

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

АВТОРЕФЕРАТ

диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Иркутск – 2024

Работа выполнена
в научно-исследовательском институте благородных и редких металлов и
алмазов (АО «Иргиредмет»)

- Научный руководитель:** **Войлошников Григорий Иванович**
доктор технических наук, профессор,
заместитель генерального директора по
научно-методической и инновационной
деятельности АО «Иргиредмет» (г. Иркутск)
- Официальные оппоненты:** **Шумилова Лидия Владимировна**
доктор технических наук, доцент,
ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный
университет», профессор кафедры водного
хозяйства, экологической и промышленной
безопасности (г. Чита)
- Лобанов Владимир Геннадьевич**
кандидат технических наук, доцент,
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный
университет им. первого Президента России
Б.Н. Ельцина», доцент кафедры металлургии
цветных металлов (г. Екатеринбург)
- Ведущая организация:** ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный
университет императрицы Екатерины II»
(г. Санкт-Петербург)

Защита состоится «6» июня 2024 г. в 11⁰⁰ на заседании диссертационного
совета 24.2.307.01 в ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский
технический университет» по адресу: 664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83, кор-
пус «К», конференц-зал.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке и на сайте ФГБОУ ВО
«Иркутский национальный исследовательский технический университет» по ад-
ресу <http://www.istu.edu>.

Автореферат разослан «15» апреля 2024 г.

Отзывы на автореферат (в 2-х экземплярах, заверенные печатью организа-
ции) просьба высылать по адресу: 664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83, ИР-
НИТУ; ученому секретарю диссертационного совета 24.2.307.01 Вулых Н.В.

E-mail: vulix2011@yandex.ru

Тел./факс: (3952) 40-51-17.

Ученый секретарь диссертационного
совета, к.т.н., доцент



Н.В. Вулых

Общая характеристика работы

Актуальность работы

В настоящее время в России большое внимание уделяется вопросам рационального использования недр и сохранения природно-ресурсного потенциала. Истощение запасов первичных руд 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 и исключения затрат на его добычу, доля которой в себестоимости получения металлов обычно весьма значительна.

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 содержанием Au – 0,7–3,0 г/т, Ag – 5,0–25,0 г/т, Fe – 20–50 %, Cu – 0,15–0,5 %, Zn – 0,3–0,8 %.

За последние десятилетия 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 в настоящее время наиболее рациональным и промышленно освоенным является цианирование, но этот процесс характеризуется высоким расходом цианида натрия, вследствие повышенного содержания меди, и гипохлорита кальция в цикле обезвреживания цианистых пульп, что делает процесс экономически неэффективным.

В связи с этим **актуальной представляется** разработка гидрометаллургической технологии переработки техногенного сырья, основанной на использовании ультранизких концентраций цианида натрия (5–100 мг/дм³), что позволит существенно сократить расход реагентов (NaCN и Ca(ClO)₂).

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 физико-химических 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;
- укрупненная технико-экономическая оценка предлагаемой 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 Mastersizer 3000 (Malvern, 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 результатов 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 металлических 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, обеспечивающая приемлемые показатели извлечения золота и расход растворителя и включающая следующие основные операции: водная отмывка растворенных цветных металлов с последующей нейтрализацией кислых растворов (для лежалых хвостов), известково-воздушная обработка, предварительное и сорбционное цианирование (CIP-процесс) при концентрации NaCN 10–30 мг/дм³, раздель-

ная десорбция меди и золота из фазы насыщенного угля, вторичное концентрирование золота на активный уголь, электролитическое осаждение золота, плавку катодных осадков.

Технология испытана в укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных условиях на лежалых и текущих хвостах обогащения полиметаллических руд с содержанием 1,24 и 1,35 г/т золота, 14,8 и 16,7 г/т серебра, 0,135 и 0,16 % меди, 0,239–0,39 % цинка, соответственно.

