

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина»

На правах рукописи



Головкин Дмитрий Игоревич

**ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ
ДВОЙНОЙ УПОРНОСТИ**

2.6.2. Metallurgy of black, colored and rare metals

АВТОРЕФЕРАТ

диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Екатеринбург – 2024

Работа выполнена в Научной лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов и на кафедре «Металлургия цветных металлов» Института новых материалов и технологий ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»

Научный руководитель –

доктор технических наук, доцент,
Рогожников Денис Александрович

Официальные оппоненты:

Петров Георгий Валентинович,
доктор технических наук, доцент,
ООО «Технолит», г. Санкт-Петербург,
генеральный директор;

Тимофеев Константин Леонидович,
доктор технических наук,
АО «Уралэлектромедь»,
г. Верхняя Пышма Свердловской обл.,
начальник технического отдела
инженерно-производственного
управления;

Федоров Сергей Андреевич,
кандидат технических наук,
ФГБУН Институт металлургии
Уральского отделения Российской
академии наук, г. Екатеринбург,
старший научный сотрудник
лаборатории пирометаллургии
цветных металлов

Защита диссертации состоится «15» ноября 2024 г. в 17:00 часов на заседании диссертационного совета УрФУ 2.6.03.08 по адресу: 620062, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, ауд. И-420 (зал Ученого совета).

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке и на сайте ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», <https://dissovet2.urfu.ru/mod/data/view.php?d=12&rid=6355>

Автореферат разослан « ____ » октября 2024 г.

Ученый секретарь
диссертационного совета



Шопперт Андрей Андреевич

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность темы исследования

В настоящее время в России все больше возрастает интерес к эффективной комплексной переработке сульфидных золотосодержащих руд, а также вовлечению в разработку труднообогатимых и нетрадиционных видов сырья. Это связано не только с поиском новых месторождений, но и истощением запасов легко перерабатываемых первичных руд. Еще один значительный фактор - увеличение стоимости золота на мировых рынках, что обеспечивает рентабельность переработки сложных низкосортных руд, в том числе руд двойной упорности.

Упорные руды характеризуются наличием тонко вкрапленного субмикронного золота, ассоциированного в сульфидных минералах-носителях, химической депрессией золота на стадии металлургической переработки, присутствием цианидидов и углистого органического вещества. Руды, относящиеся к категории дважды упорных, могут сочетать в себе несколько критериев упорности. Наличие в руде углистого вещества, а особенно сорбционно-активного органического углерода по отношению к растворенному золоту, существенно усложняет выбор эффективной технологии и делает невозможным достижение высокой степени извлечения золота традиционными методами.

Актуальным является разработка нового гидрометаллургического способа переработки подобного золотосодержащего упорного сырья с применением интенсифицирующих добавок.

Работа выполнена в рамках Госзадания РФ по Гранту № 075-03-2024-009/1 (FEUZ-2024-0010).

Степень разработанности темы исследования

Традиционные методы переработки упорного золотосульфидного сырья заключаются в окислении сульфидных минералов с целью разрушения (вскрытия) их кристаллической решетки и высвобождения ценных компонентов. В мировой золотоизвлекательной промышленности наиболее распространенными технологиями, применяемыми для вскрытия сульфидных концентратов, являются окислительный обжиг, бактериальное окисление и автоклавное выщелачивание. Для интенсификации гидрометаллургических процессов сырье также предварительно подвергают сверхтонкому измельчению. Применение данных технологий не лишено недостатков, связанных с высокой капиталоемкостью процессов, что приводит к увеличению себестоимости извлекаемого золота.

Вопросам переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов, в том числе содержащих углистое вещество (УВ), посвящены работы многих отечественных и зарубежных ученых, таких как Лодейщиков В.В., Меретуков М.А., Плаксин И.Н., Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М., Воробьев-Десятовский Н.В., Петров Г.В., Седельникова Г.В., Adams M.D., Marsden, J.O., Miller J.D., Simmons G.L. и др.

Известны технологии, основанные на использовании азотной кислоты, такие как Arseno, Nitrox, Redox, NSC. Ранее отечественными научными коллективами, в том числе УрФУ, совместно с ТОО «КазГидроМедь» разработана технология переработки сульфидного медного сырья с последующим внедрением на опытном гидрометаллургическом заводе в г. Жезказган (Республика Казахстан). Вместе с тем, до настоящего времени практически не изученными остаются процессы азотнокислотного вскрытия дважды упорных золотосульфидных концентратов, в том числе содержащих УВ. Также не изучался процесс атмосферного азотнокислотного выщелачивания в присутствии поверхностно-активных веществ (ПАВ), что указывает на необходимость

проведения исследований, которые могли бы расширить имеющиеся данные и получить новые результаты.

Цель работы

Разработка нового гидрометаллургического способа переработки золотосульфидного сырья двойной упорности, основанного на азотнокислотном вскрытии с применением ПАВ.

Задачи исследования:

1. Рассмотреть современные методы и технологии переработки золотосодержащих сульфидных руд двойной упорности с акцентом на применение дополнительных реагентов-окислителей и катализаторов, в том числе ПАВ.

2. Изучить химический, фазовый и гранулометрический составы исследуемого упорного золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр, дать характеристику видам углистых веществ.

3. Исследовать физико-химические особенности азотнокислотного выщелачивания исследуемого концентрата, определить оптимальные параметры процесса, обеспечивающие максимальное вскрытие золотосодержащих сульфидных минералов для последующего эффективного извлечения золота.

4. Выявить кинетические закономерности и отличия механизмов растворения пирита и арсенопирита в азотной кислоте в присутствии и отсутствие лигносульфоната натрия.

5. Дать технико-экономическую оценку эффективности разработанного способа переработки упорного золотосодержащего концентрата.

Научная новизна

1. Предложен новый подход к атмосферному азотнокислотному вскрытию упорного золотосульфидного концентрата, основанный на использовании анионноактивного полимерного ПАВ – лигносульфоната, позволяющего значительно интенсифицировать процесс выщелачивания за счет исключения пассивации частиц образуемыми продуктами растворения и адсорбционной активности углистого вещества.

2. Установлены кинетические закономерности процесса азотнокислотного выщелачивания пирита и арсенопирита, входящих в состав исследуемого концентрата, в присутствии ПАВ. Показано, что добавка лигносульфоната позволяет изменить механизм процесса, что проявляется в снижении энергии активации до 10,5 кДж/моль для арсенопирита и 14,1 кДж/моль для пирита (в сравнении с 38,7 и 38,1 кДж/моль без ПАВ), увеличении эмпирических порядков по концентрации азотной кислоты с 1,37 и 1,72 до 2,45 и 2,69 соответственно.

3. Обоснованы закономерности функционального действия лигносульфоната по адсорбционно-расклинивающему и эмульгирующему механизмам в процессе азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата.

Теоретическая и практическая значимость работы

1. Определены оптимальные параметры азотнокислотного выщелачивания концентрата месторождения Маломыр (концентрация HNO_3 5 моль/дм³, соотношение Ж:Т = 6:1, продолжительность 60 мин) с целью максимального вскрытия сульфидной матрицы и высвобождения золота для последующего эффективного цианирования. При этом удалось достичь степени растворения пирита и арсенопирита более 96 %.

2. Показано положительное влияние добавки лигносульфоната ($\text{Слс} - 0,5$ г/дм³) в процессе азотнокислотного выщелачивания на последующее извлечение золота цианированием; степень извлечения золота возросла с 68 % до 90 %.

3. Предложена принципиальная технологическая схема переработки упорного золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр, включающая в себя кислотную отмывку, вскрытие сульфидных золотоносных минералов азотной кислотой

с добавлением лигносульфоната, что обеспечивает высвобождение золота из сульфидной матрицы для его последующего извлечения традиционными методами; осаждение железа и мышьяка на 99,9 % из продуктивного раствора азотнокислотного выщелачивания. Выполнена технико-экономическая оценка переработки исследуемого концентрата по предложенной технологической схеме.

Методология и методы исследования

Экспериментальные исследования проводились на базе научной лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов, а также кафедры МЦМ УрФУ. Исследования выполнены в лабораторных и укрупненных условиях с применением методов математического планирования эксперимента и компьютерных программ обработки информации и сбора данных (HSC Chemistry, Statgraphics, Origin, Microsoft Office и др.).

При анализе исходных материалов, промежуточных и конечных продуктов изучаемых процессов использовали аттестованные физико-химические методы: рентгенофлуоресцентной спектрометрии (ARL Advant’X 4200, Axios MAX Panalytical и др.), атомно-абсорбционной (AAS – Analytic Jena novAA-300), атомно-эмиссионной с индуктивно-связанной плазмой (ICP-OES EXPEC-6500), рентгенофазового анализа (D8 Advance Bruker, Panalytical, XRD 7000 Maxima), сканирующей микроскопии (SEM - Auriga CrossBeam) с энергодисперсионным микрорентгеноспектральным анализом (EDS - Inca X-Max 80), лазерного анализа размера частиц (Bettersizer ST), ИК-спектроскопии (FTS-175 FT-IR), анализа массовой доли углерода (CHN PE 2400) и т.д.

Положения выносимые на защиту

1. Способ переработки упорного углистого золотосульфидного концентрата.
2. Оптимальные параметры ведения азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата.
3. Кинетические закономерности взаимодействия сульфидных минералов пирита и арсенопирита, входящих в состав исследуемого концентрата, с растворами азотной кислоты в присутствии лигносульфоната.
4. Принципиальная технологическая схема атмосферного азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр с добавлением лигносульфоната.

Достоверность и апробация работы

Степень обоснованности и достоверности научных результатов подтверждается использованием современных сертифицированных методик исследования и методов анализа.

Основные положения и результаты работы представлены на следующих конференциях:

1. XIV Всероссийская научно-практическая конференция с международным участием «Перспективы развития, совершенствования и автоматизации высокотехнологичных производств», г. Иркутск, 24–26 апреля 2024 г.
2. XXIX Международная научно-техническая конференция, проводимая в рамках XXII Уральской горнопромышленной декады «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», г. Екатеринбург, 1–10 апреля 2024 г.
3. Международная научная конференция, посвященная памяти С. С. Набойченко «Современные технологии производства цветных металлов», г. Екатеринбург, 27 октября 2023 г.
4. VI Конгресс ТЕХНОГЕН – 2023 «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований», г. Екатеринбург, 11–14 июля 2023 г.

