствор, удерживая расход цианида в пределах 0,75–1,5 кг/т.

Основываясь на данном факте научный и практический интерес представляет разработка гидromеталлургической технологии переработки техногенного сырья, основанной на использовании ультранизких концентраций цианида натрия (5–100 мг/дм³), что позволит существенно сократить расход цианида натрия и гипохлорита кальция.

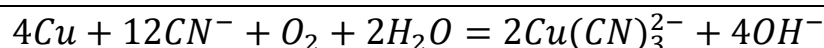
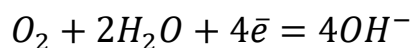
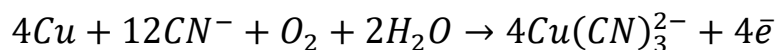
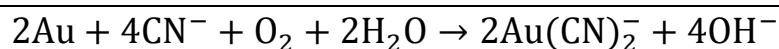
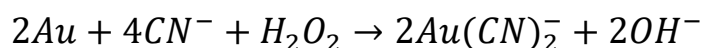
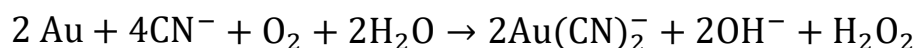
На основании вышесказанного, разработана программа диссертационных исследований, которая включает в себя следующие основные этапы:

- изучение основных физико-химических закономерностей растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия (5–100 мг/дм³);
- изучение основных закономерностей растворения природных медных минералов (халькопирит, борнит и азурит) в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия;
- технологическая оценка процесса цианирования техногенного сырья различного вещественного состава с использованием ультранизких концентраций цианида натрия (10–30 мг/дм³);
- разработка технологии переработки хвостов флотации полиметаллических руд одного из предприятий Российской Федерации, основанной на применении ультранизких концентраций цианида натрия;
- проведение опытно-промышленных испытаний разработанной технологии для извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд;
- выполнение укрупненного технико-экономического расчета разработанной гидрометаллургической технологии переработки хвостов обогащения.

ГЛАВА 2. ИЗУЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАСТВОРЕНИЯ ЗОЛОТА И МЕДИ В РАСТВОРАХ С УЛЬТРАНИЗКОЙ КОНЦЕНТРАЦИЕЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ

Как отмечалось ранее, цианистый процесс является одним из перспективных методов извлечения благородных металлов из медьсодержащих техногенных отходов. Сущность процесса заключается в выщелачивании металлов разбавленными растворами цианистых солей (KCN, NaCN, Ca(CN)₂) в присутствии кислорода воздуха [92].

Растворение золота и меди в цианосодержащей среде протекает согласно реакциям:



Значения энергии Гиббса свидетельствуют о термодинамической вероятности протекания процессов [93], но без учёта их кинетических особенностей, которые могут быть установлены при изучении физико-химических закономерностей процессов растворения золота и меди в цианистых растворах, а именно в зависимости от различных факторов (интенсивности перемешивания раствора, концентраций цианида и кислорода, температуры и т.д.).

Данному вопросу посвящено значительное количество работ, выполненных российскими и зарубежными исследователями с применением различных методов (порошков, золотых пластин, цилиндров и т.д.) [94–96].

Однако, при использовании указанных методик сложно учесть гидродинамику процесса, а следовательно, установить его лимитирующую стадию и получить воспроизводимость результатов [97].

Наиболее надёжным методом изучения кинетики растворения металлов является метод вращающегося диска [97]. Вращающийся диск, используемый в качестве поверхности реакции в движущейся жидкости, имеет важную особенность: условия переноса реагирующих частиц в любой точке диска, независимо от расстояния её до оси вращения, одинаковы. Таким образом создаётся равнодоступная поверхность в диффузионном отношении, что позволяет сохранить концентрацию вещества и скорость реакции постоянными. Поэтому метод вращающегося диска обладает высокой воспроизводимостью получаемых результатов и позволяет определить факторы, оказывающие влияние на скорость реакции, на основании которых могут быть сделаны практические выводы [98].

И.А. Каковским выполнены детальные исследования по изучению кинетики растворения золота и меди в растворах цианида калия в диапазоне концентраций от $2\text{--}3\cdot 10^{-3}$ до $15,4\cdot 10^{-3}$ моль/дм³. Результаты исследований подтвердили термодинамический расчет реакции растворения металлов в цианистых растворах и механизм протекания реакции растворения золота в несколько стадий [97].

Однако, как следует из анализа литературных данных по извлечению золота из медьсодержащих техногенных отходов, применение растворов в изученном диапазоне концентраций растворителя характеризуется в ряде случаев значительным расходом лиганда на уровне 1,5–3,0 кг/т, что является нерентабельным при переработке подобного типа сырья (например, хвостов флотации полиметаллических руд) [26].

Поэтому для оценки эффективности процесса цианирования рудного сырья на основе применения растворов с ультранизкой концентрацией цианистого натрия первоначально представлялось целесообразным изучить

основные физико-химические закономерности растворения металлических золота и меди в области концентрации цианида натрия от $0,102 \cdot 10^{-3}$ до $4,082 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ с использованием метода вращающегося диска [99].

В литературе подобная информация отсутствует. Следует подчеркнуть, что в отличие от ранее выполненных исследований, проведенных с применением растворов цианистого калия, в качестве растворителя Au и Cu выбраны растворы цианида натрия, которые используются в промышленной практике при переработке золотосодержащего сырья [47].

2.1 Методика проведения экспериментов

Для проведения исследований использовали установку вращающегося диска, которая подробно описана в [97].

В качестве реакционной поверхности использовали золотой и медный диски, которые изготавливали из металлов с пробностью 99,98 и 99,99 % соответственно. Поверхность дисков перед началом каждого опыта тщательно шлифовали, полировали, затем промывали этиловым спиртом.

Для проведения опытов использовали растворы цианида натрия с концентрацией от $0,102 \cdot 10^{-3}$ до $4,082 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. В начале и конце каждого эксперимента определяли концентрацию NaCN фотометрическим методом анализа, а также проводили замер pH раствора и концентрации растворенного кислорода потенциометрическим методом. Концентрация кислорода в растворе находилась в пределах $8,0-7,9$ мг/дм³ и практически не менялась на протяжении всех экспериментов, проведенных при температуре 25 °С.

В процессе опыта через равные промежутки времени отбирали пробы раствора для определения концентрации растворенного металла атомно-адсорбционным методом анализа.

Количество растворенного металла и скорость его растворения рассчитывали по формулам приведенным в [97].

Для исключения ошибок экспериментальные данные обрабатывали по методу наименьших квадратов, который позволяет получить среднее значение скорости на основании нескольких экспериментальных точек. Ошибка в определении скорости растворения золота и меди в цианистых растворах составляла 5–9 % при вероятности 95 %.

2.2 Изучение кинетики растворения золота в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия

Изучение зависимости скорости растворения золота от числа оборотов вращения диска

Для выяснения характера процесса растворения золота при ультранизких концентрациях цианида натрия была изучена зависимость скорости растворения золота от числа оборотов диска (n) в интервале от 4,19 до 41,87 рад/с. При выборе скорости вращения диска учитывали значение числа Рейнольдса (Re), которое должно находиться в пределах $10^1 \div 10^4$. При значении числа Рейнольдса <10 на поверхности диска возникают краевые эффекты, а при значении $>10^4$ нарушается ламинарный режим движения жидкости и постепенно переходит в турбулентный, для которого скорость процесса зависит от числа оборотов диска в степени 0,8–0,9 [100].

При радиусе диска 1,5 см выбранному интервалу частоты вращения соответствует значение числа Рейнольдса от 942,75 до 9420,75. В данном диапазоне соблюдаются условия ламинарного режима обтекания поверхности диска.

На рисунке 2.1. приведена зависимость скорости растворения золота от угловой скорости вращения диска. Опыты проводили при концентрациях $NaCN - 0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ и $NaOH - 0,002$ моль/дм³ (pH 11,0), при температуре 25 °С.

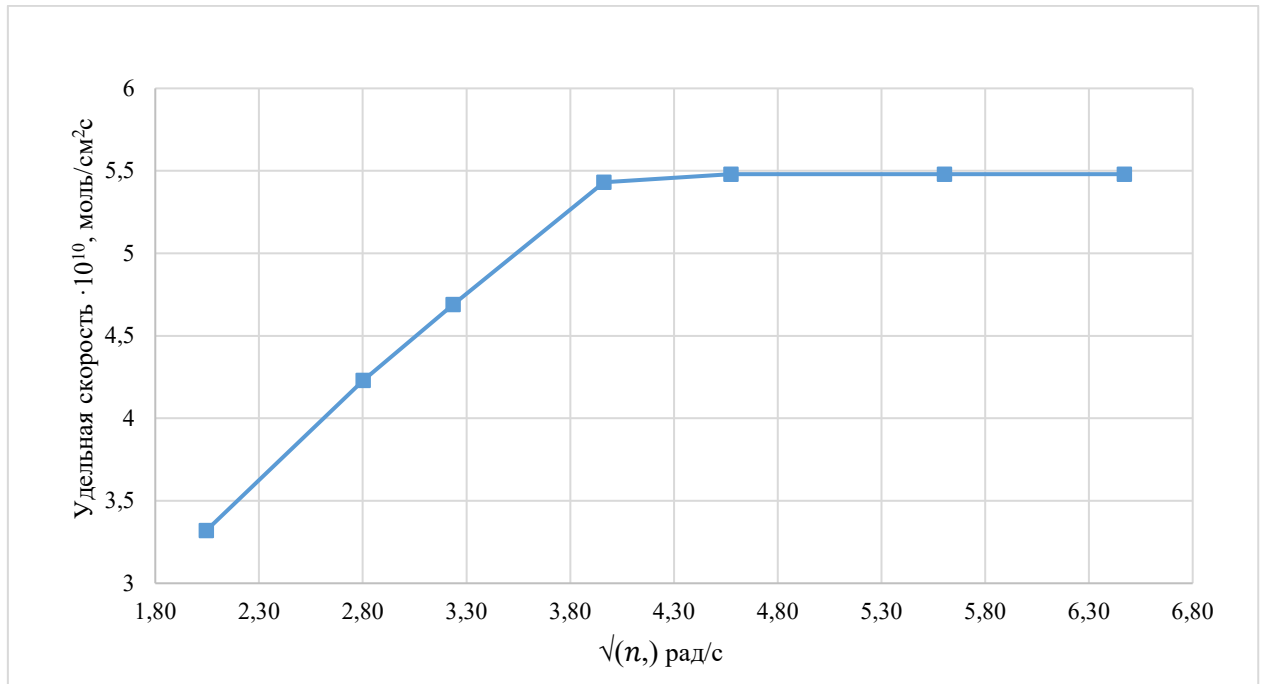


Рисунок 2.1 – Зависимость скорости растворения золота от угловой скорости вращения диска

Как следует из рисунка 2.1, с увеличением числа оборотов диска скорость растворения золота возрастает только до определенного предела – 15,7 рад/с, при этом ее значение увеличивается с $3,32 \cdot 10^{-10}$ до $5,43 \cdot 10^{-10}$ моль/см²с, а затем уже не зависит от интенсивности перемешивания. Причиной тому является переход процесса растворения золота из диффузионной области в кинетическую. То есть при величине скорости вращения диска до 15,7 рад/с лимитирующей стадией данного процесса является подвод реагентов к поверхности диска либо отвод образующихся продуктов реакции. Далее скорость растворения золота уже не зависит от интенсивности перемешивания и определяется скоростью протекания химической реакции.

Интересно отметить, что аналогичная зависимость получена И.А. Каковским при изучении скорости растворения золота в растворах цианида калия от интенсивности перемешивания: процесс переходит из диффузионного режима в кинетический при числе оборотов диска 15,7 рад/с.

Но скорость растворения благородного металла значительно выше в сравнении с полученной в растворах цианистого натрия, что объясняется характером катиона применяемой цианистой соли при равных концентрациях лиганда [93].

Таким образом, зависимость скорости растворения золота от различных факторов определяли в диффузионной области (при числе оборотов диска 4,19 рад/с) и в кинетической (при 31,4 рад/с).

Изучение зависимости скорости растворения золота от концентрации цианида натрия

С целью установления зависимости скорости растворения золота от концентрации цианистого натрия в растворе была проведена серия опытов при концентрации NaCN – 0,102– 4,08·10⁻³ моль/дм³, NaOH – 0,002 моль/дм³ (pH 11,0), числе оборотов диска – 4,19 рад/с и 31,4 рад/с, температуре – 25 °С (рис. 2.2).

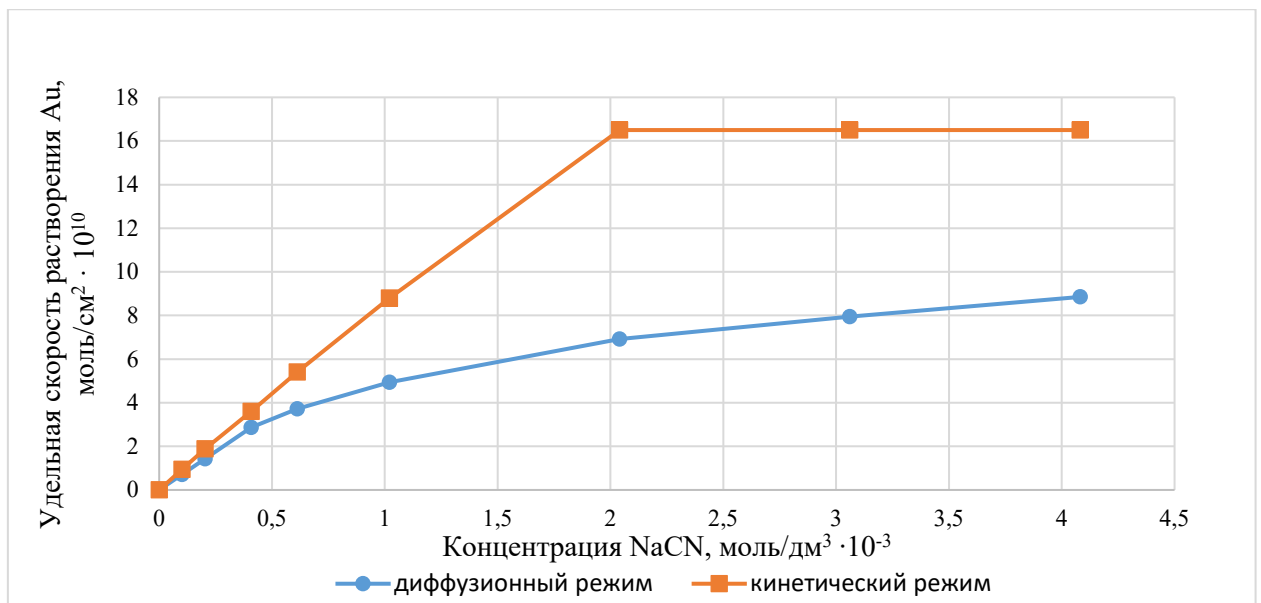


Рисунок 2.2 – Зависимость удельной скорости растворения золота от концентрации цианида натрия

Следует отметить, что процесс растворения золота в интервале изучаемых концентраций протекает в допредельной области, то есть скорость

растворения определяется концентрацией цианида натрия (концентрация кислорода в растворе постоянна и находится в избытке), что соответствует результатам исследований, представленным в работе [97].

В диффузионной области скорость растворения золота увеличивается до $8,85 \cdot 10^{-10}$ моль/см²с при повышении концентрации цианида натрия до $4,08 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. Причем до концентрации NaCN $0,41 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ эта зависимость линейная. При дальнейшем увеличении концентрации лиганда до $4,1 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ скорость растворения золота замедляется, очевидно, вследствие образования пленки на поверхности диска.

Подтверждением тому является характер экспериментальной кинетической кривой, полученной при скорости вращения диска 10,47 рад/с (рис. 2.3), свидетельствующий об осложнении процесса растворения благородного металла: при проведении эксперимента в течение 60 мин количество растворенного металла пропорционально продолжительности опыта, далее полученная зависимость становится нелинейной. Расчет физико-химических характеристик растворения золота в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией лиганда проводили на прямолинейных участках построенного графика.

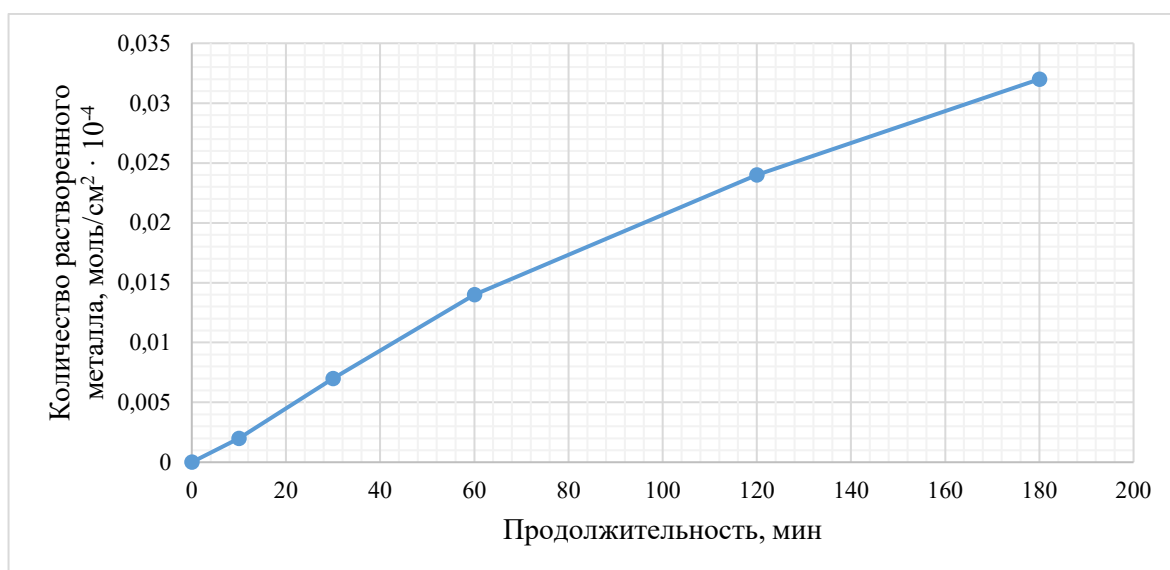
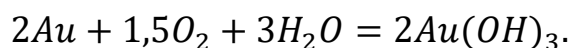


Рисунок 2.3 – Кинетическая кривая процесса растворения золота при концентрации NaCN – $0,61 \cdot 10^{-3}$ моль/ и скорости вращения диска 10,47 рад/с

В кинетической области в интервале концентраций цианистого натрия до $2,04 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ наблюдается линейная зависимость между скоростью растворения золота и концентрацией комплексообразующего агента. При этом скорость растворения благородного металла увеличивается до $16,5 \cdot 10^{-10}$ моль/см²·с. Дальнейшее увеличение концентрации цианида натрия не приводит к повышению скорости растворения золота, что вероятно, также связано с образованием на поверхности диска пленки, которая создает дополнительное диффузионное сопротивление.

По литературным данным эта пленка представляет собой гидроксид золота III, который образуется в результате протекания следующей побочной реакции [93,101]:



Причем в диффузионном режиме при соотношении предельных концентраций цианида натрия и кислорода равном ($0,41 \cdot 10^{-3} : 0,25 \cdot 10^{-3}$) 1,41, наблюдается избыток кислорода, что, очевидно, способствует более сильной пассивации металла.

Для кинетической области скорость растворения золота возрастает до концентрации NaCN $2 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ и соотношение предельных концентраций лиганда и окислителя увеличивается до 8. В этом случае при повышении концентрации цианистого натрия в растворе, возможно, часть адсорбированного кислорода вытесняется с поверхности металла цианид-ионом (вследствие его поверхностно-активных свойств), что приводит к уменьшению толщины пленки и увеличению скорости растворения благородного металла.

Экспериментальное значение константы скорости растворения золота в диффузионном режиме составило $0,334 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}·рад^{-1/2}, в кинетическом – $0,919 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}.

Значение теоретической константы скорости реакции было получено из уравнения потока [102].

Рассчитанное значение теоретической константы скорости равно $0,428 \cdot 10^{-6}$ $\text{дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$. Экспериментальное значение данной величины ($0,334 \cdot 10^{-6}$ $\text{дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$) меньше, чем полученное теоретически и составляет 78 % от расчетной, что также подтверждает факт образования пленки на поверхности растворяющегося металла.

Изучение влияния концентрации гидроксида натрия на скорость растворения золота

Изучение зависимости скорости растворения золота от щелочности раствора проводили в диффузионном и кинетическом режимах при следующих условиях: концентрация NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, концентрация NaOH – от 0,002 моль/дм³ до 0,2 моль/дм³, число оборотов диска – 4,19 рад/с и 31,4 рад/с, температура – 25 °С. Результаты опытов приведены на рисунке 2.4.

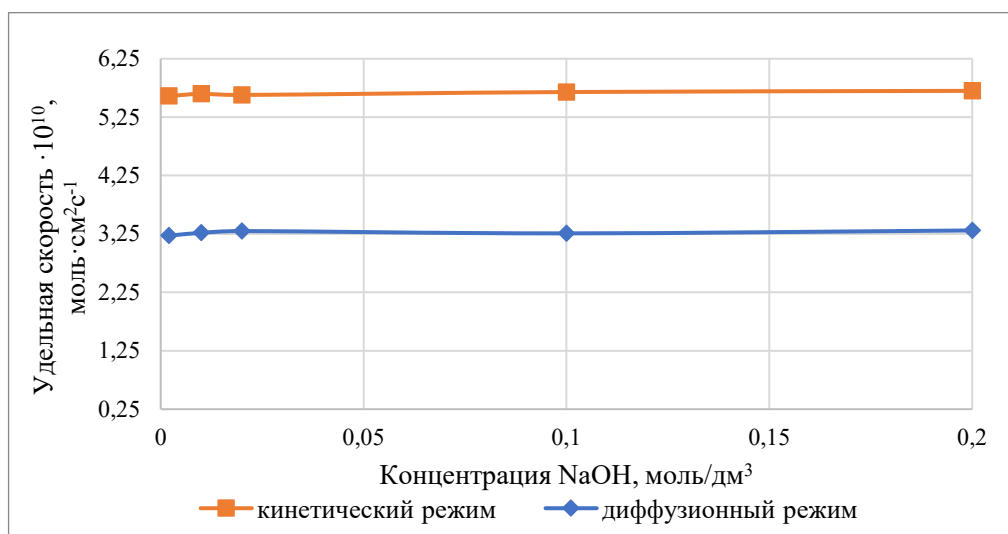


Рисунок 2.4 – Зависимость удельной скорости растворения золота от концентрации гидроксида натрия

Установлено, что в изученном диапазоне концентраций гидроксида натрия (0,002–0,2 моль/дм³, что соответствует рН 11,0–12,5) скорость растворения золота в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия практически не меняется. В диффузионном режиме данная величина

находилась в пределах $3,22 \cdot 10^{-10}$ – $3,3 \cdot 10^{-10}$ моль·см⁻²·с⁻¹, в кинетической – $5,61 \cdot 10^{-10}$ – $5,7 \cdot 10^{-10}$ моль·см⁻²·с⁻¹.

Использование NaOH в рассматриваемом процессе необходимо для предотвращения гидролиза цианистого натрия.

Изучение влияния температуры на скорость растворения золота

Проведены две серии опытов: в диффузионном режиме при числе оборотов диска – 4,19 рад/с, и в кинетическом режиме при числе оборотов – 31,4 рад/с. Концентрация NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, концентрация NaOH – 0,002 моль/дм³ (рН 11,0), температура – от 15 до 35 °С (288÷308 К).

По полученным экспериментальным данным построены графики в координатах $\text{Lg}K-1/T$ (рис. 2.5–2.6). Согласно уравнению Аррениуса определена энергия активации процесса [93]:

$$E_a = 2,303R|\text{tg}\alpha|, \quad (2.1)$$

где: R – газовая постоянная ($R = 8,314$ Дж/(моль·град));

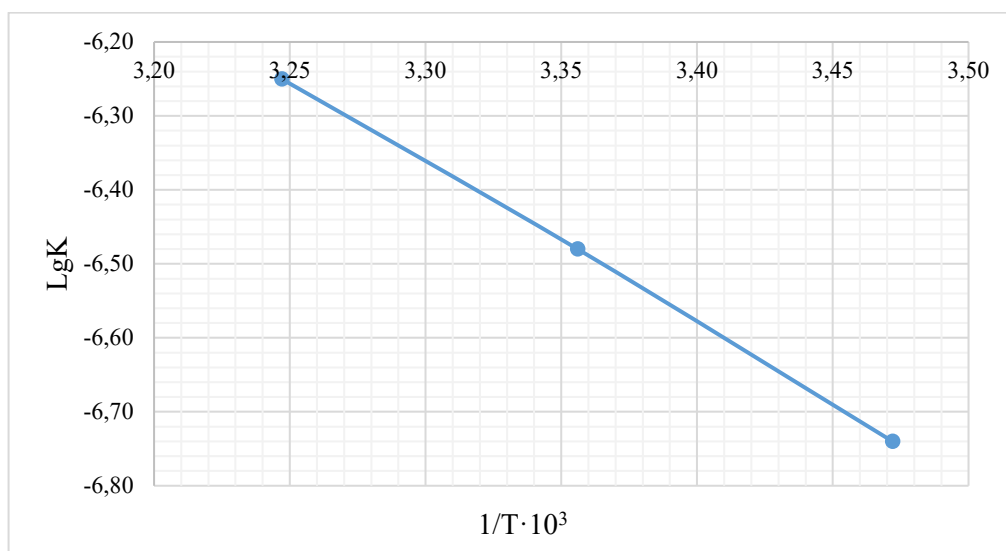


Рисунок 2.5 – Зависимость скорости растворения золота от температуры в диффузионном режиме

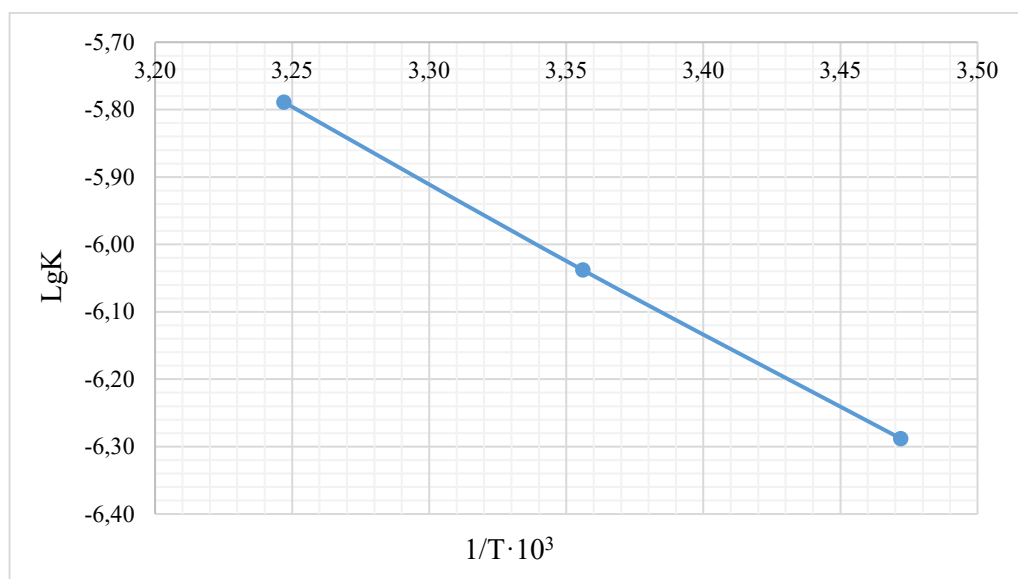


Рисунок 2.6 – Зависимость скорости растворения золота от температуры в кинетическом режиме

Экспериментальная энергия активации в диффузионном режиме составила 18,3 кДж/моль, в кинетическом – 42,4 кДж/моль. Повышенное значение энергии активации в диффузионном режиме подтверждает факт образования пленки на поверхности диска.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что процесс растворения золота в цианистом растворе при ультранизкой концентрации NaCN протекает в диффузионной и кинетической областях, что подтверждается результатами опытов по изучению зависимости скорости растворения золота от интенсивности перемешивания.

2.3 Изучение кинетики растворения меди в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия

Изучение скорости растворения меди от числа оборотов диска

Первоначально была изучена зависимость скорости растворения меди от частоты вращения диска в интервале от 4,19 до 52,33 рад/с. При радиусе диска 0,62 см выбранному интервалу частоты вращения соответствует значение числа Рейнольдса от 163,4 до 5632,6 [100].

Опыты проводили при следующих постоянных условиях: концентрация NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, концентрация NaOH – $0,002$ моль/дм³ (рН 11,0), температура – 25 °С. Полученный график зависимости скорости растворения меди от числа оборотов диска приведен на рисунке 2.7.