В результате проведенных испытаний подтверждены экспериментальные данные теоретических и технологических исследований и достигнуты следующие показатели: концентрация NaCN в процессе цианирования – 10–30 мг/дм³, извлечение Au – 31,5 и 31,9 %, расход NaCN – 0,3 и 0,135 кг/т для лежалых и текущих хвостов соответственно.

Проведенный укрупненный технико-экономический расчет разработанной 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 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 технико-экономического обоснования реконструкции обогатительной фабрики, 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 металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида, изучению основных закономерностей растворения природных медных минералов в растворах с ультранизкой концентрацией лиганда, 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), на кафедре металлургии цветных металлов ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет».

Публикации. По теме диссертационной работы опубликовано 9 работ, в том числе 4 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, 30 рисунков и 3 приложения.

Благодарности. Автор выражает благодарность сотрудникам АО «Иргиредмет»: научному руководителю, д.т.н., профессору, Войлошникову Григорию Ивановичу; к.т.н., ведущему научному сотруднику лаборатории гидрометаллургии Хмельницкой Ольге Давыдовне; к.т.н., ведущему научному сотруднику лаборатории гидрометаллургии Бывальцеву Александру Владимировичу, коллективам лаборатории гидрометаллургии и опытно-промышленного цеха АО «Покровский рудник» за помощь, оказанную автору при выполнении диссертационной работы.

Краткое содержание работы

Во введении обоснована актуальность диссертационной работы, ее научная новизна и практическая значимость. Сформулированы цель и направления исследований, а также перечислены основные положения, выносимые на защиту.

В первой главе представлен обзор научно-технических публикаций по теме диссертационной работы, дана краткая характеристика техногенного сырья такого как пиритные огарки и хвосты флотации полиметаллических руд, а также проведен анализ существующих способов их переработки.

Во второй главе представлены результаты опытов по изучению основных физико-химических закономерностей растворения металлических золота и меди при ультранизких концентрациях цианида натрия ($0,102 \cdot 10^{-3}$ до $4,08 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³) с применением метода вращающегося диска.

Установлено, 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 – переходит в кинетическую область. Медь в исследуемом интервале скоростей вращения диска растворяется в диффузионном режиме. Данный факт подтверждается рассчитанными значениями энергии активации: для диффузионного режима она 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.

Изучена зависимость скорости растворения золота (рисунок 1) и меди (рисунок 2) от концентрации цианида натрия ($0,102-4,08 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³). Отмечено, что процесс растворения при ультранизких концентрациях растворителя протекает в допредельной области, то есть скорость растворения определяется концентрацией цианида натрия (концентрация кислорода в растворе постоянна и находится в избытке).

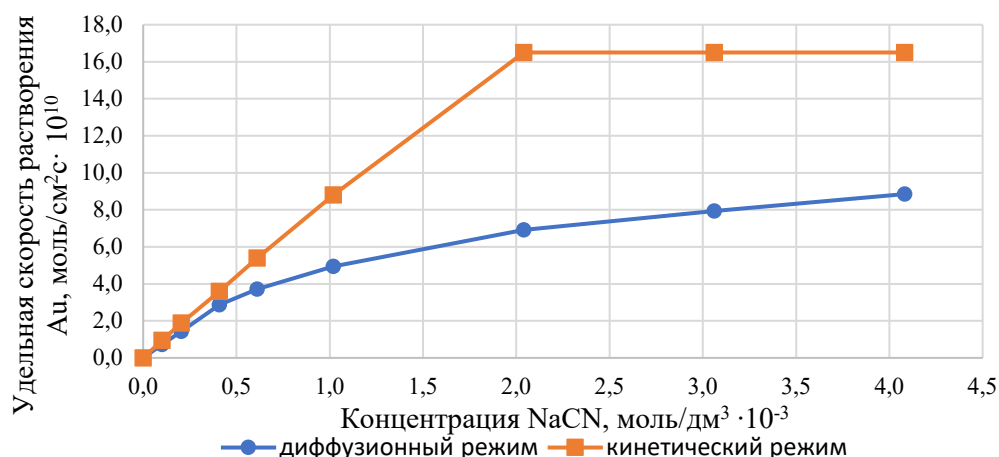


Рисунок 1 – Зависимость удельной скорости растворения золота от концентрации цианида натрия