5. XXVIII Международная научно-техническая конференция, проводимая в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», г. Екатеринбург, 6–7 апреля 2023 г.

6. XV Международная конференция имени члена-корреспондента РАН Геннадия Леонидовича Пашкова «Металлургия цветных, редких и благородных металлов», г. Красноярск, 6–8 сентября 2022 г.

7. Международная научная конференция, посвященная 80-летию С. С. Набойченко «Современные технологии производства цветных металлов», г. Екатеринбург, 24 марта 2022 г.

8. XXVI Национальная научно-техническая конференция, проводимая в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», г. Екатеринбург, 26–27 мая 2021 г.

Публикации

По теме диссертации опубликовано 13 работ, из них 4 статьи в рецензируемых научных журналах, определенных ВАК РФ и Аттестационным советом УрФУ, входящих в международные базы цитирования Scopus и Web of Science (WoS); 1 патент Российской Федерации на изобретение.

Личный вклад автора заключается в постановке целей и реализации задач исследования, обосновании научных положений, планировании и непосредственном участии в лабораторных и балансовых экспериментах, обработке и обобщении полученных данных, подготовке научных публикаций, разработке и обосновании эффективных технологических решений переработки упорных золотосодержащих руд.

Структура и объем диссертации

Диссертационная работа изложена на 165 страницах, состоит из введения, 5 глав, заключения, списка литературы из 129 наименований, 2 приложений.

Благодарности

Автор диссертационной работы выражает глубокую благодарность коллективам научной лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов и кафедры металлургии цветных металлов Уральского федерального университета имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, в особенности научному руководителю, заведующему лабораторией, доктору технических наук Рогожникову Денису Александровичу, а также заведующему кафедрой металлургии цветных металлов, доктору технических наук Мамяченкову Сергею Владимировичу.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

Во введении обоснована актуальность работы темы диссертационной работы, сформулированы цели и задачи исследования, научная новизна, теоретическая и практическая значимость, положения, выносимые на защиту, приведены сведения о методах исследований и апробации работы.

В первой главе приведены краткие сведения о мировом состоянии золотодобывающего комплекса. Детально рассмотрены основные центры золотодобычи, а также лидирующие золотодобывающие компании России. Дана характеристика объектов исследований, описаны виды, классификация и минералогия упорных золотосодержащих руд.

Показано, что переработка руд двойной упорности традиционными способами практически невозможна в связи с низким извлечением золота, затруднениями вследствие высокого содержания токсичных соединений и углистых веществ (УВ), повышенными операционными и/или капитальными затратами и т.д. Главными

причинами упорности руд и концентратов являются тонкая вкрапленность золота в сульфидные минералы, присутствие сорбционно-активного УВ и цианисидов.

Проведен анализ существующих и наиболее распространенных пиро- и гидрометаллургических способов переработки упорного золотосодержащего сырья, показаны основные достоинства и недостатки. Плавка на штейн (веркблей) – простой и относительно экономичный способ переработки такого сырья, однако значительные потери золота, необходимость предварительного обжига с целью удаления примесей (мышьяк, сурьма) нивелируют преимущества данного варианта относительно других способов. При обжиге наблюдаются высокие потери золота при оплавлении материала и значительные токсичные выбросы (As, S), а установка эффективных газоочистных систем существенно увеличивает капиталоемкость производства. Биовыщелачивание характеризуется относительно невысокой производительностью, сложностью соблюдения оптимальных условий процесса. Применение автоклавных технологий ограничивают высокие капитальные затраты. Сверхтонкое измельчение (Albion, Activox, Leachox) углистого золотосодержащего сырья в большинстве случаев приводит к многократному увеличению эффекта прег-роббинга при цианировании золота вследствие увеличения площади поверхности материала и ее активности.

Особое внимание уделено обзору применения ПАВ и реагентов-депрессоров при переработке упорного золотосодержащего сырья. Отмечено, что в настоящее время ПАВ широко используются в обогащении – при флотации золото выделяют во флотационный концентрат, а углерод – в хвосты обогащения, и в автоклавной гидрометаллургии свинца, цинка, железа и никеля. Особую роль в совершенствовании автоклавных технологий сыграли ПАВ, в частности ароматические аминопроизводные, высокомолекулярные тиоэфиры, технические лигносульфонаты (ЛС) и т.д., снижающие смачивание минералов расплавленной элементной серой. Также, в некоторых случаях, ПАВ и реагенты-депрессоры применяют при цианировании золота. Недостатком является отрицательное влияние перечисленных реагентов на скорость растворения золота при выщелачивании, а также на процесс последующего осаждения металла из растворов, например, при угольной сорбции. Сделан вывод, что для каждого углистого золотосодержащего месторождения ПАВ и/или реагент-депрессор и его расход подбираются экспериментальным путем и зависят от структуры УВ и его ассоциации с минералами.

Рассмотрены наиболее известные технологии с использованием азотной кислоты: Nitrox, Redox, Arseno. Данные способы применялись для переработки сульфидного золотосодержащего сырья в опытно-промышленных масштабах. Выделяющиеся нитрозные газы направляли на регенерацию азотной кислоты, раствор – на нейтрализацию, а нерастворенный остаток подвергали цианированию с высокой степенью извлечения золота. Однако, данные о применении азотной кислоты для переработки углистых золотосодержащих руд и концентратов ограничены, в особенности с добавлением интенсифицирующих добавок.

Вышесказанное указывает на актуальность проведения исследований азотнокислотного вскрытия золотоносных сульфидных материалов в присутствии ПАВ и разработку эффективного способа переработки углистого золотосульфидного сырья с последующим извлечением золота.

Во второй главе приведены аналитические исследования упорного золотосульфидного флотационного концентрата месторождения Маломыр. В таблице 1 представлен химический состав исследуемого концентрата.

Таблица 1 – Химический состав флотационного концентрата месторождения Маломыр

Элемент	S	Fe	As	Si	Al	K	Ca	Mg	C _{общ}	C _{орг}	Au, г/т	Прочие
Масс. %	19,7	19,6	4,6	14,2	7,9	3,8	1,1	0,7	1,09	0,50	26,9	27,3

По результатам рентгенофазового анализа установлено, что основными минералами в изучаемом сырье являются (рисунок 1): пирит (FeS_2), арсенопирит (FeAsS), кварц (SiO_2), доломит ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) и мусковит ($\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$).

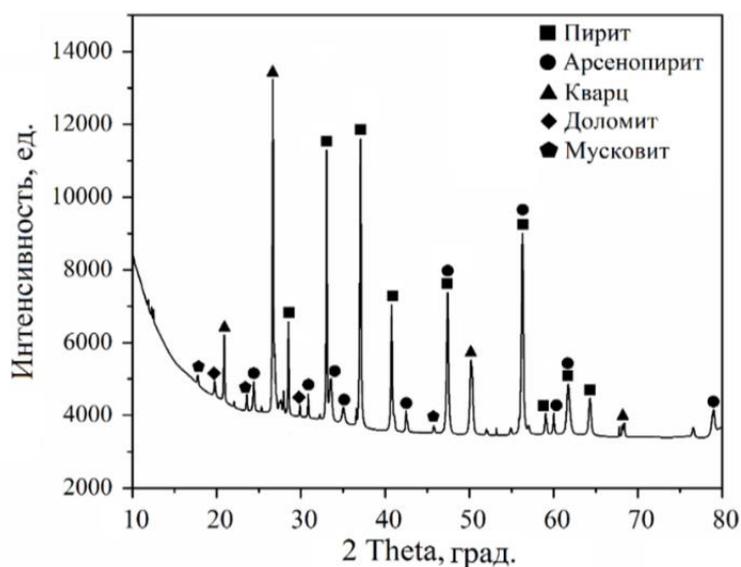


Рисунок 1 – Рентгенограмма фазового состава концентрата месторождения Маломыр

С целью уточнения локализации золота образец исходного флотоконцентрата исследован методом сканирующей электронной микроскопии (SEM-EDS), результаты которого представлены на рисунке 2.

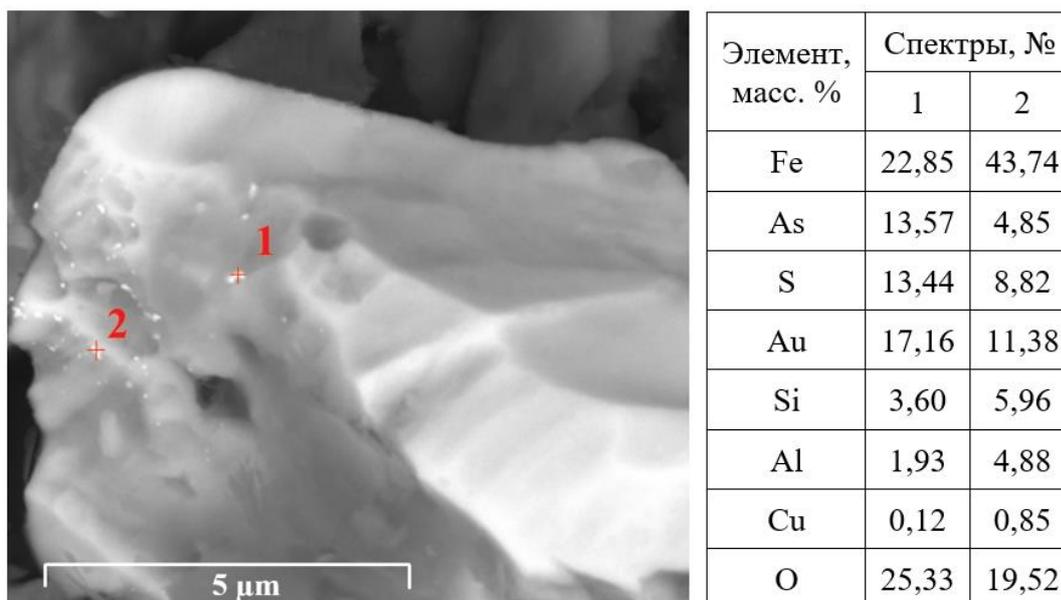


Рисунок 2 – Микрофотография частицы арсенопирита, входящей в состав исследуемого концентрата, с локализацией тонко вкрапленного субмикронного золота

Наличие тонко вкрапленного субмикронного золота, заключенного в минералах-носителях, в частности в арсенопирите, подтверждает первый критерий упорности. Вторым критерием упорности, по нашему мнению, является присутствие в концентрате органического углерода. Для подтверждения этого проведены исследования:

- анализ пробы концентрата методом ИК-спектроскопии;
- прямое цианирование исходного концентрата.