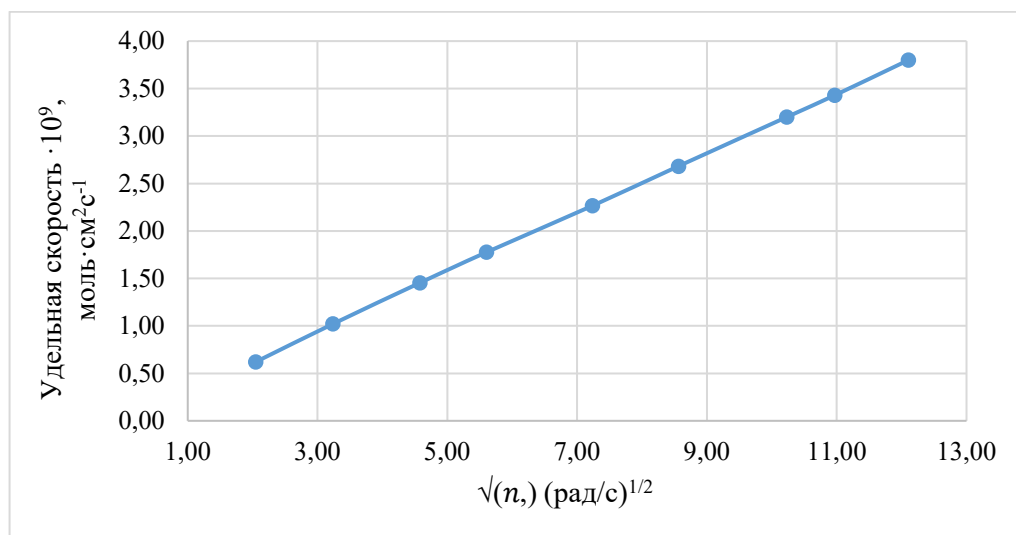


Рисунок 2.7 – Зависимость скорость растворения меди от угловой скорости вращения диска

Из представленных данных видно, что скорость растворения меди увеличивается пропорционально корню квадратному из числа оборотов с $0,62 \cdot 10^{-9}$ до $3,08 \cdot 10^{-9}$ моль \cdot см² \cdot с⁻¹ в интервале скорости вращения диска от 4,19 до 146,53 рад/с. Таким образом в изученном интервале скоростей вращения диска процесс растворения меди протекает в диффузионной области.

Изучение зависимости скорости растворения меди от концентрации цианида натрия

Следующим этапом была изучена зависимость скорости растворения меди от концентрации цианида натрия.

Для установления зависимости скорости растворения золота от концентрации цианистого натрия проведены опыты при угловой скорости вращения диска 4,19 рад/с, концентрации NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3} \div 3,061 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ концентрации NaOH – $0,002$ моль/дм³ (рН 11,0), температура – 25 °С.

На рисунке 2.8 представлена зависимость удельной скорости растворения меди от концентрации цианида натрия в диапазоне $0,612 \cdot 10^{-3}$ до $3,06 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³.

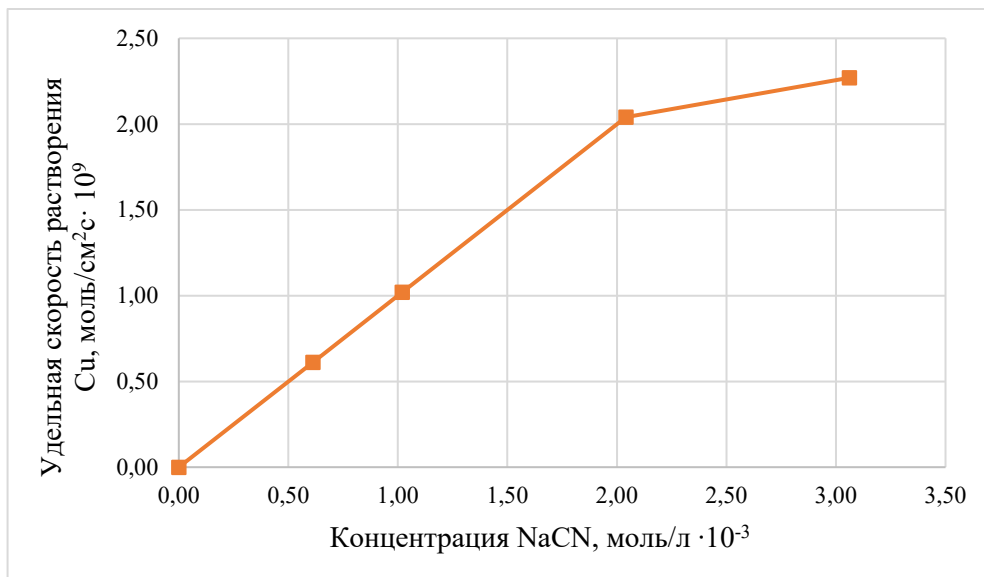


Рисунок 2.8 – Зависимость удельной скорости растворения меди от концентрации цианида натрия

Из представленного графика видно, что скорость растворения меди увеличивается до $2,27 \cdot 10^{-9}$ моль/см²с, причем в интервале концентраций NaCN до $2,04 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ эта зависимость линейная (соотношение предельных концентраций цианида натрия и кислорода равно 8). В дальнейшем скорость растворения меди замедляется, что, очевидно, обусловлено образованием на поверхности медного диска пленки, состоящей из простого цианида меди (CuCN) [97,101].

Ориентировочное суждение о плотности оболочки продукта может быть сделано по величине отношения объемов продукта реакции и исходного вещества (критерий Пиллинга-Бедвордса), который составил 4,3 [103].

Полученное значение согласуется с результатами И.А. Каковского об особенностях образования поверхностных пленок в процессе растворения меди. Автором установлено, что в допредельной области при избытке

кислорода образуется довольно толстая пленка простого цианида меди до 1000 условных монослоев на поверхности медного диска. При этом цианидные пленки имеют не сплошной, а локальный характер. Они рыхлы, хорошо проницаемы и не вызывают серьезных диффузионных затруднений [97].

Следует отметить, что в исследуемом диапазоне концентраций NaCN ($0,612 \div 3,06 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) удельная скорость растворения меди кратно меньше в сравнении с литературными данными, представленными в работах [97,102]. Это, очевидно, объясняется тем, что авторы при изучении кинетики растворения металлической меди использовали растворы цианистого калия (более эффективного растворителя) с более высокой концентрацией лиганда (от $3 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ и выше). Как известно, медь в цианистые растворы переходит в виде комплексных анионов: $[\text{Cu}(\text{CN})_{n+1}]^n$ (где $n = 1, 2$ и 3) в зависимости от концентрации свободного цианида. В области ультранизких концентраций NaCN медь присутствует в растворах преимущественно в виде $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ и $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$. При этом комплексные соединения $\text{Na}[\text{Cu}(\text{CN})_2]$ и $\text{Na}_2[\text{Cu}(\text{CN})_3]$ возможно имеют низкую растворимость в сравнении с $\text{Na}_3[\text{Cu}(\text{CN})_4]$, который образуется при использовании цианистых растворов с концентрацией комплексообразующего агента (свыше $3 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) [104].

Экспериментальное значение константы скорости растворения меди составило $0,494 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}·рад^{-1/2}, рассчитанное теоретически – $0,428 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}·рад^{-1/2}, что еще раз свидетельствует об отсутствии диффузионных затруднений протекания процесса.

Изучение влияния концентрации гидроксида натрия на скорость растворения меди

Зависимость скорости растворения меди от щелочности раствора изучали при следующих условиях: концентрация NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, концентрация NaOH – от $0,002$ моль/дм³ до $0,2$ моль/дм³, число оборотов диска – $4,19$ рад/с, температура – 25 °С, Результаты опытов приведены на рисунке 2.9.

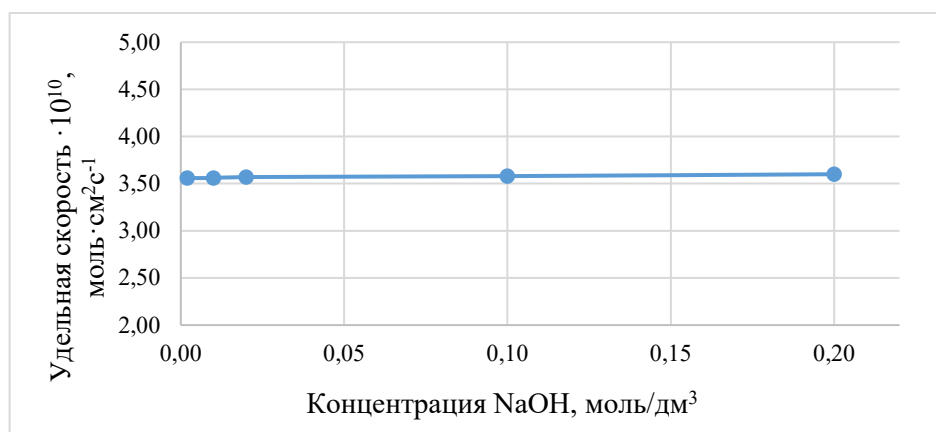


Рисунок 2.9 – Зависимость удельной скорости растворения меди от концентрации гидроксида натрия

Установлено, что в изученном диапазоне концентраций гидроксида натрия (0,002–0,2 моль/дм³, что соответствует pH 11–12,5) скорость растворения меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия практически не меняется и составляет $3,56 \cdot 10^{-10}$ – $3,6 \cdot 10^{-10}$ моль·см⁻²·с⁻¹.

Изучение влияния температуры на скорость растворения меди

Опыты проводили при числе оборотов диска 4,19 рад/с, концентрации NaCN – $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, концентрации NaOH – 0,002 моль/дм³ (pH 11,0), температуре – от 15 до 35 °С (288÷308 К). Результаты экспериментов приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Влияние температуры на скорость растворения меди

Температура, К	$1/T \cdot 10^3$	Удельная скорость растворения · 10 ⁻¹⁰ , моль·см ⁻² ·с ⁻¹	Константа скорости реакции · 10 ⁻⁶ , дм ³ ·см ⁻² ·с ^{-1/2} ·рад ^{-1/2}	LgK
288	3,472	4,82	0,384	-6,41
298	3,356	6,20	0,494	-6,306
308	3,247	7,75	0,618	-6,21

По полученным данным построен график в координатах LgK-1/T (рисунок 2.10). По тангенсу угла наклона кривой в соответствии с уравнением Аррениуса (уравнение 2.7) определена экспериментальная энергия активации процесса, которая составила 17,0 кДж/моль.

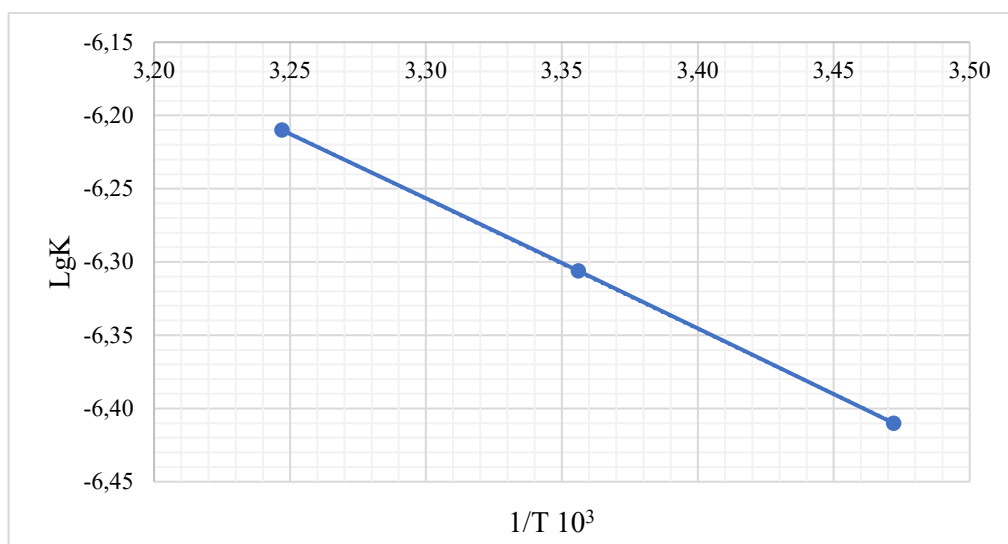


Рисунок 2.10 – Зависимость скорости растворения меди от температуры в диффузионном режиме

В таблице 2.2 представлены основные физико-химические характеристики растворения золота и меди в растворах с ультразвуковой концентрацией цианида натрия в допредельной области в сравнении с данными, полученными И.А. Каковским и Ю.Б. Холманских [97,102].

Таблица 2.2 – Основные физико-химические характеристики растворения металлов в цианистых растворах

Источник информации	Диффузионный режим				Кинетический режим	
	Золото		Медь		Золото	
	Константа скорости, $\text{дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$	Энергия активации, кДж/моль	Константа скорости, $\text{дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$	Энергия активации, кДж/моль	Константа скорости, $\text{дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2}$	Энергия активации, кДж/моль
Данная работа	$0,334 \cdot 10^{-6}$	18,3	$0,496 \cdot 10^{-6}$	17,0	$0,919 \cdot 10^{-6}$	42,4
[97] [102]	$0,332 \cdot 10^{-6*}$	14,56	$0,414 \cdot 10^{-6}$	13,4	$0,51 \cdot 10^{-6}$	59,1

Примечание: *Константы скорости приведены в пересчете числа оборотов диска с об/с в рад/с.

На основании сравнения характеристик процесса растворения золота и меди можно сделать вывод, что ведение процесса цианирования указанных металлов при ультразвуковых концентрациях растворителя протекает эффективно. Константы скорости в диффузионной области составляют для золота $0,334 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$ (по литературным данным $0,332 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$), для меди $0,496 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$ (по литературным

данным $0,410-0,414 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$). Экспериментальная энергия активации для золота и меди в 1,3 раза выше в случае применения ультранизких концентраций растворителя, что, очевидно, объясняется образованием более плотных пленок в допредельной области.

В кинетической области при ультранизких концентрациях цианида натрия процесс растворения золота протекает с большей скоростью, возможно, вследствие меньшей пассивации поверхности диска.

2.4 Результаты опытов по растворению медных минералов в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия

В виду того, что в техногенном сырье кроме золота присутствуют природные минералы меди [68], были проведены опыты по оценке скорости их растворения в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия.

Изучали поведение таких природных минералов как борнит (Cu_5FeS_4), халькопирит (CuFeS_2) и азурит ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$). Результаты химического и рентгеноструктурного анализов минералов представлены в приложении А.

Опыты проводили на порошках исследуемых образцов крупностью минус 0,1 плюс 0,074 мм при соблюдении следующих условий: навеска 250 мг, объем раствора 200 см^3 , температура – $25 \text{ }^\circ\text{C}$, концентрация NaOH – $0,002 \text{ моль/дм}^3$ (рН 11,0), NaCN – $0,41 \cdot 10^{-3}$, $2,04 \cdot 10^{-3}$ и $20,4 \cdot 10^{-3} \text{ моль/дм}^3$, продолжительность – 24 ч.

После окончания каждого опыта в растворе анализировали концентрацию меди атомно-абсорбционным методом анализа, а также определяли удельную поверхность минерала с помощью лазерного гранулометра фирмы Malvern Mastersizer 3000 (страна производитель – Великобритания).

Степень перехода меди в раствор при выщелачивании медных минералов цианистыми растворами с различной концентрацией цианида натрия приведена в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Извлечение меди в раствор при выщелачивании медных минералов цианистыми растворами с различной концентрацией лиганда

Минерал	Продолжительность, ч	Извлечение Cu в раствор, %		
		Концентрация NaCN, моль/дм ³ · 10 ⁻³		
		0,612	1,02	20,4
Халькопирит	2	1,56	3,06	9,06
	18	3,77	4,09	17,71
	20	3,45	4,14	18,63
	24	3,82	4,19	19,09
Борнит	2	1,95	4,07	15,86
	18	3,30	3,33	22,49
	20	4,07	3,16	23,93
	24	2,58	3,39	23,93
Азурит	2	2,38	2,76	23,59
	18	3,84	3,74	47,31
	20	2,74	2,74	46,06
	24	4,89	3,82	46,31

Установлено, что снижение концентрации цианида натрия в 20–30 раз (с $20,4 \cdot 10^{-3}$ до $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) позволяет существенно уменьшить извлечение меди в раствор: для халькопирита – в 4–5 раз, борнита – в 5–6 раз, азурита – в 12–14 раз.

На рисунке 2.11 представлена зависимость удельной скорости растворения природных минералов меди от концентрации цианида натрия.

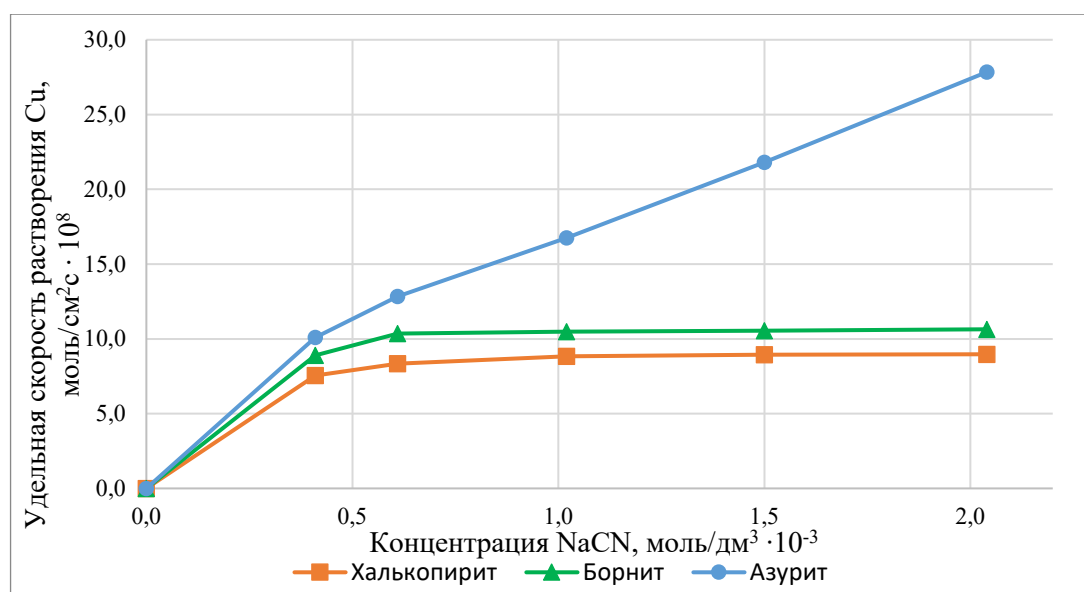


Рисунок 2.11 – Зависимость скорости растворения природных минералов меди от концентрации цианида натрия

Из графических данных видно, что удельная скорость растворения сульфидных медных минералов таких как халькопирит и борнит возрастает до определенного предела ($8,84 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с для халькопирита и $10,48 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с для борнита), и дальнейшее увеличение концентрации цианида натрия ($>1,02 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) не приводит к ее существенному росту, что объясняется, возможно, образованием простых сульфидов меди и элементарной серы на поверхности минералов [105–108].

Что касается окисленного медного минерала (азурита), можно отметить, что его удельная скорость растворения возрастает до $27,84 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с с увеличением концентрации цианида натрия до $2,04 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³.

Различают два способа подачи цианида натрия в процессе цианирования: разовый – 100 % загрузка NaCN подается в начале процесса и дробный – NaCN подается частями через определенные промежутки времени с момента начала процесса. Поэтому представилось целесообразным изучить зависимость удельной скорости растворения минералов от способа подачи растворов с ультранизкой концентрацией цианида натрия в процесс выщелачивания.

Опыты проводили в следующих условиях: навеска 250 мг, объем раствора – 200 см³, температура – 25 °С, концентрация NaOH – 0,002 моль/дм³ (рН 11,0), концентрация NaCN – $0,41 \cdot 10^{-3}$ – $0,61 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. В первом случае NaCN загружали 100 % от заданной концентрации в начале опыта (разовая загрузка), а во втором – по 33,3 % через каждые 20 минут от начала опыта (дробная подача). Результаты опытов представлены на рисунках 2.12–2.14.

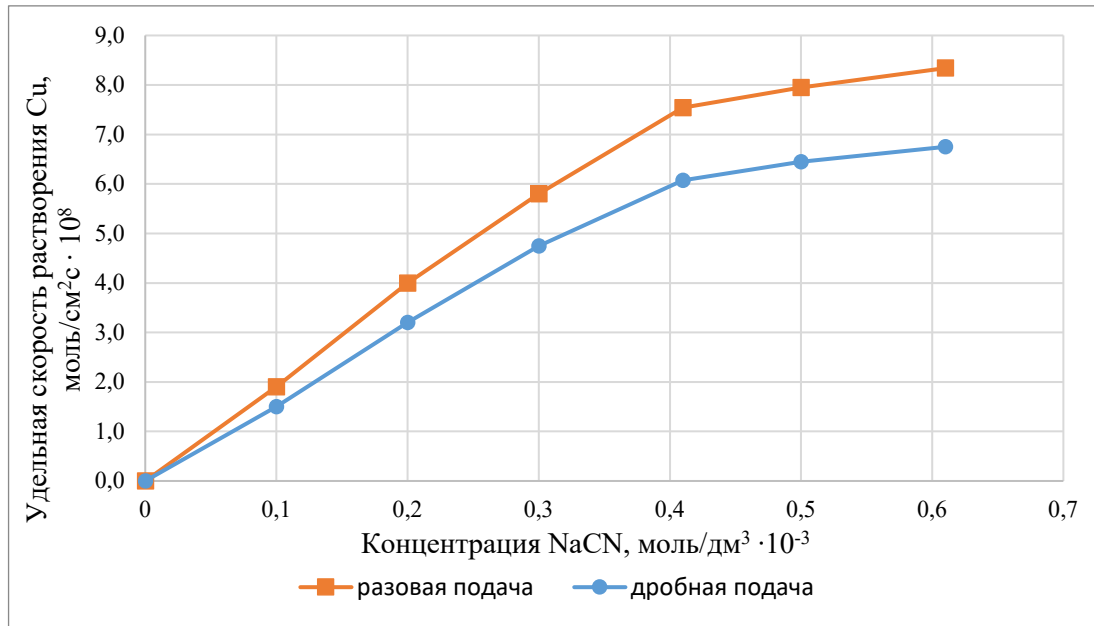


Рисунок 2.12 – Зависимость удельной скорости растворения халькопирита от способа подачи NaCN

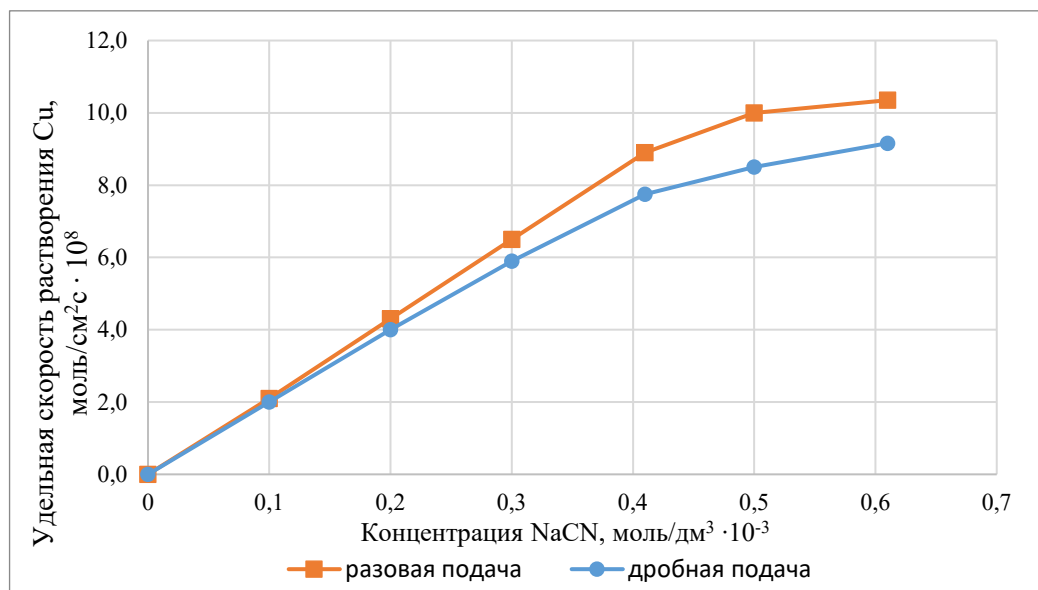


Рисунок 2.13 – Зависимость удельной скорости растворения борнита от способа подачи NaCN

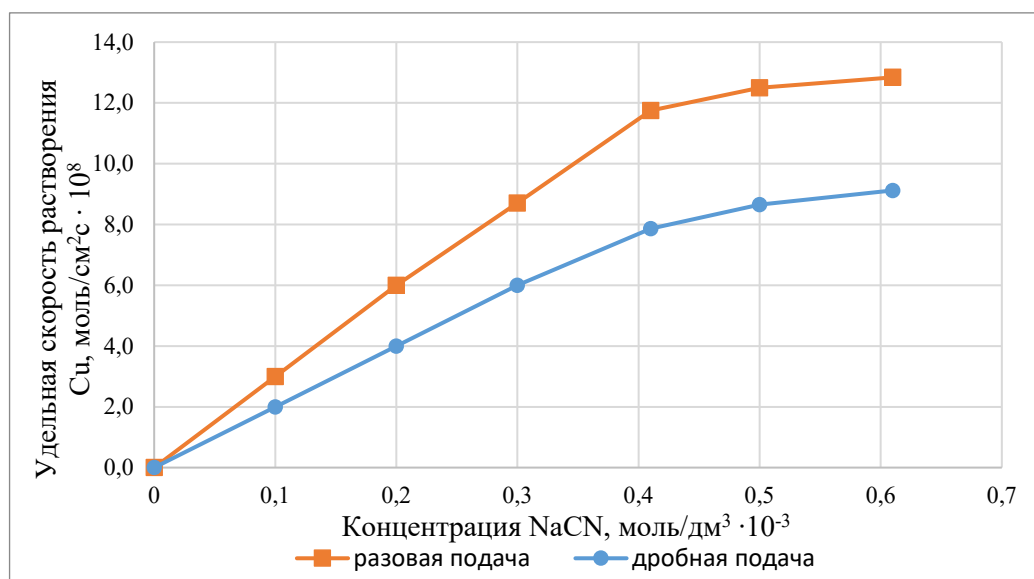


Рисунок 2.14 – Зависимость удельной скорости растворения азурита от способа подачи NaCN

Полученные данные подтверждают влияние способа подачи цианида натрия в процесс цианирования на удельную скорость растворения меди. При дробной подаче цианида натрия скорость растворения медных минералов заметно ниже, чем при разовой загрузке. При растворении халькопирита (концентрация NaCN $0,41 \cdot 10^{-3}$ – $0,61 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) скорость растворения при разовой загрузке возрастает с $7,54 \cdot 10^{-8}$ до $8,34 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с, а при дробной с $6,08 \cdot 10^{-8}$ до $6,75 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с. В тех же условиях при разовой загрузке цианида натрия скорость растворения борнита увеличивалась с $8,9 \cdot 10^{-8}$ до $10,35 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с, при дробной с $7,74 \cdot 10^{-8}$ до $9,16 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с.

Влияние способа подачи цианида натрия в процесс растворения окисленного медного минерала заметно выше, чем при растворении сульфидных. Так удельная скорость растворения азурита при разовой загрузке цианида натрия возрастала с $11,75 \cdot 10^{-8}$ до $12,84 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с, а при дробной с $7,87$ до $9,12 \cdot 10^{-8}$ моль/см²с.

При концентрации NaCN $0,612 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ вычислены значения экспериментальной энергии активации, которое составило для халькопирита, борнита и азурита, соответственно, 22,03 кДж/моль, 24,2 кДж/моль и

24,1 кДж/моль. Возможно, процесс растворения минералов меди протекает в диффузионной области. Высокие значения экспериментальных энергий активации при использовании растворов с ультранизкой концентрацией цианида натрия очевидно связаны с образованием пленок простого цианида меди на поверхности минералов.

На основании результатов проведенных опытов исследуемые образцы по реакционной способности к цианистым растворам с ультранизкой концентрацией лиганда можно расположить в следующий ряд: азурит > медь > борнит > халькопирит.

В целом, результаты выполненных исследований показали, что при использовании ультранизких концентраций растворителя в процессе цианирования техногенного сырья скорость растворения меди из медных минералов значительно снижается (в 3–10 раз), а при дробной подаче лиганда этот эффект возрастает на 20–40 %, что важно при переработке золото-медьсодержащего рудного сырья: в этом случае повышается селективность выщелачивания золота.

2.5 Выводы к главе 2

1. Методом вращающегося диска изучены основные закономерности растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($0,6-1,02 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³). Показано, что скорость растворения золота характеризуется смешанным типом кинетики: при скорости вращения диска до 15,7 рад/с процесс лимитируется диффузией, более 15,7 рад/с процесс переходит в кинетическую область. Медь же в исследуемом интервале скоростей вращения диска растворяется в диффузионном режиме. Данный факт подтверждается рассчитанными значениями энергии активации: для диффузионного режима она соответственно равна – 18,3 кДж/моль (для золота) и 17,0 кДж/моль (для

меди). В кинетическом режиме значение экспериментальной энергии активации для золота составило – 42,4 кДж/моль.

Определены константы скорости растворения металлов. Для золота в диффузионном режиме константа скорости составила $0,334 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$, для меди – $0,496 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{рад}^{-1/2}$, в кинетическом режиме для золота – $0,919 \cdot 10^{-6} \text{ дм}^3 \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1/2}$.

