

**АКАДЕМИЯ НАУК РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН
ИНСТИТУТ ХИМИИ ИМ. В.И. НИКИТИНА**

На правах рукописи

ХОЛОВ Холмахмад Исроилович

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ
ФЛОТАЦИИ РУД НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ
ДЖИЖИКРУТСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
ТАДЖИКИСТАНА**

Специальность: 02.00.04 - физическая химия

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
кандидат технических наук
Самихов Ш.Р.

Душанбе – 2019

О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА I. ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТО – СУРЬМЯНЫХ РУД (ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ)	10
1.1. Краткая характеристика основ обогащения и извлечения золото – сурьмяных руд	10
1.2. Флотационное и гравитационное обогащение золото – сурьмяных руд	14
1.3. Практики обогащения сурьмяных руд	21
1.4. Теоретические основы нецианистых способов выщелачивания золотосодержащих руд	23
1.5. Механизм и кинетика тиомочевинного выщелачивания золота	25
1.6. Тиосульфатное выщелачивание золота	28
1.7. Выщелачивание в растворах хлора	29
1.8. Йодидное выщелачивание золота	30
1.9. Заключение к «Обзору литературы»	32
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ	
ГЛАВА II. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТО- СУРЬМЯНО-РТУТНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖИЖИКРУТ РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН	33
2.1. Геолого-минералогическая характеристика золото- сурьмяно-ртутных руд месторождения Джижикрута	41
2.2. Методика эксперимента	42
2.2.1. Сущность флотационного обогащения руды	42
2.2.2. Физико-химические основы метода рентгенофазового анализа	42
2.2.3. Основы йодометрического метода титрования	43

ГЛАВА III. ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖИЖИКРУТ РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН	45
3.1. Технология обогащения руд нижних горизонтов Джижикрутского месторождения	45
3.2. Рентгеноструктурный анализ исходной руды и продуктов флотации золото-сурьмяно-ртутных руд	50
3.3. Определение содержания золота из золото-сурьмяно-ртутных руд с адсорбцией активированным углем-йодометрическим методом	54
3.4. Исследование по выщелачиванию золота из хвостов флотации ацетилтиомочевинной	59
3.5. Тиомочевинное выщелачивание золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов	65
3.6. Схема гидрометаллургической переработки золота из хвостов флотации методом ацетилтиомочевинного выщелачивания	72
ГЛАВА IV. КИНЕТИКА И МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА АЦЕТИЛТИОМОЧЕВИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ	74
4.1. Кинетика процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации	74
4.2. Моделирование технологических процессов выщелачивания золота из хвостов флотации	80
4.3. Влияние вещественного состава руд на процесс ацетилтиомочевинного, тиомочевинного выщелачивания и оценка перспектив использования этого процесса для извлечения золота из хвостов флотации месторождения Джижикрута	88
ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ	90
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	92
ПРИЛОЖЕНИЕ	106

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Месторождения сурьмы известны в Китае, России, Таджикистане, Болгарии, ЮАР, Алжире, Азербайджане, Финляндии, Казахстане, Сербии, Киргизии. Согласно опубликованным прогнозам ежегодный прирост потребления первичной сурьмы до 2020 г. оценивается в 2,5 – 3,1%.

В соответствии с геологическими запасами основными поставщиками сурьмяного сырья являются Китай – 47 %, Россия – 17 %, Таджикистан – 12 %; в этих трех странах добыча составляет около 3/4 от мировой. Основная масса концентратов из этих стран направляется на экспорт, так как потребление концентратов добывающими странами невелико. Главные перерабатывающие центры сосредоточены в Китае, США, Англии и Японии. Обеспеченность сурьмяной промышленности мира имеющимися запасами металла при современном уровне потребления сурьмы – порядка 25-30 лет. Поэтому проблема комплексности использования сурьмосодержащего сырья является **актуальной** задачей.

Многие сурьмяно-ртутные месторождения богаты драгоценными металлами. Одним из таких месторождений является Джижикрутское сурьмяно-ртутно-золотосодержащее месторождение. При этом в переработку в ближайшей перспективе будут вовлекаться золотосодержащие руды нижнего горизонта сурьмяно-ртутного месторождения Джижикрут, в котором содержание попутных элементов значительно возрастает.

В соответствии с литературными данными и минералогического состава золото непосредственно связано с минералами сурьмы, в частности с антимонитом, в виде средних по величине, тонких или субмикроскопических включений металлического золота, а также некоторых золотосодержащих сульфидов: например, пирита. При флотации этих руд основная часть золота не обогащается в концентрат, а переходит в хвосты и можно его извлекать из хвостов флотации. Таким образом, разработка новых технологий для извлечения золота из хвостов флотации является **актуальной задачей**.

Диссертационная работа содержит сведения о современных технологиях и используемых новых методах при выщелачивании золота из хвостов флотации, практике выделения благородных металлов при пиromеталлургическом производстве, в т.ч. выделении из растворов благодаря гидрометаллургическим процессам.

В диссертации рассмотрены ресурсы, технологии обогащения руд нижних горизонтов месторождения Джижикрут. Изучаются возможности переработки руд нижних горизонтов и получение собственно золота из хвостов флотации.

Целью настоящей работы является разработка технологии переработки сурьмяно-ртутно-золотосодержащих руд нижнего горизонта месторождения Джижикрута, обеспечивающего максимальное извлечение золота из хвостов флотации методом ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания.

В связи с поставленной целью решаются следующие задачи:

- ⇒ изучение вещественного состава руды нижних горизонтов месторождения Джижикрута;
- ⇒ исследование условий ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания золота из продуктов обогащения;
- ⇒ определение физико-химического состава исходной золото-сурьмяно-ртутных руд и продуктов флотации;
- ⇒ определение содержания золота из золото-сурьмяно-ртутных руд с адсорбцией активированным углем-йодометрическим методом;
- ⇒ изучение кинетики процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов месторождения Джижикрута;
- ⇒ изучение моделирования процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов месторождения Джижикрута;

Научная новизна работы:

➤ впервые установлены физико-химические закономерности выщелачивания золота ацетилтиомочевинной и тиомочевинной из хвостов флотации месторождения Джижикрут.

➤ исследована кинетика и механизм выщелачивания золота из хвостов флотации. На основании проведённых кинетических расчётов установлен механизм протекания процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации и разработана принципиальная технологическая схема переработки золота.

Практическая значимость работы:

❖ разработана технология переработки золото-сурьмяно-ртутных руд нижних горизонтов месторождения Джижикрута, включающая флотационное обогащение, получение продуктов обогащения, выщелачивание золота из хвостов флотации с последующим извлечением из него золота;

❖ проведены исследования процесса извлечения золота из хвостов флотации методом ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания. На основании проведённых исследований найдены оптимальные условия ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации руды нижнего горизонта Джижикрутского месторождения.

Методология и методы исследования.

Обоснованность результатов и научных выводов работы обеспечена большим объемом выполненных экспериментов с применением современных методов исследования: условий ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания, физико-химического состава исходной и продуктов флотации, а также адсорбцией активированным углем-йодометрическим методом. Испытаны физико-химические методы обогащения минерального сырья в лабораторных условиях.

Для графической, химической и математической обработки результатов использовались программы «Power Point 2016», «ISIS Draw 2,4», «Math Type Server» и «DataFit 9.1».

Теоретической и методологической основой исследования являлись работы современных отечественных и зарубежных учёных в области гидрометаллургии и технологии переработки золотосодержащего сырья.

Основные положения, выносимые на защиту:

- результаты исследований по выявлению основных кинетических закономерностей растворения золота в ацетилтиомочевинном и тиомочевинном растворах;
- результаты химико-технологического изучения объектов исследований;
- результаты изучения физико-химического состава исходного сырья и продуктов флотации, его разложения дифференциально-термическим, рентгенофазовым методами;
- результаты исследования эффективности использования ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания для извлечения золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов Джижикрутского месторождения;
- разработка принципиальной технологической схемы переработки золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов месторождения Джижикрут с использованием ацетилтиомочевинного выщелачивания.

Апробация работы. Материалы диссертации докладывались и обсуждались на: международной научно – практической конференции, посвященной 1150-летию персидского-таджикского ученого – энциклопедиста, врача, алхимика и философа Абу Бакра ибн Закария Рази (г.Душанбе, 2015 г.); конференции XIII Нумановские чтения «Достиж. хим. науки за 25 лет Государственной независимости РТ», посвящённые 70-летию образования Института химии им. В.И. Никитина АН РТ (г.Душанбе, 2016 г.); конференции «Роль молод. учен. в развитии науки, инноваций и

технологий», посвященной 25-летию Государственной независимости РТ (ТГНУ, Душанбе 2017 г.); Респуб. научно – прак. конф. «Перспект. инновац.технол. в развитии химич. промышленности Таджикистана» (ТНУ, г.Душанбе, 2017 г.); VII всероссийской научно-прак. конф. с междун. участием, посвященной 55-летию кафедры автоматизации производственных процессов (г.Иркутск, 2017 г.); республиканской научно-практической конференции «Перспективы развития естественных наук» в РТСУ (г.Душанбе, 2018 г.); XLVI Международной научной конференции «Итоги науки в теории и практике, 2018, «Евразийское Научное Объединение» (г.Москва, 2018 г.); республиканской научно – практической конференции «Техника и технология: основные проблемы, достижения и инновации» (Технический колледж г.Душанбе, 2018 г.); республиканской научно - практической конференции «Проблемы металлургической отрасли, строительства, маркшейдерского дела и пути их решения на современном этапе» (ГМИТ, г.Бустон, 2018 г.); Научное знание современности: Материалы международной научно-практической конференции: Мероприятия Общества Науки и Творчества (г.Казань, 2019 г.) и т. д.

Вклад автора заключается в нахождении способов и решений поставленных задач, планировании и проведении лабораторных испытаний, применении экспериментальных и расчётных методов для достижения намеченной цели, обработке, анализе и обобщении результатов эксперимента и расчётных результатов работы, а также их публикации, формулировке и составлении основных положений и выводов диссертации.

Публикации. По результатам исследований опубликовано 16 научных работ, из них 4 статьи в рецензируемых журналах, рекомендуемых ВАК Министерства высшего образования и науки Российской Федерации, 11 тезисов докладов на республиканских и международных конференциях и получен 1 малый патент Республики Таджикистан.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, посвященных обзору литературы, технике эксперимента и

экспериментальным исследованиям, а также выводов и списка использованной литературы. Диссертационная работа изложена на 107 страницах компьютерного набора, включает 19 таблиц, 31 рисунок и 142 библиографические ссылки.

ГЛАВА I. ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТО – СУРЬМЯНЫХ РУД (ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ)

В настоящем обзоре литературы рассмотрен вопрос обогащения, извлечения и выщелачивания золота из золото-сурьмяных и других руд. Эти виды руды приобретают всё большее значение в связи с наличием в Таджикистане их больших запасов.

Исследования по разработке методов обогащения и выщелачивания золотых руд тиомочевинным, автоклавным, тиосульфатным, йодным, бромным и хлорным методами позволили исследователям найти оптимальные условия переработки минеральной руды.

1.1. Краткая характеристика основ обогащения и извлечения золото – сурьмяных руд

Технологические процессы обогащения и производства золота совершенствовались в течение многих столетий. Такие способы, как промывка песков, дезинтеграция вручную в каменных ступках, жерновах были известны с древних веков. Обогащение проводилось на примитивных шлюзах-желобах, а золото улавливалось на шкурах диких животных. В Древнем Египте была известна плавка золота, а процесс амальгамации впервые применили 2000 лет назад. Центрами добычи золота являлись Африка (ЮАР, Намибия), Азия (Китай, Узбекистан) Европа (Испания, Россия - Кавказ) Америка (США, Мексика, Канада, Бразилия, Чили и т.д.). Особое развитие производство золота получило в связи с применением его как меновой ценности, когда оно стало выполнять функцию денежных знаков [1].

Авторами [2] отмечается, что золото и серебро часто сопутствуют сурьме; изоморфные включения этих металлов, как правило, присутствуют в ее минералах. Кроме того, золото и серебро нередко присутствуют в сопутствующих минералах, особенно в рудном кварце и сульфидах железа.

Одним из распространенных способов извлечения золота из руд является цианирование. Однако процесс цианирования в присутствии сурьмы, вследствие вредного ее действия, чрезвычайно осложняется [3] – резко снижается извлечение золота и серебра, так как переходящие в цианистый раствор сульфосоединения сурьмы легко окисляются, расходуя необходимый для цианирования растворенный кислород; кроме того, на поверхности частиц золота и серебра образуется пленка нерастворимых соединений сурьмы, препятствующих контакту с цианистым раствором.

Предложенные многочисленные меры устранения вредного действия сурьмы на процесс цианирования оказались малоэффективными или экономически невыгодными. Следует также иметь в виду, что присутствие сурьмы в цианистых растворах при цементации благородных металлов из раствора цинком создает опасность выделения высокотоксичного стибина, а наличие сурьмы в цементном осадке затрудняет его аффинажную плавку [4,5].

В запасах золота существенную роль играют эндогенные, экзогенные и техногенные месторождения.

В работе [6] авторы предполагают, что среди гидротермальных месторождений золота по минеральным ассоциациям выделяют несколько основных формаций: золото-баритовая, золото-карбонатная золотокварцевая, золото-кварц-висмутиновая, золото – сульфидная, золото-кварц-сульфидная, антимонитная и золото-кварц-арсенопиритовая.

В состав золотокварцевых руд входит до 5% сульфидов такие как - марказит, пирит, жильный минерал – кварц, халькопирит, сфалерит, пирротин, арсенопирит, реже галенит, висмутин; из нерудных минералов - кальцит, апатит, полевой шпат, мусковит, биотит, хлорит, турмалин и другие. По мнению И.Н.Пеньков и А.И.Сафин [6] основная масса золота образовалась после минерализации кварца и арсенопирита. Это золото имеет мелкую вкрапленность в некоторых сульфидах-кварц и пирита, а также присутствует в виде пленок - угловатых, комковатых и округлых частиц. По запасам

кварцевые малосульфидные руды незначительны. Золото в них ассоциированное с кварцем, крупное и самородное [7,8].

По Бедран и Воронину [9,10], при обогащении комплексных руд не достигается достаточно полного разделения благородных металлов и сурьмы. Для металлургической переработки сурьмяных концентратов, содержащих благородные металлы, как указывалось в главах VII–IX, XI и XII, может быть использовано несколько методов, однако в этом случае на заводах должны быть созданы обособленные схемы цепи аппаратов для отдельной переработки во избежание дополнительных потерь золота и серебра и загрязнения ими марочной сурьмы.

По мнению В.И. Кармазина и К. А. Матиса [11,12], в настоящее время отсутствует единая классификация сурьмяных руд по технологическим свойствам. На основании практики работы отечественных и зарубежных предприятий представляется целесообразным условно разделить сурьмяные руды по вещественному составу на монометаллические и комплексные. Из последних можно выделить: сурьмяно-ртутные, сурьмяно-ртутно-флюоритовые, сурьмяно-вольфрамитовые, сурьмяно-шеелитовые, сурьмяно-золотые, сурьмяно-никелевые, свинцово-цинковые с плюмбо-антимонидами и арсено-антимонидами, медно-цинковые с блеклыми рудами и сурьмяно-мышьяковыми минералами.

Исследования, проведенные в [13,14], показывают, что в монометаллических рудах могут присутствовать в небольших количествах золото, серебро, медь, свинец, цинк и почти всегда мышьяк.

В сурьмяно-ртутных и сурьмяно-ртутно-флюоритовых рудах содержание ртути, как правило, невысокое, хотя в некоторых случаях ценность ртути в таких рудах может превышать ценность сурьмы. Комплексные сурьмяно-золотые руды иногда содержат значительное количество меди, свинца, серебра.

По крупности сурьмяных минералов руды можно разделить на три группы: крупные, средние и тонковкрапленные [15].

С.С. Акмаевой и А.Г. Лопатиным [16,17] изучено около 120 сурьмяных минералов, из которых наибольшее промышленное значение имеет антимонит. Окисленные минералы сурьмы имеют подчиненное значение, хотя при значительных содержаниях в руде могут представлять промышленный интерес.

Н.Г.Бедрань в [18] отмечает, что выбор метода обогащения сурьмяно-ртутных руд зависит не только от размера вкрапленности, но и от содержания сурьмы и ртути в руде. Богатые руды предпочтительнее перерабатывать по комбинированным или гравитационным схемам, а бедные руды, методом флотации.

Окисленные сурьмяные руды, содержащие более 60% сурьмы в виде окисленных минералов, флотационными методами обогащаются неудовлетворительно [19]. Такие руды могут перерабатываться более эффективно с применением гравитационных методов, например, обогащением в тяжелых суспензиях в голове процесса. Обогащенный продукт – тяжелая фракция в зависимости от содержания в нем сурьмы – направляется на металлургическую переработку для получения металла или сурьмяных возгонов [20].

Э.Н. Меркиным, Т.В. Русаковой, С.М. Мельниковым и Д.Г. Кодеиной [21] разработана переработка сульфидно-окисленных руд, в которых содержание окисленных минералов сурьмы составляет от 20 до 50%, перерабатывают по гравитационно-флотационным схемам, сульфидные – по флотационным. При обогащении бедных сульфидных сурьмяных руд получают 40–45%-ные флотационные концентраты; извлечение в концентрат при этом достигает 90–92%.

Из работы [22-24] следует, что в России исследуются и разрабатываются способы извлечения сурьмы из окисленных руд флотацией с применением специальной обработки, а из сульфидно-окисленных руд селективной флотацией сульфидов и окислов сурьмы.

Перед обогащением руды подвергают дроблению, грохочению, измельчению и классификации [25]. Схемы дробления и измельчения сурьмяных руд аналогичны схемам, применяемым в других отраслях промышленности, и зависят от типа руды, крепости и хрупкости сурьмяных минералов и вмещающих пород, объёмов переработки и требований, предъявляемых технологической схемой обогащения.

Как было показано в [26,27], на сурьмяных фабриках применяются двухстадиальные схемы дробления с получением продукта крупностью 20 – 25 мм. Схемы измельчения – одно- и двухстадиальные с тониной помола порядка 70 – 90% класса – 0,074 мм.

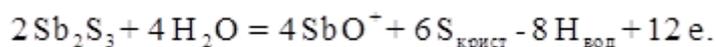
1.2. Флотационное и гравитационное обогащение

золото – сурьмяных руд

В работах [28,29] приведены флотуемость антимонита (стибнита), который изучен достаточно полно. Антимонит хорошо флотуется с карбоновыми кислотами, углеводородами и сланцевой смолой.

Обогащение и извлечение антимонита не зависит от аниона кислоты (кислой среде) и имеет значение только концентрации гидроксильных ионов (рН=3÷5). И.Н. Плаксин и Н.Д. Шукакидзе объясняют, что дающий положительные результаты флотация антимонита в кислой среде зависит от отчистки поверхности минерала, от органических загрязнений и оксидов.

Зависимость поверхности антимонита от рН показала, что в кислой среде возможно образование элементарной серы по реакции:



Поле элементарной серы на диаграмме (величина рН – окислительно-восстановительный потенциал раствора) занимает большую площадь, при положительных потенциалах и в кислой среде. Благодаря образованию сульфида сурьмы и серы возможна флотация антимонита одним вспенивателем. В золотодобывающей фабрике известно, что во время

флотации в качестве активаторов используют соляную, серную и азотную кислоту [30,31].

Оптимальная флотируемость антимонита, активированного катионами свинца, наблюдается при $pH=5\div 7$; pH среды определяет сорбцию ксантогената на антимоните; в кислой среде сорбция ксантогената резко ухудшается из-за его разложения.

Для сурьмяных минералов, не содержащих в решетке катионы тяжелых металлов, ксантогенат не является собирателем [32,33]. Эффект гидрофобизации непрерывно возрастает с удлинением углеводородной цепи собирателя. Для низших гомологов удлинение углеводородной цепи на одну группу CH_2 приводит к более резкому усилению эффекта гидрофобизации, чем для гомологов со сравнительно длинными углеводородными радикалами C_{12} при применении изоамилового ксантогената или смеси бутилового и амилового ксантогенатов повышаются показатели флотации [34].

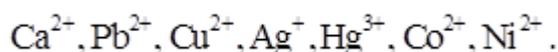
Для флотации антимонита дитиофосфатами наиболее эффективен дигексилдитиофосфат: при расходе его 100 мг/л извлечение антимонита достигает 82%. Разветвление цепи в дитиофосфате положительно сказывается на эффективности коллектора. Крезиновый дитиофосфат по собирательной способности превосходит крезиновый дисульфид и бутиловый дитиофосфат.

Благодаря нейтральной среде ($pH>7$) для флотации антимонита необходима активация. В качестве активации антимонита чаще используются соли свинца и меди [35, 36]. Например, на обогатительной фабрике флотация ведется в присутствии ксантогената, сернокислой меди и, а в перемешивании вводят жидкое стекло (Турхэй-Турция).

Ф.Н.Белаш и О.В.Пугина [37] при обогащении руды, представленной на 45 – 70 % окислами, и при флотации ее сланцевой смолой получили извлечение 48 – 52 %. При использовании бутилового ксантогената и активации антимонита азотнокислым свинцом сульфидная сурьма извлекалась на 95,8 %, трехокисная – на 51,7 %, четырехокисная – на 46 %.

Замена азотнокислого свинца уксуснокислым влечет за собой повышение расхода активатора – расход уксуснокислого свинца составил 900 г/т вместо 300 г/т азотнокислого свинца. При флотации комплексных ртутно-сурьмяно-флюоритовых руд из-за активации флюорита медным купоросом используется азотнокислый свинец для селекции сурьмяных и ртутных минералов [38,39].

Во время флотации антимонита и других минералов сурьмы катионы тяжелых металлов располагаются в следующем порядке:



По мнению И.Н. Пенькова и Г.К. Семина [40,41], в последнее время для исследования структурно-химических свойств минералов сурьмы широко применяются новые физические методы. Важное место среди них занимают методы радиоспектроскопии, особенно ядерный квадрупольный резонанс (ЯКР).

При флотации антимонита дитиокарбаматом, дитиофосфатом и ксантогенатом на поверхности минерала, кроме дитиокарбамата, дитиофосфата и ксантогената сурьмы, образуются соответствующие продукты двухвалентной меди в случае флотации дитиокарбаматом и смесь одновалентной и двухвалентной меди – ксантогенатом и дитиофосфатом. Это явление можно объяснить наличием в кристаллической решетке минерала структурных дефектов различного происхождения, микропримесями в минерале и результатами изоморфного замещения.

Интересно отметить, что в поверхностном слое антимонита различных месторождений присутствует неодинаковое количество ионов меди и флотируемость их находится в хорошей корреляции с концентрацией меди.

При активации поверхности антимонита азотнокислым серебром с последующей обработкой его дитиокарбаматом натрия в большинстве случаев спектр ЭПР дитиокарбамата серебра отсутствовал. В этих случаях наблюдался только спектр ЭПР дитиокарбамата меди, интенсивность которого непрерывно возрастала с повышением расхода серебра в процессе

активации минералов. Отсутствие дитиокарбаматов серебра в продуктах десорбции исследователи объясняют значительной скоростью миграции серебра в глубь минерала, его диффузным перераспределением, в результате чего в поверхностный слой минерала вытесняются катионы основного или примесного атомов.

Исходя из того, что большая часть сурьмы находится в комплексных рудах, для селекции при флотации руд используются различные модификаторы. Флотируя сурьмяно-ртутную руду Никитовского месторождения, С.П. Александров, А.А. Болдырев и С.И. Митрофанов для депрессии антимонита использовали хромат калия с серной кислотой [42,43]. Наряду с этим авторы установили, что реагенты следует подавать отдельно. Например, серную кислоту в агитацию перед ртутной флотацией. Хромат калия в цикл измельчения. Авторами [44] вовремя флотации ртутно-сурьмяных руд в качестве депрессии киновари можно использовать хроматом серная кислота на соляной. Расход соляной кислоты составлял не более 0,025 кг/т, так как при увеличении расхода кислоты происходит растворение поверхностного слоя Sb_2O_2 с граней кристаллов антимонита и обнажение гидрофобного слоя Sb_2S_3 .

Ф.Н.Белаш и О.В.Пугина предложили способ селективного разделения флюоритовых, шеелитовых и флюорито-сурьмяных руд с применением бихромата в смеси с муравьиной, серной или соляной кислотами.