ИК-спектры концентрата регистрировали на ИК-Фурье-спектрометре FTS-175 FT-IR, в результате чего удалось сделать предположение о формах нахождения УВ (рисунок 3).

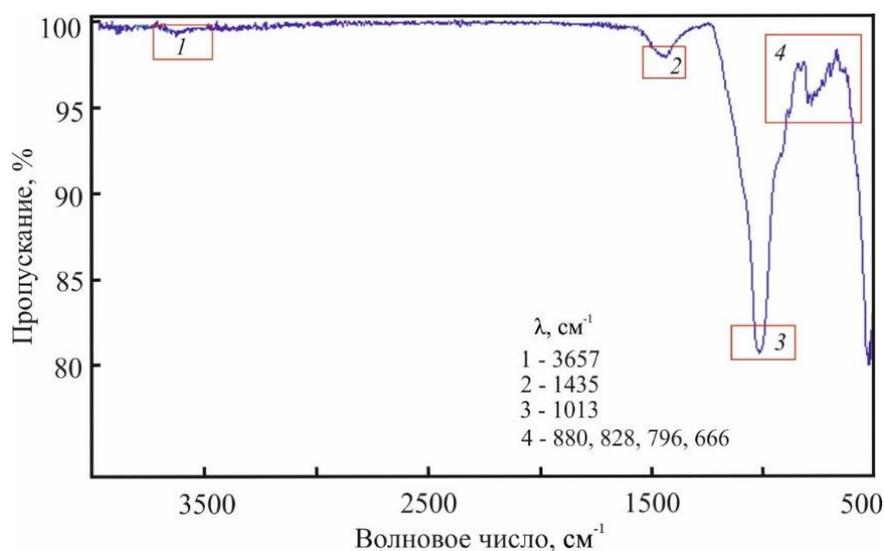


Рисунок 3 – ИК-спектры исходного золотосульфидного флотоконцентрата в области 500–4000 cm^{-1}

Анализ ИК-спектра пробы концентрата свидетельствует о наличии чуть заметного пика в области 1, который может соответствовать, по литературным данным, валентным колебаниям гидроксильных групп О–Н. Один из специфических пиков (1435 cm^{-1}) в области 2 отвечает карбонатным группам. Отчетливый пик (1013 cm^{-1}) в области 3 идентифицируется как элементный углерод. Пики в области 4 соответствуют неорганическим ионам и группам: при 880 cm^{-1} – CaCO_3 , 796 cm^{-1} – связь Si-O-Si.

Таким образом, наличие в образце гидроксильных групп может свидетельствовать о присутствии гуминовых кислот, которые, наряду с элементарным углеродом, позволяют прогнозировать их высокую адсорбционную активность (эффект прег-роббинга) по отношению к растворенному золоту при переработке исследуемого флотоконцентрата.

Для оценки сорбционной активности углистого вещества по отношению к золотоцианистому комплексу проведены параллельные тесты с исследуемым концентратом в режимах CIL (carbon in leach) и цианирования без сорбента при одинаковых условиях (таблица 2).

Таблица 2 – Условия и результаты цианирования концентрата месторождения Маломыр

Условия экспериментов					Извлечение Au, %	
Ж:Т	τ , час	pH	C_{NaCN} , г/дм ³	$C_{\text{акт. уголь}}$, % об.	Цианирование без сорбента	CIL
3:1	24	10,5	4-5	10	19,6	22,8

Результаты пробирного анализа свидетельствуют о том, что УВ в исходном концентрате проявляет сорбционную активность к золотоцианистому комплексу. Извлечение золота при сорбционном цианировании составило 22,8 %, что на 3,2 % больше, в сравнении с цианированием без сорбента.

В качестве предварительной обработки перед цианированием предложен способ атмосферного азотнокислотного выщелачивания исследуемого концентрата для вскрытия сульфидной матрицы с целью высвобождения золота. Проведена серия поисковых экспериментов по азотнокислотному выщелачиванию флотоконцентрата месторождения Маломир, условия и результаты которых представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Условия и результаты поисковых экспериментов по азотнокислотному выщелачиванию концентрата месторождения Маломир

№ п/п	Условия эксперимента		Извлечение в раствор, %			
	τ , мин	C_{HNO_3} , моль/дм ³	Fe	As	S	Au
1	60	2,5	69,4	76,4	64,9	13,7
2	60	5,0	96,8	97,0	83,7	19,0
3	60	9,0	97,2	98,1	88,7	19,5
4	90	2,5	70,2	76,9	66,7	14,0
5	90	5,0	98,1	97,6	84,5	19,1
6	90	9,0	98,2	98,5	90,1	19,5

Согласно полученным результатам, влияние продолжительности выщелачивания на степень извлечения целевых компонентов незначительно: за 60 минут при концентрации азотной кислоты 5 моль/дм³ наблюдалось практически полное растворение пирита (95,4 %) и арсенопирита (96,2 %).

По результатам пробирного анализа кеков установлено, что в процессе азотнокислотного выщелачивания золото переходит в раствор на 13,7–19,5 %. Потери золота могут быть связаны с присутствием в сырье хлоридов, образующих в дальнейшем хлоридный комплекс с золотом. Поэтому было принято решение о проведении предварительной отмывки исходного концентрата. Отмывку проводили раствором серной кислоты в течение 30 минут при соотношении Ж:Т = 3:1, рН = 1,4–1,6, температуре = 50 °С. В результате, согласно пробирному анализу, при азотнокислотном выщелачивании отмытого концентрата золото в раствор не переходит, количественно концентрируясь в кеке. Во всех дальнейших исследованиях использовали концентрат, подвергнутый предварительной кислотной обработке (отмывке).

Полученные данные позволили перейти к поиску оптимальных параметров азотнокислотного выщелачивания с применением методов математического планирования эксперимента. С помощью ПО StatGraphics был построен центральный композиционный план с тремя изменяемыми параметрами, для обработки результатов была выбрана полная квадратичная модель. С помощью диаграмм Парето определены наиболее значимые параметры, влияющие на извлечение целевых компонентов в раствор – концентрация HNO_3 и соотношение Ж:Т. Зависимости извлечения железа, мышьяка и серы от данных параметров обобщены в виде поверхностей отклика (рисунок 4).

В результате оптимизационных экспериментов рекомендованы параметры: соотношение Ж:Т = 6:1, концентрация HNO_3 = 5 моль/дм³, продолжительность = 60 мин. При этом достигнуты показатели извлечения в раствор, %: Fe – 97,7; As – 97,5; S – 83,8.

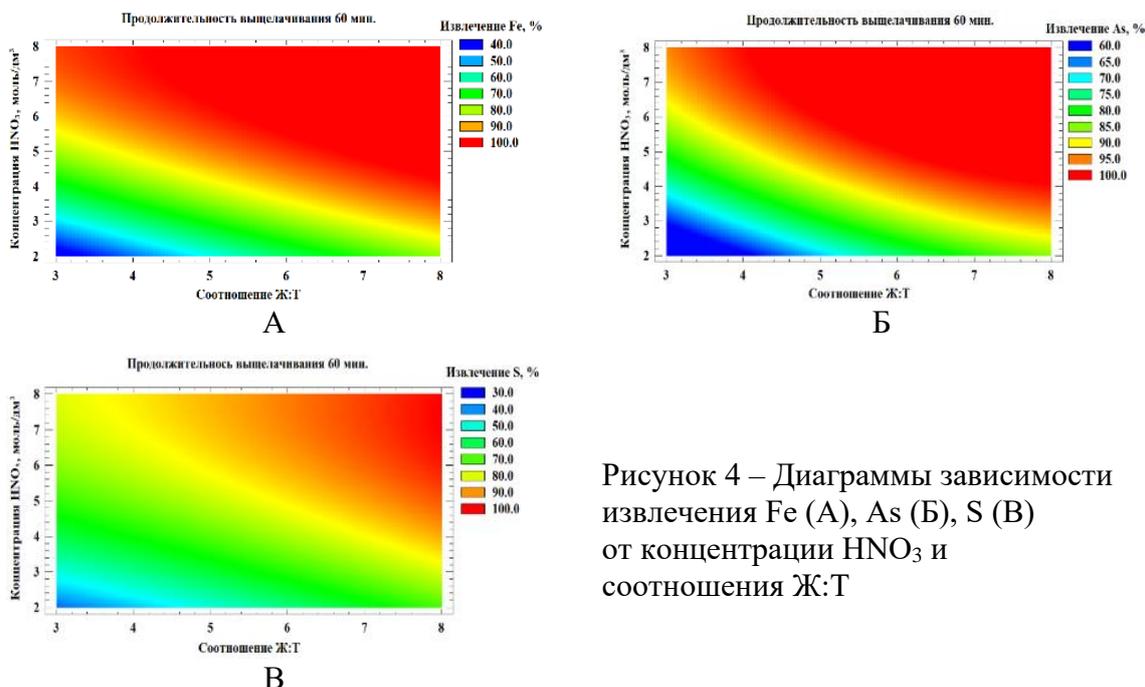


Рисунок 4 – Диаграммы зависимости извлечения Fe (А), As (Б), S (В) от концентрации HNO_3 и соотношения Ж:Т

Проведена серия экспериментов по цианированию кеков азотнокислотного выщелачивания. Цианирование вели в режимах СІЛ ($C_{\text{акт. уголь}} = 10\% \text{ об.}$) и цианирования без сорбента при одинаковых условиях процесса ($C_{\text{NaCN}} = 5 \text{ г/дм}^3$, $\text{pH} = 10,5\text{--}11$, Ж:Т = 3:1, $\tau = 24$ часа). Результаты экспериментов представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты цианирования кеков азотнокислотного выщелачивания

№ п/п	Извлечение, %				
	Азотнокислотное выщелачивание			СІЛ	Цианирование без сорбента
	Fe	As	S	Au	
1	97,5	97,4	83,5	74,0	67,5
2	37,9	61,9	32,1	41,3	37,8
3	33,6	42,3	28,1	38,8	37,0
4	99,1	99,2	93,8	76,2	70,6
5	30,6	39,3	25,1	26,3	25,1

По результатам пробирного анализа установлено, что максимальное извлечение золота в раствор (76,2 %) достигается при практически полном вскрытии сульфидной матрицы с последующим цианированием в режиме СІЛ. Вследствие недостаточного извлечения золота в раствор и разницы в извлечении между режимами цианирования можно заключить, что большая часть неизвлеченного золота, вероятно, сорбируется на УВ. Показано, что по мере увеличения степени растворения сульфидных минералов, увеличивается степень извлечения золота, поэтому требуется максимальное вскрытие сульфидной матрицы золотосодержащих минералов.