2. Результаты опытов по растворению медных минералов в цианистых растворах, выполненных с применением метода «порошков», показали, что степень растворения сульфидных и окисленных минералов меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($0,6-1,02 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) существенно меньше (в 3–10 раз), чем в растворах с концентрацией NaCN $20,4 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³.

3. Отмечено, что дробная подача цианида натрия в процесс цианирования снижает скорость растворения меди на 10–30 % в сравнении с разовой загрузкой, что является положительным эффектом при цианировании золотомедного сырья.

4. Использование растворов с ультранизкой концентрацией комплексообразующего лиганда для извлечения золота из медьсодержащего сырья обеспечит увеличение селективности NaCN по отношению к золоту, что позволит существенно сократить расход растворителя и повысить рентабельность технологии.

ГЛАВА 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЦИАНИСТОГО ПРОЦЕССА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

С целью оценки применимости процесса цианирования с ультранизкими концентрациями цианида натрия для извлечения ценных компонентов, были проведены исследования на техногенных продуктах различного вещественного состава: пиритные огарки и хвосты обогащения (I и II), полученные при флотации полиметаллических руд на предприятиях Российской Федерации.

3.1 Характеристика исходного сырья

Химический и минеральный состав техногенных продуктов изучали с использованием следующих аналитических методов: спектральный атомно-эмиссионный; рентгенофлуоресцентный (рентгеновский спектрометр S4 Pioneer «Bruker»); атомно-эмиссионный с индуктивно связанной плазмой; гравиметрический; атомно-абсорбционный. Золото в пробе определяли пробирно-атомно-абсорбционным методом [109,110].

Химический состав пиритных огарков, хвостов обогащения I и II приведен в таблице 3.1, минеральный – в таблице 3.2.

Таблица 3.1 — Химический состав исследуемых проб техногенного сырья

Химические компоненты	Массовая доля, %		
	Пиритные огарки	Хвосты обогащения I	Хвосты обогащения II
SiO ₂	18,37	49,5	27,6
Al ₂ O ₃	3,15	3,7	3,97
TiO ₂	0,101	0,17	0,15
K ₂ O	0,291	0,55	0,41
Na ₂ O	0,466	0,44	0,39
MgO	0,677	0,96	1,10
MnO	0,0379	0,03	0,05
CaO	1,21	1,92	1,81
BaO	0,615	н/о*	н/о*

Химические компоненты	Массовая доля, %		
	Пиритные огарки	Хвосты обогащения I	Хвосты обогащения II
Fe _{общ}	46,6	17,2	29,03
Fe _{сульф}	0,44	13,61	24,61
Fe _{окисл}	46,1	3,59	4,42
S _{общ}	0,89	18,24	30,30
S _{сульф}	0,09	15,49	28,22
S _{окисл}	0,80	2,61	2,08
As _{общ}	0,102	0,029	0,124
P ₂ O ₅	0,028	0,03	0,03
Cu	0,15-0,3	0,212	0,135
Zn	0,3-0,6	0,207	0,239
Au г/т	1,8-2,3	0,73	1,1–1,3
Ag г/т	13-22	7,0	11,4–16,9

*н/о – не определено

По данным химического анализа пробы в основном состоят из рудообразующих компонентов. Проба пиритных огарков на 46,6 % представлена железом, которое в основном находится в окисленной форме – 46,1 %. Содержание ценных компонентов в пробе огарков: Au – 1,8–2,3 г/т, Ag – 13–22 г/т, Fe – 46,6 %, Cu – 0,15–0,30%, Zn – 0,3–0,6%.

Пробы хвостов обогащения I и II представлены главным образом железом и серой, которые, преимущественно, находятся в сульфидной форме. Доля общего железа составляет 17,2 % для хвостов I и 29,03 % для хвостов II, из них на долю сульфидного приходится 13,61 и 24,61 %, оксидного – 3,59 и 4,42 %, соответственно. Доля общей серы равна 18,24 % (хвосты I), в том числе сульфидной – 15,49 %, окисленной – 2,61 % и 30,30 % (хвосты II), из них сульфидной – 28,22 %, окисленной – 2,08 %. Содержание ценных компонентов в пробе хвостов I и II: Au – 0,73 и 1,3 г/т, Ag – 7,0 и 16,9 г/т, Fe – 17,2 и 29,03 %, Cu – 0,212 и 0,135 %, Zn – 0,207 и 0,239 %, соответственно [111].

Таблица 3.2 — Минеральный состав исследуемых проб техногенного сырья

Минералы и группы минералов	Массовая доля, %		
	Пиритные огарки	Хвосты обогащения I	Хвосты обогащения II
Оксиды и гидроксиды железа (гематит, гидрогематит, магнетит, лимонит)	75	4,4	4,7
Кварц	15	44,0	21,7
Пирит	0,2-0,3	28,9	52,5
Глинисто-гидрослюдистые (гидрослюды, хлорит, галлуазит)	5,0	8,1	10,0
Гипс	3,0	5,4	3,5
Барит	1,0	Редкие зерна	Редкие зерна
Сульфаты железа	Редкие зерна	6,0	3,4
Сульфаты меди	Редкие зерна	0,3	0,1
Халькопирит, сфалерит	Редкие зерна	0,6	0,5

По минеральному составу пиритные огарки на 75 % представлены оксидами и гидроксидами железа, кварцем (15 %) и глинисто-гидрослюдистыми минералами (5 %). Доля пирита в них не превышает 0,2–0,3 %.

Основными минералами хвостов обогащения I являются кварц (44 %), пирит (28,9 %) и гидрослюды (8,1 %). В хвостах обогащения II доля кварца снижается до 21,7 %, но возрастает количество сульфидов (52,5 %) и глинисто-гидрослюдистых минералов (10 %).

Рациональный анализ проводили на исследуемых пробах, измельченных до крупности 95 % класса минус 0,071 мм [112].

Таблица 3.3 - Рациональный состав исследуемых проб техногенного сырья

Формы нахождения золота и серебра и характер их связи с рудными и породообразующими компонентами	Распределение золота					
	Пиритные огарки		Хвосты обогащения I		Хвосты обогащения II	
	г/т	%	г/т	%	г/т	%
Свободное (извлекаемое амальгамацией)	-	-	0,02	2,7	0,13	10,6
В виде сростков с рудными и породообразующими компонентами (извлекаемое сорбционным цианированием)	1,20	66,7	0,32	43,8	0,33	26,8
Всего в цианируемой форме	1,20	66,7	0,34	46,5	0,46	37,4

Формы нахождения золота и серебра и характер их связи с рудными и породообразующими компонентами	Распределение золота					
	Пиритные огарки		Хвосты обогащения I		Хвосты обогащения II	
	г/т	%	г/т	%	г/т	%
Извлекаемое цианированием после обработки щёлочью (ассоциированное с аморфным кремнеземом, заключенное в поверхностные пленки)	0,33	18,3	0,04	5,48	0,03	2,44
Извлекаемое цианированием после обработки соляной кислотой (ассоциированное с оксидами и гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами и др.)	0,1	5,6	0,06	8,22	0,04	3,52
Извлекаемое цианированием после обработки азотной кислотой (ассоциированное с сульфидами)	0,04	2,2	0,25	34,2	0,65	52,8
Тонко вкрапленное в породообразующие минералы	0,13	7,2	0,04	5,6	0,05	4,1
Всего в исходной пробе (по балансу)	1,8	100,0	0,72	100,0	1,23	100,0

Полученные результаты показывают, что прямым цианированием из пиритных огарков возможно извлечь 66,7 % золота, из хвостов обогащения I и II – 46,5 и 37,4 % соответственно.

Основная упорность золота для пиритных огарков объясняется ассоциацией его с аморфным кремнеземом и заключении в поверхностные пленки (18,3 %), а для хвостов обогащения I и II тонкой вкрапленностью в сульфиды – 34,2 и 52,8 % соответственно. Массовая доля тонковкрапленного в породообразующие минералы золота составила для пиритных огарков и хвостов обогащения I и II, соответственно: 7,2, 5,6 и 4,1 %.

3.2 Результаты цианирования проб техногенного сырья

Ввиду значительного закисления исходных продуктов ($\text{pH} < 5$), первоначально проводили предварительную обработку, которая включала водную отмывку от цветных металлов (Ж:Т=4:1, $\tau=1$ ч) с последующей известковой обработкой до $\text{pH} 10,5\text{--}11,0$ при расходе извести 7,5 кг/т для

пиритных огарков, 8 кг/т для хвостов I и 12 кг/т для хвостов II. Продолжительность опыта составляла 2 ч. Результаты опытов представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Характеристика растворов после водной отмывки

Наименование исследуемой пробы	рН раствора отмывки	Концентрация в растворе отмывки, мг/дм ³		
		Cu	Zn	Fe
Пиритные огарки	4,74	206,3	524	2,1
Хвосты обогащения I	2,78	264	307	3617
Хвосты обогащения II	2,59	56,3	243	1425

Примечание: исходное содержание Cu, Zn, Fe в пиритных огарках – 0,3, 0,6 и 46,6 %, в хвостах обогащения I – 0,212, 0,207 и 17,2 %, в хвостах обогащения II – 0,135, 0,239 и 29,03 % соответственно

Согласно полученным данным, извлечение в раствор меди, цинка и железа для пиритных огарков составило 27,5, 34,9 и менее 1 %, для хвостов I – 49,8, 59,3 и 8,4 %, для хвостов II – 16,7, 40,7 и 2,0 %, соответственно.

Цианирование исследуемых продуктов проводили на исходной крупности (41 % класса минус 0,071 мм для пиритных огарков и 70 % класса минус 0,071 мм для хвостов обогащения I и II) при следующих условиях: Ж:Т=1,5:1, рН 10,7, расход NaCN от 0,075 до 3 кг/т, продолжительность опыта 8 ч. Далее пульпу фильтровали на воронке Бюхнера, в жидкой и твердой фазе определяли содержание золота [113].

Концентрацию цианида натрия в растворе определяли аргентометрическим методом. Однако при низких концентрациях NaCN в стандартных образцах (< 50 мг/дм³), данный метод даёт погрешность. Поэтому был использован фотометрический метод определения массовой концентрации цианида натрия, основанный на превращении цианида в хлорциан и взаимодействии последнего с пиридином и барбитуровой кислотой. Данный метод позволяет определить NaCN при концентрации его в растворе от 0,01 мг/дм³ [114]. Полученные результаты представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Зависимость извлечения золота от расхода цианида натрия при цианировании проб техногенного сырья исходной крупности

Наименование исследуемой пробы	Расход NaCN, кг/т	Концентрация NaCN, мг/дм ³	Содержание Au в исходном (по балансу), г/т	Концентрация Au в растворе, мг/дм ³	Содержание Au в кеке, г/т	Извлечение Au по балансу, %
Пиритные огарки	0,075	37,0	2,21	0,62	1,28	42,1
	0,15	50,0	2,15	0,61	1,23	42,8
	0,3	93,0	2,18	0,62	1,25	42,7
	3,0	400,0	2,17	0,61	1,25	42,4
Хвосты обогащения I	0,25	<10	0,855	0,21	0,54	36,8
	0,5	30,0	0,81	0,24	0,45	44,4
	1,0	120,0	0,845	0,25	0,47	44,4
	2,2	380,0	0,84	0,26	0,45	46,4
Хвосты обогащения II	0,15	<10,0	1,26	0,24	0,90	28,6
	0,30	25,0	1,25	0,28	0,83	33,6
	0,50	40,0	1,285	0,29	0,85	33,8
	0,8	50,0	1,26	0,28	0,84	33,3
	1,2	200,0	1,275	0,29	0,84	34,1

Полученные результаты показывают, что цианирование исследуемого техногенного сырья можно проводить при пониженных концентрациях цианида натрия в растворе (на уровне 50 мг/дм³) практически без снижения показателей извлечения золота. Для цианирования пиритных огарков оптимальным расходом NaCN можно считать 0,15 кг/т при извлечении золота 42,8 %. Доизмельчение пиритных огарков до крупности 85 % класса минус 0,071 мм повышает извлечение золота до 52,6 % при расходе NaCN 0,3–0,5 кг/т. Для хвостов обогащения I и II оптимальный расход NaCN 0,3 кг/т, извлечение золота – 44,4 и 33,6 % соответственно [115].

Также была изучена зависимость концентрации серебра и цветных металлов в растворах цианирования от расхода растворителя (таблица 3.6).

Таблица 3.6 – Концентрация металлов-примесей в растворах в зависимости от расхода цианида натрия

Наименование исследуемой пробы	Расход NaCN, кг/т	Концентрация в растворе, мг/дм ³			
		Ag	Cu	Zn	Fe
Пиритные огарки	0,075	1,00	15,95	<0,020	<0,50
	0,150	2,81	28,6	<0,020	<0,50
	0,3	3,13	31,2	0,029	<0,50
	3,0	9,20	50,0	15,70	1,08
Хвосты флотации I	0,25	0,38	1,13	<0,02	<0,50
	0,5	0,87	6,5	0,021	<0,50
	1,0	1,75	106,9	0,041	<0,50
Хвосты флотации II	0,3	1,57	12,1	1,96	<0,50
	0,5	2,00	74,5	7,3	<0,50
	1,2	4,17	210	12,0	0,87

Результаты, представленные в таблице 3.6, показывают, что уменьшение расхода цианида натрия (с 3 до 0,075 кг/т) при переработке техногенного сырья позволило заметно снизить концентрацию меди в растворе в 3–100 раз, что в последующем обеспечит более эффективное протекание процесса сорбционного выщелачивания золота из указанных продуктов. Аналогичная закономерность отмечена для серебра, цинка и железа, но последние присутствуют в растворе в незначительных концентрациях.

Таким образом, проведенные исследования по оценке эффективности технологии, основанной на использовании ультранизких концентраций цианида натрия для извлечения золота из техногенного сырья, показали удовлетворительные результаты для всех исследуемых объектов.

Из числа рассмотренных объектов в качестве перспективного для разработки рациональной технологии извлечения ценных компонентов из техногенного сырья выбраны хвосты обогащения II, полученные при флотации медно-цинковой руды на одном из предприятий Российской Федерации. За годы эксплуатации обогатительной фабрики накопилось более 120 млн. т хвостов флотации с содержанием около 1,1–1,3 г/т Au, 10–15 г/т Ag, 0,13–0,14 % Cu, 0,2–0,25 % Zn, то есть в хвостохранилище содержится порядка 130–150 т золота, 1200 т серебра, 220 тыс. т меди, 286 тыс. т цинка [67]. По

содержанию ценных компонентов указанное сырье сопоставимо с некоторыми золотосодержащими рудными объектами, вовлекаемыми в переработку. Поэтому хвосты обогащения полиметаллических руд могут рассматриваться в качестве дополнительного источника минерального сырья для получения цветных и благородных металлов [116].

Для определения относительной ценности хвостов обогащения II была использована методика, предложенная В.В.Лодейщиковым и К.Д.Игнатъевой [90], в которой относительная ценность компонентов, извлекаемых при переработке исследуемого материала, определяется как доля совокупной их стоимости.

Цены на мировом рынке на текущий момент для рассматриваемых компонентов следующие: золото – 59 \$ за 1 г, серебро – 0,7 \$ за 1 г, медь – 7,790 \$ за 1 кг, цинк – 2,5 \$ за 1 кг. Основную ценность в исследуемом продукте (Au – 1,3 г/т, Ag – 16,9 г/т, Cu – 1,35 кг/т, Zn – 2,93 кг/т) составляет золото (72,0 %), стоимость остальных компонентов – 28,0 % (в том числе Cu – 9,9 %, Zn – 6,9 %, Ag – 11,2 %). Таким образом, при дальнейшей разработке технологии переработки хвостов обогащения II основное внимание уделяли извлечению золота.

3.3 Выводы к главе 3

1. С целью оценки применимости процесса цианирования для извлечения благородных металлов из техногенного сырья проведены опыты по цианированию пиритных огарков и хвостов обогащения полиметаллических руд в диапазоне расхода NaCN от 0,075 до 3,0 кг/т.

2. Установлено, что цианирование техногенного сырья можно проводить при ультранизких концентрациях (на уровне 50,0 мг/дм³) и расходах NaCN (менее 0,5 кг/т) практически без снижения показателей извлечения золота, которое для пиритных огарков находилось на уровне 42,8 % (расход NaCN – 0,15 кг/т), для хвостов обогащения I и II – 44,4 % (расход NaCN – 0,5 кг/т) и 33,6 % (расход NaCN – 0,3 кг/т) соответственно.

3. Экспериментально подтверждено, что уменьшение расхода цианида натрия в 20 раз (с 3 до 0,15 кг/т) для пиритных огарков и в 4 раза (с 1,0–1,2 до 0,3–0,5 кг/т) для хвостов обогащения I и II позволило снизить концентрацию Cu в растворе более чем в 3–100 раз, что в последующем позволит более эффективно провести процесс сорбционного выщелачивания золота.

4. В качестве перспективного объекта для разработки технологии извлечения золота из техногенного сырья на основе применения ультранизких концентраций $NaCN$ выбраны хвосты обогащения II.

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАНИЗКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ

На данном этапе работы были проведены исследования по разработке технологии извлечения золота из хвостов обогащения II, включающей предварительную отмывку, известковую обработку и цианирование полученного материала, с оптимизацией условий по каждому переделу [117].

4.1 Оптимизация предварительной водной отмывки и известковой обработки хвостов обогащения II

Исследования проводили на пробе лежалых хвостов обогащения II, подвергнутых значительному окислению (рН 2,5), поэтому для снижения расхода цианида натрия хвосты подвергали предварительной водной отмывке.

Отмывку осуществляли водой путем последовательного проведения циклов распульповка-сгущение-декантация. Для этого исходные хвосты распульповывали водой при Ж:Т=4:1, затем сгущали с применением флокулянта до Ж:Т=1:1. В полученном сливе определяли концентрацию меди, цинка и железа, а также значение рН потенциометрическим методом. Всего проведено 5 циклов отмывки. Результаты опытов представлены в таблице 4.1. Таблица 4.1 – Результаты опытов по оптимизации водной отмывки хвостов обогащения II

№ цикла	Концентрация компонентов в декантированном растворе, мг/дм ³			
	рН	Cu	Zn	Fe
1	2,59	56,3	243	1425
2	2,86	16,7	75	372
3	3,22	4,7	20,4	128
4	3,65	1,3	6,3	38,5
5	4,23	0,5	2,4	15,9

Примечание: отмывка при Ж:Т=4:1, продолжительность 10 мин, расход флокулянта – 30 г/т

Установлено, что за 4 цикла распульповки-сгущения-декантации хвостов обогащения II достигается оптимальная степень отмывки меди, цинка и железа, которая составляет более 97 %, рН 3,65.

С целью увеличения рН пульпы до значений, исключающих гидролиз цианида, и как следствие повышения его расхода при последующем цианировании была проведена серия опытов по оптимизации предварительной известковой обработки, которая включала подбор продолжительности и условий аэрации (без аэрации и с продувкой воздуха).

Опыты проводили на предварительно отмытых хвостах исходной крупности (75 % класса минус 0,071 мм, рН 3,65). Для доведения рН до значения 6,5–6,8 использовали более дешёвый CaCO_3 , затем проводили обработку CaO до значения рН пульпы 10,7–11,0.

Для оценки эффективности известковой обработки полученные пробы были процианированы в течение 8 ч при расходе NaCN 0,5 кг/т. Результаты экспериментов представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Результаты опытов по оптимизации предварительной известковой обработки отмытых хвостов обогащения II

Параметры и показатели	Значения		
Крупность твёрдой фазы, % класса минус 0,071 мм	75		
рН исходной отмытой пульпы	3,65		
Отношение Ж:Т пульпы	1,5:1		
ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ИЗВЕСТКОВАЯ ОБРАБОТКА			
Обработка CaCO_3			
Продолжительность, ч	4	4	16
Продувка воздуха	Нет	Нет	Да
Расход CaCO_3 , кг/т	19	19	23
Конечное значение рН пульпы	6,7	6,5	6,7
Обработка CaO			
Продолжительность, ч	2	2	16
Продувка пульпы	Нет	Воздух	Воздух
Расход CaO , кг/т	9	9	18
Конечное значение рН пульпы	10,9	11,0	10,7
ЦИАНИРОВАНИЕ			
Продолжительность, ч	8		
Расход NaCN , кг/т	0,5		
Концентрация Au в жидкой фазе хвостов, мг/дм ³	0,26	0,27	0,28
Содержание Au в твёрдой фазе хвостов, г/т	0,83	0,84	0,85

Параметры и показатели	Значения		
Содержание Au в исходном (по балансу), г/т	1,22	1,245	1,27
Извлечение Au (по балансу), %	32,0	32,5	33,1

Согласно полученным данным, оптимальными условиями предварительной обработки хвостов обогащения II являются: обработка CaCO_3 в течение 4 ч до pH 6–7, обработка CaO в течение 2 ч до pH > 10. Расход CaCO_3 и CaO составил 19 кг/т и 9 кг/т соответственно. Продолжительность известковой обработки и продувка пульпы воздухом практически не оказывает влияния на показатели извлечения золота. Содержание золота в кеках цианирования варьировалось от 0,83 до 0,85 г/т извлечение при этом составило 32,0–33,1 %.

4.2 Оптимизация процесса цианирования хвостов обогащения II

С целью определения оптимального режима цианирования хвостов обогащения II, прошедших предварительную водную отмывку и известковую обработку, изучали влияние крупности помола, продолжительности цианирования, отношения Ж:Т, расхода NaCN и способа его подачи на извлечение золота. Методика проведения экспериментов заключалась в выполнении серии опытов с изменением одного параметра при фиксированном значении других. Исходное содержание золота в пробе составляло 1,23 г/т, серебра – 16,7 г/т. NaCN в большинстве опытов подавали дробно 4-мя равными порциями через равные промежутки времени с поддержанием концентрации на уровне 30 мг/дм³. Значение pH пульпы в ходе выщелачивания составляло 10,5–11,0.

Первоначально для определения доли растворенного металла, сорбированного материалом пробы, была определена сорбционная активность хвостов обогащения II по методике, разработанной в АО «Иргиредмет» [118].

Величину сорбционной активности рассчитывали по формуле:

$$A = \left(1 - \left(\frac{RC_{жс}}{C_{исх} - C_{хв}} \right) \right) \cdot 100, \quad (4.1)$$

где R – отношение Ж:Т, м³/т;

$C_{жс}$ – концентрация золота в растворе прямого цианирования (без искусственного сорбента), г/м³;

$C_{исх}$ и $C_{хв}$ – содержание золота в исходном продукте и хвостах сорбционного цианирования, г/т.

Хвосты обогащения II обладают незначительной величиной сорбционной активности (5 %), которая практически не повлияет на уровень потерь золота с хвостами сорбции.

В таблице 4.3 представлены результаты опытов по оценке влияния расхода цианида натрия и продолжительности цианирования на извлечение золота.

Таблица 4.3 – Влияние расхода NaCN и продолжительности цианирования на извлечение золота из хвостов обогащения II

Продолжительность цианирования, ч	Расход NaCN, кг/т	Концентрация в растворе, мл/дм ³		Содержание в кеке, г/т		Содержание в исходном по балансу, г/т		Извлечение по балансу, %	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
8	0,15	0,19	0,20	0,90	15,3	1,185	15,6	24,1	1,9
	0,30	0,28	1,57	0,83	14,4	1,25	16,755	33,6	14,1
	0,50	0,29	2,00	0,85	13,8	1,285	16,8	33,8	17,9
	0,80	0,28	3,57	0,84	10,3	1,26	15,655	33,3	34,2
	1,20	0,28	4,17	0,84	11,0	1,26	17,255	33,3	36,3
16	0,30	0,28	1,68	0,83	14,4	1,25	16,92	33,6	14,9
	0,50	0,28	2,17	0,83	14,2	1,25	17,455	33,6	18,6
	0,80	0,29	2,78	0,84	13,4	1,275	17,57	34,1	23,7
24	0,30	0,28	1,74	0,83	14,5	1,25	17,11	33,6	15,2
	0,50	0,28	2,21	0,82	14,5	1,24	17,815	33,9	18,6
	0,80	0,29	2,82	0,84	13,3	1,275	17,53	34,1	24,1
48	0,30	0,27	1,76	0,85	14,4	1,255	17,04	32,3	15,5
	0,50	0,27	2,20	0,83	14,6	1,235	17,9	32,8	18,4
	0,80	0,28	2,92	0,84	13,0	1,26	17,38	33,3	25,2
	1,20	0,28	3,76	0,83	10,6	1,25	16,24	33,6	34,7

Примечание: исходная крупность – 75 % минус 71 мкм, Ж:Т=1,5:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³

Полученные результаты показывают, что извлечение золота на уровне 33,6 % достигается при расходе цианида натрия на уровне 0,3 кг/т и продолжительности цианирования 8 ч. Дальнейшее увеличение расхода до 1,2 кг/т и продолжительности процесса до 48 ч не приводит к значительному росту извлечения золота.

Однако при расходе NaCN 0,3 кг/т извлечение серебра составило 14,1 %. Повышение извлечения серебра на уровне 24,1–36,3 % наблюдается только при расходе NaCN не менее 0,8 кг/т. С экономической точки зрения повышение расхода цианида натрия более чем в два раза для извлечения серебра является нецелесообразным, ввиду низкой стоимости извлекаемого металла и повышения затрат на NaCN и обезвреживание хвостов.

На рисунке 4.1 представлена динамика извлечения золота и меди в жидкую фазу пульпы при цианировании хвостов обогащения II исходной крупности при расходе NaCN 0,3 кг/т (концентрация NaCN в растворе – 30 мг/дм³).

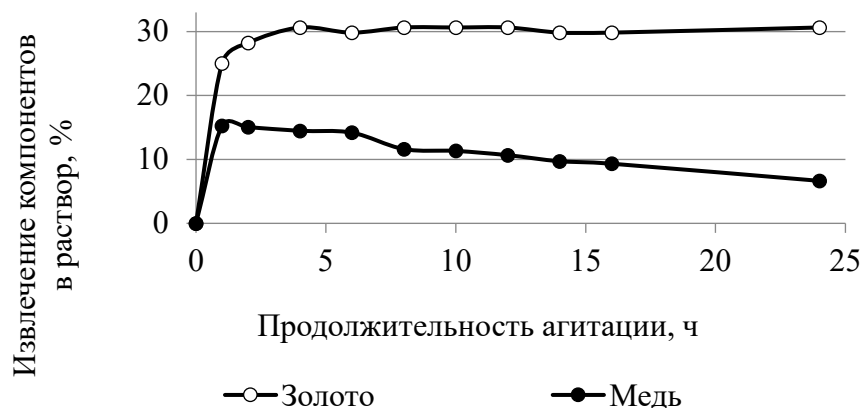


Рисунок 4.1 – Динамика извлечения золота и меди в жидкую фазу пульпы при цианировании хвостов обогащения II исходной крупности (концентрация NaCN 30 мг/дм³)

Как видно из представленного графика, применение ультранизкой концентрации цианида натрия (30 мг/дм³) при цианировании хвостов обогащения II снижает динамику извлечения меди в раствор (с 15 до 8 %), в то время как извлечение золота находится на одном уровне (33–34 %), что

свидетельствует о повышении селективности извлечения золота при использовании растворов с ультранизкой концентрацией цианистого натрия.

Исходя из вышесказанного, рекомендуется проводить процесс цианирования при минимальной продолжительности – 8 ч и расходе NaCN – 0,3 кг/т (концентрация NaCN – 30 мг/дм³), обеспечивающих максимальное извлечение золота (33,6 %, по рацанализу из доизмельченных хвостов до крупности 95 % класса минус 0,071 мм – 37,0 %) при минимальном извлечении меди (8,0 %).

Далее была изучена зависимость показателя извлечения золота от крупности хвостов обогащения II: шаровый помол до крупности 82 % минус 40 мкм и бисерный помол в диапазоне от 30 до 5 мкм.

Помол осуществляли в 2 стадии. На первой отмучивали крупные пески, которые подвергали шаровому измельчению. Отмученные ила и разгрузку шаровой мельницы объединяли и полученный продукт с крупностью 87 % класса минус 0,071 мм измельчали в бисерной мельнице МБЛ-1 производства ООО «БФК Инжиниринг», которая работает по принципу агитационных шаровых мельниц с ускорением измельчающей среды при помощи вала агитатора. Содержание класса минус 30 мкм в измельченном продукте составило 89,5 %.

Опыты проводили в сорбционном режиме с поддержанием концентрации NaCN 30-50 мг/дм³, продолжительность составляла 24 часа. Результаты опытов приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Влияние крупности помола хвостов обогащения II на извлечение золота

Тип помола	Крупность продукта	Ж:Т	Содержание в Au кеке, г/т	Извлечение Au от исходного содержания, %	Расход NaCN, кг/т
Без измельчения		1,5	0,82	33,3	0,3
Шаровый	82 % минус 40 мкм		0,81	34,1	0,6

Тип помола	Крупность продукта	Ж:Т	Содержание в Au кеке, г/т	Извлечение Au от исходного содержания, %	Расход NaCN, кг/т
Бисерный помол	90 % минус 30 мкм		0,73	41,0	0,8
	>90 % минус 20 мкм	2,4	0,62	49,6	1,5
	>90 % минус 15 мкм	2,8	0,61	50,4	1,5
	>90 % минус 10 мкм	3,1	0,61	50,4	1,5
	>90 % минус 5 мкм	3,5	0,61	50,4	1,5

Примечание: извлечение золота рассчитано от исходного содержания в хвостах обогащения II – 1,23 г/т. Расход CaO и CaCO₃ для хвостов исходной крупности и для доизмельченных, соответственно: 19,0 и 9,0 кг/т.