Сернистый натрий депрессирует антимонит при флотации его ксантогенатом. Изучение взаимодействия сернистого натрия с поверхностью антимонита показало, что сорбция Na_2S повышается с увеличением времени контакта реагента с поверхностью. В щелочной среде имеет место резкое падение сорбции сернистого натрия. Предварительная обработка поверхности минерала солями тяжелых металлов, особенно $Pb(NO_3)_2$, увеличивает сорбцию сернистого натрия на этой соли. Очевидно, при действии сернистого натрия на поверхности антимонита образуются растворимые натриевые соли тиосурьмяной кислоты.

В.Я.Чумаров и Г.П.Гончарова [45,46] при флотации сурьмяно-ртутно-мышьяковой руды - антимонита, пирита и арсенопирита депрессию можно проводить с сернистым натрием и едким натром. Ввиду сложности состава руды и присутствия большого количества легко флотирующихся минералов, для лучшего подавления пустой породы, пирита и арсенопирита вводили жидкое стекло и раствор цианистого калия (0,3 кг/т). Депрессия антимонита с цианидом наблюдается только при высоких концентрациях, например - более 75 мг/л. Медный купорос и цианистый калий повышает качество сурьмяного концентрата. Медный купорос повышает извлечение сурьмы из сурьмяного концентрата.

Исследуя активирующие добавки в виде $\text{CaCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, $\text{CuCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и хлорной извести $\text{Ca}(\text{CCl})_2$ при флотации смешанных сурьмяных руд, И.В.Тырышкин [47,48] установил, что лучшие результаты достигаются с 10%-ным водным раствором $\text{Ca}(\text{CCl})_2$ (2 кг/т), амиловым ксантогенатом и сосновым маслом.

Предварительная подача окислителей перед собирателем или воздействие окислителей на поверхность минерала, обработанную собирателем, приводит к резкому снижению флотируемости антимонита.

Самыми распространёнными эффективными депрессорам антимонита является: смесь перекиси водорода, марганцевокислым калием, бихроматом калия, и перекись водорода. При депрессии антимонита смесью бихромата калия и пергидроля ИК-спектроскопией установлено на поверхности антимонита наличие характеристических полос в области 760 см^{-1} , связанное с образованием Sb_2O_3 .

В связи с вовлечением в переработку ртутно-сурьмяно-флюоритовых руд с извлечением в коллективный концентрат сурьмы и ртути и выделением самостоятельного флюоритового концентрата возникла необходимость применять при сульфидной флотации наряду с активатором азотнокислым свинцом жидкое стекло для снижения флотируемости флюорита в коллективном цикле [49, 50]. Однако жидкое стекло, закрепляясь на

поверхности антимонита, уменьшает сорбируемость собирателя и способствует депрессии минерала. Увеличение загрузки жидкого стекла до 700 г/т приводит к снижению извлечения сурьмы с 74,1 до 40,6%. Одним из факторов, вызывающих депрессию антимонита при флотации его с жидким стеклом, является растворение минерала под действием щелочи, которая образуется в процессе гидролиза жидкого стекла.

Известно, что при флотации оксидов сурьмы (месторождения Брасина) при определенном режиме более всего флотируются оксиды сурьмы. Сначала, флотируются труднее темные, светлые и особенно светло-желтые разновидности. Благодаря этому, затруднительно создать условия для одновременной флотации минералов, отличающихся различной степенью гидрофобности. В это время желательно подавать смесь собирателей. Например, ксантогенат (топливное масло) и ксантогенат (талловое масло).

В США [51] предложен способ извлечения сурьмы из окисленной руды, заключающийся в следующем: руду, содержащую 10,27% сурьмы, дробили до 20 меш (0,84 мм) и обжигали в течение 30 мин при температуре 760 °С с 10% (по массе) серы, 10% (по массе) кальцинированной соды и 2,5% (по массе) угля. Смесь подвергали восстановительному обжигу, затем выщелачивали водой для удаления образовавшихся растворимых полисульфидов. Из раствора, содержащего 76,3 г/л сурьмы, ее извлекали обычным способом – осаждением.

Б.И.Бердичевским установлена целесообразность отдельного получения, сульфидного и окисленного концентратов при переработке сульфидно-окисленных руд [52,53]. Необходимость отдельной флотации сульфидных и окисленных минералов сурьмы диктуется тем, что при гидromеталлургической переработке этих концентратов различные сурьмяные минералы выщелачиваются неодинаково.

Отделение сурьмы во время переработке антимонита делится на три основных групп: простой 93 – 97%, низших оксидов 78 – 82% и высших

только 20%. Редкое по циклу обогащение-извлечение сурьмы составляет: антимонита 79 – 83%, трехоксида 39%, высших окислов 0,6 – 0,9%.

Авторы работ [54-56] предполагают, что в процессе выщелачивания концентратов сурьмы, представленная антимонитом, почти полностью переходит в раствор, а представленная главным образом высшими окислами теряется с кеками. Поэтому для переработки окисленных сурьмяных концентратов рекомендуется применять комбинированный способ или способ восстановительной плавки.

Расчеты показывают, что при отдельной сульфидной и окисленной флотации извлечение сурьмы по циклу обогащение – металлургия может быть увеличено на 8 – 10% против существующего уровня.

По мнению Г.А. Стаханова, В.Н. Шохина и А.Г. Лопатина [57-59], эффективным и распространённым способом обогащения сурьмяно-ртутных руд это обогащение в тяжелых суспензиях. За рубежом работают две установки для обогащения сурьмяных руд в тяжелых суспензиях производительностью 1000 т/сутки. На фабрике Брасипа (СФРЮ), перерабатывающей сульфидно-окисленную сурьмяную руду, применяется гравитационная схема, по которой руда крупностью 25 мм обогащается в тяжелых суспензиях, а более мелкий класс поступает на концентрационные столы. Извлечение в 14-15%-ный продукт составляет 70%.

При обогащении богатых сурьмяно-золотых руд крупновкрапленные сурьмяные минералы рекомендуется извлекать с использованием тяжелых суспензий и отсадки. Применение тяжелых суспензий позволяет вылечь в голове процесса из крупного материала (-100+25 мм) концентрат с содержанием 46% Sb и 20 г/т Au при извлечении, соответственно, 31 и 26%. Руда крупностью – 25 + 8 мм и – 8 + 2 мм направляется на отсадочные машины, хвосты после доизмельчения – на флотацию. Применение комбинированной схемы обогащения позволяет повысить извлечение сурьмы в концентрат до 93- 94%, а золота до 90 – 92%.

Обогащению на винтовых сепараторах подвергали хвосты флотационных обогатительных фабрик [60]. При проведении исследований по схеме, включающей винтовой сепаратор и последующую концентрацию на столе продукта, содержащего 2,26% Sb, был получен концентрат с содержанием 9,18% Sb при извлечении 15,8% за операцию. В промышленных условиях при обогащении хвостов непосредственно на концентрационном столе.

1.3. Практики обогащения сурьмяных руд

Кадамджайская фабрика [61,62]. Минералами антимонит в руде являются расширенными и полезными, которые покрывают кристаллы антимонита тонкой корочкой, а иногда замещают его полностью. Окисленные минералы в руде в основном представлены валентинитом и сервантитом. Вкрапленность зерен полезных минералов варьирует от 0,02–0,03 до 200 мм. Основные минералы пустой породы – углистые сланцы, кварц, глинистые материалы группы каолинов.

Содержание окисленных форм сурьмы в руде не превышает 10 – 15%. Снижение окисленности руды, а также усовершенствование реагентного режима флотации и повышение тонины помола руды позволили существенно улучшить показатели обогащения. На фабрике внедрена электрохимическая обработка ксантогената и жидкого стекла, что позволило повысить извлечение до 90 – 91% при содержании сурьмы в концентрате до 35% [63,64]. Удельные расходы материалов на 1 т перерабатываемой руды составляют, кг шаров 2,35; футеровки 0,5; ксантогената 0,2; азотнокислого свинца 0,2; жидкого стекла 0,8; ОП-10-0,2; соснового масла 0,040; электроэнергии 27 -28 кВт/ч; воды 3,5 – 4 м³ с учетом 50%-ного оборота.

Терексайская фабрика [65,66] перерабатывает руды следующего состава: 90% кварца, 2% кальцита, 1% барита, 1,9 – 2% сурьмяных минералов, 1% сульфоантимонидов свинца, до 0,5% сфалерита, до 4% пирита. Особенностью месторождения является наличие в руде, помимо

минералов, сурьмы, сульфидов других цветных металлов. Содержание окисленных минералов сурьмы составляет не менее 45%.

В первый период эксплуатации фабрика перерабатывала крупновкрапленную руду. Обогащению подвергалась руда крупностью 12 мм. Класс – 12 + 3 мм перерабатывался на отсадочной машине, а – 3 + 0 мм на концентрационных столах.

Из руды, содержащей 3,5 – 40% сурьмы, извлекалось до 65% сурьмы в 33 – 35%-ный концентрат, в том числе 56 – 58% в гравитационный и 7 – 9% во флотационный.

Несмотря на значительное снижение содержания сурьмы в руде, извлечение металла в концентрат в настоящее время достигает 75 – 77%, в том числе во флотационный 45 – 50%. Удельные расходы материалов на 1 т перерабатываемой руды, кг: шаров 3,03; футеровки 0,49; ксантогената 0,17 [67,68].

Сурьма в рудах представлена на 82 – 86% антимонитом, на 18 – 14% окислами (валентинит, сибиконит, гидросервантит, гидроромеит, кермезит), золото – самородное. Наличие свинца в рудах и в антимоните дает основание предположить присутствие сульфосолей свинца и сурьмы. Преобладающий размер вкрапленности антимонита 0,05 – 0,2 мм, минимальный 0,005- 1,01 мм.

Рекомендуемая схема и технологический режим обеспечивают получение концентрата с содержанием в сурьяно-золотом концентрате 60,5% Sb, 41,8 г/т Au при извлечении 93,6 и 91,8%, соответственно. Новым является применение гексаметафосфата в качестве активатора вместо азотнокислого свинца. Новый активатор обеспечивает получение концентрата более высокого качества.

Авторами [69,70] отмечается, что возможность применения предварительного гравитационного обогащения для выделения свободного золота и последующей флотации. Полученные показатели обогащения аналогичны тем, которые были достигнуты при флотационной схеме.

Целесообразность обогащения сурьмяных руд перед их металлургической переработкой в общем случае определяется сравнением сквозного извлечения по циклу обогащение – металлургия, при непосредственной металлургической переработке, а также суммарных затрат на производство металла [71,72].

Наибольшее промышленное значение имеет антимонит; окислы сурьмы имеют подчиненное значение, однако при значительных содержаниях в руде они могут представлять промышленный интерес. В связи с тем, что сурьмяные месторождения характеризуются неравномерностью оруденения, на большинстве предприятий осуществляется рудоразборка для отбора штучных кусков руды.

По мнению П.М. Соложенкина [73], выбор метода обогащения зависит от степени окисленности и содержания сурьмы (размера вкрапленности) в руде. Богатые крупновкрапленные руды предпочтительнее перерабатывать по комбинированным (гравитационно-флотационным) или гравитационным схемам. Бедные и рядовые руды методом флотации. Окисленные руды эффективнее перерабатывать с применением гравитационных методов обогащения, например, в тяжелых суспензиях в голове процесса. Обогащенный продукт – тяжелая фракция – в зависимости от содержания в нем сурьмы направляется на металлургическую переработку для получения либо металла, либо сурьмяных возгонов.

Методы обогащения (гравитационные) часто применяют для таких руд: крупность зерна которым составляет не менее 2,5 – 3,0 мм [74,75]. При данных условиях гравитационной схеме могут быть выделены более 30%-ной концентраты. В роли аппаратов для обогащения часто применяют отсадочные машины и концентрационные столы.

1.4. Теоретические основы нецианистых способов выщелачивания золотосодержащих руд

Из работы В.А.Бочаров, В.А.Игнаткина и В.А.Чантурия [76,77] следует, что извлечение золота из золотосодержащих руд, россыпей и продуктов их обогащения (концентрат и т.д.) происходит с помощью растворения золота достойными реагентами с дальнейшим извлечением золота из раствора. Древний и наиболее традиционным методом растворения золота является цианирование.

Но в то же время [78] в связи с токсичностью метода цианирования исследования ученых были направлены на поиск бесцианидных способов растворения золота. На сегодняшний день золота растворяется: в кислотах, щелочах, а также йодном, тиокарбамидном, бактериальном, бромном и других методом выщелачивания [79].

Авторами [80-83] отмечается, что золотосодержащие концентрата можно перерабатывать на со свинцовыми заводами вместе свинцовыми концентратами. При данных обстоятельствах золотосодержащие концентраты вводят в шихту агломерирующего обжига и при последующей шахтной плавке свинцового агломерата благородные металлы коллектируются черновым свинцом. Вследствие рафинирования свинца, серебра и золота вместе переходят в серебристую пену. В конечном итоге получают золотосеребряной сплав (металл Доре), который далее отправляется на аффинаж [84,85].

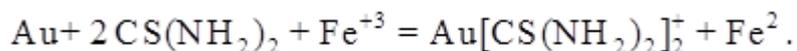
Старание повысить объём извлекаемого золота привело к разработке ряда других методов переработки (выщелачивание) золотосодержащих концентратов. Например, бактериальное выщелачивание, обжиг (окислительно-хлорирующий), автоклавное и другие [86-93].

Окислительно-хлорирующий способ обжига проводят для вскрытия тонкодисперсного золота в процессе цианирования. Суть его состоит в том, что очищенное сырье (материал) смешивают с 6 – 22% NaCl и обжигают в окислительной атмосфере при 450 - 550 °С. Образовывающийся SO₂

(сернистый газ) и пары S (серы) в присутствии O₂ (кислород) входящий в реакцию с NaCl.

1.5. Механизм и кинетика тиомочевинного выщелачивания золота

Выщелачивание золота в тиомочевинном растворе предложено в конце XX века И.Н. Плаксиным [94,95]. Выщелачивание проводят в кислой среде, при котором тиомочевина не окисляется, а в качестве окислителя используют соли трехвалентного железа Fe₂(SO₄)₃. Темп выщелачивания золота в растворе тиомочевина зависит от pH среды, концентрации CS(NH₂)₂ и окислителя. В тиомочевинных растворах реакция растворения золота выглядит так:



Дарование тиомочевины [ThiO или SC(NH₂)₂] к появлению комплексов определяется в присутствие группировки NH₂-C = S. Стабильность тиокарбамидного комплекса золота [AuThiO]⁺ определена с полярографическим методом. Способность равна 4,4 × 10⁻²².

Как было показано в [96], выщелачиванием сернокислыми растворами тиомочевины можно подвергнуть также флотационный концентрат с содержанием 1,5% меди и 125 г/т золота. Расход H₂SO₄ и CS(NH₂)₂ варьировался от 135 до 180 кг/т и 5 кг/т концентрата, а извлечение золота составляет 80 %. С промежуточным обжигом расход кислоты снижается до 65 кг/т, CS(NH₂)₂ от 1,0 до 2,0 кг/т, а извлечение Au возрастает до 95%.

На одном из золотодобывающих рудников Франции [97,98] показало, что извлечение золота из обожженных золотосодержащих концентратов в раствор, по технологии тиомочевинного процесса составило 85 - 90%, а цианистого - 75-89%.

Наиболее подробно изучены комплексы Au, Ag, Cu и Sb, что связано с перспективностью использования тиокарбамидной технологии для извлечения благородных металлов как из собственно золота и

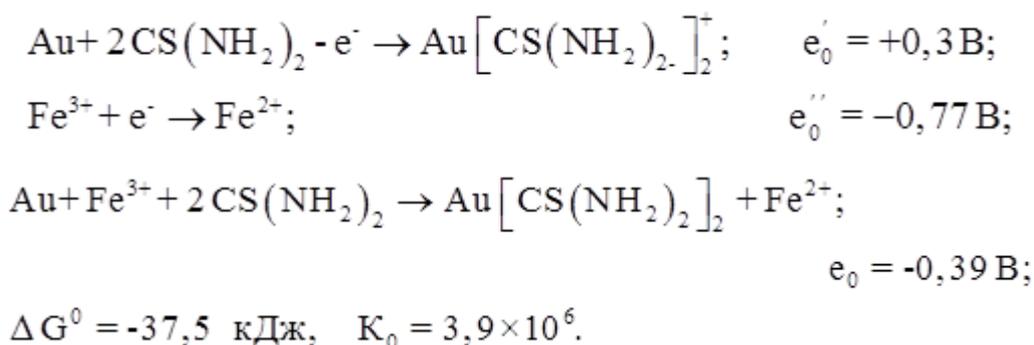
серебросодержащих рудных продуктов, так и из золотомедных и золотосурьмяных концентратов.

Синтезированы и выделены в твердом виде тиомочевинные комплексы Au, Ag, Cu и Sb [99,100], изучены их ИК – спектры и растворимость в растворах серной кислоты [101].

Комплексообразование в данной системе осложнено [102,103] окислительно-восстановительной реакцией:



Одним из условий растворения золота и их сплавов в кислых растворах тиокарбамида является присутствие окислителя. Наиболее активными окислителями являются трехвалентного $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и $\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_4\text{H}_6$ (формадиндисульфид) — продукт окисления тиомочевина [104,105]. Проведенный термодинамический расчет и экспериментальные данные подтвердили возможность протекания реакций растворения золота и присутствие ионов Fe^{3+} и дисульфида:



Однако для оценки перспектив использования тиомочевина как растворителя благородных металлов необходимо изучить кинетику этого процесса. Исследования проведены с использованием метода вращающегося диска [106, 107].

Изучено влияние интенсивности перемешивания раствора, концентраций тиомочевина, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и дисульфида на скорость растворения металлических золота и их сплавов [108].

Рассматривая полученные данные по изучению кинетики растворения золота и его сплавов, позволено отметить, что процесс тиокарбамидного

выщелачивания близок с цианированием. Общее следующее: переход из диффузионного режима в кинетический при повышении интенсивности перемешивания (хотя и при большой угловой скорости диска); наличие двух областей — контролируемой концентрацией лиган-поверхности [109, 110], когда требуется избыток комплексообразователя по отношению к окислителю.

Исследовали и влияние температуры на скорость растворения благородных металлов. Экспериментально полученные значения энергии активации в диффузионной области составляют для золота 34,2 кДж/моль (при концентрации тиомочевины в растворе 0,065 – 0,3 моль/л). С повышением концентрации тиомочевины вследствие интенсивного растворения пленок величина энергии активации снижается. Взаимозависимости экспериментальной константы скоростей реакции растворения золота от температуры описываются уравнениями:

$$\lg K = -\frac{0,475 - 1745}{T}, \text{ для Au.}$$

Стоит отметить очень большую величину экспериментальной энергии активации (34,1 кДж/моль) при диффузионном процессе растворения металлического золота. Это очень важно для теории гидрометаллургических процессов, так как подтверждает высказанное в работе [111] положение о том, что экспериментальная энергия активации не всегда может служить критерием режима процесса.

В кинетическом режиме константы скорости растворения золота и сплавов 25% Au равны, соответственно, 1,3; 1,2 и $1,1 \times 10^{-6}$ л/см² • с для области, контролируемой трехвалентным железом, т.е. снижение скорости при повышении содержания серебра в сплаве в этом режиме значительно меньше, чем в диффузионном.

В отличие от золота серебро очень часто присутствует в рудах, концентратах и некоторых заводских промпродуктах не только в металлическом состоянии, но и в виде различных минералов и химических

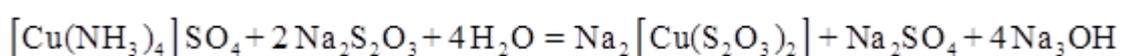
соединений (простые и сложные сульфиды, сульфоарсениды и сульфоантимониды, галогениды и другие).

Сначала была исследована кинетика растворения в них хлорида серебра методом вращающегося диска [112]. Процесс протекал в диффузионном режиме с достаточно высокой скоростью. Константа скорости при 298 К равна $2,4 \times 10^{-7} \text{ л/см}^2 \times \text{рад}^2 \times \text{с}^2$ (при цианировании $3,1 \times 10^{-7}$).

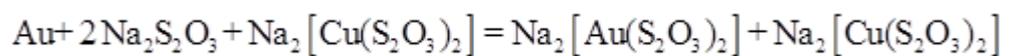
1.6. Тиосульфатное выщелачивание золота

Авторы [113] предполагают, что при тиосульфатном выщелачивании, в присутствии кислорода, растворение золота происходит с образованием тиосульфатного комплекса $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$. Тиосульфатное выщелачивание изучено в автоклавном процессе разложения золотосодержащих сульфидов цветных металлов и щелочной.

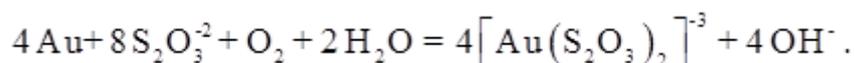
По мнению Ш.Р.Самиховим, [114, 115] значительность растворимость золота в тиосульфате начинается при температуре 55°C и заканчивается до 80°C . Из-за этого при тиосульфатном растворении и повышенной температуры необходимо применение других эффективных окислителей. Например, кобальта, аммиачные комплексы меди, которые переходят в тиосульфатные комплексы по реакции:



При этом растворение золота в растворе выглядит так:



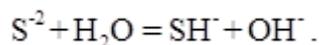
В данных условиях растворение золота происходит по реакции:



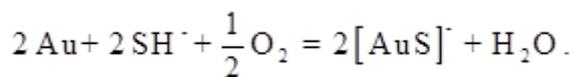
При этом величина энергии Гиббса составляет $\Delta G^{298} = - 81102 \text{ Дж/моль}$, а константа скорость реакции $K_p = 1,3 \times 10^{14}$.

Благодаря высоким концентрациям $(\text{S}_2\text{O}_3)_2$ и кислорода более 0,5 моль/л и более 10^{-4} моль/л, соответственно, вероятность процесса возрастает. При подогреве и с увеличением продолжительности тиосульфат может

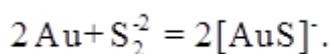
разложится с образованием растворимого сульфид-иона S^{-2} , который при гидролизе образует гидросульфид:



Гидросульфид может быть вспомогательным растворителем золота:



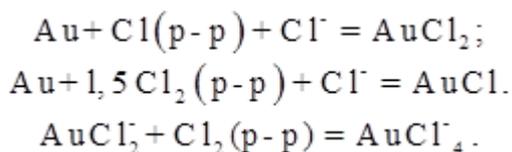
Вероятно, кислород деполаризатором, окисляем сульфидные и гидросульфидные ионы до полисульфидных соединений. В свою очередь взаимодействует с золотом в присутствии кислорода:



На практике изучен автоклавный процесс разложения сульфидов цветных металлов в аммиачной среде в присутствии тиосульфатного выщелачивания золота.

1.7. Выщелачивание в растворах хлора

Процесс выщелачивания в растворах хлора не менее эффективен, чем цианирование (В.А.Бочаров, Г.И.Войлошников и Ш.Р.Самихов [116 - 118]). Прибавить другие хлорсодержащие ионы ещё в большей степени увеличивают растворимость золота. В хлорно-хлоридной среде, хлор может быть окислителем. Комплексообразованием растворенного золота в хлорно-хлоридной среде идет по реакциям:



Авторы [119] предполагает, что по сравнению с азотной и серной кислотой максимальный эффект дает соляная кислота.

В работе [120] предложен метод растворения золота в подкисленных хлоридных и хлоридно-сульфатных растворах. При этом методе в качестве окислителя используется пиролюзит (MnO_2). Минерал пиролюзит способствует образовывать в объеме раствора активный хлор. Из этого

раствора золото восстанавливается несколькими способами. Например, хлоридом олова, оксидом углерода, муравьиной кислотой, углеродом, диоксидом серы и др.

В прошлом столетии процесс хлоринация золота был основным классическим методом [121]. Золотосодержащая руда обрабатывалась хлорной известью CaOCl_2 . При этом серебро оставалось в подобии хлорида серебра.

Основную часть системы хлоридного выщелачивания составляют несколько кислоты и окислители. Например, кислота - соляная и серная; окислитель - гипохлорит калия или натрия, перманганат калия и диоксид марганца.

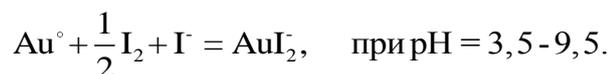
Золото также активно растворяется и при кучном и автоклавном выщелачивании в присутствии гипохлорита. Добавление хлорида натрия и соляной кислоты сокращает расход окислителя [122].