В заключительной части главы приведены кинетические исследования азотнокислотного растворения пирита и арсенопирита, являющихся носителями Au. Показано, что увеличение температуры процесса азотнокислотного выщелачивания с 55 до 85 °С оказывает положительное влияние на степень растворения сульфидных минералов. С увеличением концентрации азотной кислоты с 2 до 5 моль/дм³ степень растворения пирита и арсенопирита заметно возрастает в первые 10–15 минут выщелачивания; в последующем степень растворения пирита увеличивается с 88 % до 95 %, арсенопирита – с 91 % до 97 %.

Для определения режима реакций и расчёта кинетических характеристик использовали модель сжимающегося ядра (МСЯ). По результатам расчетов установлено, что уравнение $1/3\ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = kt$ имеет наивысшее значение R^2 (более 0,95). Графическим методом определены кажущиеся энергии активации: для пирита – 38,1 кДж/моль (рисунок 5), арсенопирита – 38,7 кДж/моль; рассчитаны эмпирические порядки по концентрации азотной кислоты: для пирита – 1,37, арсенопирита – 1,72.

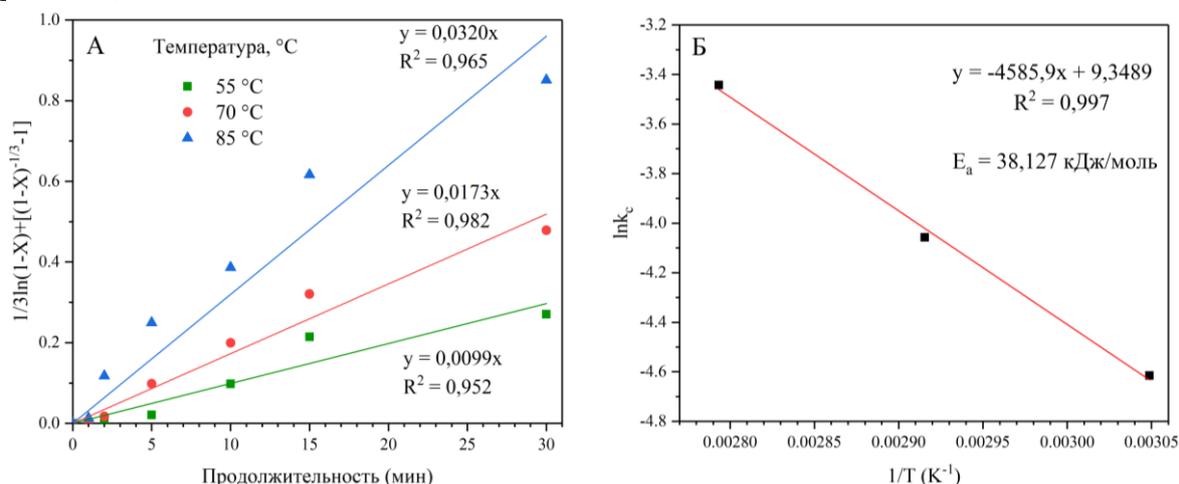


Рисунок 5 – Расчёт углового коэффициента k_c для пирита при различных температурах (А); зависимость логарифма кажущейся константы скорости от обратной температуры для пирита (Б)

По полученным данным, выведены обобщенные кинетические уравнения для азотнокислотного растворения пирита (формула (1)) и арсенопирита (формула (2)) в исследуемых условиях:

$$1/3\ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 6,5365C_{\text{HNO}_3}^{1,369}e^{-38127/RT_t} \quad (1)$$

$$1/3\ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 3,2882C_{\text{HNO}_3}^{1,716}e^{-38710/RT_t} \quad (2)$$

Для определения вероятности смены режима исследуемого процесса был использован метод кинетической функции, по которому рассчитаны значения кажущейся энергии активации: для пирита – 37,63 ÷ 42,65 кДж/моль и для арсенопирита 36,80 ÷ 42,33 кДж/моль при увеличении степени растворения минералов с 40 до 85 %. Следовательно, в ходе азотнокислотного растворения сульфидов режим процесса остаётся неизменным.

Проведены микроскопические исследования нерастворенных остатков. Результаты анализов кеков, полученных при температуре 85 °C, продолжительности 15 минут и концентрации HNO_3 5 моль/дм³, представлены в таблице 5 и на рисунке 6.

Таблица 5 – Результаты исследований спектров 1–7 на микрофотографии А, Б (рисунок 6) кеков азотнокислотного выщелачивания

Элемент, масс. %	Fe	As	S	Al	Si	Na	Mg	K	O
Спектры, № п/п									
1	1,29		72,38	1,01	2,41			0,51	19,96
2	2,98	0,66	2,61	14,28	21,25		0,58	7,36	50,28
3	1,91			11,69	20,46	0,48	1,23	5,54	57,68
4	0,50		74,50	0,83	2,27			0,74	18,46
5	0,29		88,27	0,33	1,44				6,37
6				8,27	25,94			9,83	55,95
7	0,13				36,11	0,21			63,54

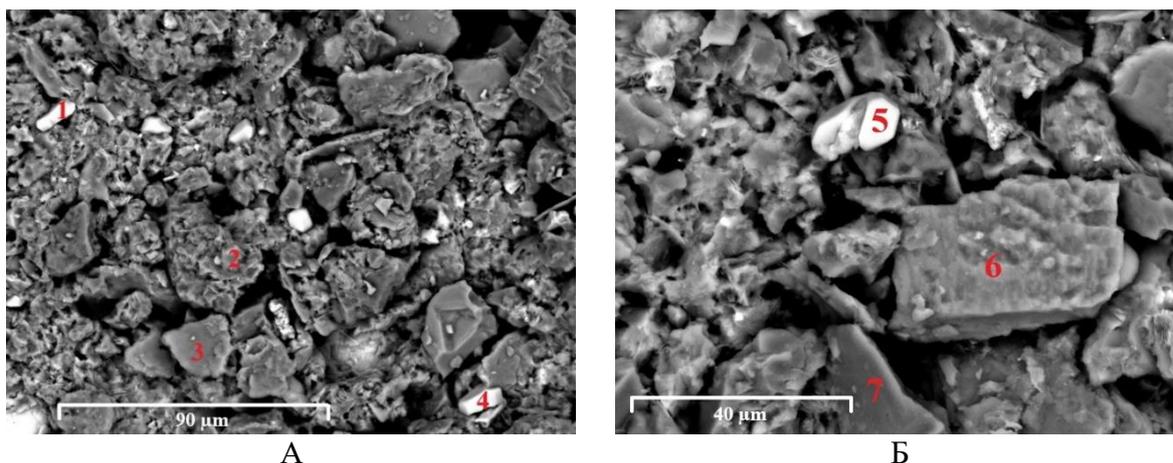


Рисунок 6 – Микрофотографии (А – 90 мкм; Б – 40 мкм) кеков азотнокислотного выщелачивания флотоконцентрата месторождения Маломыр

Согласно данным SEM-EDS, кек азотнокислотного выщелачивания имеет неоднородную шероховатую структуру с большим количеством каверн и углублений. Видны характерные чешуйчатые частицы, в состав которых входят непрореагировавшие в полной мере пирит и арсенопирит, их поверхность покрыта слоем образуемой элементарной серой. Практически гладкую поверхность имеют частицы, относящиеся к алюмосиликатам и/или пустой породе. Следовательно, нерастворенный остаток, в основном, состоит из пустой породы и элементарной серы, что также подтверждается результатами рентгенофазового анализа (рисунок 7).

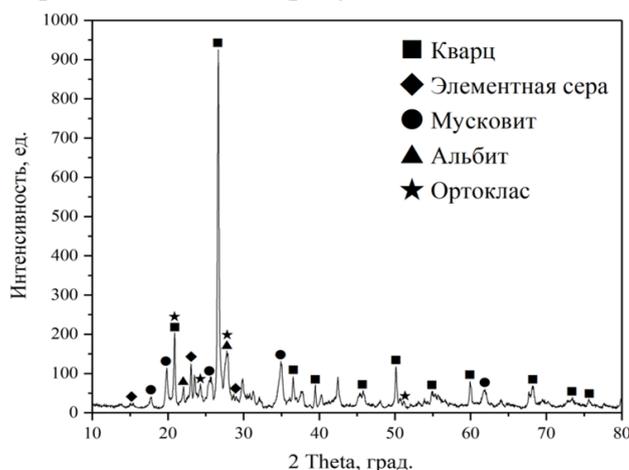


Рисунок 7 – Дифрактограмма фазового состава нерастворенного остатка

При помощи кинетических и аналитических исследований установлено, что лимитирующей стадией процесса азотнокислотного растворения пирита и арсенопирита является диффузия реагентов через слой образуемых твердых продуктов реакций, преимущественно элементарной серы.

В третьей главе рассмотрены поверхностные эффекты ПАВ в процессе атмосферного азотнокислотного выщелачивания, способствующие повышению степени извлечения ценных компонентов, обоснован выбор ПАВ и дана характеристика техническому лигносульфонату (ЛС).