Установлено, что шаровый помол исследуемого продукта до крупности 82 % минус 40 мкм практически не оказывает влияния на извлечение золота при последующем цианировании: извлечение золота из продукта исходной крупности составило 33,3 %, из доизмельченных – 34,1 при расходе NaCN 0,3 и 0,6 кг/т соответственно. Дальнейшее измельчение продукта до крупности 90 % класса минус 30 мкм позволило повысить извлечение золота до 41,0 % при расходе NaCN – 0,8 кг/т. Следовательно, раскрытие зёрен полезных минералов с освобождением упорного золота начинается при измельчении хвостов условно тоньше 30 мкм.

Измельчение хвостов до крупности 20 мкм повышает извлечение золота до 49,6 %, однако расход NaCN увеличивается до 1,5 кг/т. Бисерный помол до 15, 10 и 5 мкм существенно не повысил извлечение золота и является нецелесообразным.

Таким образом, дальнейшие опыты проводили на хвостах обогащения II исходной крупности и на доизмельченных в бисерной мельнице до крупности 90 % класса минус 30 мкм.

Для исходных и измельченных хвостов обогащения II с помощью ротационного вискозиметра Premium L фирмы Fungilab была определена зависимость вязкости пульпы от отношения Ж:Т, которая приведена на рисунке 4.2. Оптимальная вязкость пульпы для проведения

гидрометаллургических процессов ($\sim 4-6$ сП) обеспечивается для исходных хвостов при отношении Ж:Т $\sim 1:1$ и для измельчённых хвостов – при Ж:Т $\sim 1,5:1$.

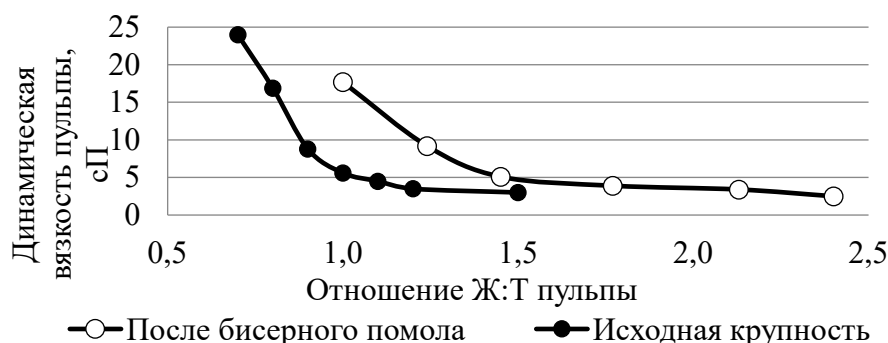


Рисунок 4.2 – Зависимость динамической вязкости пульпы от отношения Ж:Т для исходных и измельчённых хвостов обогащения II

Изучено влияние способа подачи цианида натрия в процесс выщелачивания золота. Цианид натрия подавали тремя способами: разово в начале опыта, дробно (четырьмя равными порциями через равные промежутки времени) и непрерывно (с помощью дозирующего насоса), поддерживая концентрацию в растворе 30 мг/дм^3 . Результаты приведены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Сравнение способов подачи цианида натрия при выщелачивании Au из хвостов обогащения II

Крупность хвостов	Расход реагентов, кг/т			Способ подачи NaCN	Содержание Au в кеке, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Cu, %	
	CaCO ₃	CaO	NaCN					
Исходная	19	9	0,30	Разовый	0,85	30,1	7,3	
			0,50		0,83	32,5	7,7	
95 % минус 30 мкм	43	5	0,50		0,73	40,7	8,2	
			0,80		0,72	41,5	9,3	
Исходная	19	9	0,30		Дробный	0,83	32,5	6,0
			0,50			0,82	33,3	6,5
95 % минус 30 мкм	43	5	0,50			0,72	41,5	6,5
			0,80			0,70	43,1	7,5
Исходная	19	9	0,30	Непрерывный		0,83	32,5	5,7
			0,50			0,81	34,1	6,2
95 % минус 30 мкм	43	5	0,50			0,71	41,8	6,5
			0,80			0,68	44,7	7,2

Примечание: Отношение Ж:Т для исходных и измельченных хвостов, соответственно: 1:1 и 1,5:1, T=21 °C, загрузка АУ – 5 об.%, продолжительность – 8 ч.

Как видно из таблицы 4.5, непрерывная подача цианида натрия в пульпу в процессе выщелачивания золота позволила повысить извлечение металла на 1,6–2,4 % для хвостов исходной крупности и на 1,1–3,2 % для доизмельченных хвостов (в сравнении с разовым).

Для оценки влияния аэрации пульпы на динамику процесса цианирования были проведены опыты в оптимальном режиме цианирования (Ж:Т = 1:1 и 1,5:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, продолжительность – 8 и 16 ч, Т = 21 °С, расход воздуха – 0,2 дм³/мин на 1 дм³ пульпы) хвостов исходной крупности и доизмельченных до 30 мкм с принудительной продувкой воздуха и без неё.

Результаты, приведённые на рисунках 4.3 и 4.4, показывают, что аэрация позволила увеличить динамику выщелачивания золота – эффективная продолжительность выщелачивания для хвостов исходной крупности сократилась с 8 до 5 ч (извлечение Au – 30 %), для измельчённых хвостов – с 12 до 6 ч (извлечение Au – 41,5 %).

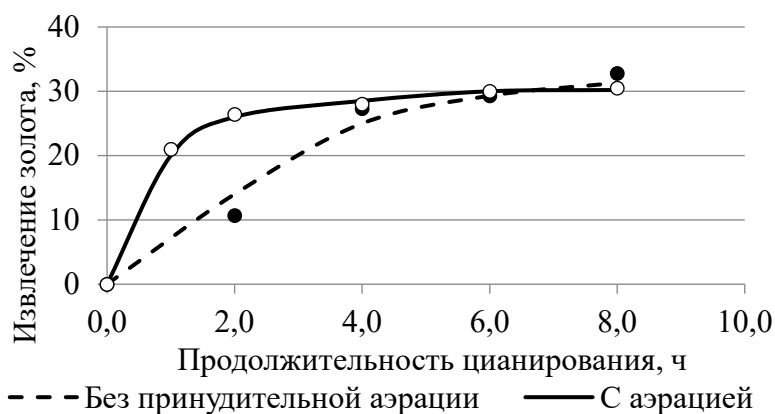


Рисунок 4.3 – Динамика выщелачивания золота из исходных хвостов обогащения II (расход NaCN 0,3 кг/т)

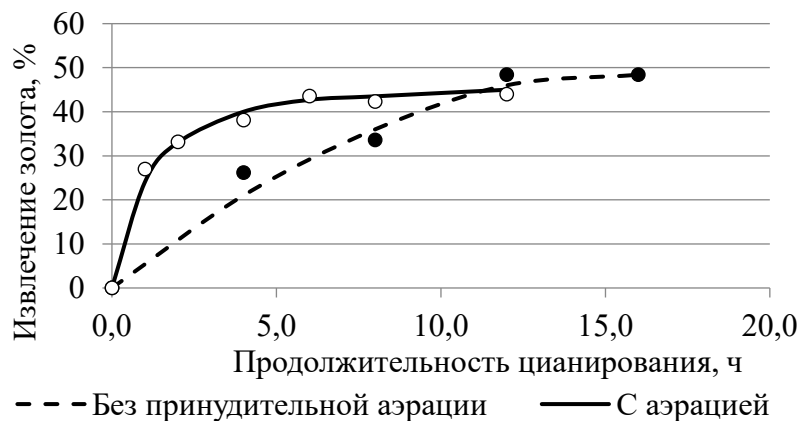


Рисунок 4.4 – Динамика выщелачивания золота из хвостов обогащения II крупностью 30 мкм (расход NaCN 0,8 кг/т)

С помощью потенциометрического кислородомера HI 9147 марки HANNA были произведены замеры концентрации кислорода в пульпе, которые показали, что для хвостов исходной крупности в процессе аэрации концентрация растворённого кислорода увеличилась с 3,2 до 5,6 мг/дм³, для измельчённых хвостов – с 2,7 до 4,3 мг/дм³.

Таким образом, на основании проведенных опытов выбраны оптимальные условия цианирования хвостов обогащения II:

- для исходной крупности: Ж:Т=1:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, расход NaCN 0,3 кг/т, рН 10,5–11,0, продолжительность 5–8 ч. В этих условиях извлечение золота – 32,0–33,6 %.
- для хвостов, измельченных до 30 мкм: Ж:Т=1,5:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, расход NaCN - 0,8 кг/т, продолжительность – 6–8 ч. В этих условиях извлечение золота составит 41,5–44,7 %.

4.3 Изотерма сорбции золота углем

С целью определения емкости сорбента для извлечения золота из цианистых растворов, полученных при цианировании хвостов обогащения II в оптимальных условиях, были сняты изотермы сорбции. В качестве сорбента был использован регенерированный дроблёный активный уголь из скорлупы

кокосовых орехов пр-ва КНР марки JX-102 с остаточным содержанием золота 0,05 мг/г, используемый на ряде отечественных ЗИФ, работающих по сорбционной технологии.

Изотерма сорбции золота была получена методом переменных объёмов из раствора, полученного при цианировании хвостов обогащения II исходной крупности (продолжительность 8 ч, расход NaCN – 0,3 кг/т). Концентрация золота в растворе составляла 0,38 мг/дм³, серебра – 0,4 мг/дм³ меди – 13,7 мг/дм³, NaCN – менее 5 мг/дм³. Проведено 5 опытов, в которых навески угля ~ 0,05–0,1 г агитировали с различными количествами раствора в течение 72 ч. После агитации определяли концентрацию золота в растворе атомно-абсорбционным методом, содержание золота в угле определяли по формуле, представленной в [92].

Результаты, представленные на рисунке 4.5, показывают, что полученная изотерма удовлетворительно описывается степенным уравнением Фрейндлиха с коэффициентами $K=2,29$ и $n=2,86$. В статических условиях коэффициент распределения золота между активным углем и жидкой фазой пульпы составил 4522-28714, ёмкость насыщенного сорбента по золоту достигала более 1 мг/г, по серебру – 0,3 мг/г, по меди – 3,9 мг/г. В динамическом противоточном процессе сорбционного цианирования из-за невозможности достижения статического равновесия ожидаемая ёмкость угля по золоту составит ~ 0,3-0,4 мг/г, что является удовлетворительным показателем, но требует уточнения при проведении непрерывных испытаний в противоточном режиме.

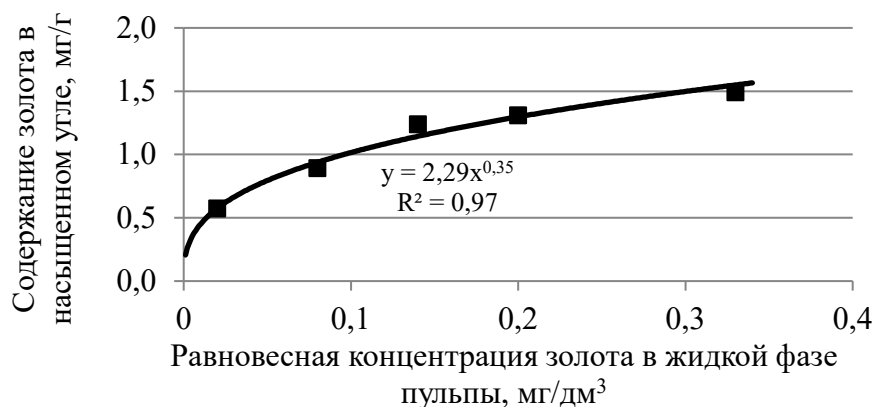


Рисунок 4.5 – Изотерма сорбции золота активным углем из раствора цианирования хвостов обогащения II

4.4 Выводы к главе 4

1. Для извлечения золота из лежалых хвостов обогащения II, полученных в цикле флотации полиметаллических руд, рекомендована технология, включающая предварительную водную и известковую обработки с последующим сорбционным цианированием. Определены оптимальные параметры по каждому переделу;
2. Экспериментально установлено, что цианирование хвостов флотационного обогащения после их предварительной гидрометаллургической подготовки (при расходе CaCO_3 – 19 кг/т и CaO – 9 кг/т) обеспечивает извлечение золота на уровне 32,0–33,6 % (из продуктов исходной крупности и 41,5–44,7 % (из хвостов доизмельченных до 95 % класса минус 30 мкм) при расходе NaCN 0,3 и 0,8 кг/т соответственно (концентрация NaCN в растворе 30 мг/дм³);
3. Показано, что применение ультранизких концентраций растворителя (30 мг/дм³) существенно снижает извлечение меди в раствор (до 8 %), практически без изменения извлечения золота, тем самым повышая селективность процесса выщелачивания благородного металла;
4. Проведено сравнение разового, дробного и непрерывного способов подачи NaCN : последний показал преимущество перед разовым, извлечение золота увеличилось на 1,6–2,4 % для хвостов исходной крупности

и на 1,1–3,2 % для доизмельченных хвостов (при концентрации NaCN в растворе 30 мг/дм³);

5. В оптимальных условиях извлечение серебра и меди из хвостов обогащения II не превышало 8–14 %.

ГЛАВА 5. РЕЗУЛЬТАТЫ УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Для уточнения технологических показателей, полученных на лабораторной стадии, были проведены укрупненные испытания технологии переработки лежалых хвостов обогащения II [119].

Испытания проводили по схеме, представленной на рисунке 5.1, по двум вариантам: на хвостах обогащения II исходной крупности (75 % класса минус 71 мкм) – вариант I, и на доизмельченных до 90 % класса минус 30 мкм – вариант II. Содержание компонентов в пробе: Au и Ag – 1,24 и 15,7 г/т, Cu и Zn – 0,13 и 0,23 %.

5.1 Подготовка пульпы к испытаниям

Испытания проводили на пробе лежалых хвостов обогащения II, которую предварительно подвергали водной отмывке в оптимальных условиях.

Сгущенный продукт (Ж:Т=1:1) подвергали нейтрализации известняком, расход которого составил 19,0 кг/т, конечное значение рН 6,4.

Измельчение отмытых и доведенных до рН 6,4 хвостов обогащения II проводили предварительно в шаровой мельнице до крупности 87 % класса минус 0,071 мм и затем в бисерной мельнице до крупности 90 % класса минус 30 мкм.

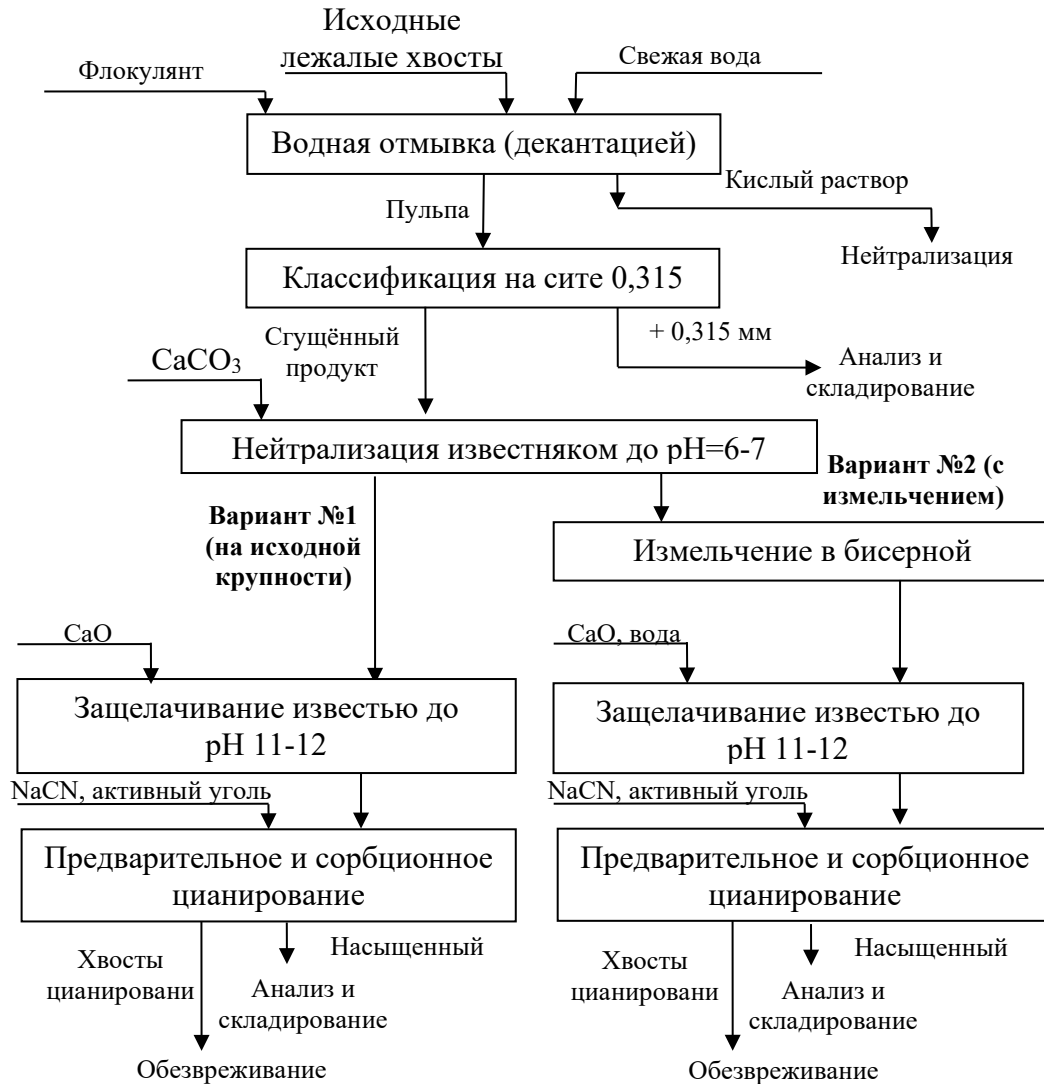


Рисунок 5.1 – Принципиальная схема проведения испытаний технологии цианирования хвостов обогащения II по двум вариантам

5.2 Цианирование хвостов обогащения II в непрерывном режиме

Аппаратурная схема установки цианирования исходных хвостов обогащения II и доизмельченных до 30 мкм приведена на рисунке 5.2.

Первый пачук задействован для «короткой» известковой обработки, позволяющей частично снизить химическую активность сульфидов при последующем цианировании. Перемешивание пульпы осуществлялось воздухом.

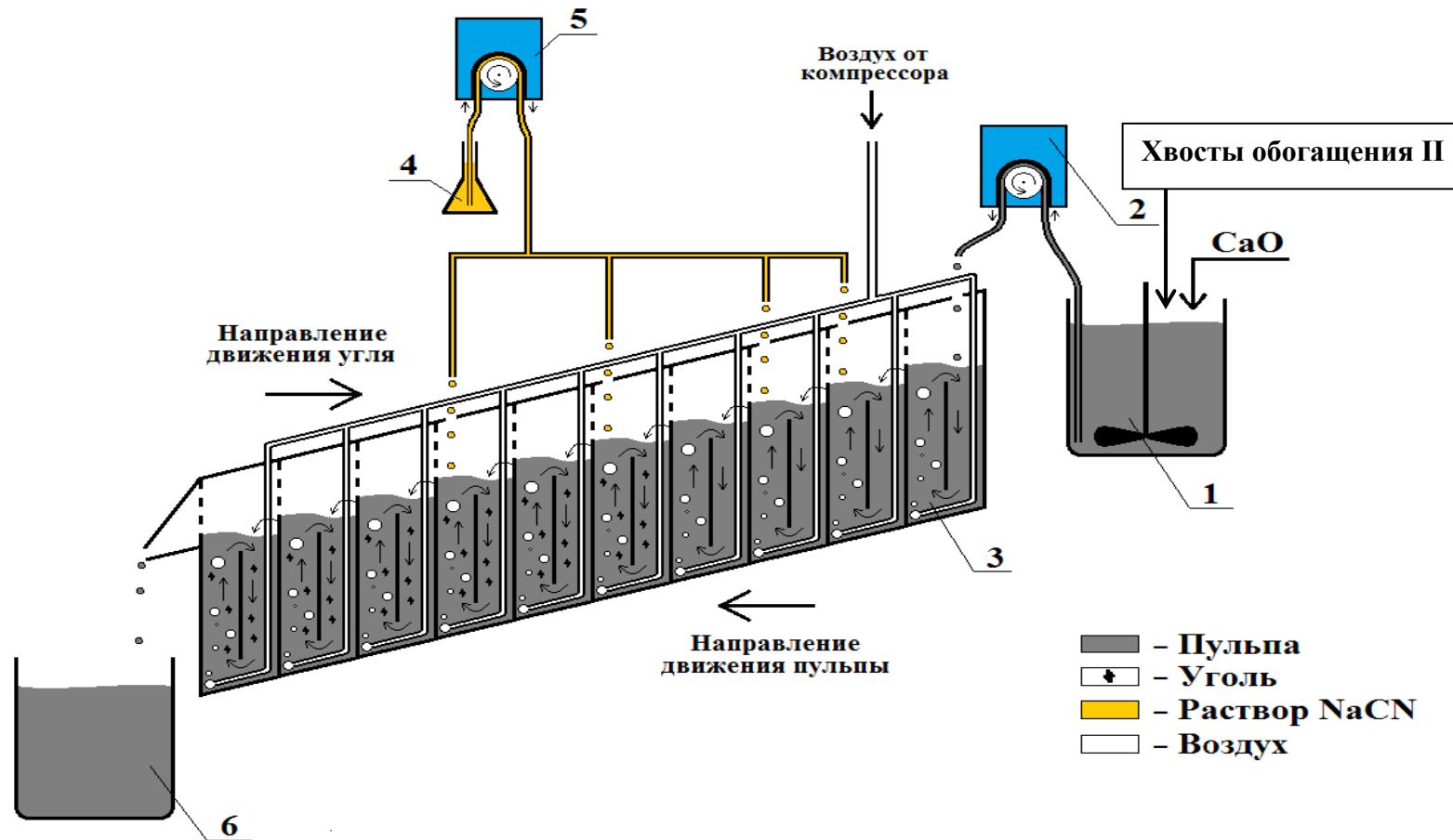


Рисунок 5.2 – Аппаратурная схема установки по цианированию хвостов обогащения II:

1 – Емкость исходной пульпы, объем 5 дм³; 2 – Дозирующий насос подачи пульпы, производительность 60-600 см³/ч; 3 – Секционная установка цианирования с пневматическим перемешиванием, объем одной камеры – 0,5 дм³; 4 – Расходная ёмкость раствора NaCN 5 – Дозирующий насос подачи раствора NaCN, производительность 7-200 см³/ч; 6 – Приёмная ёмкость хвостов сорбционного цианирования, объем 10 дм³

Так как хвосты обогащения II не обладают сорбционной активностью, поэтому был осуществлён СIP-процесс, включающий 3 ступени предварительного цианирования и 6 ступеней сорбционного цианирования.

NaCN подавали в процесс из расходной ёмкости в виде 0,2–0,6 %-ого раствора с помощью многоканального микродозировочного перистальтического насоса.

В таблице 5.1 приведены режимные условия процессов цианирования и сорбционного выщелачивания золота из хвостов обогащения II по двум вариантам для проведения укрупнённых испытаний.

Таблица 5.1 – Технологические параметры процесса цианирования хвостов обогащения II по двум вариантам

Технологические параметры	Значения по варианту №1	Значения по варианту №2
Содержание золота в хвостах обогащения II, г/т	1,24	
Крупность продукта	75 % класса минус 71 мкм	90 % класса минус 30 мкм
Количество извлекаемого золота, г/т	0,35	0,45
Суммарная продолжительность цианирования, ч	12,6	
Отношение Ж:Т	1,0	1,5
Объём одной камеры, дм ³	0,5	
Удельный вес хвостов обогащения II, г/см ³	3,5	
Производительность по пульпе, дм ³ /ч	0,357	
Производительность по твёрдому, кг/ч	0,278	0,200
Поток извлекаемого золота, мг/ч	0,10	0,09
Ёмкость насыщенного сорбента, мг/г	0,35	0,33
Ёмкость регенерированного сорбента, мг/г	0,05	
Продолжительность пребывания угля на сорбции, ч	240	
Насыпная плотность сорбента (JX-102), г/см ³	0,59	
Поток сорбента, г/ч	0,32	
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³ (об. %)	26 (4,4)	

Всего по варианту №1 переработано 67,8 кг хвостов (87 дм³ пульпы), по варианту №2 – 48,8 кг (87 дм³ пульпы). Продолжительность испытаний составила 224 ч.

Условно период испытаний можно разделить на 3 режима, которые отличались расходом цианида натрия, его концентрацией и точками подачи, а также удельным потоком угля:

– Режим №1. Расход цианида натрия составил 0,2 кг/т – по варианту №1 и 0,4 кг/т – по варианту №2. Расход CaO – 10 кг/т. NaCN подавали в 1 ПЦ и 2 ПЦ, при этом его концентрация в пульпе составляла 30 мг/дм³. Удельный поток сорбента поддерживали на уровне 1,2 кг/т по варианту №1 и 1,6 кг/т по варианту №2.

– Режим №2. Расход CaO снижен до 8,0 кг/т, т.к. в режиме №1 наблюдалось достаточно высокое значение pH хвостов сорбции (11,2–11,9). Расход NaCN увеличен в 1,5 раза (до 0,3 и 0,6 кг/т по вариантам №1 и №2), концентрация NaCN в пульпе – 30 мг/дм³. Количество точек подачи NaCN увеличено до четырёх: 1 ПЦ, 2 ПЦ, 1 ПС, 3 ПС.

Режим №3. Расход NaCN увеличен до 0,4 кг/т – по варианту №1 и до 0,8 кг/т – по варианту №2, концентрация NaCN – 50-70 мг/дм³. Конфигурация точек подачи NaCN изменена на: 1 ПЦ, 2 ПЦ, 3 ПЦ, 2 ПС. Удельный поток угля сокращен на 20 % (до 0,9 кг/т – по варианту №1 и до 1,3 кг/т – по варианту №2).

В ходе испытаний в жидкой фазе и в насыщенных углях определяли концентрацию примесей – Ag, Cu, Zn, Fe, SCN⁻. Технологические параметры и показатели 2х схем приведены в таблице 5.2.

Концентрацию NaCN в процессе цианирования определяли с помощью аргентометрического титрования, а также с использованием фотометрического метода количественного анализа. Результаты определения концентрации представлены (таблица 5.3).