1.8. Йодидное выщелачивание золота

По предложению В.В.Лодейщикова [123-125] принято считать, что галогены (хлор, йод, бром - элементы VII группы Периодической системы Д.И.Менделеева) являются хорошими окислителями, их химическая активность возрастает с увеличением порядкового номера элемента.

При низких концентрациях йодид или йод не токсичным. Они могут использоваться в качестве растворителя золота [126,127].

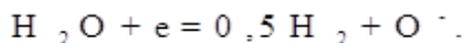
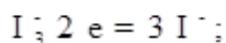
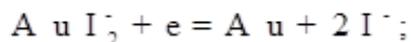
Растворение золота на основе йода происходит по реакции:



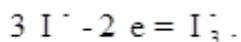
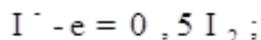
Для устранения выщелачивания железа из сульфидных минералов [128,129] значения pH среды должны составлять 6 и более. Увеличитель pH возможен добавлением бикарбонат калия или аммония.

Процесс может быть экономичным, если раствор йодида золота в дальнейшем будет регенерировать электролизным выделением йода. Электролитическое выделение происходит по реакции:

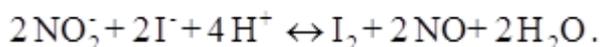
• на катоде



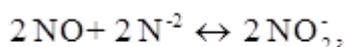
• на аноде



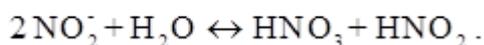
С целью удешевления процесса, поскольку йод дорогостоящий материал, рекомендуется введение в выщелачивающий раствор нитрата щелочного металла. В этом случае процесс ведут в кислой среде по реакции:



при этом снова образуется нитрит.



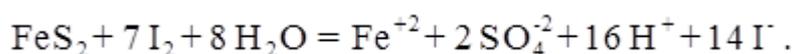
а затем:



Авторы [130-132] предполагают, что из йодидных растворов золото можно выделить при химическом осаждении и сорбционном извлечении.

К раствору с йодидом золота добавляют раствор пероксида водорода, выделяют выпавший осадок элементарного йода, а в золотосодержащий раствор вводят анионообменную смолу типа АВ-17-84С, обработанную раствором аминокислот. Раствор перемешивают со смолой, затем смолу отделяют, промывают, сушат, прокаливают с получением конечного золотосодержащего продукта.

При наличии в минеральном сырье сульфидных минералов, взаимодействующих с йодом, реакция идет по следующему схеме:



1.9. Заключение к обзору литературы

Существующие литературные источники свидетельствуют о большом разнообразии обогащения сурьмяно-ртутных руд и выщелачивания золотосодержащего сырья. Это объясняется различием минералогического и фракционного состава исследуемых руд, а также многообразием аппаратного оформления и других условий. В связи с этим в каждом конкретном случае необходим специальный подход к той или иной руде и определение оптимального сочетания различных факторов технологического процесса.

При переработке сурьмяно-ртутно-золотосодержащих руд наиболее приемлемым, на наш взгляд, являются ацетилтиомочевинное, тиомочевинное выщелачивание и гидрометаллургическая технология переработки руд из хвостов флотации.

На сегодняшний день на территории Республики Таджикистан находится сурьмяно-ртутно-золотосодержащее месторождение Джижикрут, которое в настоящее время разрабатывается и получает сурьмяно-ртутный концентрат.

Поэтому перед нами была поставлена задача разработки технологии переработки золотосодержащего хвостов флотации месторождения Джижикрут методом ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания.

Обзор литературных данных дает нам основание сделать вывод, что для хвостов флотации золотосодержащих руд наиболее экономически выгодным процессом является метод ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания. В частности, привлекательный с точки зрения подготовки руды к обогащению, аппаратного оформления и технология ацетилтиомочевинного выщелачивания, которую можно применить для золотосодержащего руд Таджикистана.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ
ГЛАВА II. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТО-СУРЬМЯНО-
РТУТНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖИЖИКРУТ
РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН

2.1. Геолого-минералогическая характеристика золото-сурьмяно-
ртутных руд месторождения Джижикрут

Джижикрутское ртутно-сурьмяное месторождение по запасам сурьмы (свыше 180 тыс.тн) относится к числу уникальных в Центральной Азии. Оно расположено на северном склоне Гиссарского хребта, в верховьях реки Зеравшан, на высотах 2000 – 2600 м над уровнем моря.

Месторождение было открыто в 40-х годах прошлого века. Промышленная разработка месторождения подземным способом была начата в середине 50-х годов.

Месторождение размещено в пределах Зеравшано-Гиссарской структурно-формационной зоны Центрального Таджикистана [133-135].

В металлогеническом отношении район месторождения входит в Зеравшано-Гиссарский сурьмяно-ртутный пояс. Месторождение приурочено к герцинской складчатой области Южного Тянь-Шаня и находится в пределах Пасруд-Ягнобской рудной зоны Зеравшано-Гиссарского пояса [136].

Месторождение приурочено к области замыкания пологой синклинали широтного простирания (рисунок 2.1). Разломы образуют сложную чешуйчато-блоковую структуру месторождения. На юго-западе месторождения проходит Пасруд-Раватская зона разломов, а с северо-запада и юго-востока естественными границами месторождения служат крупные разломы: Шарнирный и Западно-Каптарханинский сбросо-сдвиги.

Самыми древними являются осадочные образования венлокского возраста, выходы которых установлены в южной части рудного поля вблизи

рудопроявления Нови-Матек. Мощность их, по данным А.К. Суклета, около 100 м.

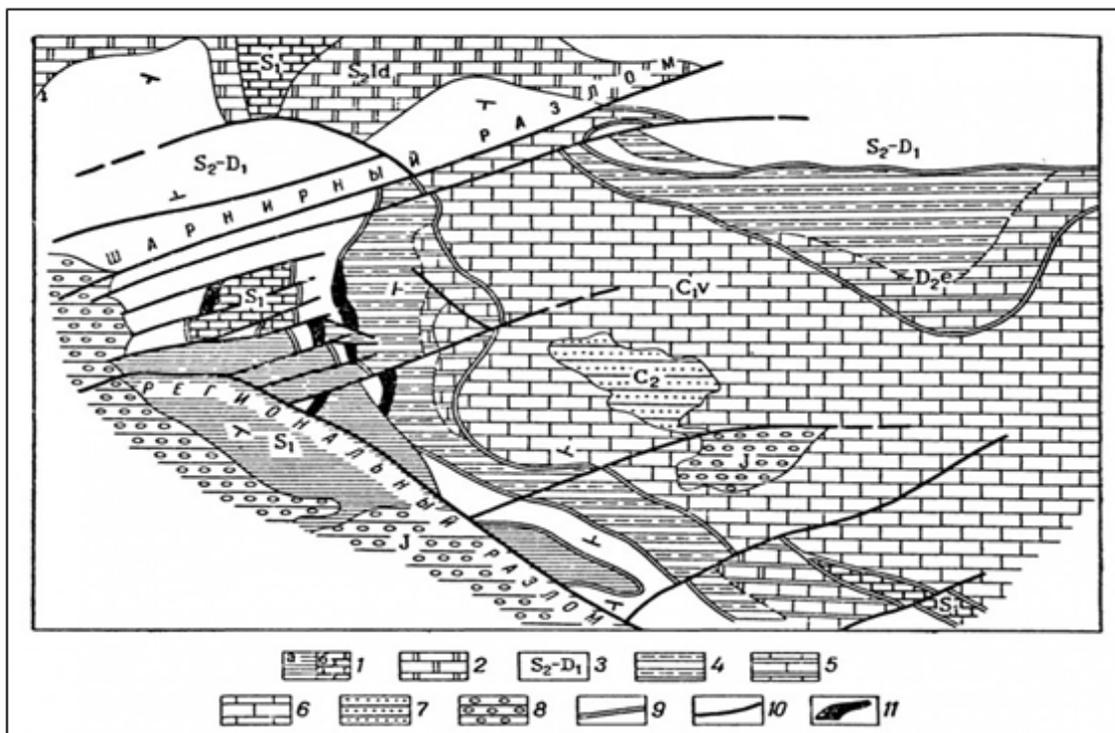


Рисунок 2.1 – Геолого-структурная схема месторождения Джижикрут

1 - сланцы (а) и известняки (б) нижнего силура; 2 - доломиты верхнего силура; 3 - известняки верхнего силура-нижнего девона; 4 - кварц-серицитовые сланцы девона; 5 - переслаивание известняков, доломитов и кремнистых пород девона; 6 - известняки нижнего карбона; 7 - песчаники среднего карбона; 8 - конгломераты, гравелиты и песчаники юры; 9 - надвиги и сорванные контакты; 10 - разломы; 11 - рудоносные брекчии.

Девонская система представлена терригенными и карбонатными, породами, распространенными в восточной части месторождения. Общая мощность девонских отложений около 600 м.

Каменноугольная система также широко развита в пределах месторождения. Карбонатными породами сложен обрывистый массив Каптар-Хана. Особенно широко распространены породы визейского яруса, представленные преимущественно известняками; подчиненное положение

занимают терригенные отложения. Общая мощность каменноугольной системы в пределах рудного поля 700 м.

Отложения мезозоя распространены к югу и западу от Джижикрутского рудного поля, представлены терригенной толщей нижней юры, трансгрессивно и с угловым несогласием залегающей на палеозойских отложениях. Четвертичные отложения широко развиты и занимают значительную площадь месторождения. Изверженные породы представлены двумя выходами даек базальтоидных порфиритов, расположенных на площади левобережного рудного участка.

Основная масса сурьмяных руд сосредоточена в брекчиях (рисунок 2.2).

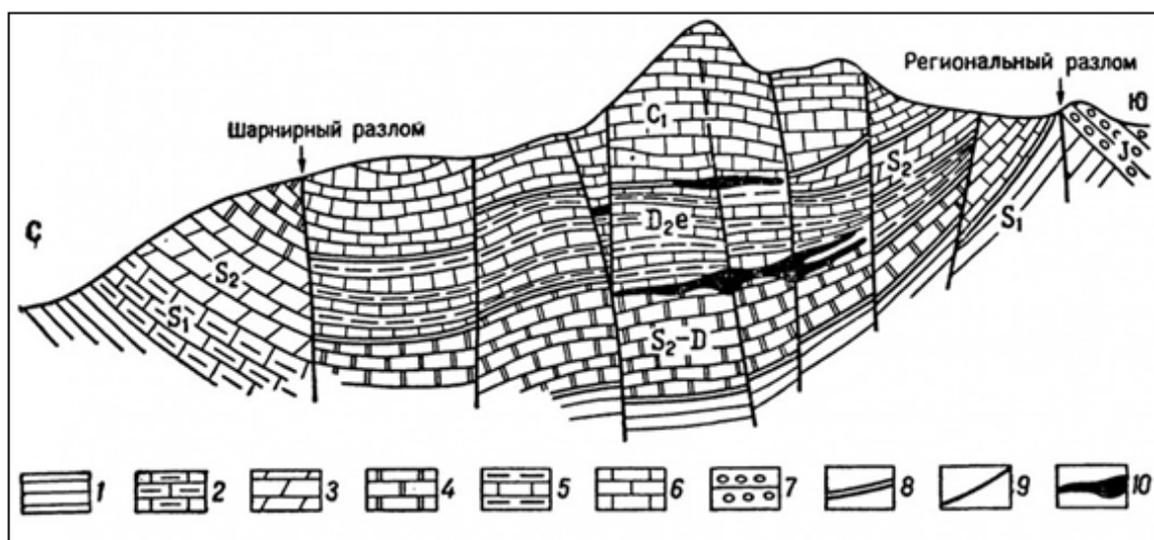


Рисунок 2.2 – Положение рудоносных брекчий в обобщенном разрезе месторождения Джижикрут [Федорчук, 1985].

1 – сланцы нижнего силура; 2– известняки нижнего силура; 3– доломиты верхнего силура; 4 – известняки верхнего силура–нижнего девона; 5– терригенно-карбонатно-кремнистые отложения девона; 6 – известняки нижнего карбона; 7 – гравелиты юры; 8–надвиги; 9–разломы; 10 – рудоносные брекчин.

Сурьмяное оруденение приурочено к джаопероидной брекчии, залегающей на контакте карбонатных пород основания и перекрывающих их терригенных отложений. Брекчия зажата в виде тектонического клина между

двумя тектоническими разрывами: «шарнирным сбросом» и сбросо-надвигом, имеющими соответственно северо-восточное и юго-восточное простирания. Месторождение разбито на блоки, разобщенные в результате пострудных тектонических движений. Ртутное оруденение приурочено к обломочным породам визейского возраста.

Собственно, Джижикрутское месторождение расположено в западной части одноименного рудного поля и состоит из участков: Основного, Нижнего, Южного, Верхних рудных выходов и рудного выхода № 4. Первые четыре участка в структурном отношении имеют много общего. Все они приурочены к брекчии, залегающей на контакте известняков верхнего лудлова — нижнего девона и сланцев среднего девона — турне. Рудные тела Левобережного участка приурочены к крутопадающей брекчии, находящейся на контакте карбонатной толщи силура — нижнего девона и сланцев среднего девона — турне. Четвертый рудный выход приурочен к песчаникам, гравелитам и конгломератам верхнего визе. Распределение оруденения в брекчии весьма неравномерное. Оруденение образует прожилки, вкрапленность, примазки и сливные руды.

Минералогическое описание пород и руд месторождения приводится в работах Т.И. Новиковой (1959) [139]. Нами также при палеомагнитных исследованиях изучался дополнительно минеральный состав месторождения, особенно возрастные отношения с ферромагнитным и минералами.

Антимонит [138] наблюдается обычно в виде идиоморфных кристаллов. Кристаллы тонкоигольчатые, размером до 0,2 мм. Выделяется также в виде гипидиоморфнозернистых масс, образуя иногда радиальнолучистые агрегаты. Местами антимонит от перекристаллизации приобретает слабоизометричный облик. Широко развито полисинтетическое двойникование. Нередко отмечается изгибание двойниковых швов. Перекристаллизованные участки отличаются сложной иззубренностью зерен. Выделения антимонита имеют оспенный вид от коррозии и многочисленных

включений нерудных минералов, размер которых от микроскопических до нескольких миллиметров.

Антимонит образует довольно равномерную вкрапленность, выполняя интерстиции между кристаллами флюорита. Интенсивно изменяется в зоне гипергенеза с образованием тонкокристаллических масс вторичных окислов сурьмы, образующих псевдоморфозы по антимониту. Окислы типа валлентинита, сенармонтита развиваются по спайности периферии зерен антимонита, иногда образуя полные псевдоморфозы.

В антимоните отмечаются многочисленные ромбоэдры кальцита, реже киновари. Обычно киноварь развивается по периферии антимонитовых зерен или по границам включений кальцита.

Халькопирит встречается в виде тончайших прерывистых прожилков, мощность которых до 0,2 мм. Распределен весьма неравномерно, сростаний с другими рудными минералами не отмечено.

Арсенопирит наблюдается в виде редкой неравномерной (вкрапленности). Характерна изоморфность зерен. Образует сростки удлиненных призматических кристаллов и одиночных выделений. Проникает в пирит с периферии, т.е. по времени выделения пирита.

Другие сульфиды обнаружены в виде тончайших (до 0,2 мм) прожилков в карбонате.

Киноварь составляет основную массу рудных минералов в карбонатных породах и выполняет пустотки между кристаллами кальцита, образуя ромбоэдрические кристаллы. В зоне гипергенеза она переходит в метациннабарит, который выделяется в виде многочисленных пластинок по периферии зерен киновари и в центре зерен в виде гнездообразных скоплений и одиночных выделений. Размер пластинок до 0,3 мм.

Киноварь отмечается и в шт/шоште по периферии зерен или по границам включения карбонатов. Киноварь и антимонит местами образуют графические сростания.

Пирит присутствует в виде изоморфных выделений размером до 0,5 мм. По пириту нередко развивается лимонит. Пирит сильно катаклазирован. По многочисленным неправильным трещинкам происходили микросмещения.

Гематит встречается редко, в виде тонкочешуйчатых зерен (Новикова, 1959). Отмечаются отчетливо анизотропия и темно-красные рефлексы. Размер зерен 0,1-0,3 мм.

Маггемит обнаруживается в виде очень мелких зерен в гематите. Его часто сопровождает лимонит.

Руды месторождения Джижикрут, согласно термо-барометрическим исследованиям газово-жидких включений (Шуликова, Морозов, 1970), относятся к средне-низкотемпературным (температура образования рудных минералов 220-200°C).

Основные компоненты руд - сурьма и ртуть (в соотношении примерно 100:1). Среднее содержание сурьмы в рудах составляет 3,0%, а ртути - 0,014%. Из других элементов в рудах обнаружены As, Cu, Pb, Zn, F, а также Tl, Se, Te и др.

Месторождение относится к джаспероидному геолого-промышленному типу. Оруденение локализуется в толще брекчий, образовавшихся за счёт дробления пород верхнего силура – нижнего девона (чередование известняков и доломитов со сланцами). Мощность брекчированных пород, в пределах которых размещена основная масса рудных тел, составляет 130-150 м.

Центральный участок представляет собой грабенообразный блок, подвергшийся массовому дроблению с образованием тела избирательно окварцованных сплошных брекчий и брекчиевидных пород, несущих сурьмяно-ртутное оруденение в виде минерализов. зон, линз, гнёзд и прожилков.

Формирование руд месторождения проходило поэтапно [140]. На первом этапе образовались микробрекчии и интенсивные нарушения на окварцованных породах с терригенными образованиями. На второй стадии

формировались кварц-флюоритовых брекчии с антимонитом (Sb_2S_3) и киновари (HgS). На заключительной стадии развивалась реальгар-аурипигментовая минерализация с кварцем или кальцитом. В целом месторождение по условиям образования относится к малоглубинному и низкотемпературному типу.

Основной объем запасов приурочен к Центральному участку (рисунок 2.3).

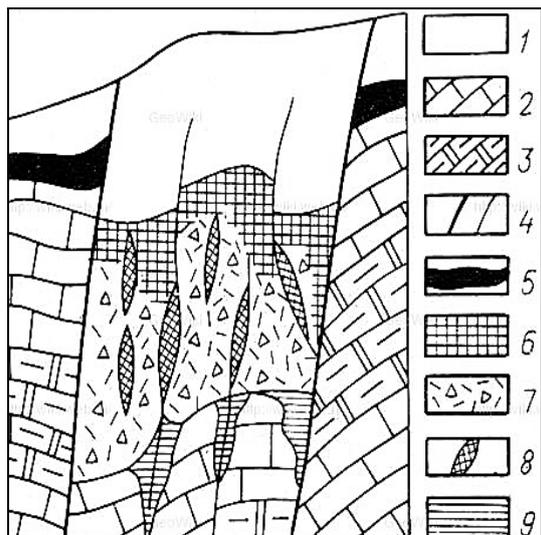


Рисунок 2.3 – Принципиальная схема геологического строения Центрального участка месторождения Джижикрут
 1 - сланцы; 2 - известняки; 3 - доломиты; 4 - разломы; 5-8 – рудные тела различных типов; 9 - карстовые полости с антимонитом, киноварью, серицитом и баритом.

Разведанные запасы руд месторождения составляют свыше 10 млн. тонн, а предварительные данные свидетельствуют о значительной его перспективе на глубине не только на сурьму и ртуть, но и на золото, флюорит и др. виды сырья. Геологи предполагают, что в 40 км к западу от Анзобского ГОКа развито золото-ртутно-сурьмяное месторождение Скальное, которое генетически связано с месторождением Джижикрут и образует с месторождениями золота и серебра Чоре, Пиндар, Чулбои, Учкадо и др. крупный рудный узел. Этот факт значительно расширяет перспективы Джижикрутского месторождения и выдвигает Айнинский район Согдийской области в разряд крупнейшего горнорудного региона Таджикистана.

Для составления технологической схемы разработки руд месторождения важную роль играет минеральный и химический состав руд.

Как уже было отмечено, на месторождении основными и наиболее широко распространенными являются сульфидные ртутно-сурьмяные руды.

Наряду с ними встречаются также окисление и смешанные типы руд. В окисленных рудах степень окисления составляет 15–35 %.

В таблице 2.1 приведен химический состав руд сурьмяного месторождения Джижикрут.

Таблица 2.1 – Химический состав руд месторождения Джижикрут, %

Компоненты	Твердые руды	Мягкие руды
SiO ₂	75,30	49,8
TiO ₂	0,25	0,10
Al ₂ O ₃	6,30	4,2
FeO	3,63	1,95
P ₂ O ₃	10,18	-
MnO	-	-
MgO	1,55	6,56
CaO	4,33	10,2
Na ₂ O	3,50	-
K ₂ O	1,25	-
S	0,60	1,48
P ₂ O ₅	0,12	-
Sb	1,58	2,17
Hg	0,03	0,028
As	0,03	0,01-0,1
Tl	$2,9 \times 10^{-3}$	-
Pb	-	0,04
Cu	-	0,02
Ag	-	0,001

Главный элемент руд – сурьма, которая содержится практически полностью в антимоните. Из окисленных соединений сурьмы распространены кермезит, сервантит, сурьмяные охри и стибиконит.

Сурьмяные руды часто сопровождаются ртутной минерализацией, которая представлена киноварью, метациннабаритом. Эти минералы чаще всего ассоциируют, образуя мелкую вкрапленность, корочки, примазки. Ртутное оруденение характеризуется большой неравномерностью распределения. Содержание ртути колеблется от тысячных доли процентов до 2,18 %, составляет в среднем 0,02-0,015 %. Вкрапленность киновари рассеянная и составляет по крупности от 0,002 мм до 1-3 мм.

Вкрапленность сурьмяных минералов неравномерная и составляет от нескольких микрон до миллиметра.

Вредные примеси: мышьяк, свинец, медь в рудах практически отсутствуют. Минералы мышьяка: арсенопирит, аурипигмент, реальгар встречаются в виде случайной мелкой неравномерной вкрапленности, и содержание их в рудах не превышает сотых и десятых долей процента.

В незначительных количествах чаще всего в качестве примесей обнаружены Ni, Co, Cu, Pb, Ti, Zn, Ag, As, Tl, Be, K, Cr, Sr. Некоторые элементы как Si, Ca, Fe, Sb, Hg связаны с кварцем, кальцитом, сульфидами железа. Остальные элементы за небольшим исключением присутствуют в виде изоморфных или механических примесей в ведущих минералах рудной зоны и, как правило, собственных минеральных ассоциаций не образуют.

По данным таблицы 2.1, руды Джижикрутского месторождения относятся к средне- и сильноабразивным типам. К слабоабразивным относятся те руды месторождения, где вмещающими породами являются сланцы, известняки и в меньшей степени доломиты.

2.2. Методика эксперимента

2.2.1. Сущность флотационного обогащения руды

Флотации подвергалась руда, измельченная до 75,2% класса -0,063 мм. Навеска руды – 250 гр. Флотацию вели во флотационной машине объемом 1 литр конструкции «Механобр».

Время основной и контрольной флотации по 10 минут. Концентраты основной и контрольной флотации объединялись. Расход азотнокислого свинца составлял 175 г/т, расход бутилового ксантогената варьировался от 150 до 300 г/т, в качестве вспенивателя использовался Т-80.

Подготовленная схема включала в себя основную, контрольную флотации и две перечистки концентрата основной флотации. Хвосты и другие продукты обогащения высушивали и использовали для дальнейших исследований.

2.2.2. Физико-химические основы метода рентгенофазового анализа

В практике научно-исследовательских лабораторий широкое применение находят рентгеновские дифрактометры — приборы, использующие ионизационные или сцинтилляционные методы регистрации дифракционных максимумов. Современный дифрактометр является сложной установкой, в которой осуществляется фокусировка лучей, отраженных от образца, и измеряется интенсивность дифракционных максимумов с помощью счетчиков. Установка снабжена электронной и интегрирующей схемами и автоматической записью кривых интенсивности.

В России серийно выпускают дифрактометры УРС-50ИМ (универсальная рентгеновская установка с ионизационной регистрацией на 50 кВт) и Дрон-1, Дрон-0,5, Дрон-2,0 и Дрон-3,0.

В рентгеноструктурном анализе в основном используются три метода: метод Лауэ; метод вращения монокристалла; метод порошков или поликристаллов.

В целях изучения состава и исходной руды, и продуктов обогащения (концентрат, промежуточный продукт, хвосты) исследуемых продуктов осуществлялся их рентгенофазовый анализ (РФА) на установке “Дрон-3”.