Известно, что ЛС способен адсорбироваться на поверхности твердых частиц. Например, на поверхности сульфидных минералов он адсорбируется в виде многослойного покрытия. Вероятно, аналогичным образом, ЛС образует пленку и на УВ. При этом, попадая в поры частицы, ЛС способен разрушить её. Предполагаемый процесс деструкции УВ схематически представлен на рисунке 8.

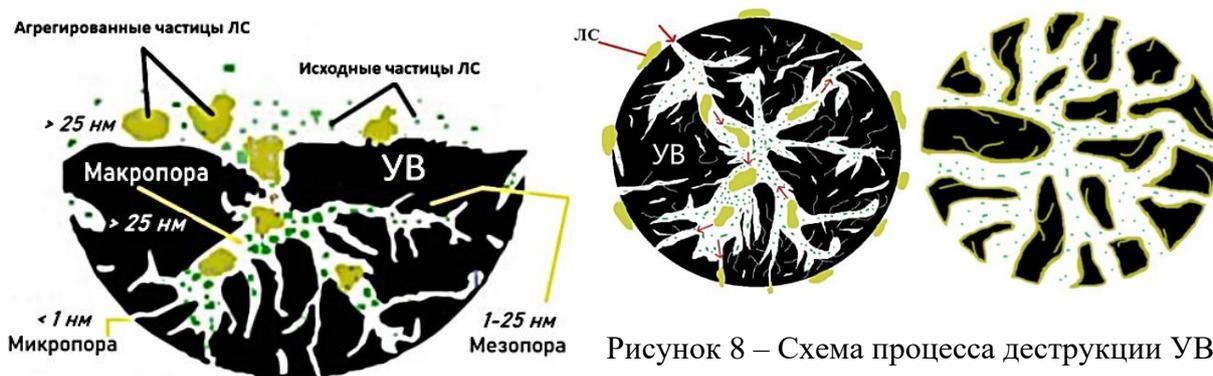


Рисунок 8 – Схема процесса деструкции УВ

Дополнительное измельчение сульфидов и УВ способствует интенсификации процесса с последующим высвобождением инкапсулированного золота, а образующаяся пленка ЛС на поверхностях частиц препятствует их покрытию элементной серой. Вероятно, в случае с УВ, плотный слой ЛС также позволяет снизить его адсорбционную активность. Для подтверждения этого проведены исследования, результаты которых кратко представлены ниже.

Рассмотрено поведение ЛС в средах, моделирующих процессы азотнокислотного выщелачивания. Показано, что ЛС снижает поверхностное натяжение на границе ж-г в широком диапазоне его концентраций от 0,1 до 50 г/дм³. Повышение температуры от 20 до 70 °С, введение в раствор азотной кислоты ЛС усиливает их гидрофобные и, как следствие, поверхностные свойства, что подтверждается большей депрессией поверхностного натяжения.

В модельных условиях атмосферного азотнокислотного выщелачивания установлено, что ЛС адсорбируется на поверхности концентрата и способствует процессам диспергирования (измельчения). На глубину этих поверхностных процессов оказывает влияние температура и рН среды. Процессы адсорбции интенсифицируются с увеличением температуры и при низких значениях рН (~1). Энергия активации адсорбционных процессов составляет 62,2 кДж/моль, что в сочетании с данными ИК-спектроскопии свидетельствует о химической природе сил адсорбционного взаимодействия между молекулами ЛС и частицами концентрата. Поверхностный эффект ЛС реализуется в рамках адсорбционно-расклинивающего механизма.

Эффективность использования ЛС на стадии атмосферного азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр подтверждена циклом лабораторных исследований (таблица 6).

Таблица 6 – Условия и результаты исследований процесса азотнокислого выщелачивания концентрата месторождения Маломыр в присутствии ЛС с последующим цианированием нерастворенных остатков

№ п/п	Условия эксперимента					Показатели				
	С _{ЛС} , г/дм ³	С _{ННОз} , моль/дм ³	t, °С	τ, мин	Ж:Т	Извлечение, %				
						Азотнокислотное выщелачивание			Цианирование без сорбента	С _П
						Fe	As	S		
1	0	5	85	60	1:6	97,9	98,1	84,2	68,0	74,2
2	0,25	5	85	60	1:6	98,2	98,1	84,7	82,3	81,4
3	0,50	5	85	60	1:6	98,3	98,5	84,3	90,0	78,4
4	0,70	5	85	60	1:6	98,8	98,4	85,3	87,5	76,0
5	1,00	5	85	60	1:6	98,1	98,3	85,2	87,0	73,8
6	1,50	5	85	60	1:6	98,0	98,2	85,2	86,2	70,6

Полученные результаты позволили сделать вывод о том, что введение ЛС на стадии азотнокислотного выщелачивания положительно влияет на последующее извлечение золота, которое достигало 90 % при $C_{\text{ЛС}} = 0,5 \text{ г/дм}^3$. Однако в режиме СП извлечение золота заметно ниже. Вероятной причиной такого результата является пассивация лигносульфонатом не только природного УВ, но и вводимого угля (сорбента).

В четвертой главе приведены результаты кинетических исследований азотнокислотного выщелачивания сульфидных минералов с добавлением ЛС. На рисунке 9 показана зависимость растворения пирита и арсенопирита при различных концентрациях ЛС (концентрация $\text{HNO}_3 = 4 \text{ моль/дм}^3$, температура = $70 \text{ }^\circ\text{C}$).

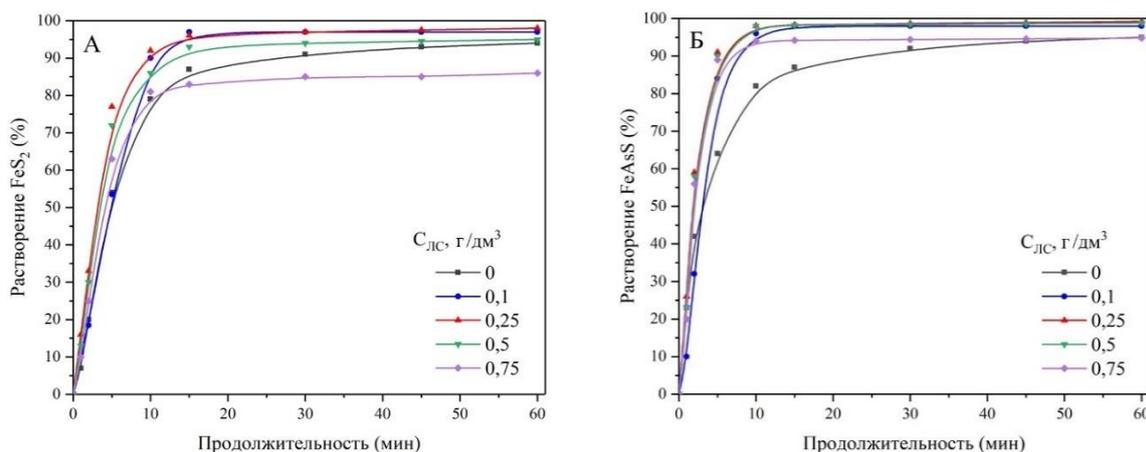


Рисунок 9 – Влияние концентрации ЛС на степень растворения FeS_2 (А), FeAsS (Б)

Максимальная эффективность ЛС с концентрацией $0,25 \text{ г/дм}^3$ наблюдается в первые 5 минут выщелачивания и достигает разницы в 23 % для пирита (при растворении без ЛС – 54 %, в присутствии ЛС – 77 %), 27 % для арсенопирита (при растворении без ЛС – 64 %, в присутствии ЛС – 91 %). Повышение концентрации ЛС (более $0,25 \text{ г/дм}^3$), дает отрицательный эффект, снижая степень растворения минералов, что может объясняться ингибированием поверхности частиц.

Показано влияние концентрации азотной кислоты на растворение пирита и арсенопирита при температуре = $70 \text{ }^\circ\text{C}$ и $C_{\text{ЛС}} = 0,25 \text{ г/дм}^3$ (рисунок 10).

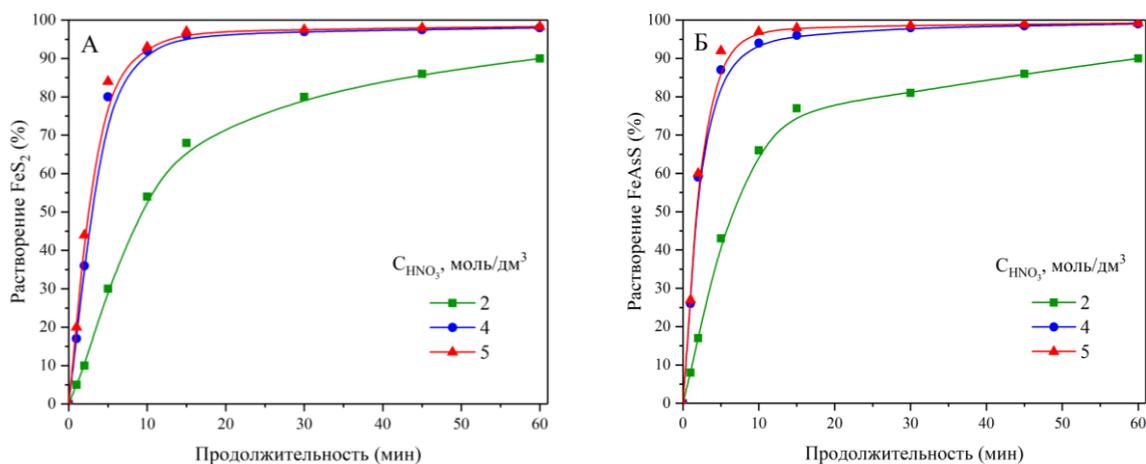


Рисунок 10 – Влияние концентрации азотной кислоты в присутствии ЛС на степень растворения FeS_2 (А), FeAsS (Б)

Из графиков, представленных на рисунке 10 (А, Б), следует, что с увеличением концентрации азотной кислоты с 2 до 5 моль/дм³ степень растворения пирита и арсенопирита заметно возрастает во всем рассматриваемом диапазоне.

Также показано, что увеличение температуры при азотнокислотном выщелачивании в присутствии ЛС практически не влияет на степень растворения сульфидных минералов, которая в завершении процесса достигает 97–99 %.