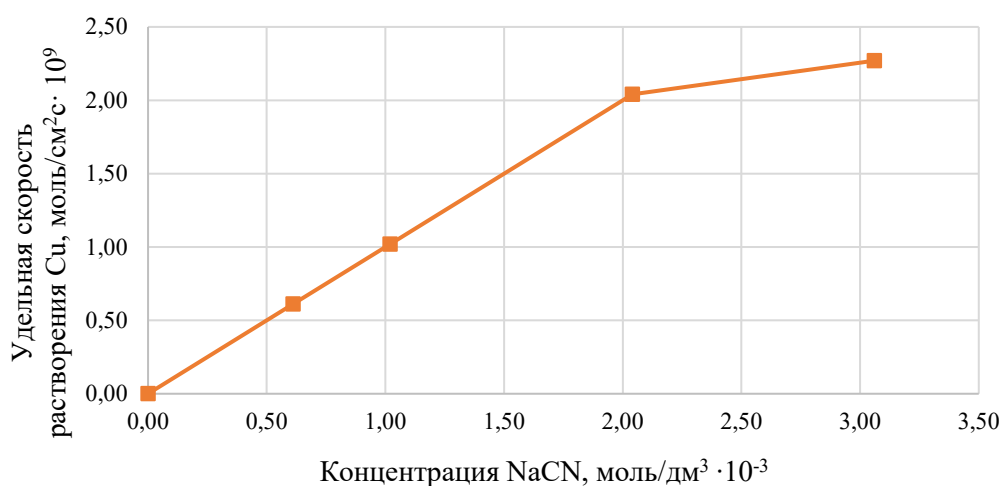


Рисунок 2 – Зависимость удельной скорости растворения меди от концентрации цианида натрия

Для золота в диффузионном режиме при концентрации NaCN выше $0,41 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³, а в кинетическом – выше $2,04 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³ скорость растворения металла замедляется вследствие образования на поверхности диска пленки Au(OH)₃. Подтверждением тому явился характер экспериментальной кинетической кривой, 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. Аналогичная ситуация наблюдается и для меди. Расчет физико-химических характеристик растворения золота в цианистых растворах с ультранизкой концентрацией лиганда проводили на прямолинейных участках построенного графика.

На основании экспериментальных данных 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}.

Результаты проведенных опытов по изучению влияния концентрации гидроксида натрия ($0,002\text{--}0,2$ моль/дм³, что соответствует рН 11,0–12,5) на скорость растворения золота и меди в области ультранизких концентраций цианида натрия показали, что скорость растворения металлов практически не меняется. Использование NaOH в рассматриваемом процессе необходимо для предотвращения гидролиза цианистого натрия.

Полученные физико-химические характеристики растворения золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия в допредельной области позволяют сделать вывод о том, что ведение процесса цианирования указанных металлов при ультранизких концентрациях растворителя протекает эффективно.

Ввиду того, что в техногенном сырье, кроме золота, присутствуют природные минералы меди (халькопирит, борнит, азурит) были проведены опыты по оценке скорости их растворения в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($\text{NaCN} - 0,612 \cdot 10^{-3}$ и $1,02 \cdot 10^{-3}$). Для сравнения выполнены эксперименты при концентрации растворителя $20,4 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. 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.

Изучена зависимость удельной скорости растворения минералов от способа подачи растворов с ультранизкой концентрацией цианида натрия в процесс выщелачивания: разовый – подача 100 % загрузки NaCN в начале процесса и дробный – подача NaCN частями через определенные промежутки времени с момента начала процесса. 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 с использованием ультранизких концентраций растворителя (рисунок 3).