Каждая фаза имеет свою специфическую кристаллическую решетку с определенными параметрами и ей соответствует на дифрактограмме своя система пиков. Поэтому при исследовании вещества, представляющего собой смесь нескольких фаз, получается дифрактограмма, на которой присутствуют пики всех фаз, входящих в состав образца.

Указание линий дифрактограммы и расчёт позволяют получить точные показатели о конкретном фазовом составе исследуемого образца. На дифрактограммах интенсивность линий многообразных фаз зависит от многих факторов, включая и от числа той или иной фазы. С увеличением содержания фазы в смеси интенсивность принадлежавших ей линий возрастает.

Оксидную пленку тщательно растирали в вибраторе. Навеску массой $0,002 \times 10^{-3}$ кг перемешивали с KBr «ОСЧ» и MgCl марки «ОСЧ».

Таблетку диаметром $2 \cdot 10^{-2}$ м прессовали в специальной вакуумной прессформе в присутствии неизменном откачивании под давлением 1500×10 кг/м². Готовую таблетку одновременно с обечайкой помещали в спектрометр. Снятые спектры сверкали со спектрами стандартных образцов и таким образом определяли фазовый состав концентратов.

2.2.3. Основы йодометрического метода титрования

Йодометрический метода титрования анализа основан на окислительно-восстановительных реакциях, соединенных с восстановлением I₂ до I⁻-ионов и с окислением I⁻ ионов до I₂: $I_2 + 2e \rightarrow 2I^-$, $E^\circ = 0,536$ В. Кристаллический йод хорошо не растворяется в воде. В связи с этим обычно применяют раствор йода в KI, в котором йод объединенный в комплексное соединение: $I_2 + I^- \rightarrow [I_3]^-$, $E^\circ = 0,545$ В.

Наиболее распространённым индикатором для определения конечной точки титрования служит крахмал, который образует с йодом ярко окрашенный аддукт темно-синего цвета. Другими индикаторами служат кумарин, производные α -пирона. Конечную точку титрования определяют также при помощи физико-химических методов анализа — потенциометрическим, амперометрическим и др.

Погрешности в определении конечной точки титрования связаны с летучестью йода, возможностью изменения концентрации иодида калия вследствие его окисления кислородом воздуха, разложения тиосульфата натрия в кислой среде или протекания реакции тиосульфата натрия с йодом в щелочной среде по иному механизму реакции.

ГЛАВА III. ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖИЖИКРУТ РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН

3.1. Технология обогащения руд нижних горизонтов

Джизикрутского месторождения

Золото непосредственно связано с минералами сурьмы, в частности с антимонитом в виде средних по величине, тонких или субмикроскопических включений металлического золота, а также некоторых золотосодержащих сульфидов: например, пирита. В этом случае схема обработки должна предусматривать получение коллективного золотосурьмяного концентрата и отвальных хвостов обогащения. Разделение золота и сурьмы должно быть осуществлено на стадии металлургической переработки концентрата.

При наличии обеих форм ассоциации золота обработка комплексных золото-сурьмяно-ртутных руд должна производиться по комбинированным технологическим схемам с извлечением сурьмы и части золота в коллективный золотосурьмяный концентрат, а остального золота – в соответствующие золотосодержащие продукты. Подавляющее большинство золотосодержащих руд содержит значительное количество тонковкрапленного золота. Измельчение выполняется в одну, две или три, редко в четыре стадии, иногда с доизмельчением различных золотосодержащих продуктов. В целях приготовления пробы к исследованию руда была подвергнута дроблению, грохочению и измельчению. Измельченная средняя проба была направлена на химический анализ. В таблице 3.1 приведены результаты химического анализа руды.

По результатам химического анализа можно сделать вывод, что руда нижних горизонтов Джизикрутского месторождения является золотосодержащей ртутно-сурьмяной рудой. Вместе с тем, в руде из сопутствующих элементов представляют определенный интерес такие металлы и неметаллы. Например, селен, теллур и таллий.

Таблица 3.1 – Результаты химического анализа руды

№	Компоненты руды	Содержание, %
1.	Sb	3,6
2.	Hg	0,37
3.	Au	2,2 г/т
4.	Pb	30 г/т
5.	Se	12 г/т
6.	Te	13 г/т

С целью изучения распределения полезных компонентов по классам крупности руда, подготовленная для технологических исследований, была подвергнута ситовому анализу (таблица 3.2). Как видно из таблицы, наибольший выход имеет крупный класс – «2,0+1,0 мм», его выход составляет 34,6 %. Но сурьмой обогащены более мелкие классы. Здесь в классе – 0,063 мм содержание сурьмы составляет 7,0 % и в нем сосредоточено 26,4 % металла.

Таблица 3.2 – Результаты ситового анализа руды

Класс, мм	Выход		Содержание Sb, %	Распределение по классам Sb, %	Распределение по классам суммарное Sb, %
	г	%			
-2,0+1,0	34,6	34,6	2,38	24,7	24,7
-1,0+0,63	16,7	51,3	3,12	15,6	40,3
-0,63+0,315	19,2	70,5	2,98	17,1	57,4
-0,315+0,125	10,7	81,2	4,5	14,4	71,8
-0,125+0,063	6,2	87,4	4,2	1,8	73,6
-0,063	12,6	100	7,0	26,4	100
Исх. Руда	100		3,48	100	

Для проведения исследований предварительно были проведены опыты по измельчаемости руды, результаты которых приведены на рисунке 3.1.

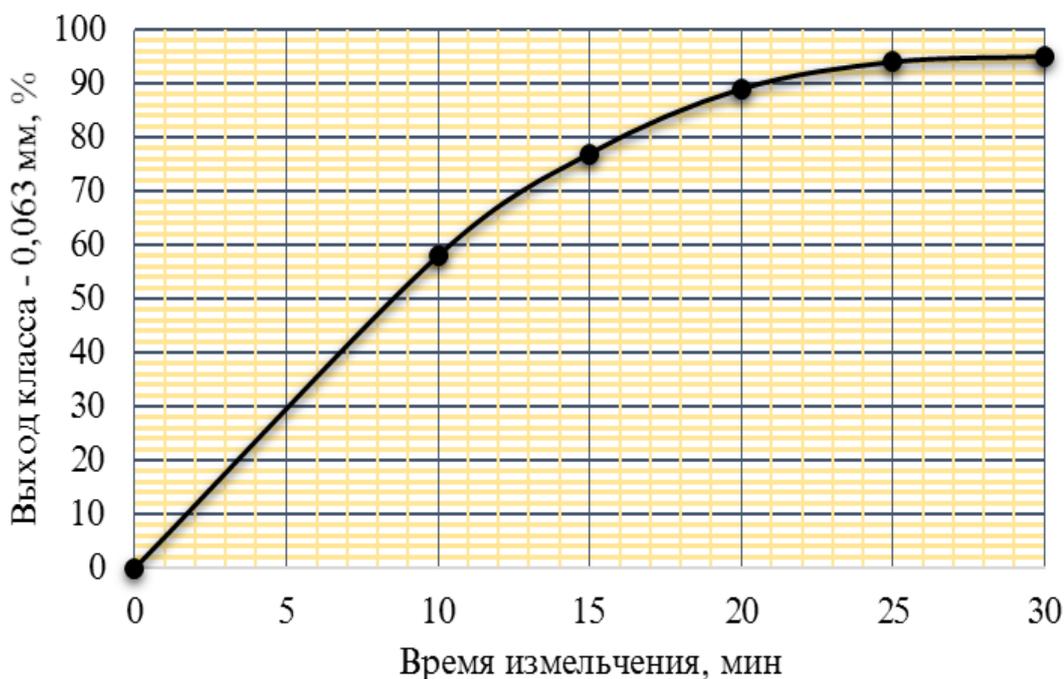


Рисунок 3.1 – Зависимость степени измельчения руды от времени измельчения

Для дальнейших исследований время измельчения было принято 15 минут, что соответствовало 75,2 % класса -0,063 мм и было близко к тонине помола на ООО СП «Анзоб» фабрике. Подготовительные исследования по флотации проводили в соответствии упрощенной схеме. Это схема включала в себя основную и контрольную флотацию. Длительность время основной и контрольной флотации было по 10 минут. Объединялись -концентраты флотации (основной, контрольной). Расход азотнокислого свинца составлял 175 г/т, расход бутилового ксантогената варьировался от 150 до 300 г/т, в качестве вспенивателя использовался Т-80.

Полученные результаты показали, что данный технологический режим совершенно неприемлем для исследуемой руды. В дальнейшем за основу был принят расход бутилового ксантогената 300 г/т, а расход азотнокислого свинца варьировался от 175 до 750 г/т. При этом оптимальным расходом азотнокислого свинца принято 350-500 г/т.

С целью выяснения влияния времени флотации на извлечение сурьмы были проведены опыты с одной и двумя контрольными флотациями, при этом время 2 контрольной флотации изменялось и составляло 10 и 15 минут. Введение 2-ой контрольной флотации продолжительностью 15 минут уменьшает содержание в хвостах сурьмы, поэтому в дальнейших исследованиях применялись две контрольные флотации, из которых время первой составляло 10 минут, а время второй 15 минут. Концентраты 1 и 2 контрольной флотаций объединялись.

На основании проведенных исследований для воспроизведения процесса флотации в непрерывном (замкнутом) цикле были проведены опыты на 4-х навесках руды. Расход ксантогената был принят 300 г/т, расход азотнокислого свинца 500 г/т. Следует заметить, что количество подаваемого в основную флотацию азотнокислого свинца было повышено до 350 г/т, в 1 контрольную флотацию расход активатора составил 100 г/т, во 2 контрольную 50 г/т. Концентрат подвергался двум перемешиваниям. В таблицах 3.3 представлены полученные результаты.

Получен сурьмяный концентрат, отвечающий марке КСуФ-3 с содержанием 46,5 % и извлечением в него сурьмы 89,9 %. В сурьмяный концентрат ртуть извлекается на 96,3 %, и содержание в нем ртути составляет 4,12 %. Содержание таллия в концентрате составляет 257,8 г/т, и он извлекается в концентрат на 62,3 %, содержание селена 108 г/т с извлечением 58 %, теллур извлекается в концентрат всего на 32 % и содержание его в нем 55 г/т. Основная часть золота не обогащается в концентрат и остается в хвостах флотации. Содержание его в хвостах флотации составляет 1,6 г/т.

Таким образом, рекомендуемая технологическая схема флотации руды нижних горизонтов Джижикрутского месторождения применительно к Анзобской обогатительной фабрике представлена на рисунке 3.2, она включает в себя измельчение руды до 75% класса «-0.063 мм», основную, две

контрольные флотации и перечистки концентрата, две или три в зависимости от качества получаемого концентрата.

Таблица 3.3 – Результаты флотации золото-сурьмяно-ртутной руды в замкнутом цикле

Наименование продуктов	Выход		Содержание			Извлечение		
	г	%	Sb, %	Hg, %	Au г/т	Sb, %	Hg, %	Au г/т
Концентрат 1	10,0	1,0	57,0	4,6		14,7	14,6	
Концентрат 2	12,7	1,28	47,0	3,7		15,6	15,0	
Концентрат 3	12,9	1,30	43,0	3,3	ср,10	14,5	13,6	
Концентрат 4	13,8	1,39	39,0	4,9		14,0	21,6	20,2
Промеж.продукт 1 контрольной флотации	49,2	4,95	6,4	0,61	5	8,2	9,6	9,6
Промеж.продукт 2 контрольной флотации	15,3	1,54	1,2	0,31	2	0,5	1,5	1,2
Промеж.продукт 1 перечистки	82,9	8,33	6,2	0,70	4	13,4	18,4	12,9
Промеж.продукт 1 перечистки	27,2	2,73	16,5	0,38	6	11,6	3,3	6,4
Хвосты	170,3	17,12	0,4	0,01	1,6	1,8	0,5	10,6
Хвосты	209,6	21,08	0,3	0,01	1,6	1,6	0,7	13,1
Хвосты	198,2	19,93	0,4	0,01	1,7	2,1	0,6	13,2
Хвосты	192,4	19,35	0,4	0,01	1,7	2,0	0,6	12,8
Исходная руда	994,5	100	3,56	0,31	2,4	100	100	100
Концентрат	49,4	6,02	46,5	4,12	10	89,9	96,3	28,6
Хвосты	770,5	93,98	0,37	0,01	1,6	11,1	3,7	71,4
Руда	819,9	100	3,1	0,26	2,1	100	100	100

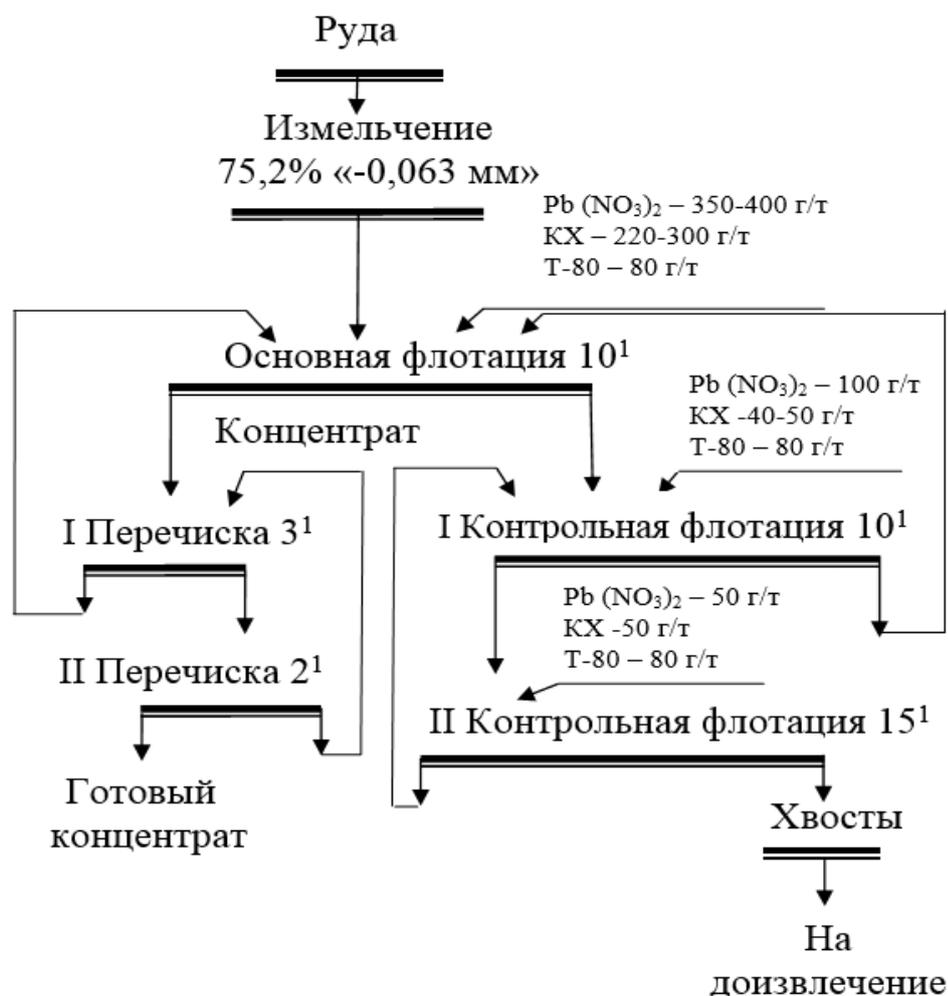


Рисунок 3.2 – Рекомендуемая схема флотации руды нижних горизонтов Джижикрутского месторождения

По данной схеме не удастся удовлетворительно извлечь золото. Необходимо проведение дальнейших исследований по разработке технологии доизвлечения золота из хвостов контрольной флотации.

3.2. Рентгеноструктурный анализ исходной руды и продуктов флотации золото-сурьмяно-ртутных руд

Фазовый состав продуктов различных стадий обработки руд месторождения Джижикрут нами был изучен с помощью рентгеноструктурного анализа на дифрактометре “Дрон-3”.

В лабораторных условиях проведено обогащение золото-сурьмяно-ртутной руды из месторождения Джижикрута. В результате флотации получен концентрат, промежуточный продукт и хвосты.

Проведен рентгенофазовый анализ исходной руды, промежуточный продукт и концентрат. Диагностика вещественного состава осуществлялась методами рентгеновской дифрактометрии на дифрактометре “Дрон-3” (Cu α -анод). Рентгеновские порошковые дифрактограммы исходных золото-сурьмяно-ртутных руд, продуктов промежуточного обогащения и конечных продуктов обогащения руд приведены на рисунках 3.2 – 3.5 и в таблице 3.4.

Вследствие исследования вещества, видящего собой смесь нескольких фаз, получаемого дифрактограммы, на которой присутствуют пики всех фаз, входящих в состав образца.

На рисунке 3.3 представлены рентгенограммы исходной руды нижних горизонтов Джижикрутского месторождения в сравнении с базовыми данными. Как видно из рентгенограммы исходной руды, основными минералами его является: гипс и кварц, который соответствует литературным данным приборов.

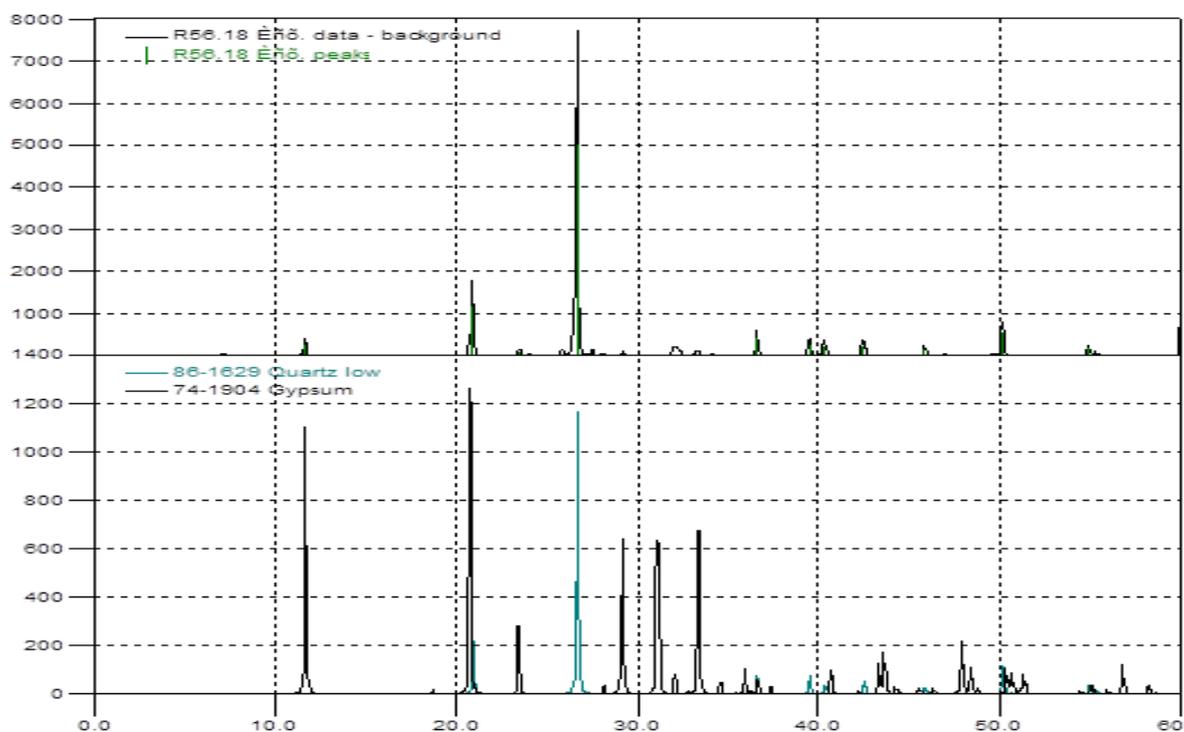


Рисунок 3.3 – Рентгеновская порошковая дифрактограмма исходной руды золото-сурьмяно-ртутных руд в сравнении с базовыми данными

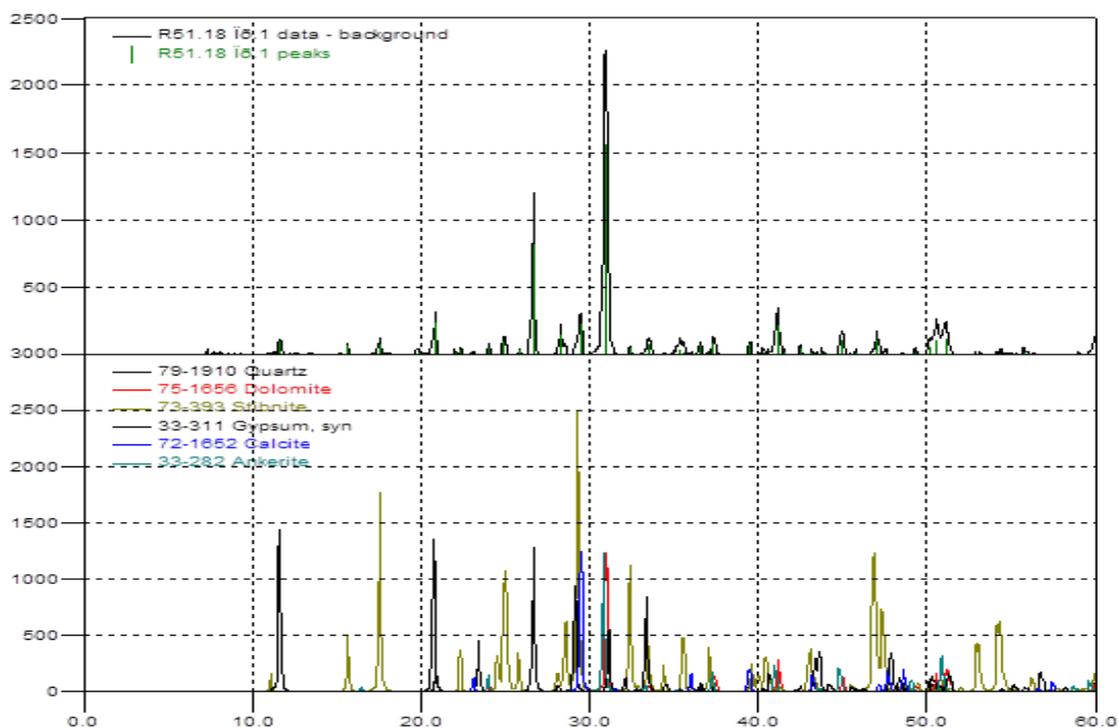


Рисунок 3.4 – Рентгеновская порошковая дифрактограмма промежуточного продукта флотации золото-сурьмяно-ртутных руд в сравнении с базовыми данными

На рисунке 3.5 представлены рентгенограммы концентрата, полученные при оптимальных условиях флотации руд нижних горизонтов месторождения Джижикрут.