Для определения режима реакций и расчёта кинетических характеристик использовали модель сжимающегося ядра (МСЯ). Исходя из характера кривых, представленных на рисунках 9–10, кинетические расчёты растворения пирита проводили в период времени 0–30 минут, арсенопирита 0–15 минут. В таблице 7 представлены рассчитанные значения коэффициентов множественной корреляции (R^2) уравнений МСЯ.

Таблица 7 – Результаты расчетов R^2 по уравнениям МСЯ для растворения пирита и арсенопирита

№ п/п	Уравнение $kt = a$, где a :	R^2 для FeS_2			R^2 для $FeAsS$		
		55 °C	70 °C	85 °C	55 °C	70 °C	85 °C
1	$1-3(1-X)^{2/3} + 2(1-X)$	0,906	0,872	0,851	0,956	0,927	0,914
2	X^2	0,863	0,808	0,790	0,911	0,861	0,933
3	$X + (1-X)\ln(1-X)$	0,890	0,848	0,833	0,943	0,907	0,889
4	X	0,819	0,754	0,726	0,831	0,775	0,744
5	$1-(1-X)^{1/2}$	0,867	0,814	0,794	0,892	0,845	0,822
6	$1-(1-X)^{1/3}$	0,886	0,840	0,822	0,913	0,872	0,852
7	$1/3\ln(1-X) + [(1-X)^{-1/3} - 1]$	0,980	0,984	0,978	0,976	0,983	0,987

По результатам расчетов установлено, что уравнение (7) из таблицы 7 имеет наибольшие значения коэффициентов корреляции для исследуемых минералов во всем рассматриваемом температурном диапазоне, что может указывать на диффузионные ограничения при протекании реакций растворения.

Графическим методом определены кажущиеся энергии активации: для пирита – 14,1 кДж/моль, арсенопирита – 10,5 кДж/моль (рисунок 11); рассчитаны эмпирические порядки по концентрации азотной кислоты: для пирита – 2,45, арсенопирита – 2,69.

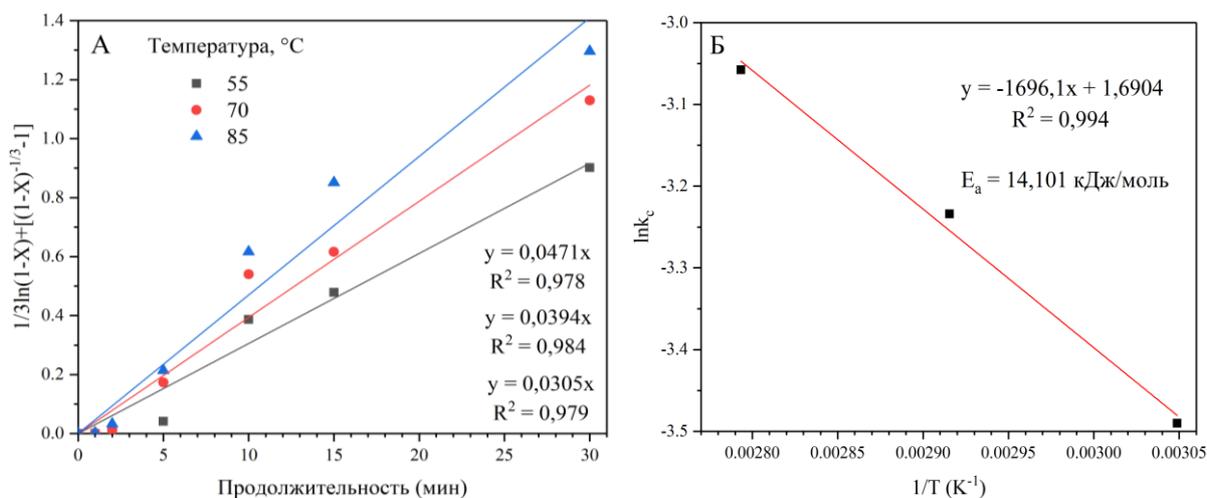


Рисунок 11 – Расчёт углового коэффициента k_c для пирита при различных температурах (А); зависимость логарифма кажущейся константы скорости от обратной температуры для пирита (Б)

По полученным результатам выведены обобщенные кинетические уравнения для азотнокислотного растворения пирита (формула (3)) и арсенопирита (формула (4)) в исследуемых условиях:

$$1/3\ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 8,8914C_{\text{HNO}_3}^{2,451}e^{-14101/RT_t} \quad (3)$$

$$1/3\ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 29,7741C_{\text{HNO}_3}^{2,693}e^{-10511/RT_t} \quad (4)$$

Для определения вероятности смены режима исследуемого процесса был использован метод кинетической функции, по которому рассчитаны значения кажущейся энергии активации: для пирита $14,69 \div 16,99$ кДж/моль и для арсенопирита $10,10 \div 11,68$ кДж/моль при увеличении степени растворения минералов с 40 до 85 %. Следовательно, режим процесса азотнокислотного растворения сульфидов в присутствии ЛС остаётся неизменным.

Проведены микроскопические исследования нерастворенных остатков. По результатам SEM-EDS (рисунок 12, таблица 8) видно, что частицы кека, полученные при азотнокислотном выщелачивании в присутствии ЛС, имеют совершенно иную морфологию, чем при выщелачивании без ЛС. Сфероидальные частицы имеют сетчатую, волокнистую структуру и представлены в основном недорастворенными сульфидными минералами и продуктами реакций. Элементная сера локально находится в округлой губчатой форме. За счет эмульгирующего действия ЛС на серу образуются не сплошные плавы и кристаллиты, а проницаемые для растворителя образования. Также вследствие расклинивающего эффекта от применяемого ПАВ, можно наблюдать наличие более мелких частиц, относительно результатов SEM-EDS без ЛС, что подтверждается гранулометрическим анализом (рисунок 13).

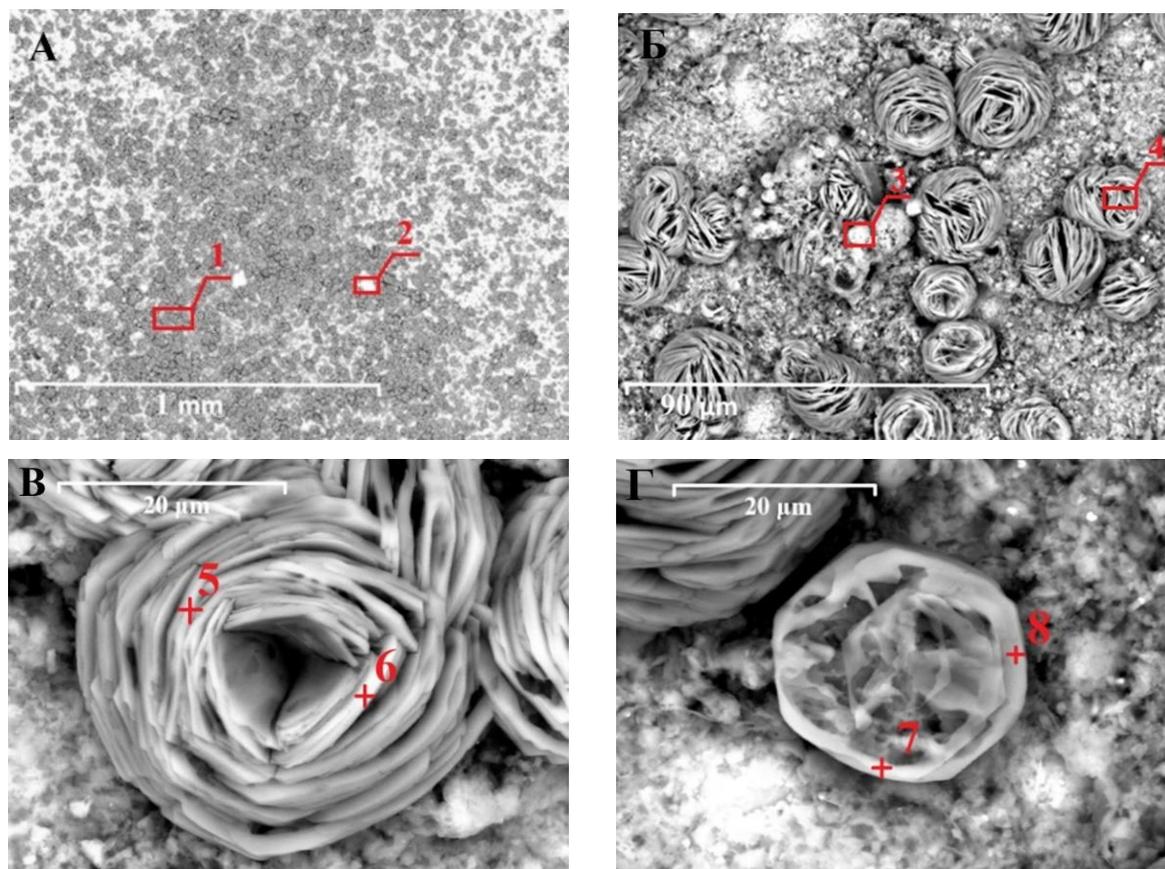
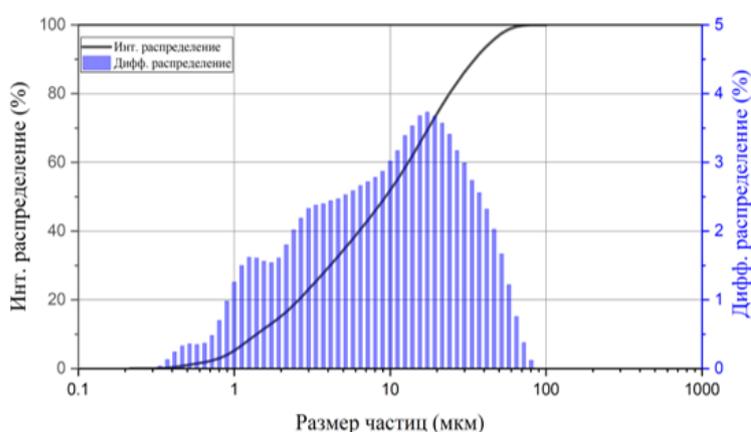