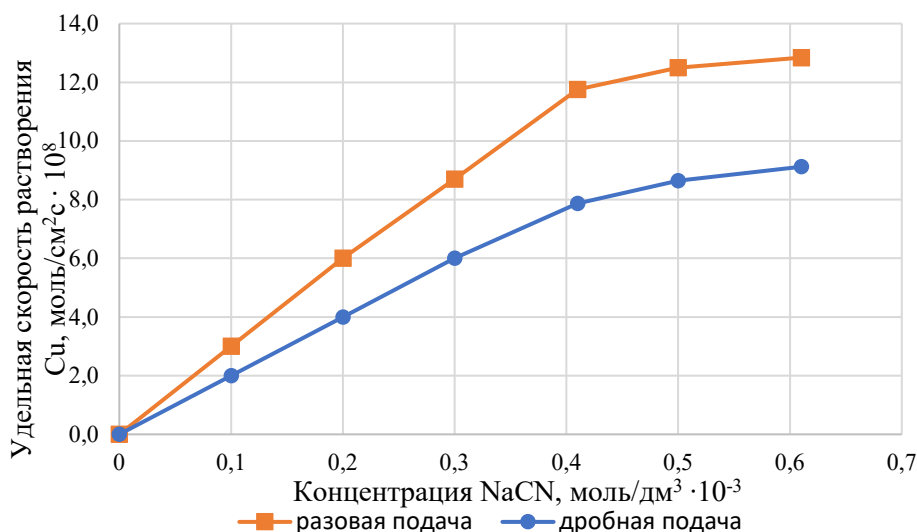


Рисунок 3 – Зависимость удельной скорости растворения азурита от способа подачи NaCN

При концентрации $\text{NaCN} 0,612 \cdot 10^{-3}$ 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. Высокие значения экспериментальных энергий активации, очевидно, связаны с образованием пленок простого цианида меди на поверхности минералов.

Таким образом, использование растворов с ультранизкой концентрацией лиганда для извлечения золота из медьсодержащего сырья обеспечит повышение селективности растворения золота и позволит существенно сократить расход растворителя и повысить рентабельность технологии.

В третьей главе представлены результаты исследований, проведенных с целью оценки применимости процесса цианирования с ультранизкими концентрациями цианида натрия для извлечения ценных компонентов из техногенных продуктов различного вещественного состава: пиритные огарки и хвосты обогащения (I и II), полученные при флотации полиметаллических руд на предприятиях Российской Федерации.

Исследуемые пробы в основном состоят из рудообразующих компонентов. Содержание ценных компонентов в пробе пиритных огарков: Au – 1,8-2,3 г/т, Ag – 13-22 г/т, Fe – 48,52 %, Cu – 0,15–0,30%, Zn – 0,3–0,6%, S_s – 0,09 % в пробах хвостов I и II: Au – 0,71 и 1,3 г/т, Ag – 7,0 и 16,7 г/т, Fe – 17,2 и 29,3 %, Cu – 0,212 и 0,135 %, Zn – 0,207 и 0,239 %, S_s – 15,49 и 28,22 % соответственно.

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 %), гидрослюды (8,1 %), халькопирит и сфалерит (0,6 %). В хвостах обогащения II доля кварца снижается до 21,7 %, но возрастает количество сульфидов (52,5 %) и глинисто-гидрослюдистых минералов (10 %), халькопирит и сфалерит (0,5 %).

По результатам рационального анализа, проведенного на продуктах, измельченных до 95 % класса минус 0,071 мм, доля цианируемого золота в пиритных огарках, хвостах обогащения I и II составила 66,7 %, 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.

Опыты проводили при различных расходах цианида натрия от 0,075 до 3 кг/т на предварительно отмытых от растворенных цветных металлов продуктах исходной крупности (таблица 1). Концентрацию цианида натрия в растворе определяли фотометрическим методом анализа, который позволяет определить NaCN при концентрации его в растворе от 0,01 мг/дм³.

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, 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.

Экспериментально подтверждено, что уменьшение расхода цианида натрия в 20 раз (с 3,0 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. Аналогичная закономерность отмечена для серебра, цинка и железа, но последние присутствуют в растворе в незначительных концентрациях (таблица 2).