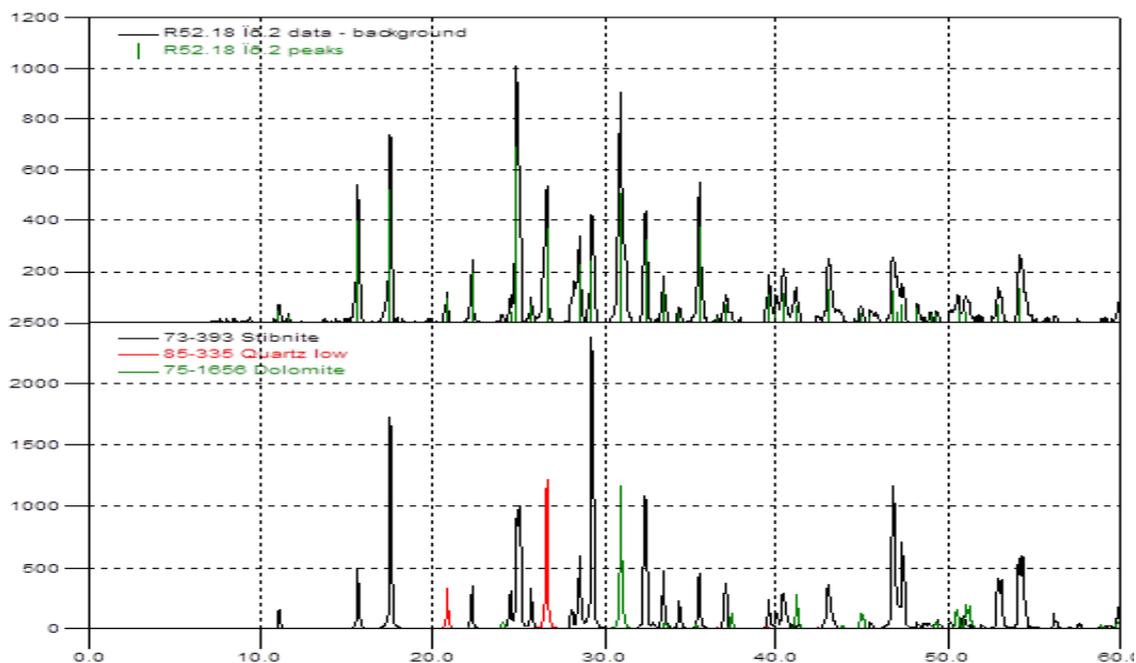


Рисунок 3.5 – Рентгеновская порошковая дифрактограмма концентрата флотации золото-сурьмяно-ртутных руд в сравнении с базовыми данными

Таблица 3.4 – Основные параметры рентгенограммы сурьмяно-ртутных руд месторождения Джижикрут и его продукты после обогащения

№	Исходная руда		Пром.продукт		Концентрат		Хвосты	
	d Межплос. расстояния	I Интенсивность	d Межплос. расстояния	I Интенсивность	d Межплос. расстояния	I Интенсивность	d Межплос. расстояния	I Интенсивность
1	11,675	7,5733	11,631	7,6023	11,631	7,6023	11,675	7,5733
2	20,899	4,2471	15,668	5,6512	15,668	5,6512	20,899	4,2471
3	23,488	3,7845	17,556	5,0474	17,556	5,0474	23,488	3,7845
4	26,681	3,3383	20,843	4,2583	20,843	4,2583	26,681	3,3383
5	29,181	3,0578	22,025	4,0324	22,025	4,0324	29,181	3,0578
6	32,061	2,7893	24,046	3,6979	24,046	3,6979	32,061	2,7893
7	33,313	2,6874	25,860	3,4424	25,860	3,4424	33,313	2,6874
8	35,830	2,5041	26,649	3,3422	26,649	3,3422	35,830	2,5041
9	36,591	2,4537	29,440	3,0314	29,440	3,0314	36,591	2,4537
10	39,515	2,2787	30,943	2,8875	30,943	2,8875	39,515	2,2787
11	40,343	2,2338	32,404	2,7606	32,404	2,7606	40,343	2,2338
12	42,491	2,1257	33,525	2,6708	33,525	2,6708	42,491	2,1257
13	45,845	1,9777	35,551	2,5231	35,551	2,5231	45,845	1,9777
14	46,345	1,9575	36,544	2,4568	36,544	2,4568	46,345	1,9575
15	50,179	1,8166	37,366	2,4046	37,366	2,4046	50,179	1,8166
16	54,918	1,6708	39,492	2,2799	39,492	2,2799	54,918	1,6708
17	55,372	1,6578	40,301	2,2360	40,301	2,2360	55,372	1,6578

Во всех пробах наблюдается аморфизация структуры минерала: кварц (SiO_2), стибнит (Sb_2S_3), доломит ($\text{CaCO}_3 \times \text{MgCO}_3$) и гипс ($\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}$), входящих в состав исходной руды и продуктов обогащения с сохранением характерных рефлексов кварца.

Особенно четко диагностируется стибнит (Sb_2S_3), который выдает характерные пики в области $17-18^\circ$, $29-30^\circ$ и пучок пиков в $46 - 48^\circ$.

На рисунке 3.6 представлены дифрактограммы хвостов флотации золото-сурьмяно-ртутных руд нижнего горизонта Джижикрутского месторождения. Как видно из рисунка, линии стибнита отсутствуют в хвостах флотации, это объясняется тем, что при флотации стибнит извлекается в концентрат.

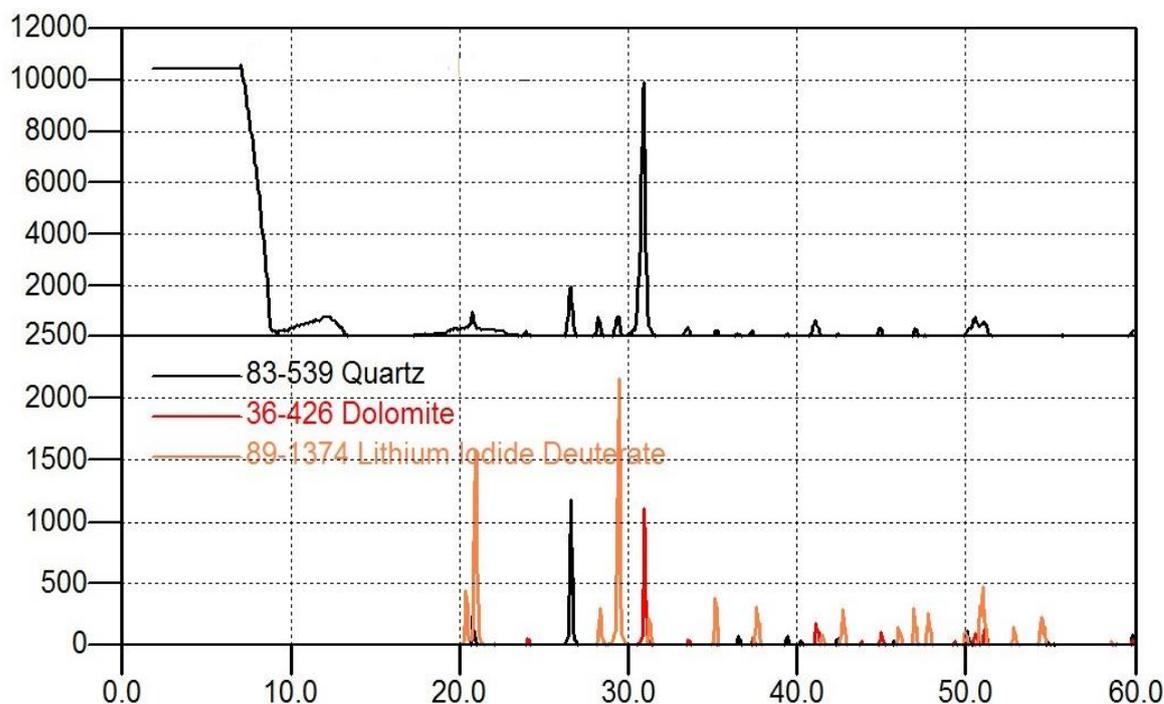


Рисунок 3.6 – Рентгеновская порошковая дифрактограмма хвостов флотации золото-сурьмяно-ртутных руд в сравнении с базовыми данными

Таким образом, рентгеновская дифрактометрия выявляет особенности поэтапного разложения исходных золото-сурьмяно-ртутных руд на различных этапах технологической обработки и обогащения.

3.3. Определение содержания золота из золото-сурьмяно-ртутных руд с адсорбцией активированным углем-йодометрическим методом

В данной части приведены полученные результаты по обогащению золото-сурьмяно-ртутной руды Джижикрут с помощью адсорбции активированным углем-йодометрическим методом. В ходе исследования проводили растворение проб с использованием водопроводной воды, обработку с использованием царской водки "Лефорт", фильтрование,

адсорбцию, обзоливание, прокаливание, растворение золота в водяной бане и титрование.

Изучен процесс адсорбционного извлечения золота из выщелаченного рудного раствора активным углем на лабораторной установке.

В лабораторных условиях обогащается золото-сурьмяно-ртутная руда из месторождения Джижикрут. В результате флотации получен концентрат, промежуточный продукт и хвосты.

Навеска руды для исследования – исходная руда и продукты обогащения (концентрат, промежуточный продукт и хвосты). Для взвешивания проб используем чашечные весы с индуктированной величиной 0,01 г, получим пробу весом от 5 до 30 г., и опускаем их в 400 мл химический стакан.

Растворение пробы: для смачивания используем водопроводную воду, потом в вытяжном шкафу нужно добавить кислоту, после этого, закрывая поверхностную посуду, производится обработка растворения на электронагревательной плите.

Потом для обработки низкопроцентной исходной руды используем царскую водку "Лефорт" объемом 50 мл, пока без желтого дыма, добавляем царскую водку объемом 50 мл, чтобы отваривать длительностью в 30 минут, до тех пор, пока в остатке будут отсутствовать чёрные частицы (рисунок 3.7.).

В первую очередь, необходимо использовать густой HNO_3 объёмом 50 мл для порционной низкотемпературной обработки высокопроцентной обогащенной руды, при отсутствии желтого дыма NO_2 добавить густые HNO_3 объемом 20 мл и KClO_3 весом 2-4 г., после этого добавить царскую водку с пропорцией 1-1 объемом 50 мл, и нагревание продолжается длительностью около 30 минут, при этом раствор должен быть прозрачным и светлым.



Рисунок 3.7 – Растворение и нагревание проб на электронагревательной плите

После охлаждения пробы, которая прошла обработку, подготовимся к фильтрованию (рисунок 3.8).

Фильтрование и адсорбция. Предварительно установим систему фильтрования с отсасыванием, потом влив фильтробумажную пульпу в адсорбционную колонку, вытрамбовать, чтобы толщина составляла 5 мм, после этого добавить смесь активированного угля и целлюлозы (пропорция угля и целлюлозы составляет 1:2) толщиной в 6 миллиметров (при низкой золотоносности уголь используется весом 0,5 г, при высокой золотоносности уголь используется весом 0,8 г, при высотной золотоносности уголь используется весом около 1 г), а также воронка Бюхнера длиной 80 мм устанавливается на адсорбционной колонке, плотно прижимается к фильтровальной бумаге и готовимся к фильтрованию.

Для разбавления и охлаждения растворяемой пробы используем водопроводную воду объемом около 100 мл. При условии выкачивания воздуха влить опытный раствор в воронку Бюхнера, использовать тёплую разведенную соляную кислоту (5%), три раза промыть химический стакан, 8 раз промыть осадок, после фильтрования быстро оцарапать фильтровальную бумагу, сняв воронку. Используется фильтровальная бумага (60 °C) для

промывания активированного угля 8 раз, потом используется тёплая разведенная соляная кислота (5%, 60 °С) для промывания 8 раз, потом тёплая дистиллированная вода (около 60 °С) для промывания 8 раз; прекращая выкачивание воздуха, снять адсорбционную колонку и положить угольный пласт и пласт целлюлозы в плавильный чан объемом 50 мм, после этого используем фильтровальную бумагу для вытирания углерода на адсорбционной колонке.



Рисунок 3.8 – Фильтрация и промывание активированного угля

Обзоливание и прокаливание. Поставив фарфоровый тигель на теплую электрическую печь (рисунок 3.9 а), медленно поднимать температуру, при обзоливание фильтровальной бумаги до степени, когда углерод большей частью окислен, переселяется в высокотемпературную печь (рисунок 3.9 б) около 820 °С для прокаливания, пока все углероды не окислены, производится охлаждение.

Растворение золота в водяной бане (рисунок 3.10). Добавив 5 капель насыщенных растворов NaCl в фарфоровый тигель, подвергшийся охлаждению, а также свежеприготовленную царскую водку 2 ml, в водяной бане нагревать до отсутствия запаха кислоты, сняв, добавить густую HCl объемом 2 ml и продолжается выпаривание в водяной бане, сняв, добавить разведенную уксусную кислоту (7%) объемом 5 ml, и NH₄HF весом 20,1 g, равномерно взбалтывать.

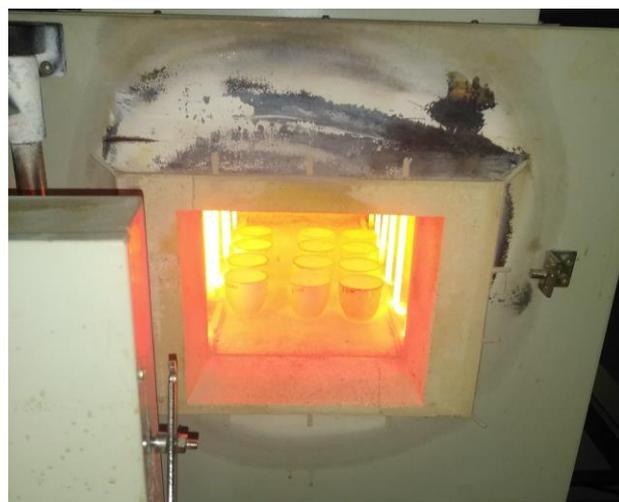


Рисунок 3.9 а. Фарфоровый тигель на теплую электрическую печь; **3.9 б** – на высокотемпературную печь



Рисунок 3.10 – Растворение золота в водяной бане

Титрование: Добавить 6 капель EDTA в опытный раствор, после размешивания добавить йодистый калий весом 0,05 до 0,1 г, используется нормальный тиосульфат натрия для титрования до светло-желтого цвета, добавив 6 капель крахмалов 0,5 %, при условии сильного перемешивания продолжается титрование до отсутствия цвета раствора.

После получения основных результатов (таблица 3.5) вычисляем по формуле:

$$\text{Au(g/ t)} = \frac{\text{T} \times \text{V}}{\text{G}}$$

где, Т-титр нормального раствора тиосульфата натрия по отношению к золоту, ug/ml;

V-величина миллилитра потребления нормального раствора тиосульфата натрия при титровании;

G-величина грамма, взвесить пробу.

Таблица 3.5 – Результаты титрования проб руды месторождения Джижикрут

№	Название образца	Масса навески, g	Концентрат. стандартных раств. титр	Расход, ml	Результаты, g/t
1.	Исходная руда	30	39,37 ug/ml	1,25	1,64
2.	Исходная руда	20	39,37 ug/ml	0,9	1,77
3.	Концентрат	10	39,37 ug/ml	1,15	4,52
4.	Концентрат	5	39,37 ug/ml	0,6	4,72
5.	Промеж. продукт	10	39,37 ug/ml	0,5	2,00
6.	Промеж. продукт	5	39,37 ug/ml	0,3	2,36
7.	Хвост	30	39,37 ug/ml	1,50	1,96
8.	Хвост	20	39,37 ug/ml	0,95	1,87
9.	Хвост	5	39,37 ug/ml	0,25	1,97
10.	Стандарт (ST- 432)	10	39,37 ug/ml	1,70	6,69

По показатели анализа сделать вывод, что руда Джижикрутского месторождения является ртутно-сурьмяно-золотосодержащей рудой. Из результатов таблицы видно, что золото не обогащается в концентрат, а остается в хвостах и можно его извлекать из хвостов флотацией нижнего горизонта Джижикрутского месторождения.

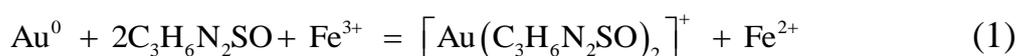
3.4. Исследование выщелачивания золота из хвостов флотации ацетилтиомочевинной

Ацетилтиомочевинное выщелачивание, произведенное тем или иным способом, – перспективный гидрометаллургический процесс извлечения золота. Для проведения этого процесса необходимо применять эффективный окислитель, способный переводить металлическое золото в ионное состояние и поддерживать низкие значения pH с целью предохранения от разложения

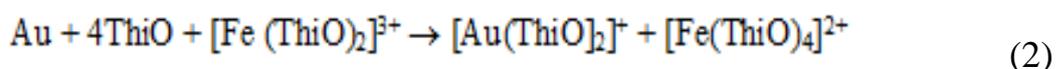
золотосодержащего комплекса. Это достигается путем введения в процесс серной кислоты и сульфата трёхвалентного железа.

Для снижения расхода ацетилтиомочевины предварительно окисляют сульфиды железа, сурьмы, меди в кислой среде гидроксидом железа. С помощью цементацией свинцом, цинком, алюминием и сорбцией на активных углях можно осаждают золота.

Растворение золота в ацетилтиомочевине в присутствии окислителя–солей трёхвалентного железа идет по реакции:



Предполагают, что трехвалентное железо в растворах ацетилтиомочевины играет роль окислителя металла и связано в комплекс состава $[\text{Fe}(\text{ThiO})_2]^{3+}$ или $[\text{Fe}(\text{SO})_4 \times \text{C}_3\text{H}_6\text{N}_2\text{SO}]^+$. В этом случае процесс растворения золота в ацетилтиомочевине может быть представлен следующей реакцией:



где, ThiO – ацетилтиомочевина $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_2\text{SO}$.

Нами в лабораторных условиях проведены исследования по ацетилтиомочевинному выщелачиванию золота из хвостов флотации нижнего горизонта месторождения Джижикрут. Исследования в области выщелачивания хвостов флотации проводились в стеклянных стаканах емкостью 500 мл, стеклянной мешалке с двумя лопастями. В навеску хвостов флотации, заваливавшейся в склянку, и прибавлявшийся раствор ацетилтиомочевины и серной кислоты добавлялся окислитель трёхвалентного сульфата железа, и производилось размешивание в течение определённого промежутка времени. После 2,4,6,8 часов после начала исследования мешалку останавливали, и производился отбор аликвоты для определения рН и концентрации золота. В растворах золото определялось методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Испытание проводилось в 1 %-ном растворе ацетилтиомочевины при 1,38 % серной кислоты и 0,5 %

трёхвалентного сульфата железа. Длительность времени опытов 8 часов, рН среды - 6,0. Золото в раствор в данных условиях переходило в незначительных количествах (таблица 3.6).

Таблица 3.6 – Извлечение золота при ацетилтиомочевинном выщелачивании хвостов флотации нижнего горизонта Джижикрутского месторождения

Время, ч	Условия выщелачивания					Остаточное содержание золота при различной рН, мг/л		Извлечение Au в растворе, %
	руда, г.	вода, мл.	CH ₃ CONHCSNH ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г.	рН	Au	
Нач.						рН	Au	
2	100	200	2	1,5	1,5	5,8	0,165	19,4
4						6,1	0,174	20,5
6						5,8	0,175	20,6
8						5,8	0,177	20,8

Как видно, за 8 часов в раствор выщелачивается Au – 20,8 %. Результаты исследования при различных температурах представлены в таблицах 3.6 – 3.8 и на рисунках 3.11 – 3.13.

Ради улучшения процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания пробы хвостов флотации подвергались обжигу при температурах 200 – 600 °С в течение 2 часов. В абразии и при обжигании происходит вскрытие упорных золото - сульфидных концентратов, в то же время минералы пирит и арсенопирит окисляются, по этой причине происходит вскрытие содержащегося в них золота.

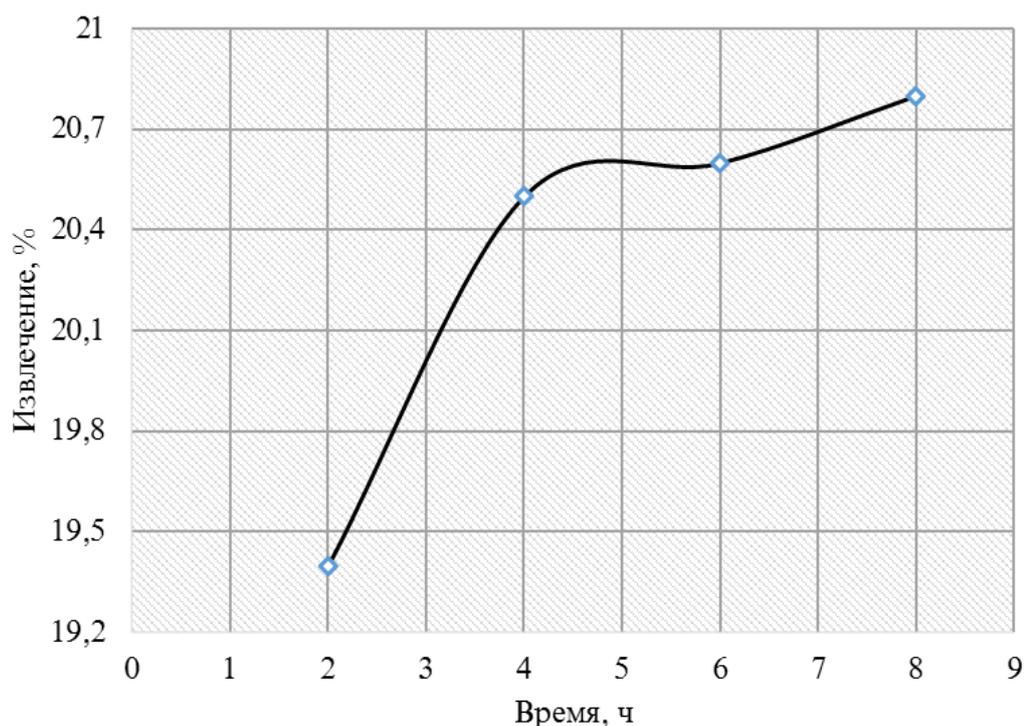


Рисунок 3.11 – Выщелачивание золота при температурах 200 °С

Окисление пирита начинается при температуре 450 – 500 °С. Процесс протекает с образованием промежуточного продукта пирротина. $\text{FeS}_2 + \text{O}_2 = \text{FeS} + \text{SO}_2$, окисляется до магнетита $3\text{FeS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 3\text{SO}_2$ и через некоторое время до гематита $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \frac{1}{2}\text{O}_2 = 3\text{Fe}_2\text{O}_3$. В таблицах 3.7, 3.8 и на рисунках 3.12, 3.13 показаны испытанные результаты.

Очевидно из таблицы и рисунка, за исключением кислотной обработки хвостов, обожженных благодаря температуре обжига 200 °С, в раствор переходило 19,5 % золота, а около 400 °С с последующим выщелачиваем ацетилтиомочевинной в раствор переходит всего лишь 21,6 % золота. Увеличение температуры обжига до 600 °С способствует тому, что извлечение золота повышается до 45,2 %.

Таблица 3.7 – Извлечение золота при ацетилтиомочевинному выщелачиванию хвостов флотации нижнего горизонта Джижикрутского месторождения

Время, ч	Условия выщелачивания					Остаточное содержание золота при различной рН, мг/л		Извлечение Au в растворе, %
	руда, г.	вода, мл.	CH ₃ CONHCSNH ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г.	рН	Au	
нач.	100	200	2	1	1	рН	Au	
2						5,8	0,165	19,2
4						6,1	0,174	20,5
6						5,8	0,175	20,6
8						5,8	0,177	20,8
Хвосты флотации после обжига при 200 °С								
2	100	200	2	1	1	5,3	0,144	16,9
4						5,3	0,152	17,9
6						5,8	0,168	19,8
8						5,8	0,166	19,5
Хвосты флотации после обжига при 400 °С								
2	100	200	2	1	1	5,6	0,162	19,0
4						5,9	0,173	20,3
6						6,2	0,181	21,3
8						6,0	0,184	21,6
Хвосты флотации после обжига при 600 °С								
2	100	200	2	1	1	6,2	0,338	39,8
4						6,4	0,379	44,6
6						6,2	0,381	44,8
8						6,8	0,384	45,2

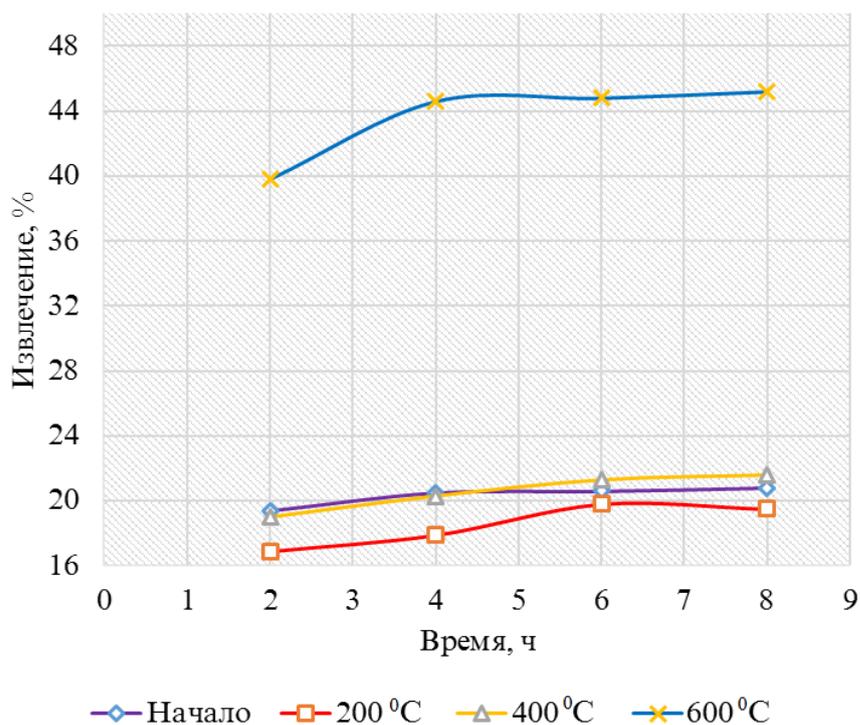


Рисунок 3.12 – Зависимость извлечения золота от времени при температурах 200 до 600 °С

Таблица 3.8 – Извлечение золота при ацетилтиомочевинном выщелачивании хвостов флотации после обжига при температуре 600 °С

Время, ч	Условия выщелачивания					Остаточное содержание золота при различной рН, мг/л		Извлечение Au в растворе, %
	руда, г.	вода, мл.	CH ₃ CONHCSNH ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г.	рН	Au	
нач.	100	200	2	20	1	рН	Au	
2						1,6	0,631	74,2
4						1,4	0,663	78,0
6						1,4	0,700	82,3
8						1,2	0,708	83,3
Хвосты флотации после обжига при 600 °С + обработка с H ₂ SO ₄								
2	100	200	2	20	1	2,4	0,648	76,2
4						2,8	0,685	80,6
6						2,6	0,730	85,9
8						2,6	0,732	86,1

Только после обжига при температуре 600 °С при pH = 1,2 в раствор переходило 83,3 % золота, дальнейшей кислотной обработкой спустя 8 часов извлечение золота в раствор из хвостов составило 86,1 %.