Таблица 5.2 – Средние параметры и показатели работы установок по цианированию хвостов обогащения II

Параметры и показатели	Значения						
	Вариант №1			Вариант №2			
	Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3	Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3	
ИЗВЕСТКОВАЯ ОБРАБОТКА							
Содержание Au в продукте, поступающем на обработку, г/т	1,24						
Крупность продукта, поступающего на обработку	75 % минус 71 мкм			90 % минус 30 мкм			
Отношение Ж:Т в пульпе, поступающей на обработку	1,0			1,5			
Продолжительность известковой обработки, ч	1,4						
Конечное значение рН	12,3	12,0	12,2	12,4	11,9	12,2	
Производительность по твёрдому, кг/ч	0,28			0,20			
Поток пульпы, дм ³ /ч	0,36						
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ							
Продолжительность цианирования, ч	12,6						
в том числе: предварительного	4,2						
сорбционного	8,4						
Расход NaCN, кг/т	0,2	0,3	0,4	0,4	0,6	0,8	
Количество точек подачи NaCN	2	4	4	2	4	4	
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов предварительного цианирования (питания сорбции), мг/л	NaCN	26	16	71	36	16	118
	Au	0,33	0,33	0,33	0,30	0,30	0,29
	Ag	<0,1	<0,1	<0,2	<0,1	<0,1	<0,2
	Cu	26,3	16,1	91	11,1	1,77	38,6
	Zn	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02
	Fe	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
	SCN ⁻	25,9	30,2	40,4	104,0	125,7	137,2
Содержание Au в твёрдой фазе хвостов предварительного цианирования, г/т	0,92	0,92	0,95	0,76	0,83	0,81	
Извлечение Au в раствор на операции предварительного цианирования, %	25,8	25,8	23,4	38,7	33,1	34,7	

Параметры и показатели		Значения					
		Вариант №1			Вариант №2		
		Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3	Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3
СОРБЦИОННОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ							
Значение pH хвостов сорбции		11,2-11,9	10,5-11,0	10,5-11,0	10,5-11,0	10,5-11,0	10,5-11,0
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов сорбционного цианирования, мг/дм ³	NaCN	<3	<3	34	<3	17	77
	Au	0,013	0,009	0,014	0,007	0,006	0,008
	Ag	<0,1	<0,1	<0,2	<0,1	<0,1	<0,2
	Cu	49,1	23,1	139	15,7	2,9	78,7
	Zn	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02
	Fe	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
	SCN ⁻	63,7	47,9	65,8	148,6	154,0	125,1
Содержание Au в регенерированном сорбенте, мг/г		0,05					
Содержание компонентов в насыщенном сорбенте, мг/г	Au	0,28	0,36	0,40	0,26	0,34	0,39
	Ag	0,30	0,34	0,13	0,38	0,36	0,31
	Cu	6,9	7,6	23,7	6,1	7,3	20,8
	Zn	0,4	0,38	0,13	0,39	0,41	0,09
	Fe	1,21	0,69	1,77	1,74	2,04	0,85
Удельный поток угля, кг/т		1,2	1,2	0,9	1,6	1,6	1,3
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³ (об. %)		20-30 (3-5)					
Содержание Au в твёрдой фазе хвостов сорбционного цианирования, г/т		0,87	0,84	0,84	0,71	0,71	0,71
Извлечение Au на сорбент, %		28,8	31,5	31,1	41,9	42,0	41,8

Таблица 5.3 – Концентрация NaCN в жидкой фазе пульпы по ступеням цианирования

Наименование режима	Концентрация NaCN (мг/дм ³) в жидкой фазе пульпы по ступеням цианирования											
	Вариант №1 - на исходной крупности						Вариант №2 – после бисерного помола по 30 мкм					
	1 ПЦ	2 ПЦ	3 ПЦ	1 ПС	3 ПС	Хвосты	1 ПЦ	2 ПЦ	3 ПЦ	1 ПС	3 ПС	Хвосты
Режим №1 (Расход NaCN 0,2 и 0,4 кг/т по вариантам №1 и 2)	10	53	23	13	<3	<3	21	60	32	9	<3	<3
	18	32	21	11	<3	<3	31	49	40	5	<3	<3
	9	48	32	19	<3	<3	23	55	35	5	<3	<3
Режим №2 (Расход NaCN 0,3 и 0,6 кг/т по вариантам №1 и 2)	9	29	13	45	47	<3	13	53	20	45	23	<3
	9	38	17	35	53	<3	18	35	18	22	27	<3
	7	35	19	51	43	<3	9	39	11	42	41	<3
Режим №3 (Расход NaCN 0,4 и 0,8 кг/т по вариантам №1 и 2)	23	43	71	61	*93	28	27	61	103	73	155	92
	11	33	65	60	*103	31	35	58	120	90	123	68
	14	48	77	57	*85	44	19	52	130	101	151	70

Примечание: серым цветом выделены значения в пачуках, в которые осуществляли подачу NaCN

Как видно из полученных данных, увеличение в режиме №2 расхода (с 0,2 до 0,3 кг/т и с 0,4 до 0,6 кг/т) и точек подачи цианида натрия (с 2х до 4х) позволило повысить извлечение золота по варианту №1 с 28,9 % до 31,5 %, извлечение золота по варианту № 2 осталось примерно на том же уровне и составило 42,0 %.

Дальнейшее увеличение расхода цианида натрия в режиме №3 не привело к улучшению показателей извлечения золота (по варианту №1 – 31,0 %, по варианту №2 – 41,4 %).

Емкость угля по золоту в режиме №2 находилась на уровне 0,34–0,36 мг/г.

Минимальные концентрации Cu в жидкой фазе пульпы предварительного цианирования и хвостов сорбции (по варианту №1 – 16,1 и 23,1 мг/дм³, по варианту №2 – 1,77 и 2,9 мг/дм³) получены в режиме №2 (при расходе NaCN 0,3 и 0,6 кг/т по вариантам №1 и 2), что вероятнее всего связано с увеличением точек подачи цианида натрия.

Максимальные концентрации Cu в жидкой фазе пульпы предварительного цианирования и хвостов сорбции (по варианту №1 – 91 и 139 мг/дм³, по варианту №2 – 38,6 и 78,7 мг/дм³) получены в режиме №3 (при расходе NaCN 0,4 и 0,8 кг/т по вариантам №1 и №2).

Содержание Cu в насыщенном угле по обоим вариантам в режимах №1 и 2 составляло 6,1–7,6 мг/г, в режиме №3 – 20,8–23,7 мг/г.

Ag, Zn и Fe в жидкой фазе пульпы присутствуют в весьма малых концентрациях – ниже или на уровне предела обнаружения. Содержание Ag в насыщенном угле по обоим вариантам за весь период испытаний составило 0,13-0,36 мг/г, Zn – 0,09-0,41 мг/г, Fe – 0,69-2,04 мг/г. Повышенные содержания Fe и Zn в угле, несогласующиеся с их следовыми концентрациями в жидкой фазе пульпы, могут быть объяснены осаждением нерастворимых гидроксидов на поверхности активного угля.

Извлечение серебра (исходное содержание 15,7 г/т) и меди (исходное содержание 0,105 %) на активный уголь в процессе цианирования составило не более 3 %.

Концентрация тиоцианат-иона (SCN^-) в жидкой фазе хвостов по варианту №1 находились в пределах 47,9-65,8 мг/дм³, по варианту №2 – в пределах 125,1-154,0 мг/дм³, что составляет относительно небольшую величину.

По результатам укрупненных испытаний режим №2 принят оптимальным, так как обеспечил максимальное извлечение золота при минимальном извлечении меди.

Для обезвреживания хвостов цианирования испытан процесс хлорирования [120,121]. Расход «активного хлора» составил 5 кг/т – для исходной крупности и 30 кг/т – для измельченного продукта, что, очевидно, объясняется высокой хлороемкостью твердой фазы пульпы. Приемлемым оказался вариант противоточной декантационной отмывки пульпы с хлорированием промвод, при которой реагент не расходуется на твёрдую фазу и обеспечивается 5-ти кратное снижение расхода реагента. Для хвостов цианирования исходной крупности расход реагентов составил: гипохлорит кальция (в пересчёте на «активный хлор») – 1,2 кг/т, CaO – 0,3 кг/т, флокулянт – 15 г/т. Для доизмельченных хвостов: «активный хлор» – 5,6 кг/т, CaO – 0,4 кг/т, флокулянт – 60 г/т

Проведённые испытания подтвердили лабораторные данные и показали перспективность технологии цианирования хвостов обогащения II при ультранизких концентрациях цианида натрия. Извлечение золота из хвостов исходной крупности составило 31,5 %, из хвостов, измельчённых до 30 мкм – 42,0 % при содержании Au в исходном продукте – 1,24 г/т. Расход NaCN по варианту №1 составил 0,3 кг/т, по варианту №2 – 0,6 кг/т при концентрации NaCN в растворе 30 мг/дм³ [122].

Однако, на основании полученных результатов сделан вывод, что вариант с предварительным бисерным измельчением хвостов обогащения на

данном этапе представляется экономически нецелесообразным, в виду высокого расхода цианида натрия (0,6 кг/т против 0,3 кг/т) и активного хлора (5,6 кг/т против 1,2 кг/т). При этом доизвлеченное золото (0,14 г/т) не окупит дополнительных затрат на реагенты.

Таким образом, в дальнейшем опытно-промышленные испытания разработанной технологии извлечения золота, основанной на применении ультранизких концентраций цианида натрия (30 мг/дм³), проводили на хвостах обогащения исходной крупности.

ГЛАВА 6. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕКУЩИХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Кроме лежалых хвостов обогащения, на предприятии имеются текущие хвосты, получаемые при флотации медно-цинковых руд. Поэтому на следующем этапе работы были проведены опытно-промышленные испытания в опытном цехе АО «Покровский рудник» (г. Благовещенск) на пробе хвостов обогащения текущей добычи массой 67 т (таблица 6.1) с целью проверки и отработки технологии цианирования на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия для текущих хвостов обогащения II [123].

Таблица 6.1 – Характеристика пробы текущих хвостов обогащения II

Характеристика пробы		Значения
Плотность твёрдой фазы, т/м ³		3,3
Массовая доля класса, %	Минус 0,071 мм	73,6
	Минус 0,315 мм	99,6
Концентрация компонентов в жидкой фазе пульпы при распульповке пробы дистиллированной водой до Ж:Т=1:1 в течение через 24 ч	рН	6,8
	Cu, мг/л	<0,1
	Zn, мг/л	1,15
	Fe, мг/л	<0,5
Содержание цветных металлов по данным рентгенофлуоресцентного анализа, масс. %	Cu	0,16
	Zn	0,39
	Fe	22,98
	S _s	24,5
Содержание Ag по данным химического анализа, г/т		14,8
Содержание Au по данным пробирно-атомно-абсорбционного анализа, г/т		1,35

В процессе транспортировки проба подверглась окислению – рН пульпы после распульповки хвостов водой (Ж:Т=1:1) составляет 6,8, тогда как рН хвостов флотации ОФ находится на уровне 10–11.

6.1 Результаты опытно-промышленных испытаний

На рисунке 6.1 и 6.2 приведены качественно-количественная и технолого-аппаратурная схемы установки для проведения ОПИ, в таблице 6.2 – спецификация оборудования.

Условные обозначения на схеме

Поток твёрдого, кг/ч	Массовая доля твёрдого, %	Содержание Au в твёрдом, г/т	Извлечение Au в твёрдом, %
Поток жидкого, л/ч	Поток пульпы, л/ч	Концентрация Au в жидком, г/м ³	Извлечение Au в жидкое, %

- Хвосты ОФ, пульпа
- Активный уголь
- Свежая (оборотная) вода, воздух
- Растворы реагентов

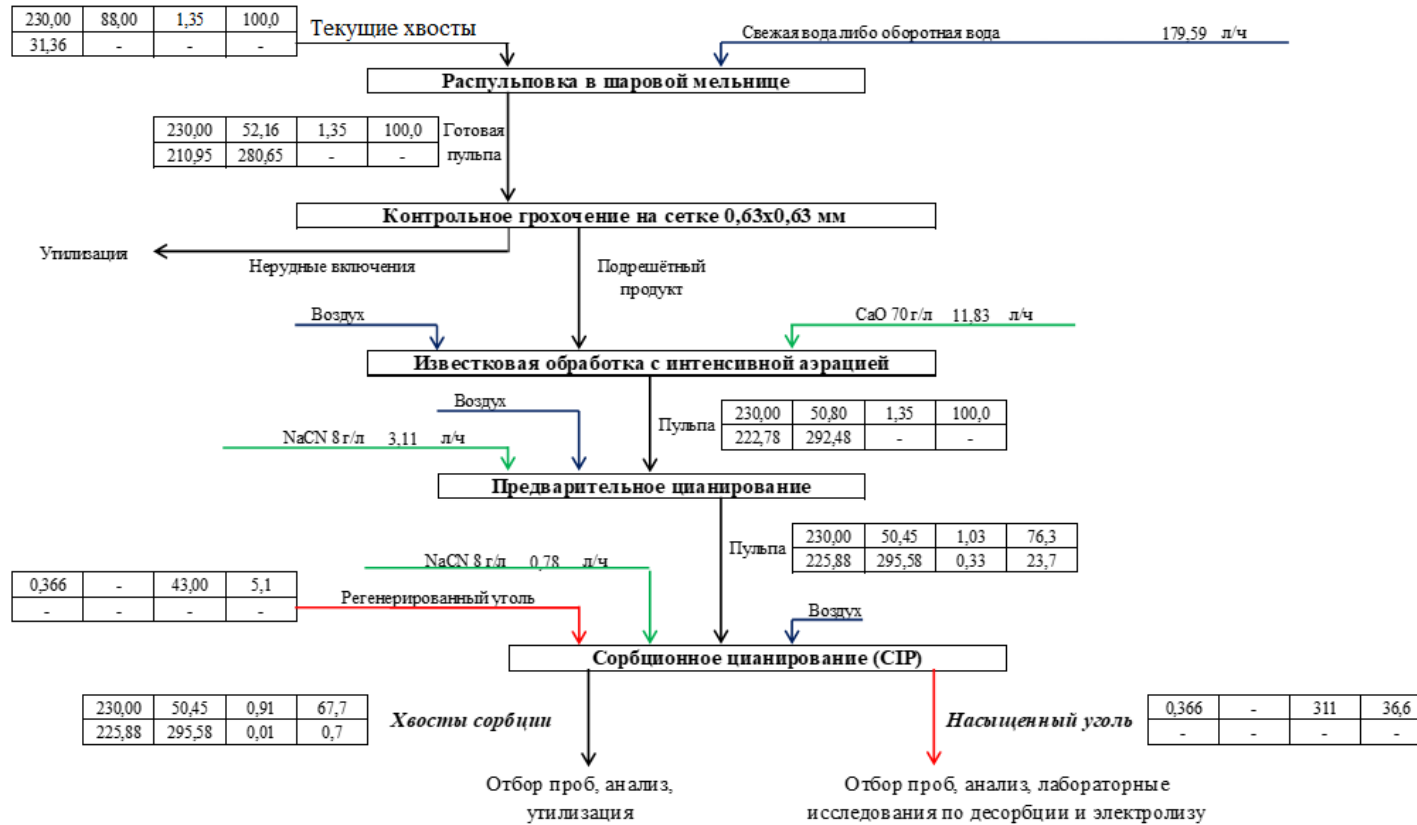


Рисунок 6.1 – Водно-шламовая и качественно-количественная схема проведения ОПИ

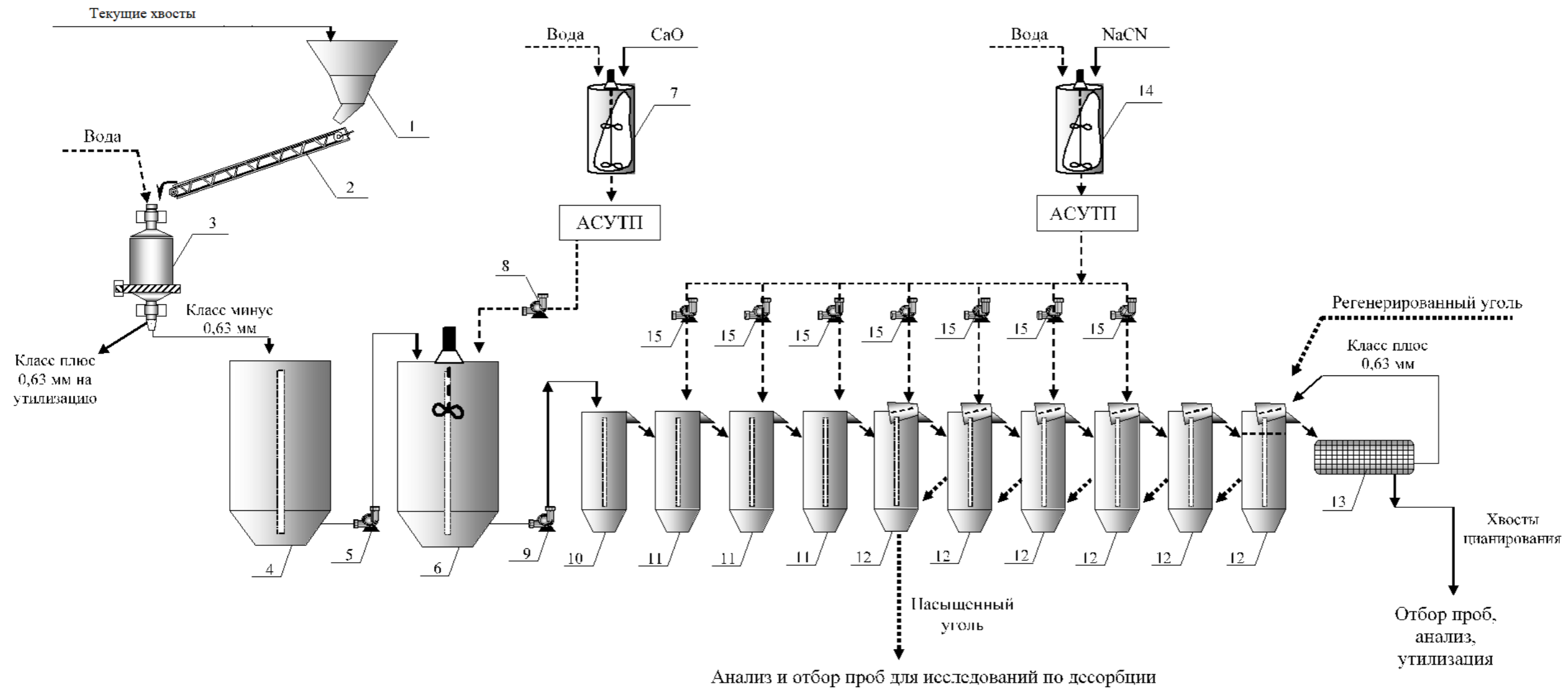


Рисунок 6.2 – Технологическая-аппаратурная схема опытно-промышленной установки для испытаний технологии цианирования текущих хвостов обогащения II

Таблица 6.2 – Спецификация оборудования к технологической-аппаратурной схеме

№ поз.	Наименование	Количество, шт
1	Бункер с вибропитателем	1
2	Ленточный транспортёр	1
3	Шаровая мельница MQC 0,9x0,9 с бугарой 0,63x0,63 мм, V=0,5 м ³ , Q=0,5 т/ч	1
4	Буферный пачук, V=4 м ³	1
5, 9	Перистальтический насос перекачки пульпы, Q=1 м ³ /ч	2
6	Пневмо-механический агитатор известково-воздушной обработки, V _{раб} =4 м ³	1
7	Чан приготовления и расходования CaO, V=0,1 м ³	1
8, 15	Лабораторный перистальтический насос для дозирования реагентов, Q=12 дм ³ /ч	8
10	Пачук известково-воздушной обработки, V=0,4 м ³	1
11	Пачук предварительного цианирования, V=0,4 м ³	3
12	Пачук сорбционного цианирования, оснащённый дренажным устройством с сеткой 0,63x0,63 мм, V=0,4 м ³	6
13	Контрольное сито 0,63x0,63 мм для улавливания угля	1
14	Чан приготовления и расходования NaCN, V=1 м ³	1

Методика проведения опытно-промышленных испытаний практически соответствует описанной в разделе 5 для переработки лежалых хвостов обогащения. Отличием является исключение из схемы операции водной отмывки и нейтрализации CaCO_3 хвостов обогащения, так как текущие хвосты имели рН 6,8. Кроме того, для определения концентрации свободного цианида натрия в растворе специалистами ИРННТУ при участии специалистов АО «Иргиредмет» была испытана потенциометрическая система измерения NaCN непосредственно в пульпе с возможностью автоматического регулирования концентрации реагента посредством управления насосами.

Задача системы автоматического регулирования (САР) концентрации реагентов состояла в измерении и поддержании заданной концентрации NaCN на уровне 10-30 мг/дм³ и рН на уровне 11,0–11,5 [124–126].

Концентрацию реагентов измеряли потенциометрическим способом с помощью электродов производства ОАО «Гомельский завод измерительных приборов». Для измерения концентрации NaCN использованы цианидселективные электроды марки ЭМ-CN-01-100СР в паре с хлорсеребряными электродами сравнения ЭВП-08, для измерения рН – стеклянные электроды ЭСП-01-14 в паре с теми же электродами сравнения. Установленные в погружную арматуру электроды опускали в пульпу на глубину 1 м для проведения измерений. Калибровку проводили по двум точкам на синтетических растворах (NaCN , NaOH , дистиллированная вода) с известной концентрацией NaCN 10 и 50 мг/дм³. В ходе ОПИ калибровку электродов проводили каждые 12 ч.

Для определения концентрации цианида натрия в растворе дополнительно использовали фотометрический метод анализа, а также аргенометрическое титрование.

За период испытаний переработано 67 т хвостов обогащения. Технологические показатели проведенных опытно-промышленных испытаний представлены в таблице 6.3. Расход цианида натрия составил 135 г/т, при его концентрации в растворе – 10–30 мг/дм³. Извлечение Au в раствор на операции

предварительного цианирования – 28,0 %, конечное извлечение на сорбент – 31,9 % или 0,43 г/т. Потери золота с жидкой фазой пульпы составили < 0,01 мг/дм³, ёмкость насыщенного угля по золоту – 0,30 мг/г.

Таблица 6.3 – Сводные результаты опытно-промышленных испытаний технологии цианирования хвостов обогащения II

Параметры и показатели		Значения
ИЗВЕСТКОВАЯ ОБРАБОТКА		
Содержание Au в продукте, поступающем на переработку, г/т		1,35
Крупность продукта		75 % минус 71 мкм
Массовая доля твёрдого в пульпе, %		50,8
Продолжительность известковой обработки, ч		2
Конечное значение pH		11,2
Производительность по твёрдому, т/ч		0,23
Поток пульпы, дм ³ /ч		0,29
Расход 100 %-ного CaO, кг/т		3,6
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность предварительного цианирования, ч		4,0
Расход NaCN, г/т		135
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов предварительного цианирования (питания сорбции), мг/дм ³	NaCN	10-30
	Au	0,31
	Cu	10,1
	SCN ⁻	23,2
Содержание Au в твёрдой фазе хвостов предварительного цианирования, г/т		0,97
Извлечение Au в раствор на операции предварительного цианирования, %		28,0
СОРБЦИОННОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность сорбционного цианирования, ч		8
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов сорбционного цианирования, мг/дм ³	NaCN	<5
	Au	<0,01
	Cu	1,28
	SCN ⁻	50,6
Содержание Au в регенерированном сорбенте, мг/г		0,043
Содержание компонентов в насыщенном сорбенте, мг/г	Au	0,30
	Cu	3,7
Удельный поток угля, кг/т		1,6
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³ (об. %)		25-30 (4-5)
Содержание Au в твёрдой фазе хвостов сорбционного цианирования, г/т		0,91
Суммарные потери золота с хвостами, г/т		0,92
Извлечение Au на сорбент	%	31,9
	г/г	0,43

В таблице 6.4 приведены результаты определения концентрации золота в жидкой фазе пульпы по ступеням сорбции, в таблице 6.5 – концентрации примесей

в жидкой фазе пульпы и в угле. Концентрации основной примеси – меди относительно малы: в питании сорбции – на уровне $10,1 \text{ мг/дм}^3$, в хвостах сорбции на уровне $1,28 \text{ мг/дм}^3$, что еще раз подтверждает факт повышения селективности извлечения золота при использовании растворов с ультранизкой концентрацией цианистого натрия.

Концентрации серебра и цинка в жидкой фазе – менее $0,1 \text{ мг/дм}^3$, железа – на уровне $1\text{--}2 \text{ мг/дм}^3$. Присутствуют тиоцианаты – до 50 мг/дм^3 . Содержание примесей в угле, мг/г: Ag – 0,31; Cu – 3,7; Zn – 0,40; Fe – 0,73.

В приложении Б представлен баланс золота, полученный в ходе проведения опытно-промышленных испытаний. Дебаланс составил – 0,38 %.

С целью оценки количества недорастворенного золота в твердой фазе, в различные периоды опытно-промышленных испытаний были отобраны пробы пульпы хвостов цианирования.

Пульпу делили пополам и добавляли NaCN в количестве $0,3 \text{ кг/т}$ и 5 кг/т , перемешивали 8 ч на бутылочном агитаторе и определяли увеличение концентрации золота в жидкой фазе пульпы. Показано, что при дополнительном расходе NaCN $0,3 \text{ кг/т}$ количество доизвлекаемого золота составляет $\sim 0,02 \text{ г/т}$, при расходе NaCN 5 кг/т $\sim 0,05 \text{ г/т}$. В обоих случаях применение дополнительного расхода NaCN является нерентабельным, что подтверждает оптимальный режим проведения ОПИ.

Таблица 6.4 – Концентрация золота в жидкой фазе пульпы по ступеням сорбции

Продолжительность ОПИ, ч	Концентрация золота (мг/дм ³) в жидкой фазе пульпы по ступеням цианирования								
	Предварительное цианирование			Сорбционное цианирование					
	1	2	3	1	2	3	4	5	6
56	0,31	0,32	0,34	0,22	0,17	0,11	0,061	0,029	<0,01
168	0,29	0,32	0,33	0,24	0,16	0,094	0,059	0,034	<0,01
240	0,25	0,28	0,30	0,22	0,15	0,10	0,065	0,041	<0,01
344	0,28	0,31	0,32	0,23	0,14	0,085	0,050	0,031	<0,01
Среднее значение:	0,28	0,31	0,32	0,23	0,16	0,097	0,059	0,034	<0,01

Таблица 6.5 – Содержание примесей в жидкой фазе пульпы и насыщенных углях при сорбционном цианировании хвостов обогащения II

Продолжительность ОПИ, ч	Концентрация металлов в жидкой фазе питания сорбции, мг/дм ³				Концентрация металлов в жидкой фазе хвостов сорбции, мг/дм ³				Содержание металлов в насыщенном сорбенте, мг/г			
	Ag	Cu	Zn	Fe	Ag	Cu	Zn	Fe	Ag	Cu	Zn	Fe
76	0,068	11,7	-	-	0,046	1,95	-	-	-	-	-	-
104	0,070	10,5	-	-	0,039	1,34	-	-	-	-	-	-
152	0,062	9,8	-	-	0,043	1,30	-	-	-	-	-	-
200	0,069	8,9	<0,1	1,99	0,055	1,22	<0,1	1,75	-	-	-	-
248	0,076	9,5	<0,1	0,92	0,081	1,28	<0,1	0,43	0,29	3,6	0,39	-
280	0,046	10,8	<0,1	0,76	0,069	1,01	<0,1	0,72	0,31	3,8	0,37	0,61
308	0,074	8,7	<0,1	1,53	0,062	0,90	<0,1	1,34	0,33	3,5	0,42	0,84
336	0,085	10,5	<0,1	1,42	0,085	1,22	<0,1	1,16	0,30	3,9	0,42	-
Среднее значение:	0,069	10,1	<0,1	1,32	0,060	1,28	<0,1	1,08	0,31	3,7	0,40	0,73

6.2 Лабораторные исследования по переработке насыщенного угля, полученного в ходе ОПИ

6.2.1 Результаты исследований по десорбции золота и меди из фазы насыщенного угля

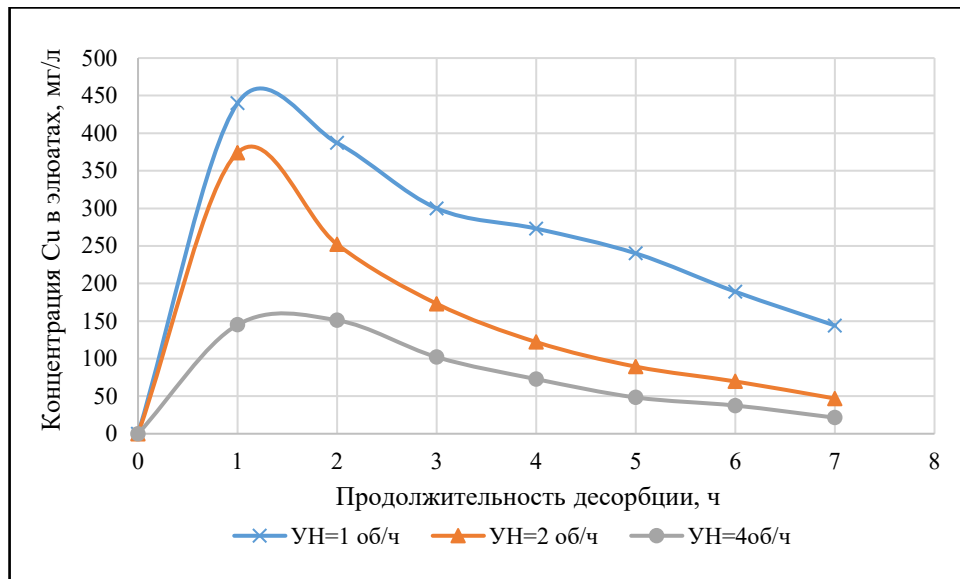
Для изучения процесса десорбции был использован уголь, полученный в ходе проведения опытно-промышленных испытаний, с содержанием золота – 0,30 мг/г, меди – 3,6 мг/г. Для удаления из фазы насыщенного угля меди и, как следствие, повышения качества катодных золотосодержащих осадков, первоначально были проведены опыты по предварительной «холодной» цианистой обработки угля.

Первоначально проведены лабораторные опыты для оценки влияния потока элюента (при УН 1, 2 и 4 ч⁻¹) и продолжительности десорбции (1–7 ч) на степень извлечения меди в элюат. Концентрация NaCN в элюенте составляла 8 г/дм³.

Результаты, представленные на рисунках 6.3–6.4, показывают, что оптимальная приемлемая степень обезмеживания угля на уровне 90,6 % достигается за 7 часов при удельной нагрузке по растворам (УН) 2 ч⁻¹. Остаточное содержание меди в угле составило 0,36 мг/г. Повышение УН до 4 ч⁻¹ не приводит к повышению извлечения меди и к увеличению динамики процесса. При снижении УН до 1 ч⁻¹ извлечение меди снижается до 82,8 %.

В результате проведения предварительной десорбции меди массовое соотношение Cu:Au в угле снизилось с 12 до 1,2, что является вполне

удовлетворительным результатом. Полученный элюат, содержащий $46,7 \text{ мг/дм}^3$ меди, может быть направлен в цикл цианирования.