Таблица 1 – Зависимость извлечения золота от расхода цианида натрия при цианировании проб техногенного сырья исходной крупности

Наименование исследуемой пробы	Расход NaCN, кг/т	Концентрация NaCN в растворе, 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

Примечание: опыты проводили на продуктах исходной крупности (41 % класса минус 0,071 мм для пиритных огарков и 70 % класса минус 0,071 мм для хвостов обогащения I и II), Ж:Т=1,5:1, рН 10,7, продолжительность – 8 ч.

Таблица 2 – Концентрация металлов-примесей в растворах в зависимости от расхода NaCN

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

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. Ввиду значительных запасов и содержания ценных компонентов, хвосты обогащения полиметаллических

руд могут рассматриваться в качестве дополнительного источника минерального сырья для получения цветных и благородных металлов.

По методике В.В. Лодейщикова и К.Д. Игнатъевой определена относительная ценность хвостов обогащения II, основную долю которой 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.

В четвертой главе приведены результаты исследований по разработке технологии извлечения золота из хвостов обогащения II, включающей предварительную отмывку, известковую обработку и цианирование полученного материала, с оптимизацией условий по каждому переделу.

Исследования проводили на пробе лежалых хвостов обогащения II, подвергнутых окислению в процессе хранения (рН 2,5), поэтому для снижения расхода цианида натрия хвосты подвергали предварительной водной отмывке. 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 проведена серия опытов по оптимизации предварительной известковой обработки, в результате которой определены ее оптимальные условия: обработка CaCO_3 в течение 4 ч до рН 6–7, обработка CaO в течение 2 ч до рН > 10. Расход CaCO_3 и CaO составил 19 кг/т и 9 кг/т соответственно.

Изучено влияние продолжительности цианирования и расхода NaCN (таблица 3), крупности помола, отношения Ж:Т и способа подачи растворителя на извлечение золота из лежалых хвостов обогащения II, прошедших предварительную водную и известковую обработку.

Извлечение золота на уровне 33,6 % достигается при расходе цианида натрия 0,3 кг/т (концентрация NaCN – 30 мг/дм³) 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. При указанном расходе NaCN извлечение серебра составило 14,1 %. 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.

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 (рисунок 4).

Установлено, что бисерный помол хвостов до крупности 90 % класса минус 30 мкм позволяет повысить извлечение Au при цианировании до 41,5–44,7 % при расходе NaCN – 0,6–0,8 кг/т (концентрация NaCN – 30 мг/дм³).

Таблица 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. Исходное содержание золота в пробе составляло 1,23 г/т, серебра – 16,7 г/т.

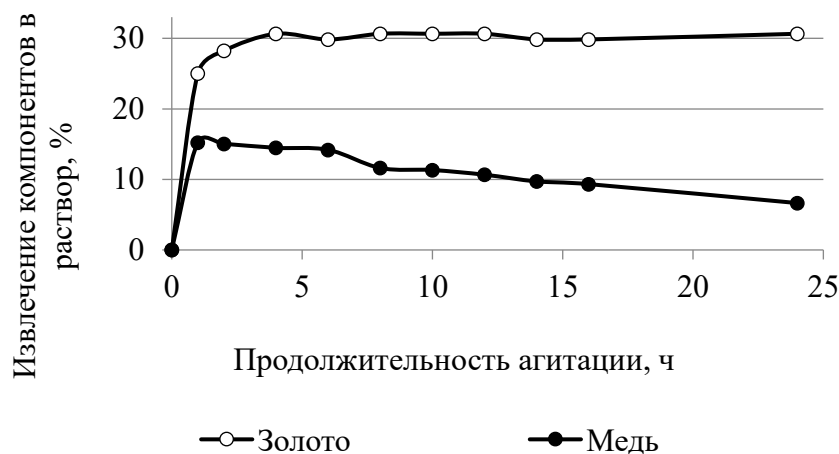


Рисунок 4 – Динамика извлечения золота и меди в жидкую фазу пульпы при цианировании хвостов обогащения II исходной крупности (концентрация NaCN 30 мг/дм³)

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, pH 10,5–11,0, продолжительность 8 ч. В этих условиях извлечение золота – 33,6 % (вариант 1);
- для хвостов, измельченных до 30 мкм: Ж:Т=1,5:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, расход NaCN – 0,6–0,8 кг/т, продолжительность – 8 ч. В этих условиях извлечение золота составит 41,5–44,7 % (вариант 2).