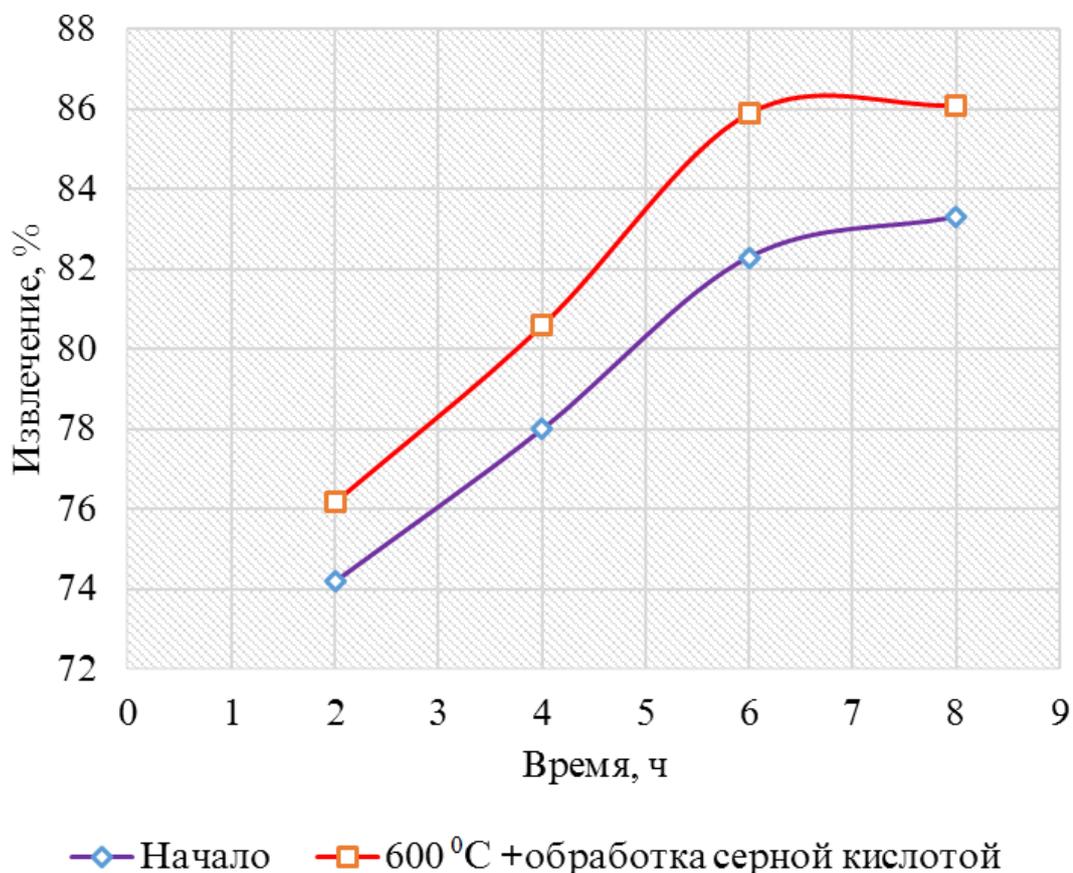


Рисунок 3.13 – Зависимость извлечения золота из хвостов флотации до и после обжига при температуре 600 °С и обработке с H₂SO₄

Следовательно, использование ацетилтиомочевины с целью выщелачивания золота из руд и хвостов флотации рентабельно. Помимо того, с применением ацетилтиомочевины извлечение золота во много раз выше, чем при цианировании.

3.5. Тиомочевинное выщелачивание золота из хвостов флотации руды нижних горизонтов Джиджикрутского месторождения

Возможность использования тиомочевины в качестве растворителя золота впервые была предложена М.А.Кожуховой и И.И.Плаксиным для извлечения золота из золото-сурьмянистых руд в начале 40-х годов прошлого века [89].

Растворение золота в тиомочевине в присутствии окислителя–солей трёхвалентного железа идет по реакции:



По последним данным, в кислых растворах реакция между ионом железа (III) и тиомочевинной протекает весьма медленно, но в присутствии пирротина FeS, пирита FeS₂ и ковеллина CuS ускоряется и одновременно происходит окисление тиокарбамида.

Для окисления выбран трёхвалентный сульфат железа, серная кислота. Опыты проводили 1%-ном растворе тиомочевинной в присутствии 1,38 % серной кислоты и 0,5 % трёхвалентного сульфата железа и раствора тиомочевинной. Опыты по выщелачиванию хвостов флотации проводились в стеклянных стаканах ёмкостью 500 мл, применялись стеклянные мешалки с двумя лопастями. Исходные хвосты флотации загружались в склянку, приливались раствор тиомочевинной и серная кислота, добавлялся окислитель трёхвалентного сульфата железа и проводилось перемешивание в течение определённого промежутка времени. Через 2, 4, 8 часов после начала опыта мешалку останавливали и производился отбор аликвоты для определения pH и концентрации золота. В растворах золото определялось методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Продолжительность опытов 8 ч., pH среды 6,0 и более. Золото в раствор в данных условиях переходило в незначительных количествах (таблица 3.9). Как видно из таблицы 3.9 и рисунка 3.14, за 8 ч. в раствор выщелачивается Au–19,4 %.

С целью улучшения процесса тиомочевинного выщелачивания пробы хвостов флотации подвергались обжигу при температурах 200-600 °С в течение 2 ч. В процессе обжига происходит вскрытие упорных золотосульфидных хвостов флотации, при этом минералы: пирит и арсенопирит - окисляются, что приводит к вскрытию содержащегося в них золота.

Таблица 3.9 – Извлечение золота при тиомочевинном выщелачивании из исходных хвостов флотации месторождения Джижикрут

Время, ч	Условия опыта					Раствор		Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	pH	Au, мг/л	
Нач.								
2	100	200	1,5	1,5	1,5	6,7	0,166	18,4
4						6,1	0,173	19,2
8						6,0	0,175	19,4

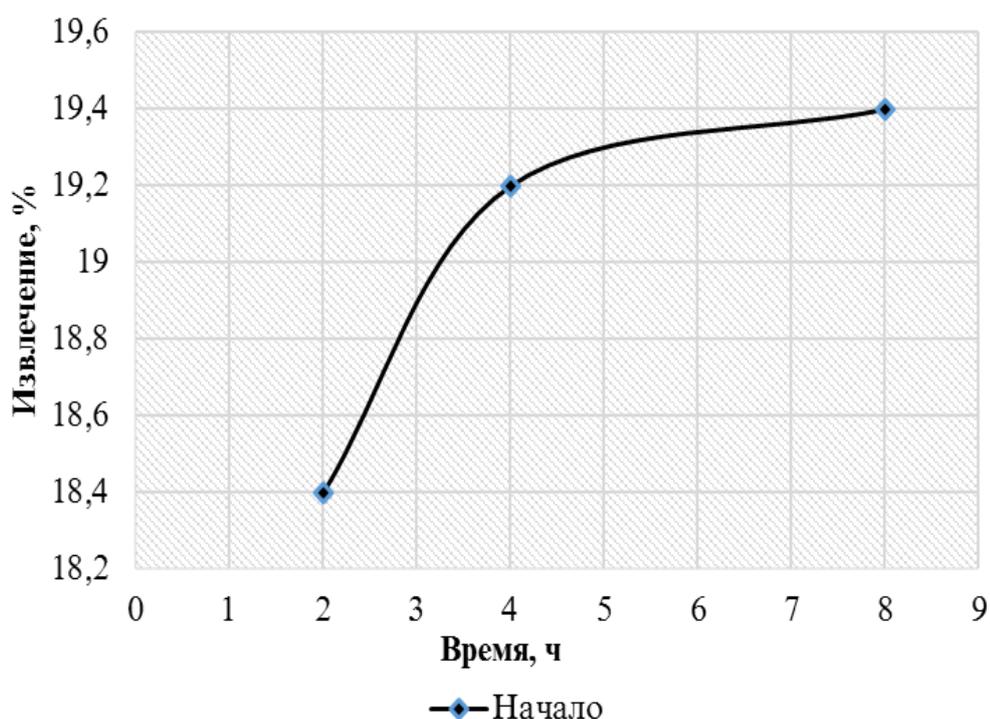


Рисунок 3.14 – Тиомочевинное выщелачивание золота при температуре 200 °С

Окисление пирита начинается при температуре 450-500 °С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина. При этом пирротин $FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$ окисляется до магнетита, затем $3FeS + 5O_2 = Fe_3S_4 + 3SO_2$ и далее до гематита $2Fe_3O_4 + 0,5O_2 = 3Fe_2O_3$.

Из литературных источников по минералогическому описанию руд Джижикрутского месторождения известно, что основными компонентами золота являются арсенопирит и пирит, образующие тесные сростания с марказитом, причём золото находится в субмикроскопическом состоянии.

Для таких руд часто используют окислительный обжиг с последующим выщелачиванием огарка. При окислительном обжиге золотосодержащие сульфиды окисляются и превращаются в пористую, хорошо проницаемую для цианистых растворов массу оксидов. Последующее выщелачивание огарка позволяет перевести вскрытое золото в цианистый раствор. Проведёнными нами исследованиями показано, что обжиг хвостов при температуре 600 °С способствовал почти полному переходу золота в раствор в процессе цианирования. По аналогии с этим нами были проведены опыты по тиомочевинному выщелачиванию хвостов, обожжённых в течение 2-х часов, при температурах 400 и 600 °С. В таблицах 3.10 – 3.12 и на рисунках 3.15 – 3.17 представлены полученные результаты. Без кислотной обработки хвостов, обожжённых при температуре 400 °С, в раствор при их выщелачивании переходит только 18,8 % золота.

Таблица 3.10 – Влияние обжига при 400 °С методом выщелачивания золота тиомочевинной

Время, ч	Условия опыта					Раствор		Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	pH	Au, мг/л	
Нач.								
2	100	200	1,5	1,5	1,5	6,1	0,153	17,0
4						5,9	0,169	18,2
8						6,4	0,169	18,8

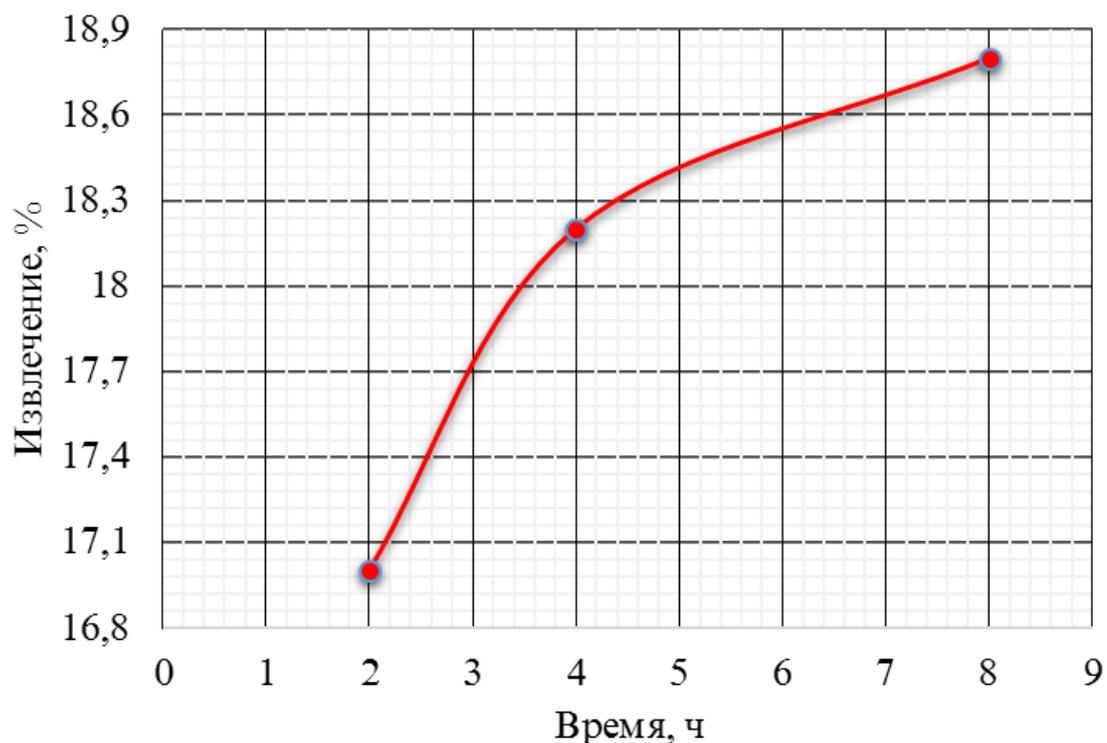


Рисунок 3.15 – Зависимость извлечения золота от времени при температуре 400 °С

Таблица 3.11 – Влияние обжига при 600 °С методом выщелачивания золота тиомочевинной

Время, ч	Условия опыта					Раствор		Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	рН	Au, мг/л	
Нач.	100	200	1,5	2,5	1,5			
2						5,3	0,525	58,3
4						5,8	0,571	63,4
8						5,5	0,610	67,8

Таблица 3.12 – Влияние обжига при 600 °С методом выщелачивания золота тиомочевинной

Время, ч	Условия опыта					Раствор		Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ (конц.), мл.	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	рН	Au, мг/л	
Нач.								
2	100	200	1,5	2,5	1,5	1,5	0,525	78,3
4						1,7	0,571	85,4
8						2,1	0,610	86,7

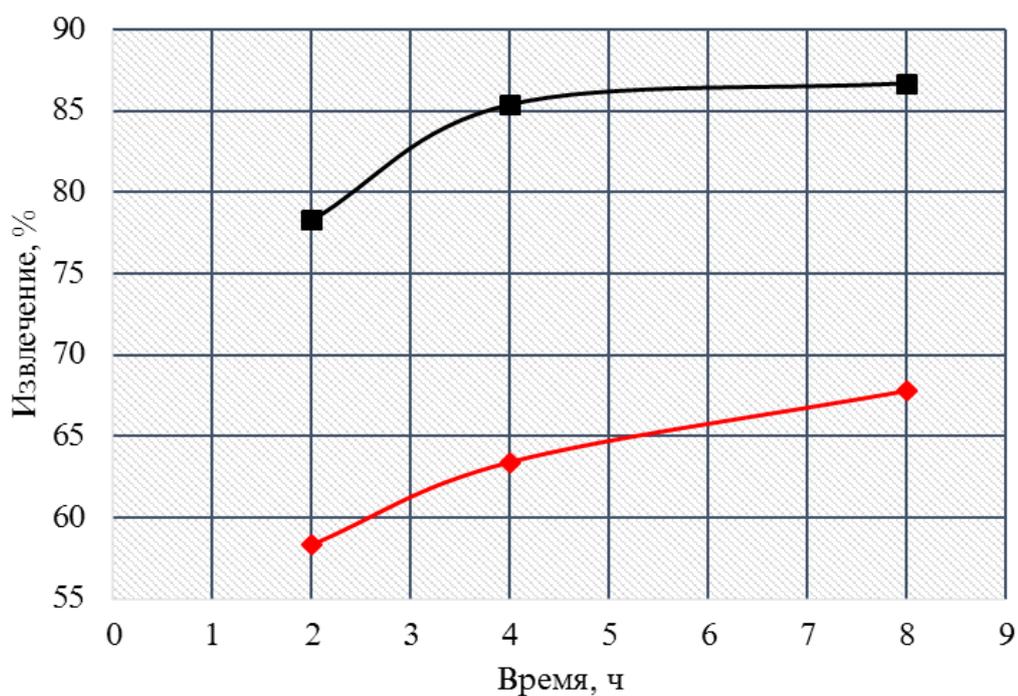


Рисунок 3.16 – Зависимость извлечения золота от времени при температуре 600 °С

Повышение температуры обжига до 600 °С способствует тому, что извлечение золота повышается до 67,8 %. И только после обжига при температуре 600 °С с дальнейшей кислотной обработкой (таблица 3.13 и

рисунок 3.17) через 8 ч извлечение золота в раствор из хвостов составило 88,3 %.

Таблица 3.13 – Результаты тиомочевинного выщелачивания золота из обожженных хвостов после их кислотной обработки

Время, ч	Условия опыта					Раствор		Извлечение Au, %
	Руда, г	Вода, мл	$CS(NH_2)_2$, г	H_2SO_4 (конц.), мл.	$Fe_2(SO_4)_3$, г	рН	Au, мг/л	
Нач.								
2	100	200	1,5	1,5	1,5	2,0	0,733	81,4
4						2,8	0,790	87,8
8						2,9	0,795	88,3

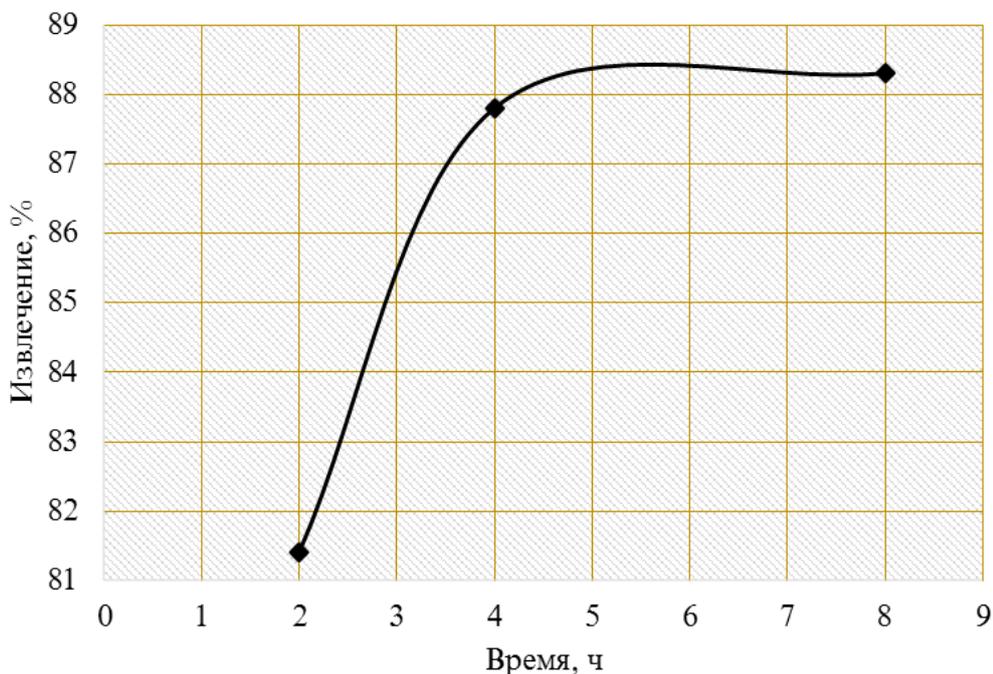


Рисунок 3.17 – Тиомочевинное выщелачивание золота из обожженных хвостов после их кислотной обработки при температуре 600 °С

Как видно, использование тиомочевины с целью выщелачивания золота из руд и хвостов флотации возможно рентабельно.

3.6. Схема гидрометаллургической переработки золота из хвостов флотации методом ацетилтиомочевинного выщелачивания

В результате комплекса выполненных теоретических и экспериментальных исследований разработана принципиальная гидрометаллургическая схема переработки золота из хвостов флотации ацетилтиомочевинного выщелачивания, состоящая из следующих основных технологических операций (рисунок 3.18):

- собственно выщелачивание золота, осуществляемое в основном очищенными от примесей ацетилтиомочевинными растворами;
- отделение золотосодержащих растворов от твердой части пульпы методами сгущения и фильтрации;
- осаждение золота из растворов с получением сплава Доре;
- дополнительная обработка обезметалленных растворов с целью регенерации $\text{CH}_3\text{CONHCSNH}_2$ и очистки растворов от примесей.

Поскольку присутствие кислорода в пульпе ацетилтиомочевинного выщелачивания не является обязательным, данный процесс может осуществляться в закрытых аппаратах с механическим или пульсационным перемешиванием.

В зависимости от исходного содержания золота, а также принятого способа выделения металлов из растворов выщелачивание может осуществляться в одну или несколько стадий (в последнем случае - с промежуточным обезвоживанием пульпы методами фильтрации).

Совокупность предложенных технологических решений, к которым относятся собственно процесс ацетилтиомочевинного выщелачивания, осаждение золота из растворов (с получением сплава Доре), регенерация растворителя, полный внутрифабричный оборот растворов, «обессоливание» растворов известью, дополненное в необходимых случаях (например, при поступлении на выщелачивание влажных продуктов) упариванием части растворов, обеспечивает в конечном итоге возможность реализации на основе ацетилтиомочевинной технологии бессточного гидрометаллургического

процесса извлечения золота из хвостов флотации (рисунок 3.18). Это является одним из наиболее характерных признаков рассматриваемой технологии, отличающим ее от других гидрометаллургических вариантов, в том числе и цианирования, при которых создание такого рода бессточных технологических схем представляется значительно более сложным и трудно осуществимым.

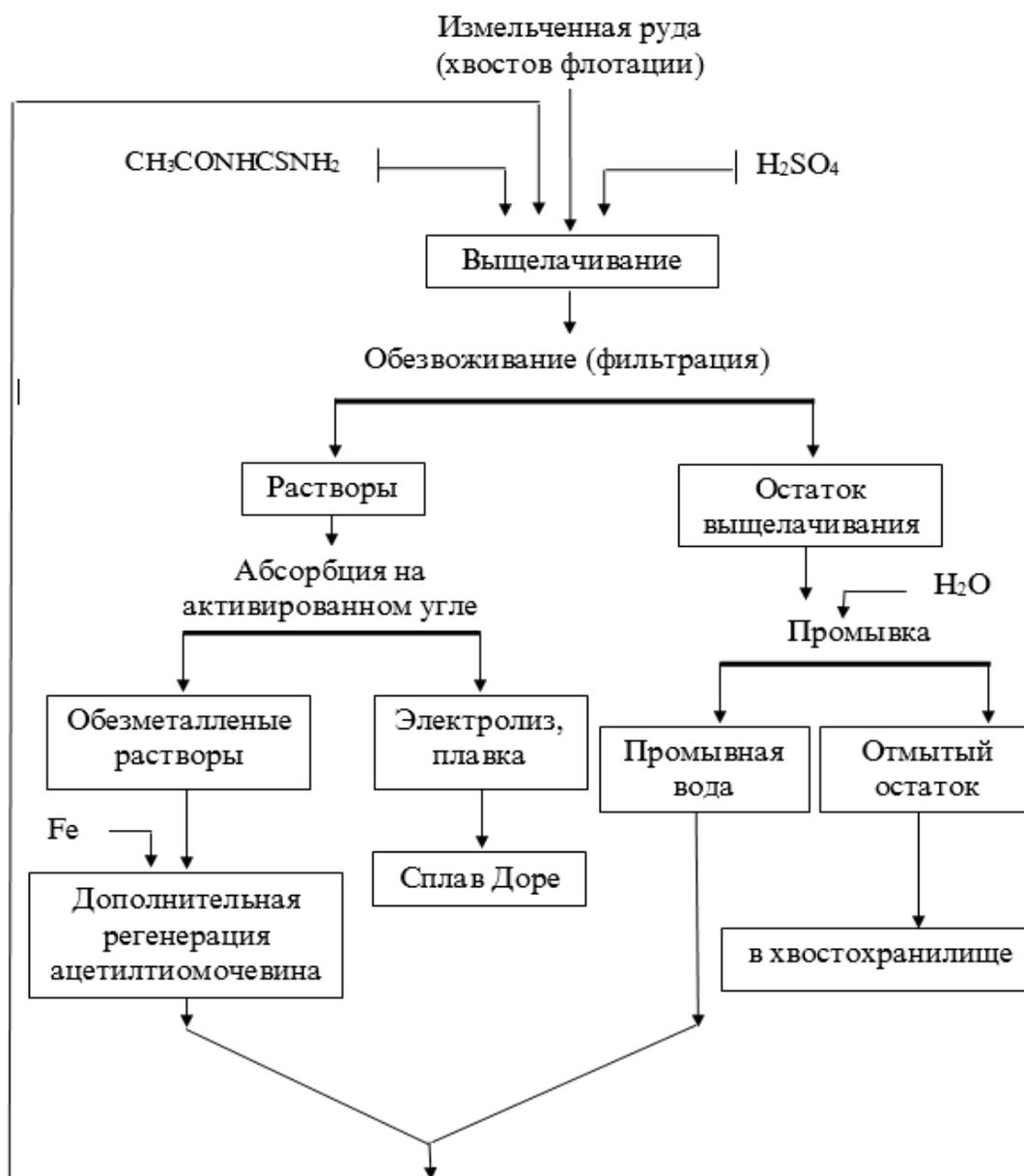


Рисунок 3.18 – Принципиальная схема гидрометаллургической переработки золота из хвостов флотации методом ацетилтиомочевинного выщелачивания.