Примечания: элюент – раствор NaCN 8 г/дм^3 , температура – $23 \text{ }^\circ\text{C}$

Рисунок 6.3 – Кривые «холодного» элюирования меди из насыщенного угля

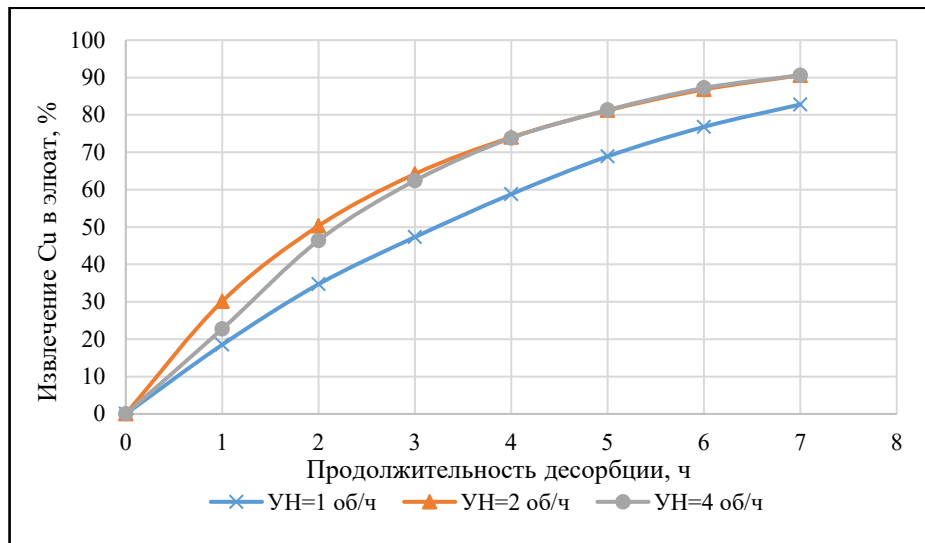
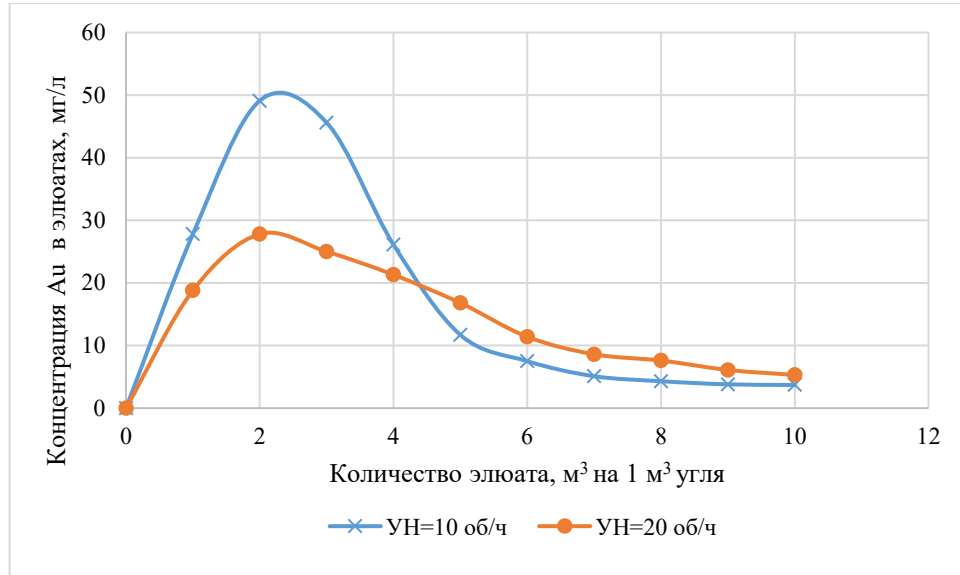


Рисунок 6.4 – Кривые извлечения меди в раствор при «холодной» десорбции в зависимости от продолжительности элюирования и удельной нагрузки

Далее на предварительно обезмеженном угле ($\text{Cu} - 0,36 \text{ мг/г}$) было проведено 2 опыта по автоклавно-щелочной десорбции золота при температуре $165-175 \text{ }^\circ\text{C}$, давлении – $0,8 \text{ Мпа}$, концентрации $\text{NaOH} - 5 \text{ г/дм}^3$ и продолжительности $0,5-1 \text{ ч}$.

Опыт №1 проведен при $УН=10 \text{ ч}^{-1}$ в течение 1 ч, в опыте №2 предпринята попытка сократить продолжительность десорбции в 2 раза при том же объеме элюатов ($УН=20 \text{ ч}^{-1}$). Результаты опытов приведены на рисунках 6.5 и 6.6.



Примечания: элюент – раствор NaOH 5 г/дм³, температура – 165-175 °С, давление – 0,8 МПа

Рисунок 6.5 – Кривые автоклавно-щелочной десорбции золота из обезмеженного золотосодержащего угля

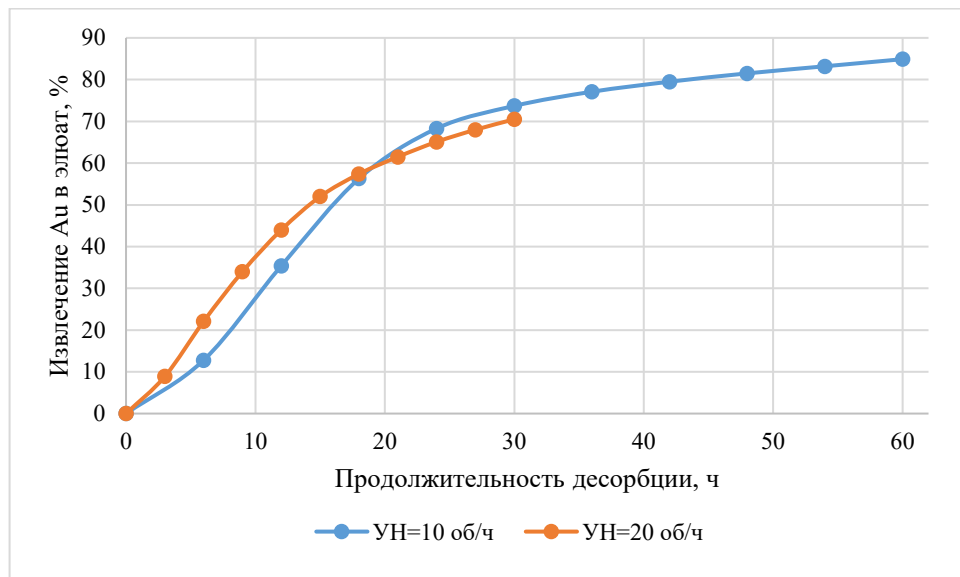


Рисунок 6.6 – Зависимость извлечения золота в элюат от продолжительности автоклавно-щелочной десорбции

Оптимальные условия десорбции золота из насыщенного угля характеризуются $УН=10 \text{ ч}^{-1}$ и продолжительностью 1 ч. В этих условиях

обеспечивается извлечение золота на уровне 84,9 % при удовлетворительном остаточном содержании – 0,041–0,053 мг/г.

Двукратное сокращение продолжительности десорбции при том же объёме элюатов приводит к снижению извлечения до 70,4 % и повышению остаточного содержания до 0,091–0,095 мг/г, что является неприемлемым.

6.2.2 Вторичное концентрирование и электролитическое осаждение золота

Исходя из практики золотоизвлекающих предприятий, на прямое электролитическое осаждение рекомендуется направлять растворы с концентрацией золота более 100 мг/дм³. При меньших концентрациях металла эффективность электролиза существенно снижается и целесообразным становится вторичное концентрирование золота.

Этот процесс заключается в обезметаллировании первичных элюатов методом угольной сорбции с получением вторичного богатого угля с содержанием золота на порядок больше, чем в исходном первичном угле. При последующей переработке богатого угля образуются богатые элюаты, которые уже могут быть направлены на электролиз.

В результате первичной десорбции были получены элюаты со средней концентрацией золота 17,8 мг/дм³ при пиковой концентрации в отдельных фракциях ~ 50 мг/дм³, поэтому все фракции первичных элюатов подвергали операции вторичного концентрирования с использованием регенерированного угля. Концентрация меди составляла 21,9 мг/дм³. Продолжительность процесса составила 25 часов.

Получен богатый уголь с содержанием золота – 3,12 мг/г, что соответствует операционному извлечению – 90,6 %. Средняя концентрация золота в обезметалленном растворе составила 1,67 мг/дм³. Обеззолоченные элюаты могут быть частично использованы для повторных циклов десорбции,

также для донасыщения золотом первичного угля или сброшены в основной процесс цианирования.

Полученный богатый уголь подвергли автоклавно-щелочной десорбции при $УН=10 \text{ ч}^{-1}$. Продолжительность процесса увеличена до 1,5 ч. Результаты представлены на рисунке 6.7. Средняя концентрация золота в элюатах составила 132 мг/дм^3 , пиковая – 287 мг/дм^3 , степень десорбции металла – $92,9 \%$, концентрация меди – $42,9 \text{ мг/дм}^3$. Учитывая повышенное остаточное содержание металла $0,22 \text{ мг/г}$, полученный регенерированный уголь рекомендуется использовать в новых циклах вторичного концентрирования и не смешивать с первичным регенерированным углем, направляемым в процесс цианирования хвостов обогащения II.

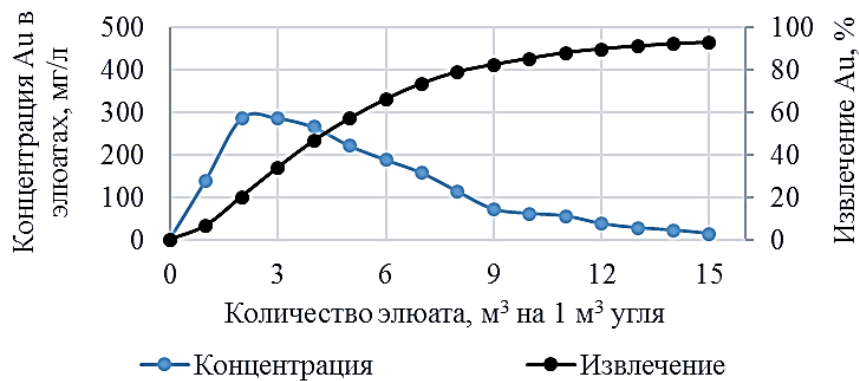


Рисунок 6.7– Кривые элюирования и извлечения золота из богатого угля, полученного при вторичном концентрировании

Богатые элюаты были подвергнуты электроосаждению золота в статических условиях в лабораторном электролизёре с плоскопараллельными нержавеющей стальными катодами в следующем режиме: плотность тока 25 А/м^2 при напряжении $3,5 \text{ В}$. Результаты опыта, приведённые на рисунке 6.8, показывают, что за $45\text{--}60$ минут достигается удовлетворительная степень обеззолачивания раствора $95,6\text{--}97,0 \%$ при остаточной концентрации золота $3,9\text{--}5,8 \text{ мг/дм}^3$.

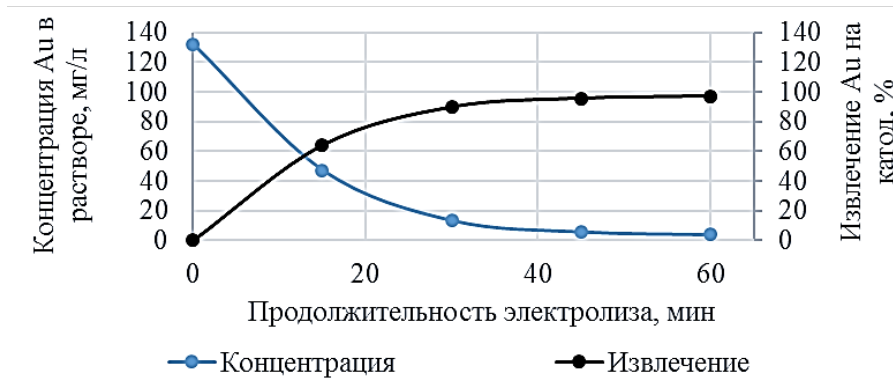


Рисунок 6.8 – Динамика электроосаждения золота из богатых вторичных элюатов

Концентрация меди в растворе после электролиза составила $2,6 \text{ мг/дм}^3$, расчётное массовое соотношение $\text{Cu}:\text{Au}$ в конечном катодном осадке – $0,3$. Это является удовлетворительным результатом, позволяющем ожидать, что при плавке катодных осадков будут получены слитки лигатурного золота в соответствии с ТУ–117-2-7-75.

6.3 Выводы к главе 6

1. Опытно-промышленные испытания (ОПИ), проведённые на пробе массой 67 т ($\text{Au} - 1,35 \text{ г/т}$), показали, что оптимальная технология цианирования текущих хвостов обогащения II характеризуется следующими параметрами и показателями:

- отношение Ж:Т – 1:1
- предварительная известково-воздушная обработка при $\text{pH} \sim 11,0-11,5$ в течение 2 ч;
- расход $\text{CaO} - 3,6 \text{ кг/т}$;
- расход NaCN (100 %) – 135 г/т , концентрация $\text{NaCN} - 10-30 \text{ мг/дм}^3$;
- продолжительность цианирования – 12 ч, в том числе предварительного – 4 ч, сорбционного – 8 ч;
- ёмкость насыщенного угля по золоту – $0,30 \text{ мг/г}$, по меди – $3,7 \text{ мг/г}$;
- извлечение золота на сорбент – $31,9 \%$ или $0,43 \text{ г/т}$.

По извлечению золота результаты ОПИ согласуются с данными лабораторных исследований и укрупненно-лабораторных испытаний.

2. Положительным результатом проведения ОПИ является снижение расхода NaCN до величины 135 г/т, в сравнении с аналогичным показателем, полученным для лежалых хвостов (0,3 кг/т), что, вероятно, связано с различиями вещественного состава текущих и лежалых хвостов. Кроме того реализация режима цианирования при расходе растворителя 0,135 кг/т позволяет повысить селективность растворения золота из хвостов флотации, при минимальной концентрации меди в растворе. Единственной стабильной примесью, возникающей в процессе цианирования, являются тиоцианаты (роданиды) при концентрации $\sim 50 \text{ мг/дм}^3$.

4. Для переработки насыщенного угля рекомендована технология, включающая предварительное обезмеживание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электроосаждение золота.

ГЛАВА 7. РЕКОМЕНДУЕМАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБГАЩЕНИЯ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАНИЗКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЦИАНИДА НАТРИЯ И ТЕХНИКО- ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

На основании результатов проведенных технологических исследований рекомендована принципиальная схема извлечения золота из хвостов обогащения II на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия (рисунок 7.1), которая включает следующие основные операции: отмывку от растворенных цветных металлов и нейтрализацию кислых растворов (для лежалых хвостов), известково-воздушную обработку и цианирование с применением активного угля, предварительную десорбцию меди из фазы насыщенного сорбента, десорбцию золота, вторичное концентрирование, электролитическое осаждение золота из щелочных элюатов, плавку катодных осадков. Хвосты цианирования подвергают противоточной декантационной отмывке с хлорированием промвод, обезвреженные хвосты направляют на спецскладирование. Товарной продукцией являются слитки золота лигатурного, соответствующего ТУ 117-2-7-75 (сплав Доре).

При переработке текущих хвостов обогащения из схемы исключаются операции водной отмывки от растворенных цветных металлов и нейтрализации кислых растворов известняком, так как текущие хвосты имеют рН 10–11.

Особенностью предлагаемой технологии является использование ультранизких концентраций цианида натрия (10-30 мг/дм³) в процессе цианирования хвостов обогащения II, что позволит существенно сократить расход цианида натрия и гипохлорита кальция, а также повысить селективность выщелачивания золота путем снижения концентрации меди в растворе.

Для переработки насыщенного угля рекомендована технология, включающая предварительное обезмеживание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электроосаждение золота. Введение операции вторичного концентрирования угля позволит получить вторичный богатый уголь с содержанием золота на порядок больше, чем в исходном первичном угле, при дальнейшей переработке которого могут быть получены богатые элюаты, пригодные для дальнейшего электроосаждения золота.

По результатам укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний рекомендуемые технологические схемы переработки текущих и лежалых хвостов обогащения II обеспечивают получение технологических показателей, которые представлены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Основные технологические показатели переработки хвостов обогащения II

Показатель	Текущие хвосты	Лежалые хвосты
Содержание в исходных хвостах обогащения, % (г/т):		
Au	1,35	1,24
Ag	14,8	15,7
Cu	0,12	0,13
Zn	0,30	0,23
Fe	22,98	29,03
Содержание золота в хвостах сорбции, г/т	0,91	0,84
Концентрация золота в жидкой фазе хвостов сорбции, мг/дм ³	< 0,01	< 0,01
Количество извлекаемого золота, г/т	0,43	0,39
Извлечение золота на сорбент (с учетом технологических потерь), %	31,9	31,5
Извлечение золота в катодный металл, %	97,0	97,0
Расход реагентов, кг/т		
Флокулянт	0,04	0,05
CaCO ₃	-	23
CaO	3,6	9
NaCN	0,135	0,3
Активный уголь	0,1	0,1
HCl (техн. 30-35 %)	0,05	0,05
NaOH	0,05	0,05
Ca(ClO) ₂ (по «а.х.»)	1,2	1,2

Предлагаемая технология переработки хвостов обогащения II с содержанием золота 1,24–1,35 г/т, основанная на применении ультранизких концентраций цианида натрия, обеспечивает извлечение золота из указанного сырья на уровне 31,5–31,9 % при содержании металла в хвостах сорбции 0,84–0,91 г/т. Ведение процесса цианирования при концентрации NaCN 10–30 мг/дм³ позволило снизить расход цианида натрия до 0,135–0,30 кг/т и гипохлорита кальция до 1,2 кг/т.

Полученные показатели переработки хвостов обогащения II легли в основу технико-экономического расчета для предприятия с производительностью 1500000 т/год. Исходные данные, расчет капитальных и эксплуатационных затрат приведен в приложении В, сводные технико-экономические показатели – в таблице 7.2.

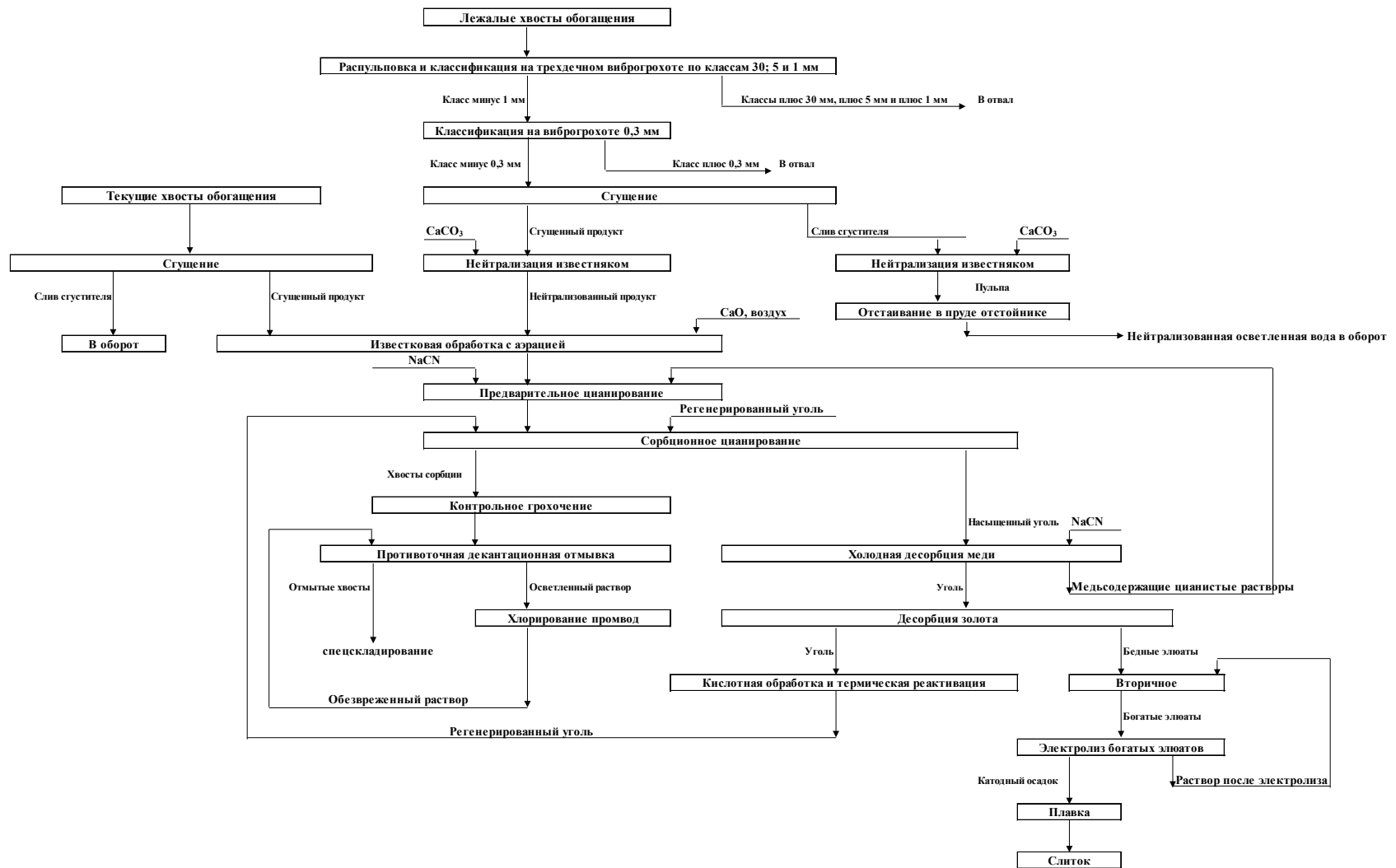


Рисунок 7.1 – Принципиальная схема переработки хвостов обогащения

Таблица 7.2 – Расчётные технико-экономические показатели участка переработки хвостов обогащения II

Показатель		Значение	
		Текущие хвосты	Лежалые хвосты
Производительность участка по хвостам ОФ, т/год		1500000	
Содержание золота в хвостах ОФ, г/т		1,35	1,24
Извлечение золота в сплав Доре	%	31,9	31,5
	кг/год	645,98	585,90
Цена золота, руб./г		3900	
Стоимость золота в сплаве Доре, млн. руб./год		2519,30	2285,01
Расходы на аффинаж, млн. руб./год		75,58	68,55
Доход от реализации сплава Доре, млн. руб./год		2443,72	2216,46
Эксплуатационные расходы, в т.ч. амортизация, млн. руб./год		1216,09	1675,11
Условная прибыль, млн. руб./год		1227,64	541,35
Налог на прибыль (20 %), млн. руб./год		245,53	108,27
Условная чистая прибыль, млн. руб./год		982,11	433,08
Условный чистый денежный поток от операционной деятельности*, млн. руб./год		1138,24	599,11
Капитальные вложения, млн. руб.		1561,326	1660,308
Условный NPV (15 %, 5 лет), млн. руб.		2826,6	649,3
Себестоимость золота, руб./г		1882,56	2859,03
Условный срок окупаемости, лет		1,37	2,77
Рентабельность производства (отношение чистой прибыли к эксплуатационным затратам), %		80,76	25,85

Примечания: Курс доллара США, руб./USD – 91,2

* Условная чистая прибыль + амортизационные отчисления

Укрупненный технико-экономический расчет показал, что технология переработки хвостов обогащения II с применением ультранизких концентраций цианида натрия является экономически привлекательной. Условный чистый денежный поток от операционной деятельности составил для текущих и лежалых хвостов, соответственно 1138,24 и 599,11 млн. руб./год, рентабельность – 80,76 и 25,85 %, срок окупаемости 1,37 и 2,77 лет.

Учитывая, что при переработке полиметаллических (медно-цинковых) руд извлечение золота в кондиционный медный и цинковый концентрат находится на

уровне 15-25 %, введение в схему процесса цианирования хвостов флотации позволит дополнительно извлечь 30-31 % золота, тем самым повысить сквозное извлечение благородного металла до 48–50 %, что является приемлемым показателем при переработке полиметаллических руд.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа посвящена исследованию процесса и разработке технологии извлечения золота из техногенного сырья на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия. Актуальность проблемы связана с истощением запасов первичных ресурсов рудного сырья, что определяет необходимость вовлечения в переработку техногенных отходов производства, образующихся в результате функционирования горнодобывающих предприятий. Согласно запасам и содержанию черных, цветных и благородных металлов перспективными техногенными объектами, являются огарки сернокислотного производства (более 25 млн. т), а также хвосты обогащения полиметаллических руд (более 150 млн. т). По содержанию благородных (0,7–3,0 г/т Au, 5,0–25,0 г/т Ag), черных (20–50 % Fe), цветных металлов (0,15–0,5 % Cu, 0,3–0,8 % Zn) указанные продукты представляют собой комплексное минеральное сырье.

По литературным данным для переработки техногенных отходов испытаны различные варианты технологических схем, основанных на применении процессов обогащения, пиро-гидрометаллургии, а также комбинированных способов.

Из числа рассмотренных вариантов в настоящее время наиболее рациональной представляется цианистая технология, широко используемая на золотоизвлекательных предприятиях как в Российской Федерации, так и зарубежом. Однако, при переработке исследуемых продуктов этот процесс характеризуется значительным расходом NaCN (2–4 кг/т) вследствие присутствия в исходном сырье минералов меди, цинка и т.д., что делает технологию нерентабельной.

Известно также, что цианирование золотомедного сырья можно проводить при пониженных концентрациях растворителя (100–200 мг/дм³), обеспечивающих снижение расхода NaCN до 0,75–1,4 кг/т.

Основываясь на данном факте, научный и практический интерес представляет разработка гидрометаллургической технологии переработки техногенного сырья с использованием в качестве растворителя ценных компонентов растворов с ультранизкой концентрацией NaCN (5–100 мг/дм³), что позволит существенно сократить расход цианистого натрия.