В пятой главе представлены результаты укрупненно-лабораторных испытаний, проведенных на лежалых хвостах обогащения II исходной крупности и после бисерного помола до крупности 30 мкм. Схема проведения испытаний по варианту I включала следующие основные операции: водная отмывка от растворенных цветных металлов, сгущение, нейтрализация сгущенного продукта известняком, известковая обработка, предварительное и сорбционное цианирование при ультранизких концентрациях цианида натрия, обезвреживание хвостов сорбции. По варианту II дополнительно предусматривалось измельчение хвостов обогащения в бисерной мельнице.

Проведённые испытания подтвердили лабораторные данные и показали перспективность технологии цианирования хвостов обогащения II при ультранизких концентрациях цианида натрия (концентрация NaCN в растворе 30 мг/дм³). Извлечение золота из хвостов исходной крупности составило 31,5 %, из доизмельчённых до 30 мкм – 42,0 %. Расход реагентов по варианту №1 составил: NaCN – 0,3 кг/т, флокулянт – 15 г/т, гипохлорит кальция (в пересчёте на «активный хлор») – 1,2 кг/т; по варианту №2: NaCN – 0,6 кг/т, флокулянт – 60 г/т, «активный хлор» – 5,6 кг/т. Операционное извлечение Ag и Cu на активный уголь в процессе цианирования составило не более 3 %.

На основании полученных результатов сделан вывод, что вариант с предварительным бисерным измельчением хвостов обогащения на данном этапе представляется экономически нецелесообразным ввиду 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.

В шестой главе приведены результаты опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии цианирования текущих хвостов обогащения II, которые были проведены в опытном цехе АО «Покровский рудник» (г. Благовещенск) на пробе массой 67 т с содержанием Au – 1,35 г/т.

Схема проведения опытно-промышленных испытаний практически соответствует схеме укрупненно-лабораторных испытаний для переработки лежалых хвостов обогащения. Отличием является исключение из схемы операции водной отмывки, так как текущие хвосты имели рН 6,8. Сводные результаты опытно-промышленных испытаний приведены в таблице 4.

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 примесей в растворе: меди – не более 10 мг/дм³, серебра и цинка – менее 0,1 мг/дм³, железа – на уровне 1–2 мг/дм³, тиоцианатов – до 50 мг/дм³. Извлечение золота на сорбент составило 31,9 % или 0,43 г/т.

В результате проведения ОПИ получен насыщенный уголь с содержанием Au – 0,3 мг/г, Ag – 0,31 мг/г, Cu – 3,7 мг/г, Zn – 0,4 мг/г, Fe – 0,73 мг/г, для перера-

ботки которого рекомендована технология, включающая предварительное обезмешивание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электролитическое осаждение золота.

Таблица 4 – Сводные результаты опытно-промышленных испытаний технологии цианирования хвостов медно-цинковой флотации

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		15
Конечное значение pH		11,2
Расход 100 %-ного CaO, кг/т		3,6
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность предварительного цианирования, ч		4
Расход NaCN, кг/т		0,135
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов предварительного цианирования (питания сорбции), мг/дм ³	NaCN	10-30
	Au	0,31
	Cu	10,1
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
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³		25-30
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/т	0,43

В седьмой главе приведено описание рекомендованной технологической схемы извлечения золота из лежалых и текущих хвостов обогащения II на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия (рисунок 5), 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).

На основании результатов укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний выполнен укрупненный технико-экономический расчет (таблица 5), который показал, что предлагаемая 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.