Рисунок 12 – Микрофотографии (А – 1 мм; Б – 90 мкм; В, Г – 20 мкм) кеков азотнокислотного выщелачивания флотоконцентрата месторождения Маломыр в присутствии ЛС

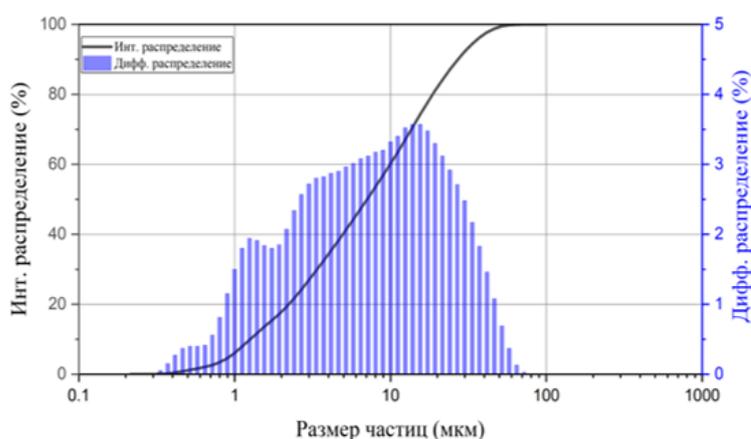
Таблица 8 – Результаты исследований спектров 1–8 на микрофотографии А, Б, В, Г (рисунок 12) кеков азотнокислотного выщелачивания в присутствии ЛС

Элемент, масс. %	Fe	As	S	Al	Si	Na	Mg	K	O
Спектры, № п/п									
1	10,00	2,53	15,80	3,05	7,35	0,56		1,62	58,55
2	1,29		2,21	1,35	26,44	5,97	1,81	0,64	43,25
3	1,16	2,47	47,28	1,80	3,47	0,44		0,52	41,50
4	16,67	2,36	20,22	0,30	0,50			0,19	59,74
5	16,14	3,43	20,26		0,21				59,96
6	14,88	2,68	19,27		0,22				62,94
7	10,45	2,94	14,64	2,05	4,27	0,40		1,05	61,32
8	18,87	2,64	21,38	1,01	2,50			0,91	52,68



Размер, мкм	%
0,20–0,50	1,00
0,50–1,00	4,26
1,00–2,00	9,99
2,00–5,00	19,21
5,00–10,00	17,43
10,00–20,00	22,33
20,00–45,00	21,09
45,00–75,00	4,69

А



Размер, мкм	%
0,20–0,50	1,13
0,50–1,00	4,97
1,00–2,00	11,77
2,00–5,00	22,47
5,00–10,00	19,83
10,00–20,00	21,86
20,00–45,00	16,49
45,00–75,00	1,48

Б

Рисунок 13 – Интегральная и дифференциальная кривые распределения частиц нерастворенного остатка по крупности (А – без ЛС, Б – в присутствии ЛС)

В целом, описанные поверхностные явления способствуют более интенсивному растворению минералов за счет снижения вызванных продуктами реакций диффузионных затруднений, что подтверждают следующие результаты:

- кинетические расчеты показывают, что значения кажущейся энергии активации снижаются с 38,1 кДж/моль до 14,1 кДж/моль для пирита и с 38,7 кДж/моль до 10,5 кДж/моль для арсенопирита; эмпирические порядки по азотной кислоте увеличиваются с 1,37 до 2,45 для пирита и с 1,72 до 2,69 для арсенопирита.

- проведенные аналитические исследования подтверждают, что нерастворенный остаток после азотнокислотного выщелачивания с добавлением ЛС состоит из пустой породы и/или алюмосиликатов и элементарной серы, как и в случае с кеком без ЛС. Однако, различная морфология частиц и уменьшение крупности материала позволяют сделать вывод об изменении механизма процесса.

В пятой главе приведены результаты укрупненно-лабораторных испытаний, предложена принципиальная технологическая схема переработки упорного золотосульфидного флотоконцентрата месторождения Маломыр (рисунок 14).

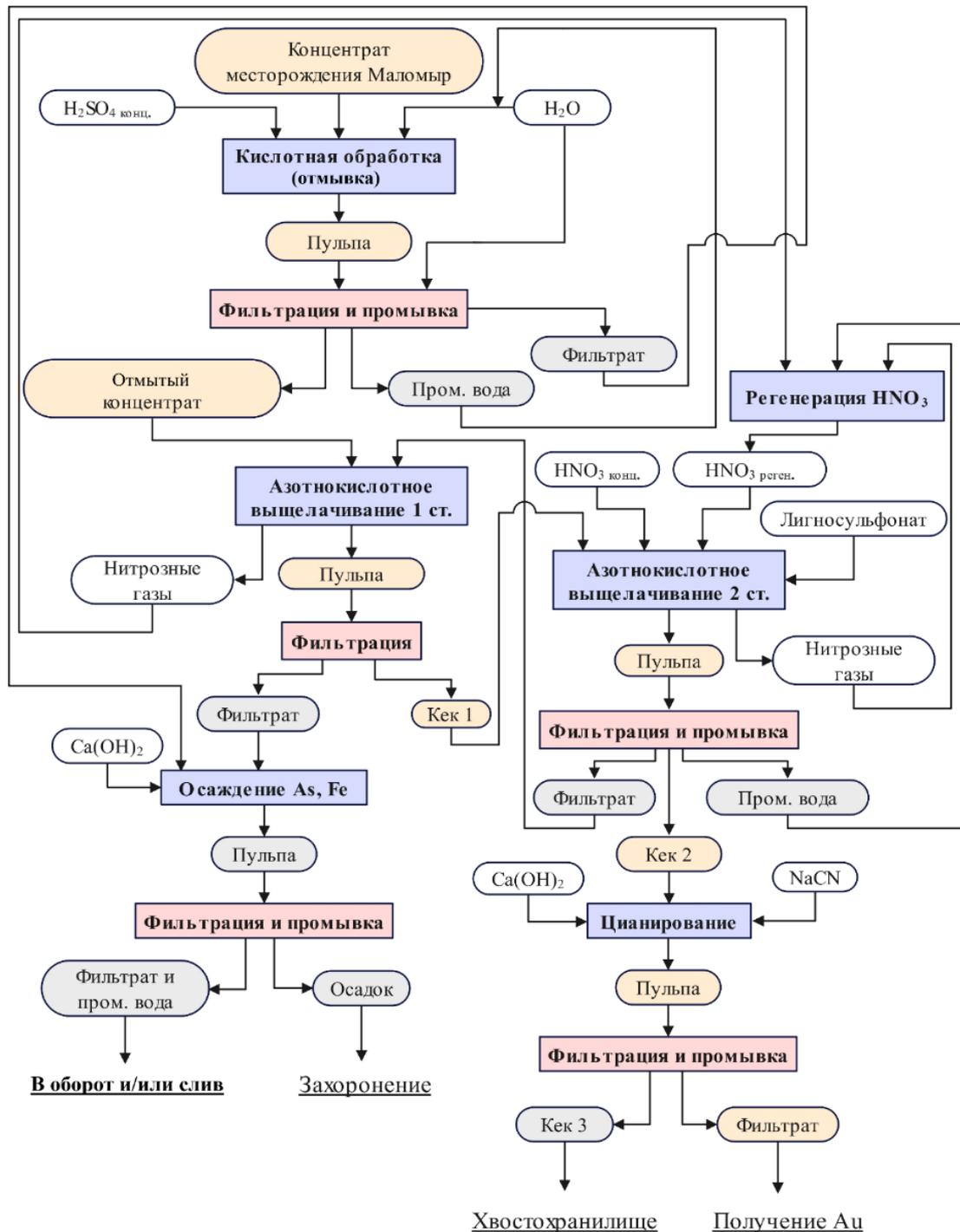


Рисунок 14 – Принципиальная технологическая схема переработки упорного золотосульфидного флотоконцентрата месторождения Маломыр

Технологическая схема включает в себя следующие основные стадии:

1. Кислотная обработка (отмывка) исходного концентрата, позволяющая удалить хлорид-ионы, которые могут приводить к потерям золота;
2. Двухстадийное азотнокислотное выщелачивание в присутствии ЛС, позволяющее высвободить золото, ассоциированное с сульфидными минералами, и частично окислить и пассивировать органический углерод, снизив при этом его адсорбционные свойства по отношению к золотоцианистому комплексу;
3. Улавливание образующихся при выщелачивании нитрозных газов с последующей регенерацией азотной кислоты и возвратом ее на вторую стадию выщелачивания;
4. Выделение железа и мышьяка из фильтрата азотнокислотного выщелачивания в виде стабильного нерастворимого осадка (арсената железа);
5. Цианирование нерастворенного остатка.

Представлена аппаратно-технологическая схема, рассчитан материальный баланс переработки 100 тыс. т флотационного концентрата месторождения Маломыр, дана оценка технико-экономической эффективности. Выручка от реализации золота составит 15 800 млн руб./год при переработке 100 тыс. т концентрата. Интегральный экономический эффект составит 616 млн руб., дисконтированный срок окупаемости проекта – 7 лет.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Одним из перспективных способов переработки упорных золотосульфидных концентратов является азотнокислотное выщелачивание. С целью интенсификации технологических процессов переработки такого сырья актуальным направлением является применение ПАВ.

2. Аналитическими и экспериментальными исследованиями установлено, что флотационный концентрат месторождения Маломыр относится к сырью двойной упорности. При проведении лабораторных экспериментов по азотнокислотному выщелачиванию исследуемого концентрата с использованием методов математического планирования установлены основные параметры процесса: концентрация азотной кислоты 5 моль/дм³, соотношение Ж:Т = 6:1, продолжительность 60 мин, температура 85 °С. При этом наблюдается практически полное растворение пирита (95,4 %) и арсенопирита (96,2 %), степень извлечения золота в раствор при цианировании в режиме СП составила 74,0 %, без сорбента – 67,5 %. Однако, по мере уменьшения растворения сульфидных минералов, снижается и степень извлечения золота, следовательно, требуется максимальное вскрытие сульфидной матрицы с целью высвобождения золота.