Основные итоги выполненных теоретических и экспериментальных исследований могут быть сформулированы в виде следующих основных выводов:

1. Впервые с использованием метода вращающегося диска установлены кинетические закономерности растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($0,6-1,02 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³). Показано, что скорость растворения золота характеризуется смешанным типом кинетики: при скорости вращения диска до 15,7 рад/с процесс лимитируется диффузией, более 15,7 рад/с процесс переходит в кинетическую область. Медь же в исследуемом интервале скоростей вращения диска растворяется в диффузионном режиме. Данный факт подтверждается рассчитанными значениями энергии активации: для диффузионного режима она соответственно равна – 18,3 кДж/моль (для золота) и 17,0 кДж/моль (для меди). В кинетическом режиме значение экспериментальной энергии активации для золота составило – 42,4 кДж/моль;

Определены константы скорости растворения металлов. Для золота в диффузионном режиме константа скорости составила $0,334 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}·рад^{-1/2}, для меди – $0,496 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2}·рад^{-1/2}, в кинетическом режиме для золота – $0,919 \cdot 10^{-6}$ дм³·см⁻²·с^{-1/2};

2. Результаты опытов по растворению медных минералов в цианистых растворах, выполненных с применением метода «порошков», показали, что степень растворения сульфидных и окисленных минералов меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($0,6-1,02 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) существенно меньше (в 3–10 раз), чем в растворах с концентрацией NaCN $20,4 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. Отмечено, что дробная подача цианида натрия в процесс выщелачивания, обеспечивающая концентрацию NaCN в растворе 10–30 мг/дм³ снижает скорость растворения меди на 10–30 % в сравнении с разовой загрузкой, что является положительным эффектом при цианировании золотомедного сырья, обеспечивая тем самым повышение селективности извлечения золота;

3. Установлено, что цианирование техногенного сырья можно проводить при ультранизких концентрациях (на уровне 50,0 мг/дм³) и расходах NaCN (менее

0,5 кг/т) практически без снижения показателей извлечения золота, которое для пиритных огарков находилось на уровне 42,8 % (расход NaCN – 0,15 кг/т), для хвостов обогащения I и II – 44,4 % (расход NaCN – 0,5 кг/т) и 33,6 % (расход NaCN – 0,3 кг/т), что практически соответствует данным рационального анализа;

Учитывая значительные запасы сырья, в качестве объекта для разработки гидрометаллургической технологии извлечения золота, основанной на применении ультранизких концентраций NaCN, были выбраны хвосты обогащения II, получаемые в цикле флотации полиметаллических руд одного из предприятий Российской Федерации. Основную ценность в исследуемом продукте составляет золото (72,0 %), стоимость остальных компонентов – 28,0 % (в том числе Cu – 9,9 %, Zn – 6,9 %, Ag – 11,2 %);

4. Для извлечения золота из лежалых хвостов обогащения II разработана технология, включающая предварительную водную и известковую обработки с последующим цианированием по варианту СІР-процесса. Определены оптимальные параметры для каждой операции;

Экспериментально установлено, что цианирование хвостов флотационного обогащения после их предварительной гидрометаллургической подготовки (при расходе CaCO₃ – 19 кг/т и CaO – 9 кг/т) обеспечивает извлечение золота на уровне 32,0–33,6 % (из продуктов исходной крупности) и 41,5–44,7 % (из хвостов доизмельченных до 90 % класса минус 30 мкм) при расходе NaCN 0,3 и 0,8 кг/т соответственно (концентрация NaCN в растворе 30 мг/дм³);

5. В укрупненно-лабораторном масштабе в непрерывном режиме испытано два варианта цианистой переработки лежалых хвостов: при исходной крупности (75 % класса минус 0,071 мм) и после бисерного помола (90 % класса 30 мкм). Испытания подтвердили результаты лабораторных исследований, полученные при разработке технологии переработки хвостов обогащения II: извлечение золота из хвостов исходной крупности составило 31,5 %, из хвостов, измельченных до 30 мкм – 42,0 %;

Однако, вариант с предварительным бисерным измельчением хвостов обогащения на данном этапе представляется экономически нецелесообразным, в

виду высокого расхода цианида натрия (0,6 кг/т против 0,3 кг/т) и активного хлора на обезвреживание (5,6 кг/т против 1,2 кг/т). При этом доизвлеченное золото (0,13 г/т) не окупит дополнительных затрат;

6. Кроме лежалых хвостов обогащения, на предприятии имеются текущие хвосты, получаемые при флотации медно-цинковых руд. С целью проверки и отработки в опытно-промышленном масштабе технологии цианирования текущих хвостов обогащения II проведены опытно-промышленные испытания на пробе массой 67 т;

Положительным результатом проведения ОПИ является снижение расхода NaCN до величины 135 г/т (в сравнении с аналогичной величиной, полученной для лежалых хвостов – 0,30 кг/т), что, вероятно, связано с более низким содержанием окисленных форм железа в текущих хвостах. При этом осуществление процесса цианирования при ультранизких концентрациях NaCN (10–30 мг/дм³) повышает селективность растворения золота при минимальной концентрации меди в растворе (не более 10 мг/дм³). Извлечение золота на сорбент составило 31,9 %;

7. В результате проведения ОПИ получен насыщенный уголь с содержанием золота 0,3 мг/г и меди 3,7 мг/г, для переработки которого рекомендована технология, включающая предварительное обезвреживание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электролитическое осаждение золота;

8. По результатам комплекса проведенных технологических исследований рекомендована технологическая схема извлечения золота из лежалых и текущих хвостов обогащения на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия, которая включает следующие основные операции: отмывку от растворенных цветных металлов и нейтрализацию кислых растворов (для лежалых хвостов), известково-воздушную обработку и цианирование с применением активного угля, предварительную десорбцию меди из фазы насыщенного сорбента, десорбцию золота, вторичное концентрирование, электролитическое осаждение золота из щелочных элюатов, плавку катодных

осадков. Хвосты цианирования подвергают противоточной декантационной отмывке с хлорированием промвод, обезвреженные хвосты направляют на спецскладирование. Товарной продукцией являются слитки золота лигатурного, соответствующие ТУ 117-2-7-75 (сплав Доре);

Предлагаемая технология обеспечивает извлечение золота из указанного сырья на уровне 31,5–31,9 % при содержании металла в хвостах сорбции 0,84–0,91 г/т. Особенностью процесса цианирования является применение растворов с концентрацией NaCN 10–30 мг/дм³, что позволило снизить расход цианида натрия до 0,135–0,30 кг/т и гипохлорита кальция до 1,2 кг/т;

9. На основании результатов укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний выполнен укрупненный технико-экономический расчет разработанной технологии переработки хвостов обогащения, который показал ее перспективность. Условный чистый денежный поток от операционной деятельности составил для текущих и лежалых хвостов, соответственно 1138,24 и 599,11 млн. руб./год, рентабельность – 80,76 и 25,85 %, срок окупаемости 1,37 и 2,77 лет;

10. Учитывая, что при переработке полиметаллических (медно-цинковых) руд извлечение золота в кондиционный медный и цинковый концентрат находится на уровне 15-25 %, введение в схему процесса цианирования хвостов флотации позволит дополнительно извлечь 30-31 % золота, тем самым повысить сквозное извлечение благородного металла до 48–50 %, что является приемлемым показателем при переработке полиметаллических руд;

Результаты исследований, полученные при выполнении диссертационной работы, и вытекающие из них практические выводы могут представлять интерес для извлечения ценных компонентов из отходов горно-металлургического производства других подотраслей цветной металлургии, а также медистых золотосодержащих руд.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иванников, С.И. Комплексный подход к извлечению золота из техногенных объектов золотодобычи Дальнего Востока России / С.И. Иванников, Д.Г. Эпов, Г.Ф. Крысенко, М.А. Медков, С.Ю. Братская, А.А. Юдаков // Вестник ОНЗ РАН. – 2013. – № 5. – С. 1–8.
2. Волынкина, Е.П. Анализ состояния проблем переработки техногенных отходов в России / Е.П. Волынкина // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. Экология и рациональное природопользование. – 2017. – № 2 (20). – С. 45–58.
3. Рыльникова, М.В. Исследование технологических свойств техногенных объектов медно-колчеданных месторождений / М.В. Рыльникова, Е.А. Горбатова, Е.А. Емельяненко // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 6. – С. 148–156.
4. Aylmore, M.G. Evaluating process options for treating some refractory ores / M.G. Aylmore, A. Jaffer // Materials Gold Conference (ALTA 2012). – 2012. – P. 249–288
5. Syed, S. Recovery of gold from secondary sources / S. Syed // Hydrometallurgy. – 2012. – Vol. 115. – P. 31–51.
6. Полькин, В.Н. Утилизация хвостов обогащения в ОАО «Гайский ГОК» / В.Н. Полькин, С.М. Кубрин // Горный журнал. – 2009. – № 4 – С. 33–36.
7. Василькова, А.О. Анализ современного состояния способов переработки техногенного сырья / А.О. Василькова, Н.В. Васильков, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2021. – Т. 25. – № 1. – С. 887–895.
8. Birich, A. Kinetic investigation and dissolution behavior of cyanide alternative gold leaching reagents / A. Birich, S. Stopic, B. Friedrich // Scientific reports. – 2019. – Vol. 9. – P. 7091–7101.

9. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. ИТС 23-2017. Добыча и обогащение руд цветных металлов. – Введ. 2018-06-01. – Москва: Бюро НДТ, 2017. – 335 с.
10. Федоров, С.А. Обзор техногенных и вторичных золотосодержащих отходов и способов извлечения из них золота / С.А. Федоров, А.М. Амдур, А.Н. Малышев, П.Ф. Каримова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 11. – С. 346–365.
11. Бодуэн, А.Я. Извлечение благородных и цветных металлов из техногенного сырья Норильского промышленного региона: практика и исследования / А.Я. Бодуэн, Г.В. Петров, И.И. Мардарь, Б.С. Иванов // Успехи современного естествознания. – 2013. – № 3. – С. 143–145.
12. Шалгымбаев, С.Т. Технологии Казмеханобра в области переработки бедных золотосодержащих руд и техногенного сырья / С.Т. Шалгымбаев, Л.С. Болотова, Б.Н. Сурымбаев // Цветные металлы. – 2021. – № 9. – С. 38–45.
13. Евдокимов, А.В. Разработка технологии извлечения золота из техногенного сырья / А.В. Евдокимов, А.Ю. Коблов, О.Д. Хмельницкая // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья «Плаксинские чтения-2013»: сб. материалов (г. Томск, 16–19 сентября 2013 г.). – Томск, 2013 – С. 398–397.
14. Джаппуев, Р.К. Извлечение золота из техногенного сырья: практика АО «ЮГК» / Р.К. Джаппуев, А.В. Соглаев, К.Н. Залевская, Д.Н. Радченко // Известия Тульского государственного университета. – 2020. – № 4. – С. 340–350.
15. URL: <http://rareearth.ru/ru/pub/20140411/01528.html> (дата обращения: 20.10.2021)
16. Никонов, В.Я. Гидрометаллургическая переработка пиритных огарков / В.Я. Никонов // Сборник трудов Московского вечернего металлургического института. – 1957. – № 4 – С. 70–76.

17. Суrowая, В.Э. Переработка отходов производства серной кислоты / В.Э. Суrowая, К.Н. Кравченко // Вестник Томского государственного университета. – 2017. – № 9. – С. 27–34.
18. Богданов, С.В. Организационно-правовые и экономические аспекты утилизации техногенного железосодержащего сырья / С.В. Богданов, С.И. Гришаев // Электротехнология. – 2022. – № 3. – С. 28–39.
19. Игин, В.В. Производство серной кислоты в Российской Федерации и перспективные направления его развития / В.В. Игин // Труды института удобрений и инсектофунгицидов имени Я. В. Самойлова: к 100-летию основания института – 2019. – Т.1. – С. 155–168
20. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. ИТС 2-2019. Производство аммиака, минеральных удобрений и неорганических кислот. – Введ. 2020-03-01. – Москва: Бюро НДТ, 2019 – 836 с.
21. Margaeva, S.A. Exergy analysis of processing SO₂ containing gases in metallurgy into sulphuric acid and sulphur / S.A. Margaeva, G. O. Patronov, A. S. Lenchev // Journal of Mining and Metallurgy Section B Metallurgy, Vol. 36, Iss 2. – 2000. – P. 77–92.
22. Береговский, В.И. Комплексное использование пиритных огарков / В.И. Береговский, Р.В. Брегман. – М. : Металлургиздат, 1963. – 72 с.
23. Технологическая оценка минерального сырья. Требования к рудам и концентратам. С.1. Металлическое минеральное сырье. Справочник. – М. : ВИМС. – 1997. – 41 с.
24. Аминов, Ш.Х. Использование пиритного огарка в качестве минерального наполнителя в асфальтобетонах / Ш.Х. Аминов, И.Б. Струговец, Г.Т. Ханнанова, И.В. Недосеко, В.В. Бабков // Строительные материалы – 2007. – № 9. – С. 40–41.
25. Жанедил, Ш.Ж. Один из путей утилизации конверторного шлака в производстве цемента / Ш.Ж. Жанедил, Т.М. Худякова // Научные труды Южно-

Казахстанского государственного университета им. М. Ауезова. – 2020. – Т. 1. – № 53. – С. 14–17.

26. Василькова, А.О. Анализ современного состояния способов переработки техногенного сырья / А.О. Василькова, Н.В. Васильков, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2021. – Т. 25. – № 1. – С. 887–895.

27. Кусков, В.Б. О возможности применения бактериальных методов в процессах переработки минерального и техногенного сырья / В.Б. Кусков, Я.В. Кускова, А.С. Сидорович // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2019. – № 1(131). – С. 36–43.

28. Khmel'nitskaya, O.D. A complex technology of pyrite cinder processing / O.D. Khmel'nitskaya, M. Yu. Komlev, V.M. Mullov, O.V. Lanchakova, A.I. Anayko // Materials XXIV International mineral processing congress. – 2008. – Vol. 3. – P. 3984–3991.

29. Сидоренко, Г.Г. Методы исследования технологии комплексной переработки руд / Г.Г. Сидоренко, Ж.С. Никитина. – М. : АН СССР. Институт проблем комплексного освоения недр, 1991. – 98 с.

30. Левченко, Г.Н. Флотационное обогащение Кировградских пиритных огарков / Г.Н. Левченко, М.Ю. Киселев, К.Л. Тимофеев, Р.С. Воинков, С.А. Краюхин // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVI Национальной научно-технической конференции, проводимой в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады (г. Екатеринбург, 26–27 мая 2021 г.). – Екатеринбург, 2021. – С. 173–177.

31. Пат. № 2149706, Российская Федерация, В03Д 1/00; В03В 1/02. Способ обогащения минерального сырья / А.А. Быков, Г.И. Аржанников; заявитель и патентообладатель: А.А. Быков, Г.И. Аржанников. № 98121997/03; заявл. 27.10.1995; опубл. 20.11.1997.

32. Дементьев, В.Е. Разработки АО «Иргиредмет» по извлечению ценных компонентов из техногенного сырья / В.Е. Дементьев, Г.И. Войлошников,

Ю.О. Федоров // Известия Тульского государственного технического университета. Науки о Земле – 2020. – № 4. – С.418–427.

33. Важникова, Е.А. Переработка пиритного огарка, образующегося в производстве серной кислоты / Е.А. Важникова, Н.Ф. Тарчигина // Наука сегодня. История и современность: материалы международной научно-практической конференции (г. Вологда 30 октября 2019 г.). – Вологда, 2019 – С. 5–6

34. Лейзерович, Г.Я. О перспективном технологическом процессе комплексной переработки полиметаллического сырья тяжелых цветных металлов / Г.Я. Лейзерович, М.С. Зак // Цветные металлы. – 1973. – № 10. – С. 4–7.

35. Резник, И.Д. Термодинамический анализ процесса хлоридовозгонки Pb, Zn, Cu, Ag, Au, Fe / И.Д. Резник, В.С. Сорокина // Цветные металлы. – 1968. – № 8. – С. 34–38

36. Резник, И.Д. Полупромышленные испытания хлоридовозгонки окатышей из пиритных огарков с улавливанием хлоридов цветных металлов / И.Д. Резник, И.И. Забережный, В.И. Смола // Цветные металлы. – 1969. – № 4. – С. 45–51.

37. Добросельская, Н.П. Комплексная переработка пиритных огарков на новых японских заводах «Осяяма» и «Амагасаки» / Н.П. Добросельская, Е.А. Новикова, Г.Р. Певзнер // Цветная металлургия. – 1972. – № 22 – С.34–37.

38. Проведение исследований по оценке целесообразности переработки огарков техногенного месторождения «Кировградские пиритные огарки» методом агитационного цианирования и методом хлоридовозгонки: Отчет о НИР / Иргиредмет; Руководитель М.Ю. Комлев, Иркутск – 2021, 139 с.

39. Проведение исследований по оценке целесообразности переработки огарков техногенного месторождения «Кировградские пиритные огарки» методом агитационного цианирования и методом хлоридовозгонки: Укрупненный технико-экономический расчет / Иргиредмет; Руководитель М.Ю. Комлев, Иркутск – 2020, 49 с.

40. Макаров, А.Б. Морфология, химический состав и возможные технологии переработки пиритных огарков (на примере отвалов Кировградского

медеплавильного комбината) / А.Б. Макаров, М.С. Глухов, М.А. Панышин, Г.Г. Хасанова // Вестник Уральского отделения Российского минералогического общества. – 2020. – № 17. – С. 66–70.

41. Переработка техногенных отходов производства серной кислоты (пиритных огарков): информационная записка / ОАО «Редкие металлы Сибири», Чита – 2013, 15 с.

42. Пат. 2716440, Российская Федерация, С22В 3/10; С22В 7/00. Способ переработки пиритных огарков / К.Е. Галеру, А.В. Алексеев, С.Н. Першин, Г.Е. Курдюмов; заявитель и патентообладатель: публичное акционерное общество «Северсталь» (ПАО «Северсталь») № 2019135123; заявл. 31.10.2019; опубл. 12.03.2020. Бюл. № 8.

43. Пат. 2034062, Российская Федерация, С22В 11/00; С22В 11/08. Способ извлечения благородных металлов из пиритных огарков / И.П. Смирнов, Л.И. Водолазов, Г.Ф. Иванов, Г.И. Москвичева, Ю.А. Меньшиков, М.А. Жиличев, Н.В. Гриценко, В.И. Ясенков, Т.Д. Чухлебова, Е.М. Шкляр, А.П. Яковлев, Я.В. Штоллер, В.Ф. Блюденев, В.А. Нерпов, В.Ф. Девбилов: заявитель и патентообладатель: Всероссийский научно-исследовательский институт химической технологии № 5040554/02; заявл. 29.04.1992; опубл. 30.04.1995.

44. Лодейщиков, В.В. Золотоизвлекающие фабрики мира. Аналитический обзор. Т.1 / В.В. Лодейщиков. – Иркутск, 2005. – 221 с.

45. Лодейщиков В.В. Золотоизвлекающие фабрики мира. Аналитический обзор. Т.2. / В.В. Лодейщиков. – Иркутск, 2005. – 447 с.

46. Котляр, Ю.А. Metallургия благородных металлов (в 2-х томах) / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. – М. : Издательский дом «Руда и металлы», 2005. – 823 с.

47. Меретуков, М.А. Metallургия благородных металлов (зарубежный опыт) / Меретуков М.А., Орлов А.М. – М. : Metallургия, 1991. – 413 с.

48. Межогских, В.В. Технологические схемы переработки пиритных огарков с кондиционированием получаемых железосодержащих кеков / В.В.

Межогских, С.А. Краюхин, Р.С. Воинков, К.Л. Тимофеев, В.А. Шунин, В.Н. Новокшанова // Современные технологии производства цветных металлов: материалы Международной научной конференции, посвященной 80-летию С. С. Набойченко (г. Екатеринбург, 24 марта 2022 г.). – Екатеринбург, 2022. – С. 137–144.

49. Зубков, А.А. Переработка пиритных огарков / А.А. Зубков, З.М. Шуленана // IV Конгресс обогатителей стран СНГ: материалы конгресса (г. Москва, 19–21 марта 2003 г.). – Москва, 2003. – С. 95–97.

50. Перепелкина, А.О. Комплексная переработка пиритных огарков / А.О. Перепелкина, Т.С. Минеева // Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов: материалы VII Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, посвященной 55-летию кафедры автоматизации производственных процессов (г. Иркутск, 19–20 апреля 2017 г.). – Иркутск, 2017. – С. 67–69.

51. Пат. 2397260, Российская Федерация, С 22 В 11/00, С 22 В 3/18. Способ глубокой переработки пиритных огарков / И.Х. Мухаметшин, И.Б. Фадина, А.Б. Живаева, Т.В. Башлыкова; заявитель и патентообладатель: И.Х. Мухаметшин, И.Б. Фадина, А.Б. Живаева, Т.В. Башлыкова № 2009108888/02; заявл. 10.03.2009; опубл. 20.08.2010. Бюл. № 8.

52. Чантурия, В.А. Технологии обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова. – М. : Наука, 2016. – 387 с.

53. Adama, M.D. Chemistry and mineralogy of gold-copper and copper-gold ore processing / M.D. Adama // Processing of Gold-Copper and Copper-Gold Ore. – 1999. P. 17–40.

54. Зверева, Н.В. Технологическая возможность повышения комплексности использования золотосодержащих полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения / Н.В. Зверева, В.П. Мязин, И.В. Костромина // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2022. – № 6. – С. 6–14.

55. Мамонов, С.В. Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения Уральского типа / С.В. Мамонов, С.В. Волкова, Н.Б. Чинова, А.С. Хисамова, А.С. Горайчук // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2023. – № 3. – С. 86–96.
56. Солехова, Г.Н. Технологические основы переработки золото-, медьсодержащих руд Тарорского месторождения / Г.Н. Солехова, Ш.Р. Сахимов // Вестник Таджикского национального университета. Серия естественных наук. – 2023. – № 1. – С. 289–302
57. Aylmore, M.G. Evaluating process options for treating some refractory ores / M.G. Aylmore, A. Jaffer // Materials Gold Conference (ALTA 2012). – 2012. – P. 249–288
58. Syed, S. Recovery of gold from secondary sources / S. Syed // Hydrometallurgy. – 2012. – Vol. 115. – P. 31–51.
59. Полькин, В.Н. Утилизация хвостов обогащения в ОАО «Гайский ГОК» / В.Н. Полькин, С.М. Кубрин // Горный журнал. – 2009. – № 4 – С. 33–36.
60. Бочаров, В.А. Технологии комплексной переработки упорных колчеданных руд и пиритных техногенных продуктов с извлечением цветных и редких металлов / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия, Т.И. Юшина // Цветные металлы. – 2016. – № 9 (885). – С. 16–21.
61. Бочаров, В.А. О выборе возможных способов комплексного использования техногенных пиритных хвостов в связи с их переработкой / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 10. – С. 92–98.
62. Ягудина, Ю.Р. Разработка и обоснование комбинированной технологии переработки теннантитсодержащих руд медно-колчеданных месторождений Урала: дис...канд. техн. наук: 25.00.13 / Ю.Р. Ягудина. – Магнитогорск, 2015. – 165 с.

63. Васильев, Е.А. Перспективы переработки лежалых хвостов обогащения ОАО «Гайский ГОК» / Е.А. Васильев, Г.Н. Рудой, А.Г. Савин // Цветные металлы. – 2014. – № 10. – С. 25–28.
64. Макаров, А.Б. Особенности строения глобулей пиритных огарков старого отвала Кировградского медеплавильного завода / А.Б. Макаров, М.С. Глухов, Г.Г. Хасанова, М.А. Панышин // Управление техносферой – 2021. – Т. 4. – № 3. – С. 231–239.
65. Kondrat'eva, T.F. Percolation bioleaching of cooper and zinc and gold recovery from flotation tailings of the sulfide complex ores of the Ural region Russia / T.F. Kondrat'eva, T.A. Pivovarova, A.G. Bulaev, V.S. Melamud, M.I. Muravyov, A.V. Usolcev, E.A. Vasil'ev // Hydrometallurgy. – 2012. – Vol. 111/112 – No 1. – P. 82–86.
66. Набойченко, С.С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Я.М. Шнеерсон, М.И. Калашников, Л.В. Чугаев. – Екатеринбург : ГОУ УГТУ-УПИ, 2009. Т.2. – 612 с.
67. Ангелов, В.А. Изучение особенностей вещественного состава хвостов обогащения медно-колчеданных руд Учалинской обогатительной фабрики / В.А. Ангелов, Е.И. Ангелова, К.А. Аверьянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 5. – С.362–368.
68. Алгебраистова, Н.К. Технология извлечения золота из золотосодержащего техногенного сырья / Н.К. Алгебраистова, П.Н. Самородский, Д.М. Колотушин, И.В. Прокопьев // Обогащение руд. – 2018. – № 1. – С. 33–36
69. Бочаров, В.А. Гравитационная технология выделения золота различной крупности из сульфидных руд и хвостов обогащения / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия // Разведка и переработка руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: материалы конференции (г. Екатеринбург, 18–21 марта 2002 г.). – Екатеринбург, 2002. – С. 28–35.
70. Богданович, А.В. Извлечение золота из лежалых хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд / А.В. Богданович, А.М. Васильев, Я.М. Шнеерсон, М.А. Плешков // Обогащение руд. – 2013. – № 5. – С. 38–44.

71. Медяник, Н.Л. Лежалые хвосты флотации медно-колчеданных руд извлечения золота и серебра: анализ ресурсного потенциала / Н.Л. Медяник, Е.В. Леонтьева, О.А. Мишурина, Э.Р. Муллина // Вестник ЗабГУ. – 2021. – № 6. – С. 31–39.
72. Бочаров, А.В. Основные направления решения проблем комплексной переработки пиритных хвостов флотации медно-цинковых руд / А.В. Бочаров, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия // Цветные металлы. – 2011. – № 12. – С. 20–26.
73. Борисков, Ф.Ф. Перспективы переработки пиритных хвостов / Ф.Ф. Борисков, Н.А. Филиппова, Л.О. Маканси // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 19. – С. 190–195
74. Енбаев, И.А. Переработка отвальных хвостов фабрик и нетрадиционного сырья с применением эффективных обогащительных процессов / И.А. Енбаев, Б.П. Руднев, А.А. Шамин. – М. : Недра, 1998. – 60 с.
75. Бочаров, В.А. Комплексная переработка пиритсодержащих хвостов флотации / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия, Л.С. Хачатурян // Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 68–71
76. Бывальцев, А.В. Разработка рациональной технологии извлечения золота из хвостов Учалинской обогащительной фабрики / А.В. Бывальцев, Р.Х. Шарипов, Е.А. Васильев, Г.Н. Рудой // Обогащение руд. – 2019. – № 5. – С. 46–51.
77. Бывальцев, А.В. Цианидная технология извлечения золота из хвостов Учалинской обогащительной фабрики / А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, В.Е. Дементьев, Р.Х. Шарипов, З.Р. Гибадуллин, Е.А. Васильев, А.Г. Савин, Г.Н. Рудой, С.С. Набойченко // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр» (г. Екатеринбург, 6–8 ноября 2019 г.). – Екатеринбург, 2019. – С. 402–412.
78. Мусаев, В.В. Исследование по доизвлечению металлов из хвостов флотационного обогащения медных колчеданных руд / В.В. Мусаев,

А.М. Ключников, Р.Р. Галимов // Бутлеровские сообщения. – 2019. – Т. 57. – № 2 – С. 50–58.

79. Леонтьева, Е.В. Термохимическая хлораммонийная переработка техногенных отвальных сульфидных отходов обогащения / Е.В. Леонтьева, Н.Л. Медяник, Н.Л. Калугина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 1. – С. 305–316.

80. Котов, Ю.А. Комплексная переработка золотосодержащих пиритных хвостов Учалинский обогатительной фабрики / Ю.А. Котов, А.Л. Филатов, С.Р. Корнежевский // Проблемы геологии и разведки месторождений золота, извлечения благородных металлов из руд и отходов производства: матер. междунар. науч.-техн. Конф (г. Екатеринбург, 13–15 сентября 1999 г.).– Екатеринбург, 1999. – С. 90–91.

81. Казаков, П.В. К выбору рационального способа переработки техногенного золотосодержащего сырья / П.В. Казаков // Геологический сборник. – 2013. – № 10. – С. 257–262.

82. URL: <https://www.vnedra.ru/tehnologii/izvlechenie-zolota-medi-i-czinka-iz-lezhalyh-piritnyh-hvostov-obogashheniya-15574/> (дата обращения: 12.01.2024).

83. Li, H. Extraction of Gold and Copper from Flotation Tailings Using Glycine-Ammonia Solutions in the Presence of Permanganate // H. Li, E.A. Oraby, J.J. Eksteen, T. Mali // Minerals. – 2022. – № 12. – P. 612–624.

84. Eksteen, J.J. Towards industrial implementation of glycine based leach and adsorption technologies for gold-copper ores / J.J. Eksteen, E.A. Oraby, B. Tanda, P.J. Tauetsile // Conference paper (World gold 2017). – 2017. – P. 142–149.

85. Выполнение дополнительных исследовательских работ с целью актуализации укрупнённого технико-экономического расчёта целесообразности извлечения цветных и драгоценных металлов из лежалых пиритных хвостов Гайской обогатительной фабрики, выполненного АО «Иргиредмет» в 2014 г. Оценка возможности технической реализации переработки хвостов обогащения на

месте залегания: Информ. записка / Иргиредмет; Руководитель Комлев М.Ю., Иркутск – 2017, 54 с.

86. Акт о проведении полупромышленных испытаний технологии извлечения золота из хвостов обогащения Гайской обогатительной фабрики / Иргиредмет; Руководитель Комлев М.Ю., Иркутск – 2014, 50 с.

87. Vasilkova, A.O. Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings / A.O. Vasilkova, A.V. Byvaltsev, O.D. Khmel'nitskaya, G.I. Voyloshnikov, S.V. Petrov, E.A. Vasilyev // Conference proceedings (World Gold 2023). – 2023. – P. 818–825.

88. Гусев А.А., Гусева Н.А. О металлургических способах извлечения благородных металлов из хвостов обогащения и пиритных огарков из руд УГОКа / А.А. Гусев, Н.А. Гусева // Металлогения древних и современных океанов. – 2007. – Т. 2. – № 1. – С. 147–151.

89. Коблов, А.Ю. Цианирование золотомедных концентратов при низких концентрациях цианида натрия / А.Ю. Коблов, Е.В. Дементьев // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2010. – № 3. – С. 84–86.

90. Лодейщиков, В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: В 2 х томах / В.В. Лодейщиков. – Иркутск : ОАО «Иргиредмет», 1999. – 342 с.

91. Пат. 2704946, Российская Федерация, С 22 В 11/08. Способ извлечения золота из медьсодержащего сульфидного сырья методом цианирования / А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, З.А. Маринюк; заявитель и патентообладатель: Акционерное общество «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет») № 2019108158; заявл. 21.03.2019; опубл. 31.10.2019. Бюл. № 31.

92. Плаксин, И.Н. Металлургия благородных металлов / И.Н. Плаксин. – М. : Металлургиздат, 1958. – 366 с.

93. Каковский, И.А. Термодинамика и кинетика гидрометаллургических процессов / И.А. Каковский, С.С. Набойченко. – Алма-Ата : Наука, 1986. – 269 с.

94. Wadsworth, M.E. Kinetics of enhanced gold dissolution: Activation by dissolved lead / M.E. Wadsworth, X. Zhu // *International Journal of Mineral Processing*. – 2003. – Vol. 72. – P. 301–310.
95. Birich, A. Kinetic investigation and dissolution behavior of cyanide alternative gold leaching reagents / A. Birich, S. Stopic, B. Friedrich // *Scientific reports*. – 2019. – Vol. 9. – P. 7091–7101.
96. Wadsworth, M.E., Zhu X., Thompson J. Gold dissolution and activation in cyanide solution: Kinetics and mechanism / M.E. Wadsworth, X. Zhu, J. Thompson // *Hydrometallurgy*. – 2000. – Vol. 57. – P. 1–11.
97. Каковский, И.А. Кинетика процессов растворения / И.А. Каковский, Ю.М. Поташников. – М. : Metallurgy, 1975. – 222 с.
98. Каковский, И.А. Изучение кинетики процесса цианирования меди и золота / И.А. Каковский, Ю.Б. Холманских // *Известия академии наук СССР. Metallurgy and Fuel*. – 1960. – № 5. – С. 207–218.
99. Vasilkova, A.O. Study of the basic laws of dissolution of gold and cooper in solutions with an ultra-low concentration of sodium cyanide / A.O. Vasilkova, O.D. Khmel'nitskaya, G.I. Voiloshnikov // *iPolytech Journal*. – 2023. – Vol. 27. – No. 2. – P. 422–435.
100. Левич В.Г. Физико-химическая гидродинамика. Изд 2-е доп. / В.Г. Левич. – М. : GIFML, 1959. – 700 с.
101. Каковский, Ю.В. О механизме взаимодействия Cu, Ag, и Au с водными растворами KCN / Ю.В. Каковский, Г.Ф. Черкасов // *Цветная Metallurgy*. – 1974. – № 4. – С. 87–91.
102. Холманских, Ю.В. Кинетика растворения благородных металлов и их сплавов в цианистых растворах: дис...канд. техн. наук / Ю.В. Холманских. – Свердловск, 1961. – 237 с.
103. Зеликман, А.Н. Теория гидрометаллургических процессов / А.Н. Зеликман, Г.М. Вольдман, Л.В. Белявская. – М. : Metallurgy, 1975. – 504 с.