Таблица 5 – Укрупненные технико-экономические показатели переработки лежалых и текущих хвостов обогащения II по цианистой технологии, основанной на использовании ультранизких концентраций NaCN

Показатель	Значение	
	Текущие хвосты	Лежалые хвосты
Производительность участка, т/год	1500000	
Содержание золота в хвостах ОФ, г/т	1,35	1,24
Извлечение золота в сплав Доре	%	31,9
	кг/год	645,98
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

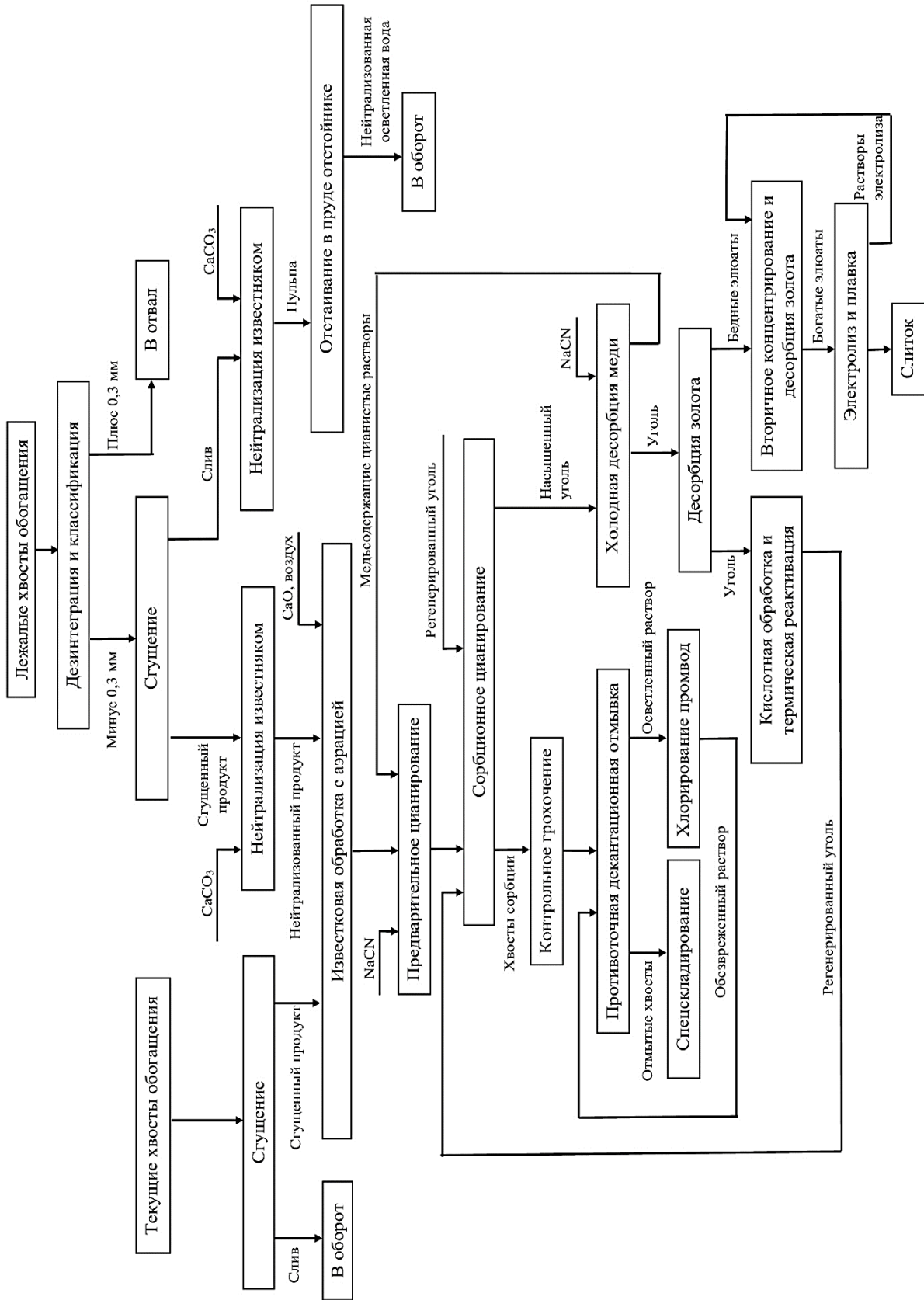


Рисунок 5 – Принципиальная схема переработки хвостов обогащения

Учитывая, что при переработке полиметаллических (медно-цинковых) руд извлечение золота в кондиционный медный и цинковый концентрат находится на уровне 15–25 %, реализация технологии 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 содержит краткие результаты проведенных исследований.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа посвящена исследованию процесса и разработке технологии извлечения золота из медьсодержащего 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.

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

1. Впервые с использованием метода вращающегося диска установлены физико-химические закономерности растворения металлических золота и меди в растворах с ультранизкой концентрацией цианида натрия ($0,102\text{--}4,08 \cdot 10^{-3}$ 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 ($0,6\text{--}1,02 \cdot 10^{-3}$ 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 и содержание в нем золота, 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 SIP-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 (0,6–0,8 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 (0,14 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 обезмеживание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электролитическое осаждение золота.

8. По результатам комплекса проведенных технологических исследований рекомендована технологическая схема извлечения Au 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, предварительное и сорбционное цианирование с применением активного угля, десорбцию меди из фазы насыщенного сорбента, автоклавно-щелочную десорбцию золота, вторичное концентрирование, электролитическое осаждение золота из щелочных элюатов, плавку катодных осадков. Хвосты цианирования подвергают противоточной декантационной отмывке с хлорированием промвод. 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 %. 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.