3. В ходе проведения укрупненных лабораторных экспериментов подтверждены результаты по азотнокислотному растворению пирита (96,5 %) и арсенопирита (97,1 %), что позволило утверждать об эффективности применения процесса азотнокислотного вскрытия исследуемого сырья с целью высвобождения золота. Степень извлечения золота в раствор при цианировании в режиме СП составила 74,2 %, без сорбента – 68,0 %. Вероятной причиной невысокого извлечения золота является присутствие в материале углистой составляющей, проявляющей сорбционные свойства к растворенному золоту, а также образующаяся элементарная сера, вызывающая диффузионные затруднения.

4. Установлено, что в модельных условиях атмосферного азотнокислотного выщелачивания ЛС адсорбируется на поверхности концентрата и способствуют процессам диспергирования (измельчения). На глубину этих поверхностных процессов оказывает влияние температура и рН среды. Процессы адсорбции интенсифицируются с

увеличением температуры, в том числе при низких значениях рН (~1). Энергия активации адсорбционных процессов составила 62,2 кДж/моль, что в сочетании с данными ИК-спектроскопии свидетельствует о химической природе сил адсорбционного взаимодействия между молекулами ЛС и исследуемым концентратом.

5. Подтверждена эффективность использования ЛС на стадии процесса атмосферного азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр: в сопоставимых условиях при введении ЛС удалось увеличить степень извлечения золота на 22 % (с 68 до 90 %).

6. Проведены кинетические исследования азотнокислотного выщелачивания с добавлением ЛС золотосульфидного концентрата месторождения Маломыр. Рассчитаны значения кажущейся энергии активации по МСЯ: для арсенопирита 10,5 кДж/моль, пирита 14,1 кДж/моль. Эмпирические порядки по концентрации азотной кислоты составили для пирита – 2,45, арсенопирита – 2,69.

7. Для описания кинетики растворения пирита и арсенопирита в исследуемых условиях выведены полуэмпирические уравнения, отражающие влияние изменяемых параметров (концентрации ПАВ, азотной кислоты, температуры) на лимитирующую стадию процесса выщелачивания:

$$\text{Для FeS}_2: 1/3 \ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 8,8914 C_{\text{HNO}_3}^{2,451} e^{-14101/RT_t}$$

$$\text{Для FeAsS: } 1/3 \ln(1 - X) + [(1 - X)^{-1/3} - 1] = 29,7741 C_{\text{HNO}_3}^{2,693} e^{-10511/RT_t}$$

8. С использованием метода кинетической функции показано, что в ходе азотнокислотного растворения сульфидных минералов при различных температурах режим процесса остаётся неизменным.

9. Обоснованы закономерности функционального действия лигносульфоната по адсорбционно-расклинивающему и эмульгирующему механизмам в процессе азотнокислотного выщелачивания упорного золотосульфидного концентрата. Проведенные расчеты кинетики процесса, а также аналитические исследования позволяют утверждать о снижении вызванных продуктами реакций затруднений, что подтверждают следующие результаты:

- значения кажущейся энергии активации снижаются с 38,1 кДж/моль до 14,1 кДж/моль для пирита и с 38,7 кДж/моль до 10,5 кДж/моль для арсенопирита; эмпирические порядки по концентрации азотной кислоты увеличиваются с 1,37 до 2,45 для пирита и с 1,72 до 2,69 для арсенопирита.

- аналитические исследования показывают, что нерастворенный остаток после азотнокислотного выщелачивания с добавлением ЛС состоит из пустой породы и/или алюмосиликатов и элементной серы, как и в случае с кеком без ЛС. Однако, различная морфология частиц и уменьшение крупности материала также позволяют сделать вывод об изменении механизма процесса.

10. Укрупненно-лабораторные испытания позволили предложить принципиальную технологическую схему переработки упорного золотосульфидного флотоконцентрата месторождения Маломыр с извлечением золота 90 %.

11. Выполнены расчеты постадийного материального баланса переработки исследуемого концентрата. Произведены расчеты технико-экономических показателей предлагаемой технологической схемы. Выручка от реализации золота составит 15 800 млн руб./год при переработке 100 тыс. т концентрата. Интегральный экономический эффект составит 616 млн руб., дисконтированный срок окупаемости проекта – 7 лет.

Рекомендации, перспективы дальнейшей разработки темы

Дальнейшие исследования по обозначенной тематике диссертационной работы будут связаны с идентификацией, определением возможных форм и структур и выявлением природы сорбционной активности углистых веществ, а также изучением поведения их при контакте с поверхностно-активными веществами в атмосферных условиях.

Исследования, разработка способов и технологий, направленных на применение ПАВ в гидрометаллургии, в частности при атмосферном окислении руд и концентратов цветных металлов, могут значительно повлиять на промышленное вовлечение в переработку упорного углистого сырья с целью достижения высоких показателей извлечения целевых компонентов и уменьшения негативного воздействия на окружающую среду.

Основные результаты диссертации изложены в следующих публикациях:

статьи, опубликованные в рецензируемых научных журналах и изданиях, определённых ВАК РФ и Аттестационным советом УрФУ:

1. Rusalev, R. Development of a two-stage hydrometallurgical technology for processing gold-antimony concentrate from the Olimpiadinskoe deposit / R. Rusalev, D. Rogozhnikov, O. Dizer, **D. Golovkin**, K. Karimov // *Materials*. – 2023. – Vol. 16(13). – № 4767. 1,1 п.л./0,4 п.л. (Scopus/Web Of Science).

2. Shklyayev, Y. Kinetics of nitric acid leaching of bornite and chalcopyrite / Y. Shklyayev, O. Dizer, T. Lugovitskaya, **D. Golovkin**, D. Rogozhnikov // *Chimica Techno Acta*. – 2023. – Vol. 10(4). – № 202310410. 0,3 п.л./0,1 п.л. (Scopus).

3. Rusalev, R. Reducing of Gold Loss in Processing Au-Sb Sulfide Concentrates / R. Rusalev, **D. Golovkin**, D. Rogozhnikov // *AIP "Proceedings of the 16th International Conference on Industrial Manufacturing and Metallurgy"*. – 2022. – V. 2456. – № 020040. 0,6 п.л./0,2 п.л. (Scopus).

4. Karimov, K. Deposition of Arsenic from Nitric Acid Leaching Solutions of Gold–Arsenic Sulphide Concentrates / K. Karimov, D. Rogozhnikov, E. Kuzas, O. Dizer, **D. Golovkin**, M. Tretiak // *Metals*. – 2021. – V. 11(6). – № 889. 1,5 п.л./0,3 п.л. (Scopus/Web Of Science).

Патент:

5. Патент 2824166 РФ. Способ переработки углистых золотосодержащих концентратов: опубл. 06.08.2024 / Д.А. Рогожников, Т.Н. Луговицкая, **Д.И. Головкин**, О.А. Дизер; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВО УрФУ. – Изобретения. Полезные модели. – Бюл. № 22. 2024. – 9с.

Другие публикации:

6. **Головкин, Д.И.** Перспективный способ переработки золотосодержащих упорных руд, содержащих органические углистые вещества / **Д.И. Головкин**, Т.Н. Луговицкая, Д.А. Рогожников // Перспективы развития, совершенствования и автоматизации высокотехнологичных производств: материалы XIV Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Иркутск. – 2024. – С. 28–31. 0,2 п.л./0,1 п.л.

7. Данилин, Л.М. Гидрометаллургическая переработка золотосодержащих углистых концентратов в присутствии поверхностно-активных веществ / Л.М. Данилин, Т.Н. Луговицкая, **Д.И. Головкин**, Д.А. Рогожников // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXII Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург. – 2024. – С. 236–238. 0,15 п.л./0,1 п.л.

8. **Головкин, Д.И.** Азотнокислотное выщелачивание золотосульфидного углистого концентрата месторождения Маломыр / **Д.И. Головкин**, Т.Н. Луговицкая, А.А. Бабинцев, А.С. Завальнов, Д.А. Рогожников // Труды VI Конгресса с международным участием «ТЕХНОГЕН-2023» «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований». Екатеринбург. – 2023. – С. 82–84. 0,15 п.л./0,1 п.л.

9. **Головкин, Д.И.** Переработка золотосульфидного сырья двойной упорности в атмосферных условиях / **Д.И. Головкин**, Я.В. Энтин, О.А. Дизер, Т.Н. Луговицкая, Д.А. Рогожников // Современные технологии производства цветных металлов: материалы Международной научной конференции, посвященной памяти С. С. Набойченко «Современные технологии производства цветных металлов». Екатеринбург. – 2023. – С. 41–46. 0,25 п.л./0,1 п.л.

10. Бабинцев, А.А. Азотнокислотное вскрытие сульфидного золотосодержащего концентрата двойной упорности / А.А. Бабинцев, **Д.И. Головкин**, О.А. Дизер, Д.А. Рогожников // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVIII Национальной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург. – 2023. – С. 321–324. 0,2 п.л./0,1 п.л.

11. **Головкин, Д.И.** Гидрометаллургическая переработка золотосодержащих руд двойной упорности / Д.И. Головкин, О.А. Дизер, Ю.Е. Шкляев, Д.А. Рогожников // Metallurgy цветных, редких и благородных металлов: сборник докладов XV международной конференции имени члена-корреспондента РАН Геннадия Леонидовича Пашкова. Красноярск. – 2022. – С. 113–118. 0,25 п.л./0,1 п.л.

12. **Головкин, Д.И.** Осаждение мышьяка из растворов азотнокислотного выщелачивания золото-мышьяковистых сульфидных концентратов / **Д.И. Головкин**, О.А. Дизер, К.А. Каримов, Д.А. Рогожников // Современные технологии производства цветных металлов: материалы Международной научной конференции, посвященной 80-летию С. С. Набойченко «Современные технологии производства цветных металлов». – 2022. – С. 123–128. 0,25 п.л./0,1 п.л.

13. **Головкин, Д.И.** Гидрометаллургическая технология переработки трудновскрываемого сульфидного золотосодержащего сырья / **Д.И. Головкин**, Р.Э. Русалев, О.А. Дизер, А.А. Бабинцев, Д.А. Рогожников // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVI Национальной научно-технической конференции, проводимой в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады. – 2021. – С. 235–238. 0,2 п.л./0,1 п.л.