ГЛАВА IV. КИНЕТИКА И МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА АЦЕТИЛТИОМОЧЕВИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ

4.1. Кинетика процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации нижнего горизонта Джижикрутского месторождения

Ацетилтиомочевинное выщелачивание, применяемое при выщелачивании хвостов флотации золото-сурьмяно-ртутных руд, является весьма сложным процессом. Проблемой данного способа является сложность подбора оптимальных условий извлечения золота из продукта, удовлетворяющих требованиям технологического процесса. Поэтому для строгой оптимизации процесса необходимы кинетические исследования.

Результаты по выщелачиванию золота подробно освещены в соответствующих публикациях [141, 142]. Поэтому здесь мы ограничимся лишь изложением главных выводов и рекомендаций, касающихся основных вопросов кинетики ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации, имея в виду прежде всего возможность использования этого процесса. Опыты проводились с хвостами флотации, содержание золота в которых – 1,8 г/т.

Сериями экспериментов изучена кинетика растворения золота в ацетилтиомочевинных растворах для определения зависимости скорости процесса от основных технологических параметров – концентрации H_2SO_4 , температуры и т.д.

В таблицах 3.7 и 3.8 приведены экспериментальные данные растворения золота в ацетилтиомочевинных растворах при различных температурах. На рисунках представлены интегральные кинетические кривые, отражающие зависимость степени извлечения золота от продолжительности ацетилтиомочевинного выщелачивания при различной концентрации сульфата железа, серной кислоты и pH среды. Условия проведения эксперимента: испытание проводилось в 1 %-ном растворе

ацетилтиомочевины в присутствии 1,38 % серной кислоты и 0,5 % трёхвалентного сульфата железа. Длительность времени опытов - 8 часов, рН среды – 1,2-6,0.

Как видно из рисунков 3.12 и 3.13, с повышением температуры, уменьшением рН среды и обработкой серной кислотой в ацетилтиомочевинных растворах скорость растворения золота возрастает. Степень извлечения возрастает от 45,2 до 86,1 %.

С целью установление механизма химической реакции и расчета константы скорости реакции естественно надо знать частный порядок реакции по реагирующим веществам и суммарный порядок данной реакции. Порядок реакции может выражаться как целыми числами 0,1,2,3, так и дробными. Дробные порядки всегда служат признаком сложности и многостадийности изучаемой реакции. Существуют специальные экспериментальные приемы, позволяющие определять, как порядки по отдельным компонентам, так и общий порядок реакции.

Воспользуемся данными таблиц 3.7 и 3.8 и рассчитаем n для разных промежутков времени. С целью определения порядка реакции используем графический метод Вант-Гоффа, который позволяет определить порядок реакции по уравнению: $n = \lg \frac{g_1}{g_2} / \lg \frac{a_1}{a_2}$.

Для этого условия коэффициенты необходимо рассчитать порядка реакции (таблица 4.1).

Таблица 4.1 – Порядок реакции по методу Вант – Гоффа

№ таблицы	tg α_1	tg α_2	a ₁	a ₂	n
1	0,17	0,169	79,5	79,4	2,6
2	0,232	0,230	80,2	80,1	3,7
3	0,9	0,6	81	80,15	3,8
4	0,608	0,6	55,4	55,2	2,5
5	0,988	0,922	17,7	17,4	3,33
6	0,072	0,71	14,1	13,9	2

Порядок химической реакции, рассчитанной по экспериментальным данным, близок по значениям, следовательно, данная реакция подчиняется уравнению для реакций третьего порядка.

Для реакций третьего порядка скорость реакции пропорциональна произведению концентраций трех реагирующих веществ.

Рассмотрим более простой случай, когда концентрации всех реагирующих веществ равны. В этом случае

$$\frac{dx}{dt} = k_3(a-x)^3. \quad (1)$$

При интегрировании формулы (1) получим

$$\frac{1}{(a-x)^2} = 2kt + \frac{1}{a^2} \quad (2)$$

Последнее выражение служит для определения константы скорости реакции третьего порядка при равенстве концентраций реагирующих веществ друг другу. Кинетическая кривая, представленная в координатах $1/(a-x)^2$ по уравнению (2), должна представлять собой прямую линию с тангенсом угла наклона, равным $2k_3$.

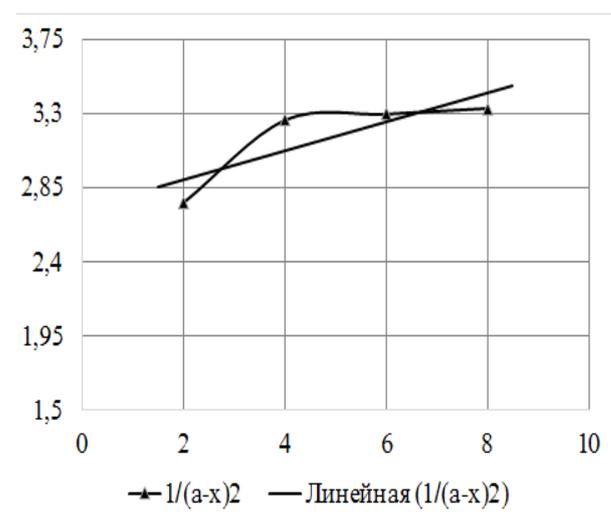
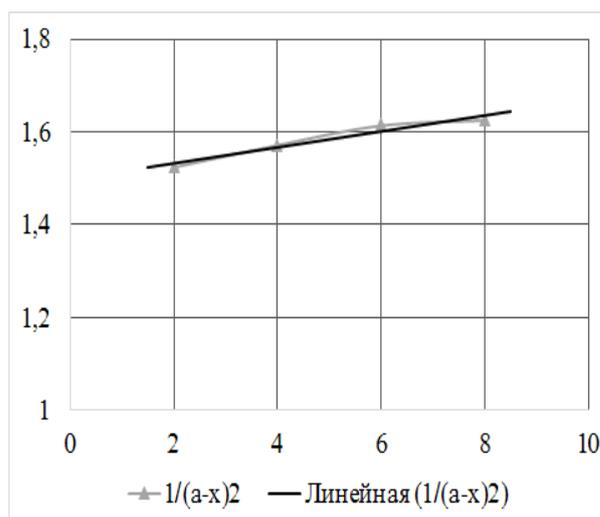
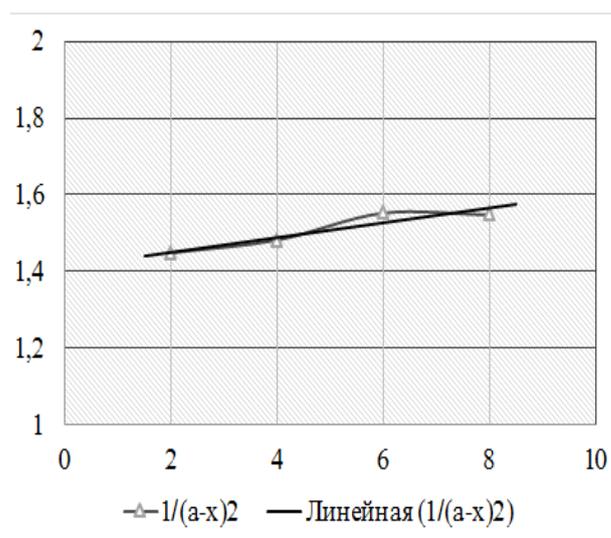
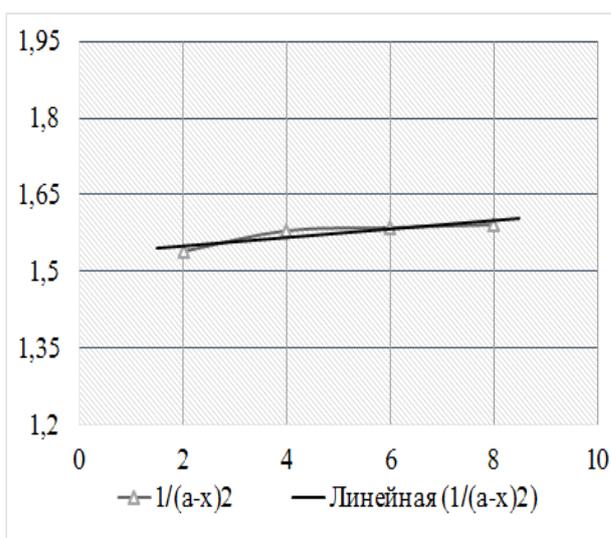
Исходя из данных таблицы 4.2, построим зависимости $1/(a-x)^2$ от τ (рисунок 4.1).

Таблица 4.2 – Порядок реакции процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации

№	(100-x)	$\frac{1}{(a-x)^2}$	τ	№	(100-x)	$\frac{1}{(a-x)^2}$	τ
1.	80,6	$1,539 \times 10^{-4}$	2	1.	83,1	$1,448 \times 10^{-4}$	2
2.	79,5	$1,581 \times 10^{-4}$	4	2.	82,1	$1,482 \times 10^{-4}$	4
3.	79,4	$1,587 \times 10^{-4}$	6	3.	80,2	$1,554 \times 10^{-4}$	6
4.	79,2	$1,593 \times 10^{-4}$	8	4.	80,5	$1,549 \times 10^{-4}$	8

Продолжение таблицы 4.2

1.	81,0	$1,524 \times 10^{-4}$	2	1.	60,2	$2,759 \times 10^{-4}$	2
2.	79,7	$1,572 \times 10^{-4}$	4	2.	55,4	$3,258 \times 10^{-4}$	4
3.	78,7	$1,615 \times 10^{-4}$	6	3.	55,2	$3,295 \times 10^{-4}$	6
4.	78,4	$1,626 \times 10^{-4}$	8	4.	54,8	$3,329 \times 10^{-4}$	8
1.	25,8	$1,502 \times 10^{-3}$	2	1.	23,8	$1,765 \times 10^{-3}$	2
2.	22	$2,066 \times 10^{-3}$	4	2.	19,4	$2,066 \times 10^{-3}$	4
3.	17,7	$3,191 \times 10^{-3}$	6	3.	14,1	$3,191 \times 10^{-3}$	6
4.	16,7	$3,585 \times 10^{-3}$	8	4.	13,9	$3,585 \times 10^{-3}$	8



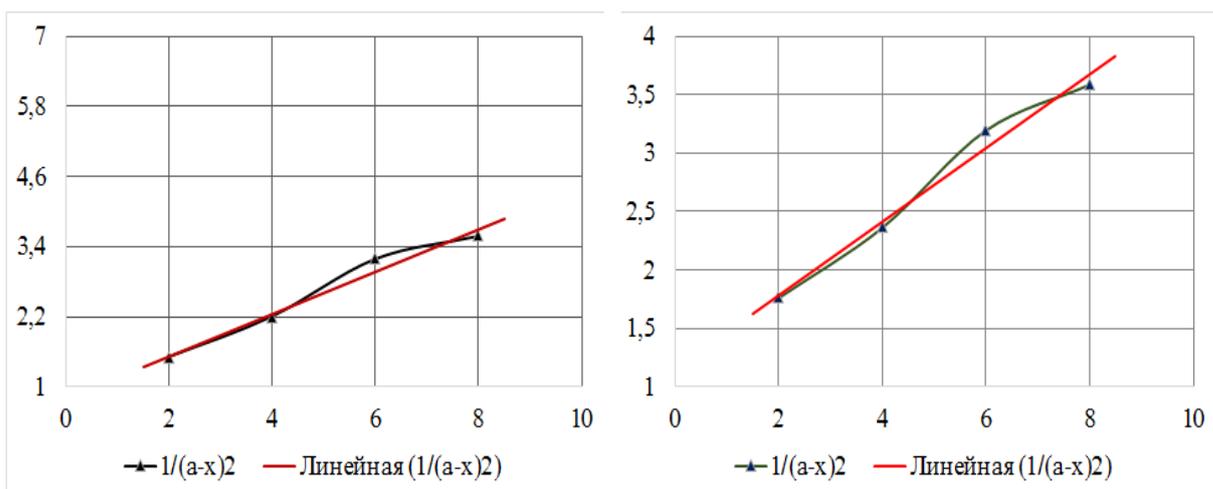


Рисунок 4.1 – Графическое определение константы скорости реакции

Определение порядка по начальным скоростям невозможно, так как неизвестна начальная концентрация золота.

Расчетные данные реакции третьего порядка на основе экспериментально полученных результатов представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 - Константы скорости реакции процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации

№ таблицы	$\frac{1}{(a-x)^2}$	
	$\text{tg } \alpha$	k
1.	0,003	0,0015
2.	0,01617	0,008085
3.	0,002275	0,011375
4.	0,02025	0,010125
5.	0,3372	0,1686
6.	0,3033	0,15165

Одинаковые начальные концентрации наблюдаются только для второй, третьей и четвертой частей таблицы 3.1.2 и 3.1.3, что подходит для наших исследований для определения энергии активации.

Рассчитанный по методу наименьших квадратов тангенс угла наклона прямой позволит определить энергию активации (таблица 4.4).

Таблица 4.4 – Расчетные данные для определения кажущейся энергии активации процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации

№	t, °C	T, К	$\frac{1}{T}$	k	lnk
1.	200	473,15	0,0021135	0,008085	- 4,8177
2.	400	673,15	0,0014855	0,011375	- 4,25633
3.	600	873,15	0,0011453	0,02025	- 3,89960

$$\ln k = \ln A - \frac{E}{RT};$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{2,2}{0,0023} = 956,522.$$

$$E = R \times \operatorname{tg} \alpha = 8,3144 \times 956,522 = 7952,906 \text{ Дж} = 7,95 \text{ кДж}.$$

Из графика зависимости $\ln k$ от $\frac{1}{T}$ (рисунок 4.2) следует, что $\ln A = -2,8$.

Построим график зависимости логарифма константы скорости от температуры в соответствии с уравнением Аррениуса (рисунок 4.2)

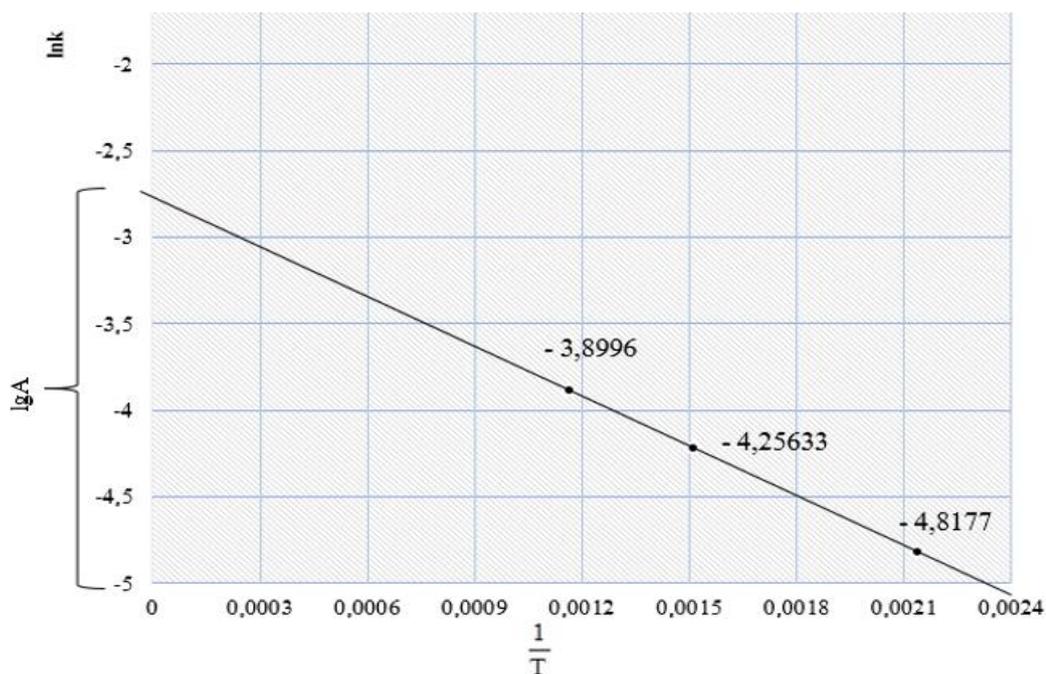


Рисунок 4.2 – Линеаризация по уравнению Аррениуса

Таким образом, определено значение энергии активации, которая равна 7,95 кДж/моль, что свидетельствует о быстром протекании реакции в диффузионной области.

Полученные данные могут быть использованы при исследовании различных руд, содержащих серебро, и проектировании золото-извлекательных фабрик, где предусмотрено ацетилтиомочевинное выщелачивание.

4.2. Моделирование технологических процессов ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации

Построение любых моделей так или иначе связано с процессом научного познания. Познавательный прогресс заключается в активном взаимодействии человека (субъекта) с реальной действительностью (объектом – оригиналом, или объектом) и носит целенаправленный характер. В основе этого процесса всегда лежит задача, которую решает человек для достижения своих целей.

Применение методов математического моделирования позволяет интерпретировать экспериментальные данные, выявлять количественные закономерности механизма процессов.

Изучению процесса выщелачивания золота в металлургической промышленности посвящены работы многих исследователей. На данном этапе работы рассматриваются моделирование и оптимизация физико-химических параметров процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота с применением серной кислоты, сульфата железа при различных температурах.

Для оптимизации изучаемого процесса применены пакеты математических моделей с последующим анализом взаимосвязи между входными и выходными параметрами процесса и определением оптимальных значений технологических параметров. Ацетилтиомочевинное выщелачивание золота проводили для 5 образцов, при $T=200$ до 600 °С, при разных значениях рН среды, в течение 2-8 час.

В таблицах 3.7 и 3.8 представлены численные значения ацетилюриемочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации в зависимости от способа проведения выщелачивания.

В соответствии с планом эксперимента для каждой температуры было выбрано 4 точки. С использованием метода полиномы Лагранжа количество этих точек увеличивалось до семи. Результаты исследований показаны в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Структурная матрица планирования двухфакторного эксперимента

Начало								
x1		x2	x3	x4	y1	y2	y3	y4
2		4	6	8	19,4	20,5	20,6	20,8
	x5	x6	x7					
	3	5	7					
L1 =	0,375	0,0625	0,201299					
L2 =	0,75	1,25	0,815789					
L3 =	-0,125	-0,3125	-0,01709					
L =	20,075	20,4	20,27686					
Хвосты флотации после обжига при 200 °С								
x1		x2	x3	x4	y1	y2	y3	y4
2		4	6	8	16,9	17,9	19,8	19,5
	x5	x6	x7					
	3	5	7					
L1 =	0,375	0,0625	0,19186					
L2 =	0,75	1,25	0,83427					
L3 =	-0,125	-0,3125	-0,02613					
L =	17,2875	17,24375	17,65849					

Продолжение таблицы 4.5

Хвосты флотации после обжига при 400 °С								
x1		x2	x3	x4	y1	y2	y3	y4
2		4	6	8	19	20,3	21,3	21,6
L1 =	0,375	0,0625	0,2					
L2 =	0,75	1,25	0,818182					
L3 =	-0,125	-0,3125	-0,01818					
L =	19,6875	19,90625	20,02182					
Хвосты флотации после обжига при 600 °С								
x1		x2	x3	x4	y1	y2	y3	y4
2		4	6	8	39,8	44,6	44,8	45,2
	x5	x6	x7					
	3	5	7					
L1 =	0,375	0,0625	0,22905					
L2 =	0,75	1,25	0,773585					
L3 =	-0,125	-0,3125	-0,00264					
L =	42,775	44,2375	43,50003					
Хвосты флотации после обжига при 600 °С + обработка с H ₂ SO ₄								
x1		x2	x3	x4	y1	y2	y3	y4
2		4	6	8	76,2	80,6	85,9	86,1
	x5	x6	x7					
	3	5	7					
L1 =	0,375	0,0625	0,239612					
L2 =	0,75	1,25	0,760997					
L3 =	-0,125	-0,3125	-0,00061					
L =	78,2875	78,66875	79,54248					

На рисунке 4.3 показаны зависимости извлечения золота от времени (экспериментальные данные).

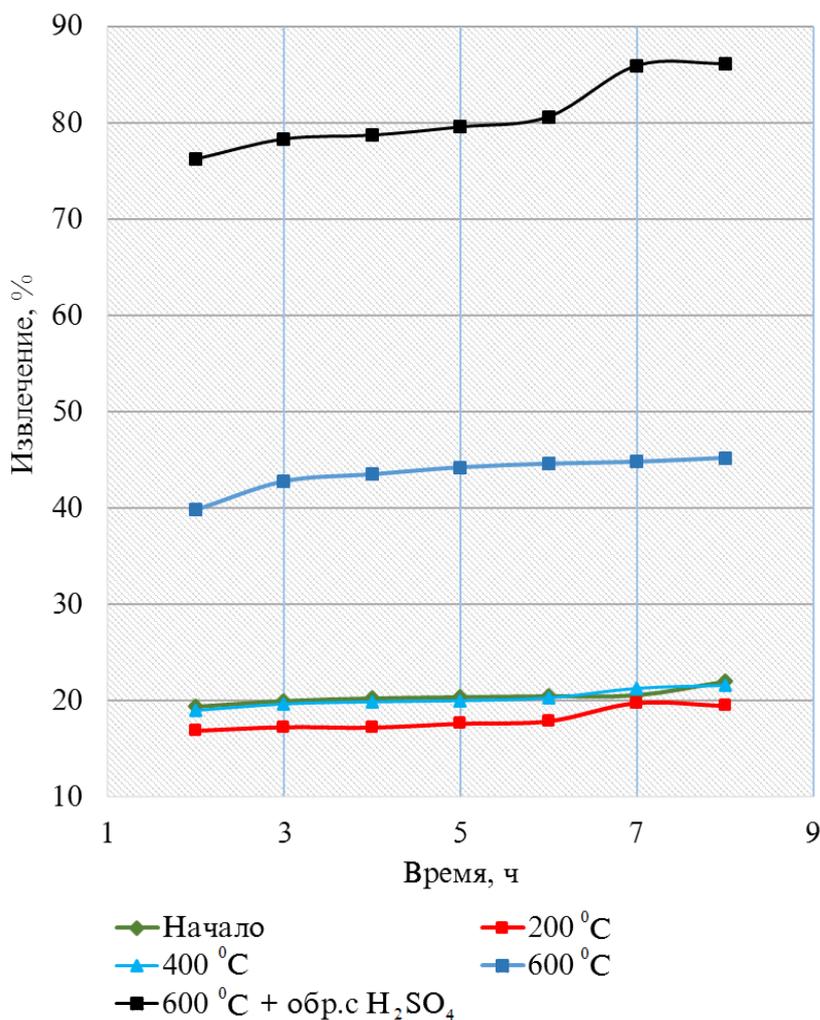


Рисунок 4.3 –
Зависимость
извлечения золота от
времени при
различных
температурах
(экспериментальные
данные)

Ниже приводятся экспериментальные и расчетные данные для пяти опытов, процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации при различных температурах.