104. Масленицкий, И.Н. *Металлургия благородных металлов* / И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев, В.Б. Борбат, М.В. Никитин, Л.С. Стрижко. – М. : *Металлургия*, 1987. – 431 с.
105. Поташников, Ю.М. О некоторых особенностях растворения Cu_2S в присутствии кислорода / М.Ю. Поташников, И.А. Каковский // *Доклады академии наук СССР*. – 1962. – Т. 145. – № 6. – С. 1311–1314.
106. Поташников, М.Ю. О механизме растворения высшего сульфида меди в цианистых растворах / М.Ю. Поташников, И.А. Каковский // *Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия*. – 1962. – № 6. – С. 62–65.
107. Каковский, И.А. Кинетика растворения CuS в водных растворах цианистого калия / И.А. Каковский, Ю.М. Поташников // *Доклады академии наук СССР*. – 1964. – Т. 158. – № 3. – С. 714–718.
108. Barlow, B. The kinetic dissolution of Copper from Chalcopyrite-containing Carbonate Tailings samples in sulphate media / B. Barlow, E. Fosso-Kankeu, K.J. Nyembwe, F. Waanders, E.N. Malenga // *Materials of Conference on Science, Engineering, Technology and Waste Management*. – 2019. – P. 63–68.
109. Гинзбург, А.И. *Методы минералогических исследований* / А.И. Гинзбурга // *Справочник*. – М. : *Недра*, 1985. – 476 с.
110. М-Л1-13-2019. *Методика изучения вещественного состава технологических проб руды и продуктов их переработки*. – Иркутск : АО «Иргиредмет», 2019. – 32 с.
111. Василькова, А.О. Оценка возможности переработки техногенного сырья с применением ультранизких концентраций цианистого натрия / А.О. Василькова, А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // *Золотодобыча*. – 2020. – № 12. – С. 8–11.
112. М-Л1-01-2009. *Методика проведения рационального анализа на золото и серебро руд и продуктов их переработки*. – Иркутск : ОАО «Иргиредмет», 2009. – 22 с.

113. Василькова, А.О. Разработка технологии переработки техногенного сырья с применением ультранизких концентраций цианистого натрия / А.О. Василькова, А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного сырья «Плаксинские чтения – 2020»: сб. материалов (г. Апатиты, 21–26 сентября 2020 г.). – Апатиты, 2020. – С. 282–284

114. ПДН Ф 14.1:2.53–96. Количественный химический анализ вод. Методика выполнения измерений массовой концентрации цианидов в природных и сточных водах фотометрическим методом с пиридин-бензидином. – М. : ФГУ «ФЦАМ», 1996 г. – 24 с.

115. Василькова, А.О. Оценка возможности переработки техногенного сырья с применением ультранизких концентраций цианистого натрия / А.О. Василькова, А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2020. – Т. 24. – № 5. – С. 1105–1112.

116. Каплунов, Д.Р. Комплексное освоение недр комбинированными технологиями / Д.Р. Каплунов, А.Д. Рубан, М.В. Рыльникова. – М. : ООО НИИЦ «Недра–XXI», 2010. – 304 с.

117. Лабораторные исследования по оценке возможности извлечения цветных и благородных металлов из хвостов обогатительной фабрики: Информ. записка / Иргиредмет; Руководитель Бывальцев А.В., Иркутск – 2017, 71 с.

118. М–Л15–2–2019. Методика определения сорбционной активности. – Иркутск : АО «Иргиредмет», 2019. – 6 с.

119. Акт укрупненно лабораторных испытаний технологии гидрометаллургической переработки лежалых хвостов обогатительной фабрики / Иргиредмет; Руководитель Бывальцев А.В., Иркутск – 2017, 65 с.

120. Закирова, А.Ф. Определение оптимальной концентрации цианида натрия, обеспечивающей высокое извлечение золота и минимальный расход реагентов на

обезвреживание хвостов цианирования / А.Ф. Закирова, З.З. Янгирова // Обращение с отходами. Современное состояние и перспективы: сборник статей Международной научно-практической конференции (г. Уфа, 10 декабря 2021 г.). – Уфа, 2021. – С. 123–128

121. Федосеев, И.В. К вопросу о нейтрализации цианистых соединений при проведении средозащитных мероприятий при извлечении тонковкрапленного самородного золота из коренных пород / И.В. Федосеев, М.Ш. Баркан // Записки горного института. – 2016. – Т. 1. – С. 472–476.

122. Vasilkova, A.O. Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings // A.O. Vasilkova, A.V. Byvaltsev, O.D. Khmel'nitskaya, G.I. Voyloshnikov, S.V. Petrov, E.A. Vasilyev // English Abstracts (World Gold 2023). – 2023. – P.100–101.

123. Акт опытно-промышленных испытаний технологии цианирования текущих хвостов обогатительной фабрики / Иргиредмет; Руководитель Бывальцев А.В., Иркутск – 2018, 32 с.

124. Elshin, V.V. Industrial trials of the automatic device controlling the concentration of dicyanoaurate in alkaline solutions at gold mills / V.V. Elshin, A.A. Kolodin, A.E. Ovsyukov // International Journal of Applied Engineering Research. – 2016. – Vol. 11. – No. 24. – P. 11735–11740

125. Мельник, С.А. Оперативный контроль цианида в сточных водах промышленных производств / С.А. Мельник, В.В. Ёлшин // Вода и жизнь: сборник тезисов-докладов 1-ой международной научно-практической конференции (г. Иркутск, 18 апреля 2018 г.). – Иркутск, 2018. – С. 24–25.

126. Овсюков, А.Е. Контроль цианидов в технологических растворах / А.Е. Овсюков, В.В. Ёлшин // Сборник научных трудов студентов, магистрантов, аспирантов и молодых ученых Института высоких технологий. – 2018. – С. 22–26.

Приложение А

Характеристика природных минералов меди

Таблица 1 – Химический состав природных минералов меди

Минерал	Содержание элемента, %							
	Cu	Fe	S	Al	SiO ₂	C _{общ}	Ca	Na
Халькопирит	31,1	13,3	10,85	н/о	н/о	н/о	н/о	н/о
Борнит	35,5	28,6	30,6	н/о	н/о	н/о	н/о	н/о
Азурит	21,6	6,25	0,088	4,19	32,6	0,88	0,414	0,40

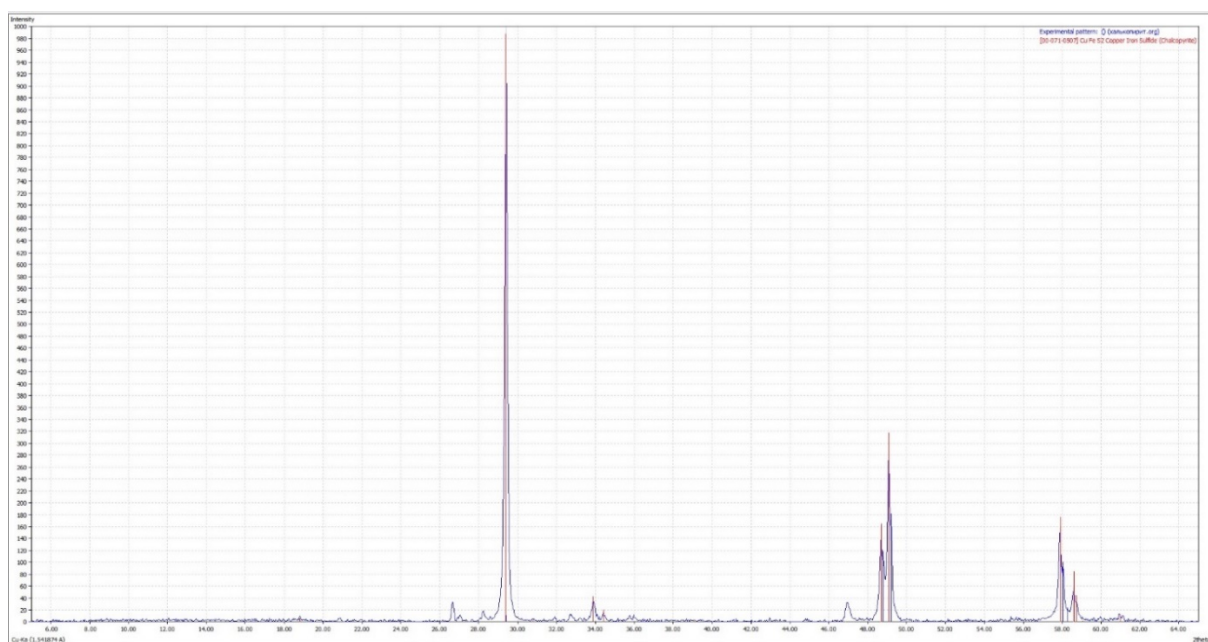


Рисунок 1 – Дифрактограмма халькопирита

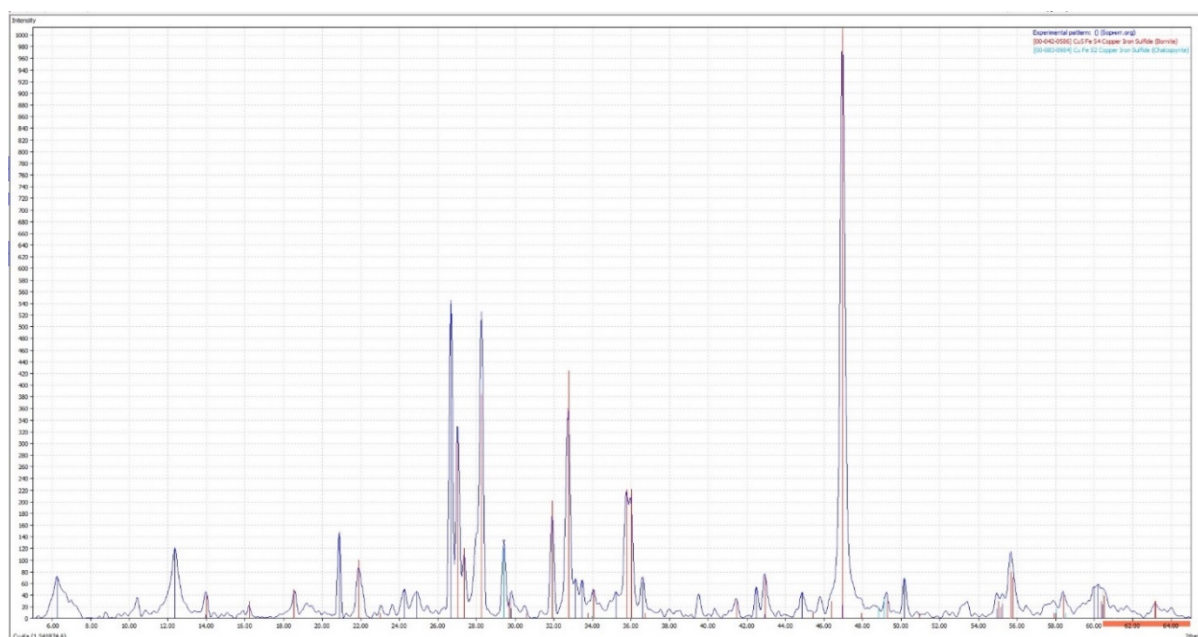


Рисунок 2 – Дифрактограмма борнита

Окончание приложения А

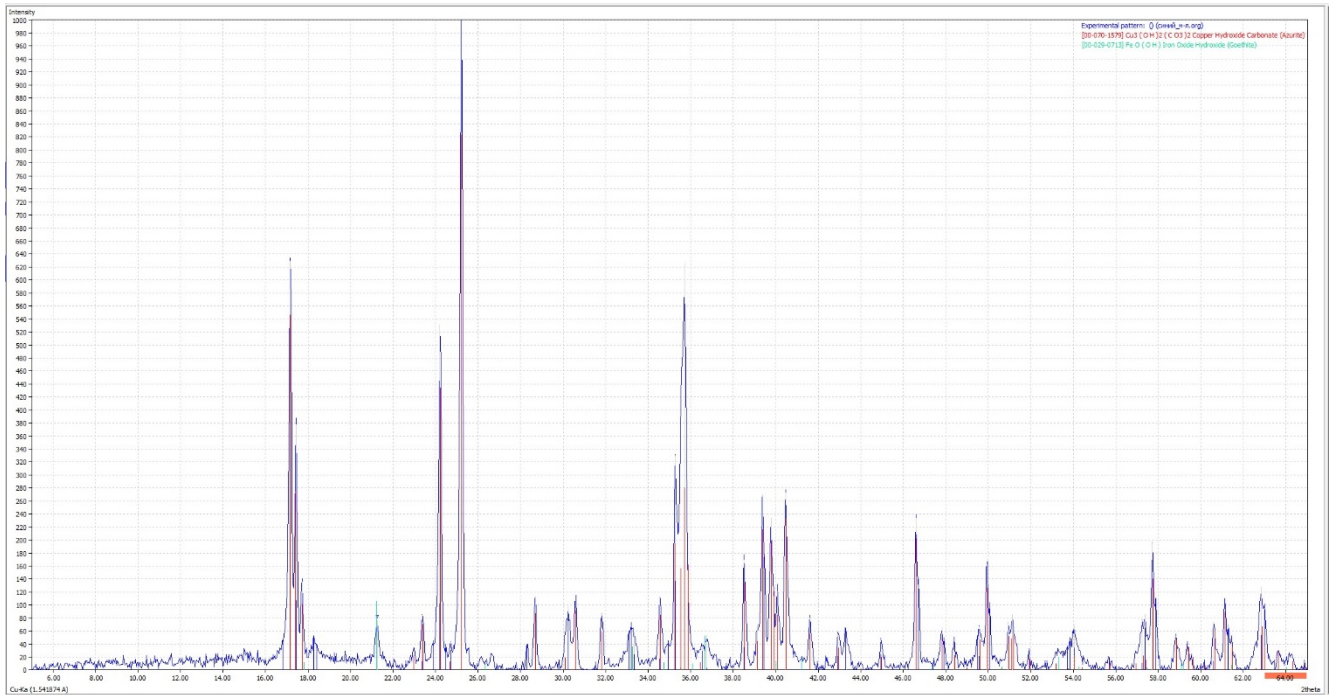


Рисунок 2 – Дифрактограмма азурита

Приложение Б

Баланс золота в проведенных ОПИ

Продукт	Количество продукта, т (л*)	Средневзвешенное содержание Au в продукте, г/т (мг/л*)	Масса Au, г
ЗАГРУЖЕНО:			
Хвосты Учалинской ОФ	67,39	1,35	91,02
Свежая вода и вода Учалинской ОФ	65,34	-	-
Начальная загрузка установки на начало рабочего режима, в т.ч.:	-	-	22,175
Твёрдая фаза	9,36	1,25	11,739
Жидкая фаза	9,07	0,053	0,478
Уголь по ступеням сорбции	0,0724	138	9,958
Регенерированный уголь, загруженный при противотоке сорбента	0,104	43	4,49
			Итого:
			117,69
ВЫГРУЖЕНО:			
Твёрдая фаза хвостов сорбции	71,29	0,91	65,20
Жидкая фаза хвостов сорбции	69,12	0,010	0,69
Насыщенный уголь, выгруженный при противотоке сорбента	0,104	311	32,50
Конечная разгрузка установки, в т.ч.:	-	-	18,849
Твёрдая фаза	5,46	1,21	6,593
Жидкая фаза	5,29	0,084	0,443
Уголь по ступеням сорбции	0,0718	164	11,813
			Итого:
			117,24
			Дебаланс:
			-0,38%

Приложение В

Исходные данные для технико-экономического расчета

Показатель		Текущие хвосты	Лежалые хвосты
		Значение	
Производительность участка по переработке хвостов ОФ	т/год	1500000	
	т/ч	183,82	
Содержание золота в исходных хвостах ОФ, г/т		1,35	1,24
Извлечение золота в товарную продукцию, %		31,9	31,5
Режим работы участка		365 дней в году, 24 часа в сутки	
КИО основного оборудования		0,93 (340 дней в году)	
Курс долл. США, руб./USD		91,2	
Стоимость золота, руб./г		3900	
Расходы на аффинаж (3 % от стоимости золота), руб./г		174	
Налог на прибыль, %		20	
Стоимость электроэнергии, руб./кВт·ч		3,5	
КИО электробойлерной (эксплуатируется только в зимний период)		0,5	
КИО плавильной печи (плавка осуществляется 1-2 раза в неделю)		0,1	
Расход электроэнергии на насосное, вентиляционное, подъёмно-транспортное, осветительное и др. неучтённого оборудование		20 % от расхода на учтённого оборудование	
Коэффициент перевода установленной мощности в потребляемую		0,7	
Заработная плата, руб./мес	Административно-управленческий персонал	Начальник участка	300 % от зарплаты ИТР
		Главные технолог, механик, энергетик и начальник ОТК	200 % от зарплаты ИТР
		Бухгалтер	150 % от зарплаты ИТР
	ИТР	70600	
	Рабочие	57400	

Показатель		Текущие хвосты	Лежалые хвосты
		Значение	
Коэффициент перевода явочной численности персонала в списочную	Административно-управленческий персонал	1	
	ИТР и рабочие	3	
Отчисления в социальные фонды, % от ФОТ		30	
Условная стоимость складирования 1 т хвостов цианирования, руб./т		15	
Добыча лежалых хвостов, млн. руб./год		-	25
Общехозяйственные расходы		10 % от ФОТ (с учётом отчислений в социальные фонды)	
Неучтённые эксплуатационные расходы		15 % от учтённых	
Амортизационные отчисления с учётом амортизации зданий и сооружений		10 % от капитальных затрат на оборудование (с учётом амортизации зданий и сооружений)	
Стоимость реагентов, руб./кг	Флокулянт	440	
	CaO (60 %)	13	
	CaCO ₃ (100 %)	4	
	NaCN (98 %-ный)	334,8	
	Активный уголь	475	
	Соляная кислота (техн. 30-35 %)	71,22	
	NaOH (в пересчёте на 100 %-ный)	108	
	Ca(OCl) ₂ (60 % Cl акт)	200	

Расчет капитальных затрат

Оборудование	Цена за единицу, млн. руб	Текущие хвосты		Лежалые хвосты	
		Количество, шт	Стоимость, млн.руб	Количество, шт	Стоимость, млн.руб
КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ НА ОБОРУДОВАНИЕ					
<i>Передел пульпоподготовки</i>					
Комплекс для распульповки хвостов	5,3	-	-	1	5,3
Трёхдечный грохот ЗУК1230 (30; 5 и 1 мм), S=10м ²	3	-	-	2	6
Однодечный грохот (0,3 мм), S=10м ²	5,3	-	-	3	15,9
Сгуститель питания цианирования GX-30 (D=30 м)	70,58	1	70,58	1	70,58
Агитатор нейтрализации пульпы SJ8000x8500 (V=342 м ³)	16,32	-	-	2	32,64
<i>Передел цианирования и переработки насыщенного угля</i>					
Компрессор (P=0,3 МПа, Q=25 м ³ /мин)	4,0	3	12	3	12
Агитатор известковой обработки SJ5500x6000 (V=112 м ³)	4,5	4	18	4	18
Агитатор предварительного цианирования SJ8000x8500 (V=342 м ³)	16,32	4	65,28	4	65,28
Агитатор сорбционного цианирования SJ8000x8500 (V=342 м ³)	16,32	6	97,92	6	97,92
Установка десорбции (Q= 1 м ³ /цикл), вторичного концентрирования (3 колонны по 3 м ³) и электролиза (один ГЦН-40М)	110	2	220	2	220
Печь реактивации угля ZSL-200 (Q=0,2 т/ч)	18,24	1	18,24	1	18,24
<i>Передел обезвреживания хвостов цианирования</i>					
Сгуститель 4-стадийной декантационной отмывки GX-30 (D=30 м)	70,58	4	282,32	4	282,32
Агитатор хлорирования промвод SJ8000x8500 (V=342 м ³)	16,32	2	32,64	2	32,64

Оборудование	Цена за единицу, млн. руб	Текущие хвосты		Лежалые хвосты	
		Количество, шт	Стоимость, млн.руб	Количество, шт	Стоимость, млн.руб
<i>Реагентное отделение</i>					
Мельница подготовки известняка МШЦ 2,1х3,6	28,3	-	-	1	28,3
Мельница подготовки извести МШЦ 1,2х1,2	6,56	-	-	1	6,56
Агитатор приготовления и дозирования реагентов SJ2500х3150 (V=13 м ³)	1,06	6	6,36	6	6,36
Агитатор приготовления и дозирования реагентов SJ4000х4500 (V=50 м ³)	2,04	2	4,08	4	8,16
<i>Плавильное отделение и ЗПК</i>					
Обжиговая печь	3,63	1	3,63	1	3,63
Индукционная плавильная печь	4,57	1	4,57	1	4,57
<i>Оборудование аналитической лаборатории</i>					
Стоимость оборудования, млн. руб.		14		14	
<i>Подъемно-транспортное и вентиляционное оборудование</i>					
Стоимость оборудования, млн. руб.		42		42	
Всего капитальные затраты на оборудование		891,62		957,76	
КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ НА СТРОИТЕЛЬСТВО ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ					
Необходимая площадь здания для переделов пульпоподготовки (кроме сгущения), цианирования, переработки насыщенного угля, обезвреживания, пирометаллургии и ЗПК, м ²		3620		3620	
Стоимость строительства, тыс. руб/м ²		70			
Итого стоимость строительства здания ЗИФ, млн. руб.		253,4		253,4	
Итого стоимость строительства пруда-отстойника нейтрализованных (от кислоты) растворов, млн. руб.		-		10	

Оборудование	Цена за единицу, млн. руб	Текущие хвосты		Лежалые хвосты	
		Количество, шт	Стоимость, млн.руб	Количество, шт	Стоимость, млн.руб
Стоимость прочих строений и сооружений (электробойлерная, склады реагентов, электросети, дороги и др.)		56		56	
Всего на строительство зданий и сооружений		309,4		319,4	
Итого капитальные затраты		1201,02		1277,16	
Непредвиденные затраты (30 % от "Итого")		360,306		383,148	
ВСЕГО КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ		1561,326		1660,308	

Расчет эксплуатационных затрат

ЗАТРАТЫ НА РЕАГЕНТЫ					
Реагент	Цена руб/кг	Текущие хвосты		Лежалые хвосты	
		Расход, кг/т	Стоимость, руб/т	Расход, кг/т	Стоимость, руб/т
Флокулянт	440	0,05	22	0,05	22
CaCO ₃ (100 %)	4	-	-	23	92
CaO (100 %)	13	3,6	46,8	9	117
NaCN (100 %)	334,8	0,135	45,198	0,3	100,44
Активный уголь	475	0,1	47,5	0,1	47,5
Соляная кислота (техн. 30-35 %)	71,22	0,05	3,561	0,05	3,561
NaOH (100 %)	108	0,05	5,4	0,05	5,4
Гипохлорит кальция (по "а.х.")	200	1,2	240	1,2	240
Итого затраты на реагенты, руб./т			410,459		627,901
Итого затраты на реагенты, млн. руб./год			615,6885		941,8515

ЗАТРАТЫ НА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИЮ					
Оборудование	Установленн ая мощность одной единицы, кВт	Количество, шт	Расход электроэнерги и, кВт·ч/т	Количество, шт	Расход электроэнерги и, кВт·ч/т
Комплекс для распульповки хвостов	100	-	-	1	0,54
Трёхдечный грохот ЗУК1230 (30; 5 и 1 мм), S=10м ²	7,5	-	-	2	0,08
Однодечный грохот (0,3 мм), S=10м ²	18,5	-	-	3	0,30
Сгуститель GX-30 (D=30 м)	30	5	0,82	5	0,82
Компрессор (P=0,3 МПа, Q=25 м ³ /мин)	90	3	1,47	3	1,47
Агитатор SJ5500х6000 (V=112 м ³)	11	4	0,24	4	0,24
Агитатор SJ8000х8500 (V=342 м ³)	30	12	1,96	14	2,28
Установка десорбции (Q=1 м ³ /цикл), вторичного концентрирования и электролиза	520	2	5,66	2	5,66
Печь реактивации угля ZSL-200	255	1	1,39	1	1,39
Мельница подготовки известняка МШЦ 2,1х3,6	210	-	-	1	1,14
Мельница подготовки извести МШЦ 1,2х1,2	18,5	-	-	1	0,10
Агитатор SJ2500х3150 (V=13 м ³)	2,2	6	0,07	6	0,07
Агитатор SJ4000х4500 (V=50 м ³)	7,5	2	0,08	4	0,16
Обжиговая печь	42	1	0,23	1	0,23
Индукционная плавильная печь (с учетом КИО 0,1)	30	1	0,16	1	0,16
Электробойлерная (с учетом КИО 0,5)	250	1	1,36	1	1,36
Итого расход электроэнергии на основное оборудование			13,43		16,01
Расход электроэнергии на насосное, вентиляционное, подъёмно-транспортное, осветительное и др. оборудование (20 % от Итого), кВт·ч/т			2,69		3,20
Суммарный расход электроэнергии, кВт·ч/т			16,12		19,21
Стоимость электроэнергии, руб/кВт·ч				3,5	
Коэффициент перевода установленной в потребляемую мощность				0,7	

Итого затраты на электроэнергию, руб./т		39,49		47,07
Итого затраты на электроэнергию, млн. руб./год		59,24		70,61
ФОНД ОПЛАТЫ ТРУДА				
Должность	Явочная численность, чел	Заработная плата, тыс. руб./мес	Явочная численность, чел	Заработная плата, тыс. руб./мес
<i>Административно-управленческий персонал</i>				
Начальник участка	1	211,8	1	211,8
Главный технолог	1	141,2	1	141,2
Главный механик	1	141,2	1	141,2
Главный энергетик	1	141,2	1	141,2
Начальник ОТК	1	141,2	1	141,2
Бухгалтер	1	105,9	1	105,9
<i>Инженерно-технические работники</i>				
Механик	1	211,8	1	211,8
Мастер ОТК	1	211,8	1	211,8
Инженер ОТК	1	211,8	1	211,8
Мастер узлов распульповки, нейтрализации и бисерного помола	1	211,8	1	211,8
Мастер цианирования и десорбции	1	211,8	1	211,8
Мастер узлов обезвреживания и приготовления реагентов	1	211,8	1	211,8
Инженер хвостового хозяйства	1	211,8	1	211,8
<i>Рабочие</i>				
Аппаратчик распульповочно-классифицирующего комплекса	-	-	2	344,4
Аппаратчик сгущения и нейтрализации	1	172,2	2	344,4
Аппаратчик цианирования	2	344,4	2	344,4
Аппаратчик десорбции и электролиза	3	516,6	3	516,6
Плавильщик	1	172,2	1	172,2
Аппаратчик противоточной декантации	1	172,2	1	172,2
Аппаратчик хлорирования	1	172,2	1	172,2

Разнорабочий	2	344,4	2	344,4
Растворщик реагентов	2	344,4	2	344,4
Ремонтная бригада	2	344,4	2	344,4
Газоэлектросварщик	1	172,2	1	172,2
Машинист компрессорных установок	1	172,2	1	172,2
Слесарь	1	172,2	1	172,2
Слесарь КИПиА	1	172,2	1	172,2
Лаборант ОТК	2	344,4	2	344,4
Химик-аналитик	2	344,4	2	344,4
Охранник	4	688,8	4	688,8
Итого ФОТ, тыс. руб./мес		7014,5		7531,1
Отчисления в социальные фонды (30 % от Итого), тыс. руб./мес		2104,35		2259,33
Итого ФОТ с учётом отчислений, млн. руб./год		109,43		117,49
ПРОЧИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ЗАТРАТЫ				
Добыча лежалых хвостов (25 руб/т), млн. руб./год		-		37,50
Условная стоимость складирования 1 т хвостов цианирования (15 руб/т), млн. руб./год		22,5		22,5
Текущий ремонт (5 % от капитальных затрат), млн. руб./год		78,1		83,02
Общепроизводственные расходы (15 % от ФОТ), млн. руб./год		16,41		17,62
Амортизационные отчисления (10 % от капитальных затрат), млн. руб./год		156,13		166,03
Итого эксплуатационные затраты, млн. руб./год		1057,47		1456,62
Прочие неучтённые расходы (15 % от Итого), млн. руб./год		158,62		218,49
Годовые эксплуатационные затраты, млн. руб./год		1216,09		1675,11