Учитывая, что при переработке полиметаллических (медно-цинковых) руд извлечение золота в кондиционный медный и цинковый концентрат находится на уровне 15-25 %, реализация технологии 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.

Рекомендации и перспективы дальнейшей разработки темы

Результаты исследований, полученные при выполнении диссертационной работы и вытекающие из них практические выводы, могут быть использованы для извлечения ценных компонентов из отходов горнометаллургического производства других подотраслей цветной металлургии, а также медистых золотосодержащих руд.

ОСНОВНЫЕ ПУБЛИКАЦИИ ПО ТЕМЕ ДИССЕРТАЦИИ

Статьи из Перечня изданий, рекомендованных ВАК РФ

1. **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, № 5. – С. 1105–1112.

2. **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, № 1. – С. 97–107.

3. **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 // iPolitech Journal. – 2023, № 2. – P. 422–435.

4. **Василькова, А.О.** Разработка технологии извлечения золота из хостов обогащения полиметаллических руд / **А.О. Василькова**, А.В. Бывальцев, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // iPolitech Journal. – 2024, № 1. – С. 139–148.

Другие публикации

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

6. **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): материалы международного совещания (г. Апатиты, 21–26 сентября, 2020 г.). – Апатиты, 2020. – С. 282–283.

7. **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.

8. **Vasilkova, A.O.** Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings // **A.O. Vasilkova**, O.D. Khmel'nitskaya, G.I. Voyloshnikov, S.V. Petrov, E.A. Vasilyev // World gold – 2023: English abstract (Shenyang, 4–7 September, 2023). – Shenyang, 2023. – P. 100–101.

9. **Vasilkova, A.O.** Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings // **A.O. Vasilkova**, O.D. Khmel'nitskaya, G.I. Voyloshnikov, S.V. Petrov, E.A. Vasilyev // World gold – 2023: conference proceedings (Shenyang, 4–7 September, 2023). – Shenyang, 2023. – P. 818–825.

Подписано в печать 21.03.2024. Формат 60 x 90 / 16.

Бумага офсетная. Печать цифровая. Усл. печ. л. 1,25.

Тираж 100 экз. Зак. 22к

Отпечатано в типографии Издательства
ФГБОУ ВО «Иркутский национальный
исследовательский технический университет»
664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83