Берём частные производные по неизвестным параметрам a , b и c , приравниваем их к нулю. Полученные уравнения объединяем в систему и, решая её, находим неизвестные параметры. Следуя этому правилу, имеем:

$$\begin{cases} \left(\sum_{i=1}^n x_i^4 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) c = \sum_{i=1}^n x_i^2 y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) c = \sum_{i=1}^n x_i y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) b + nc = \sum_{i=1}^n y_i. \end{cases}$$

Решая систему уравнений вышеуказанным методом Гаусса, находим:

$$a = 21,08081908; b = 0,271194548; c = -0,344464446.$$

Итак, эмпирическая формула для начальной температуры, выведенная нами, имеет вид

$$Y=21,08+0,27X1-0,34X2.$$

Подсчитаны проценты отклонения эмпирических и опытных данных по точкам, и по ним найдено среднее процентное отклонение, равное $-5,075$.

На рисунках 4.4 – 4.8 представлена кинетическая кривая выщелачивания золота из хвостов флотации при различных температурах, а также для сравнения кривая, полученная на основании эмпирических данных. Как следует из полученных данных, расчетные и экспериментальные выходные кривые достаточно хорошо совпадают.

Как видно из рисунка 4.4, они удовлетворительно накладываются друг на друга.

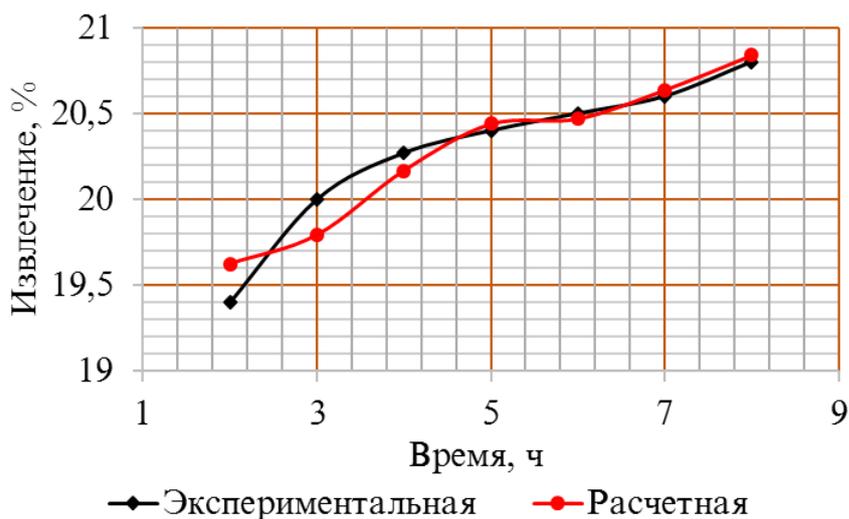


Рисунок 4.4 – Графики зависимость извлечения золота от времени при начальных температурах

Ацетилтиомочевинное выщелачивание золота при 200 °С:

$$a = 12,80428571; b = 0,426309524; c = 0,558333333.$$

Эмпирическая формула,

$$Y=12,08+0,42X1+0,55X2.$$

Среднее процентное отклонение, равное $-2,03$.



Рисунок 4.5 – Графики зависимость извлечения золота от времени при 200 °С

Ацетилтиомочевинное выщелачивание золота при 400 °С:

$$a = 21,62511066; b = 0,493440644; c = - 0,642253521.$$

Эмпирическая формула,

$$Y=21,62+0,49X1- 0,64X2.$$

Среднее процентное отклонение, равное – 5,07.

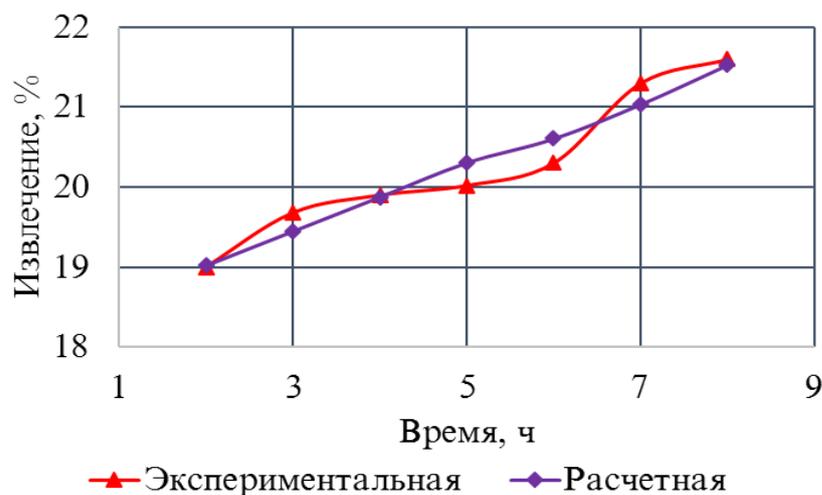


Рисунок 4.6 – Графики зависимость извлечения ацетилтиомочевинного выщелачивания золота от времени при 400 °С

Ацетилтиомочевинное выщелачивание золота при 600 °С:

$$a = 63,418; b = 1,187142857; c = -3,96.$$

Эмпирическая формула,

$$Y=63,41+1,18X1-3,96X2.$$

Среднее процентное отклонение, равное – 1,01.

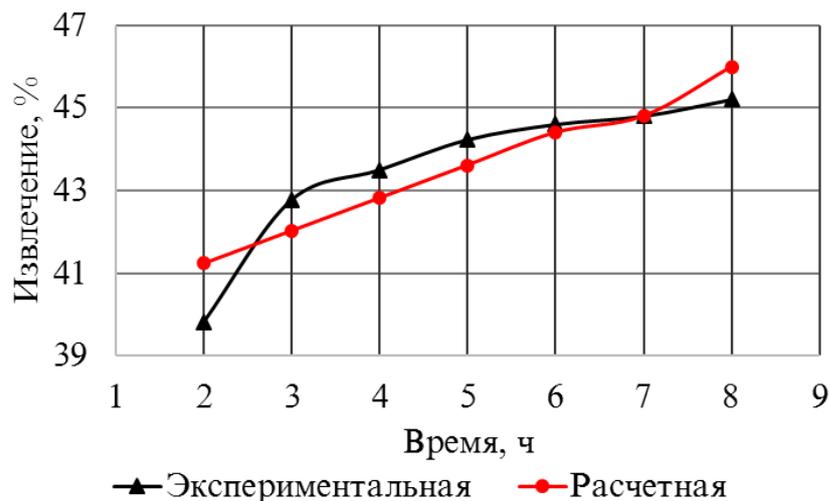


Рисунок 4.7 – Графики зависимость извлечения ацетилтиомочевинного выщелачивания золота от времени при 600 °С

Ацетилтиомочевинное выщелачивание золота при 600 °С и после обработки серной кислотой:

$$a = 54,26831169; b = 0,906233766; c = 8,263636364.$$

Эмпирическая формула,

$$Y = 54,26 + 0,90X_1 + 8,2X_2.$$

Среднее процентное отклонение, равное – 6,09.

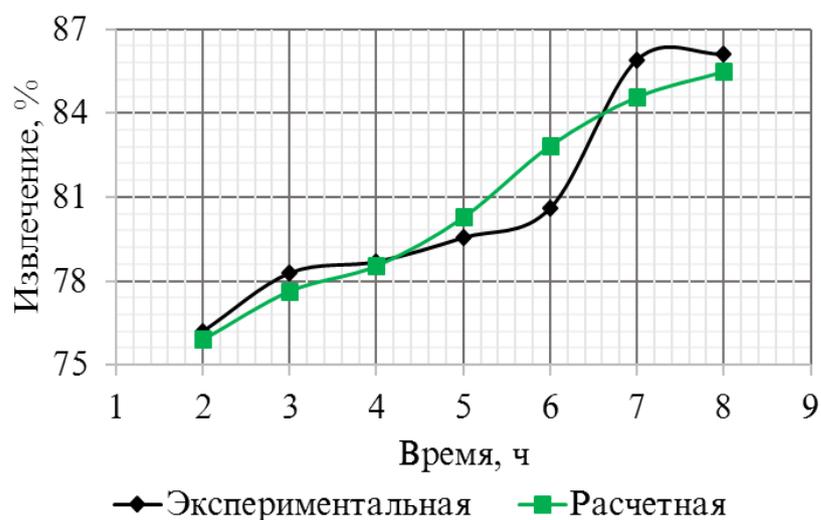
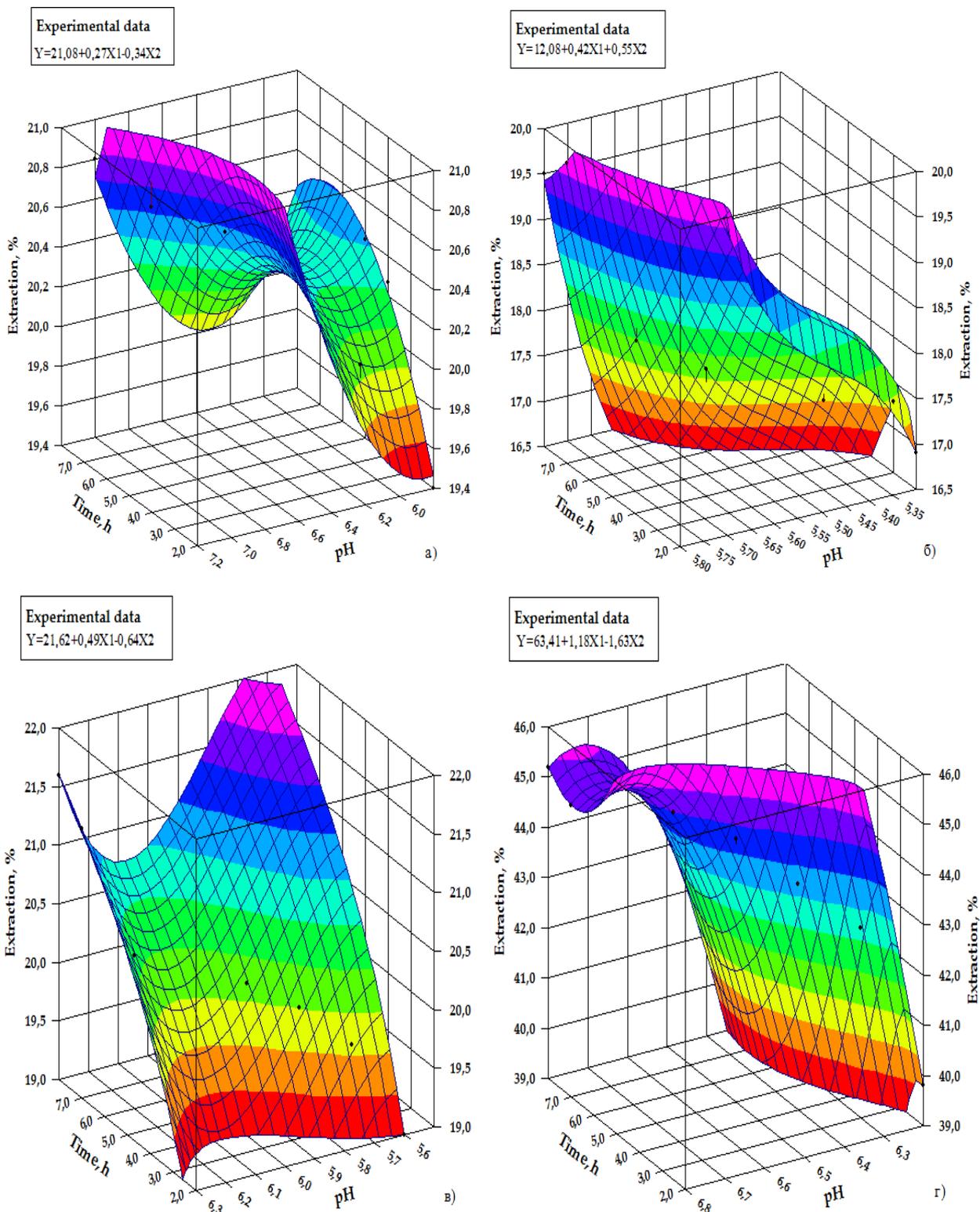


Рисунок 4.8 – Графики зависимость извлечения ацетилтиомочевинного выщелачивания золота от времени при 600 °С + обработка серной кислотой

Проведённые регрессионные и дисперсионные анализы позволили получить адекватные математические модели. Для определения

корреляционных зависимостей между входными параметрами и исследуемыми показателями по результатам эксперимента использовалась известная программа DataFit 9.1 и получены 3D графики (рисунок 4.9) зависимости извлечения золота от pH среды и времени.



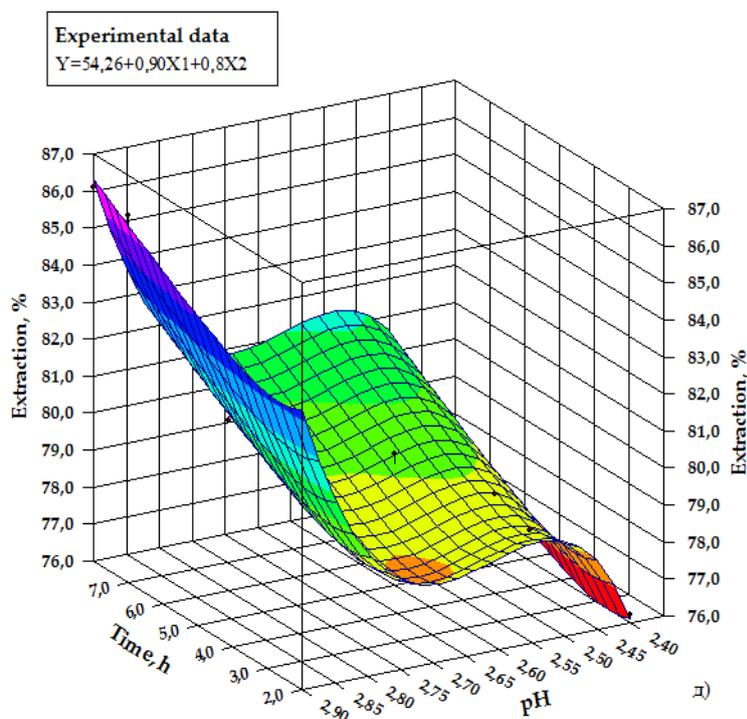


Рисунок 4.9 – 3D график зависимости извлечения золота от pH среды и времени

В результате сравнения расчетов по программе и экспериментальных данных показано, что математическая модель каждой стадии процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации в испытании адекватно описывает реальный процесс.

Полученные результаты позволяют также применить предложенные и проверенные в реальных условиях математические модели при разработке системы контроля и управления процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации.

4.3. Влияние вещественного состава руд на процесс ацетилтиомочевинного, тиомочевинного выщелачивания и оценка перспектив использования этого процесса для извлечения золота из хвостов флотации месторождения Джижикрут

Процесс ацетилтиомочевинного и тиомочевинного выщелачивания золота испытан более чем на 20 пробах (руды и продукты обогащения – концентраты, хвосты), существенно различающихся между собой по общему химическому составу, а также по содержанию и минеральной форме

присутствующего в рудах золота и др. Результаты испытаний тиомочевины и ацетилтиомочевины этих же продуктов сопоставлялись по технологическим показателям с результатами цианирования.

По результатам исследования и технологических испытаний выявлены следующие основные преимущества ацетилтиомочевинной и тиомочевинной технологии по сравнению с цианированием:

- ✓ исключение из технологического цикла цианистых солей, жидкого хлора и его производных, относящихся к категории сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ);
- ✓ относительно простая система регенерации растворителя и очистки отрегенированных растворов от примесей, обеспечивающая возможность организации бессточной гидрометаллургической технологии;
- ✓ более эффективное сочетание операций ацетилтиомочевинного выщелачивания с предварительной кислотной обработкой.

В ряде публикаций отмечается возможность извлечения золота кислыми ацетилтиомочевинными и тиомочевинными растворами из хвостов флотации месторождения Джижикрут.

ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ

1. Изучен физико-химический состав исходных руд и продуктов флотации, их разложения дифференциально-термическим, рентгенофазовым методами. С помощью рентгеновской дифрактометрии выявляет особенности поэтапного разложения исходной золото-сурьмяно-ртутных руд на различных этапах технологической обработки и обогащения.

2. Изучены физико-химические закономерности выщелачивания золота ацетилтиомочевинной и тиомочевинной из хвостов флотации. Разработанный процесс позволяет достигнуть извлечение золота после обжига при 600 °С и обработки серной кислотой с тиомочевинной 81 – 88 % и ацетилтиомочевинной 76 – 86 %.

3. Исследована кинетика процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации, рассчитаны значения энергии активации процесса, составившие, соответственно, 7.95 кДж/моль, что свидетельствует о быстром протекании реакции в диффузионной области.

4. Определено содержание золота в золото-сурьмяно-ртутных руд и продуктов обогащения с адсорбцией активированным углем-йодометрическим методом. По данным анализа можно сделан вывод, о том, что руда нижних горизонтов Джижикрутского месторождения является золотосодержащей ртутно-сурьмяной рудой. Показано, что золото не обогащается в концентрат, а остается в хвостах и можно его извлекать из хвостов флотации.

5. Разработана математическая модель процесса ацетилтиомочевинного выщелачивания золота из хвостов флотации месторождения Джижикрут. На основании проведенных математических расчетов предложена модель выщелачивания золота из хвостов флотации, которую можно рекомендовать в производство.

6. Разработана и предложена принципиальная технологическая схема обогащения золото-сурьмяно-ртутных руд месторождения

Джизикрут. Рекомендуемая технологическая схема флотации руды нижних горизонтов Джизикрутского месторождения включает в себя измельчение руды до 75% класса -0,063 мм, основную, две контрольные флотации и перечистки концентрата две или три в зависимости от качества получаемого концентрата.

Результаты научной работы используются в учебном процессе Технического колледжа Таджикского технического университета им. М. Осими при подготовке специалистов по специальности 3-480154 обогащение полезных ископаемых, при чтении лекций, проведении лабораторных работ, а также при написании научных и дипломных работ, рефератов по предметам технологии обогащения руд цветных металлов, химических технологий и других профильных дисциплин.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бочаров, В.А. Технология золотосодержащих руд: моногр. /В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин. - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. - 420 с.
2. Самихов, Ш.Р. Технология обогащения руд нижних горизонтов Джижикрутского месторождения /Ш.Р.Самихов, Х.И.Холов, З.А.Зинченко// Доклады АН РТ. 2017. Том 60. - №10 -С.533-538.
3. Мельникова, С.М. Сурьма/ С.М. Мельникова -М., 1954, С.50-54.
4. Смирнов, В.А. Обогащение руд и отходов цветных металлов / В.А. Смирнов, В.Н. Бредихин, А.И. Шевелев // ДонНТУ «Кальмиус», 2008, - 500 с.
5. Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей. Ч.2. / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // Химическое обогащение золотосодержащего сырья: Курс лекций. М. МИСиС, 2003. - 105 с.
6. Пеньков И.Н. Физико-химические основы комплексной переработки руд / И.Н. Пеньков, А.И. Сафин // Изв. АН СССР Серия геолог, 1966, -№ 12. -С.11–51.
7. Бочаров, В.А. Технология золотосодержащих руд: моногр. /В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин// - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. - 420 с.
8. Гольман, А.М. Ионная флотация / А.М. Гольман // М.: Недра. 1982. -143 с.
9. Бедрань, Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб.пособие для вузов / Н.Г. Бедрань // Киев. 1980, - 416 с.
10. Воронин, Н.Н. Флотационная очистка рудничных вод / Н.Н. Воронин, В.Д.Демидов, А.Е. Черкасов//Цветные металлы. 1990. -№3.
11. Кармазин, В.И. Современные методы магнитного обогащения руд чёрных металлов / В.И. Кармазин // -М. Госгортехиздат, 1962, -659 с.
12. Matis, K.A. Electrolitic Flotation: An Unconventional Technique in the book Flotation science and engineering / K.A. Matis, A.J. Zouboulis // New York, Basel, Hong-Kong: Mars el Dekker Inc., 1995.

13. Бедрань, Н.Г. Переработка и качество полезных ископаемых: учеб.для ВУЗов / Н.Г. Бедрань, Л.М. Скоробогатова // - М. Недра, 1986. -272 с.
14. Абрамов, А.А. Технология обогащения полезных ископаемых / А.А. Абрамов // -М. Изд-во Московского Горного ун-та, 2004-2010 гг. Т.1. – с.4.
15. Андреев, С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд. перераб. и доп. / С.Е. Андреев, В.А. Перов, В.В. Зверевич // - Недра, 1980. - 415 с.
16. Акмаева, С.С. Комбинированные методы переработки окисленных и смешанных руд / С.С. Акмаева // Изв. АН Арм. ССР. Серия геологических наук, 1957, № 2, с. 53 – 58.
17. Лопатин, А.Г. Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов / А.Г. Лопатин // -М.: Недра, 1975. -215 с.
18. Бедрань Н.Г. Переработка и качество полезных ископаемых: Учеб. для вузов / Н.Г. Бедрань, Л.М. Скоробогатова // - М. Недра, 1986. -272 с.
19. Ипькова, К.Н. Обогащение руд (Бюл. «Механобра») / К.Н. Ипькова // Л. 1968, № 5, -С.29 – 31.
20. Благодатин, Ю.В. Развитие гравитационного обогащения на Норильском комбинате / Ю.В. Благодатин, А.А. Яценко, Ю.А. Салайкин // Цветные металлы. 1998. - № 10.
21. Меркин, Э.Н. Зарубежная практика переработки сурьмяных руд / Э.Н. Меркин, Т.В. Русакова, С.М. Мельников, Д.Г. Кодеина // М. «Цветметинформация», 1972, -С.40.
22. Самихов, Ш.Р. Технология переработки упорных и бедных золотосодержащих руд: дис.канд.тех. наук. / Ш.Р. Самихов // - Душанбе, 2006. –131 с.
23. Малкин, Я.З. Metallургическая и химическая промышленность Казахстана / Я.З. Малкин // 1969. № 6, -с.62–67.

24. Плаксин, И.Н. Физические и химические основы переработки минерального сырья / Плаксин И.Н. // Изв. АН СССР Сер. Metallургия и горное дело. 1964. №6. -С.282.
25. Белаш, Ф.Н. Обогащение полезных ископаемых / Ф.Н. Белаш, О.Б. Пугина // М., Metallургиздат, 1958, С.25–30.
26. Ивановский, М.Д. Обогащение руд и песков благородных металлов. / М.Д. Ивановский // -М.: Наука. 1971. - 185 с.
27. Стрижко, В.С. Очистка водных растворов от ионов кобальта, никеля, меди и цинка реагентом диэтилдитиокарбаматом натрия / В.С. Стрижко, Д.В. Шехирев, В.А. Игнаткина // Изв. вузов. Цветная metallургия. 1999. № 1. -С.12-16.
28. Плаксин, И.Н. Изв.вуз. / И.Н. Плаксин // Цветная metallургия, 1960, № 6, - С.95-103.
29. Митрофанов, С.И. Селективная флотация / С.И. Митрофанов // -М. Недра, 1967. - 284 с.
30. Пугина, О.Б. Обогащение полезных ископаемых / О.Б. Пугина // М., Metallургиздат, 1958, -С.25–30.
31. Белаш Ф. Н. Редкие металлы / Ф.Н. Белаш // 1936, № 3, -С.23-31.
32. Соложенкин, П.М. Обогащение сурьмяных и ртутных руд / П.М. Соложенкин // -М. «Цветметинформация», 1968. - 94 с.
33. Filippov, L.O. Physicochemical mechanisms and ion flotation possibilities using columns for Gr^{6+} recovery from sulfuric solutions / L.O. Filippov, R. Houot, R. Joussemet // Int. J. of Miner. Proc., 1997. -V. 51. ¹ - P.229-239.
34. Вериги, К.Н. Цветная metallургия / К.Н. Вериги // 1964, № 24, -С.11-12.
35. Белаш Ф.Н. Абразивное действие минеральных зерен при флотации / Ф.Н. Белаш // -М. Metallургия, 1965, - 44 с.
36. Верхотуров, М.В. К возможностям гравитационного обогащения: Мат. конф. «Плаксинские чтения - 2006» / М.В. Верхотуров, Д.А. Гольдман // Красноярск: ГОУВПО «Гуцмиз», -С.92-93.

37. Белаш, Ф.Н. Обогащение полезных ископаемых / Ф.Н. Белаш, О.В. Пугина // вып. 1. - М., Metallurgizdat, 1958, -С.25 – 30.
38. Кузовлев, А.К. Физико-химические основы комплексной переработки руд Средней Азии / А.К. Кузовлев, Л.Н. Нурматова, Т.С. Тимофеева, Г.В. Шугорина // Душанбе, «Дониш», 1968, -С.200-205.
39. Игнаткина, В.А. О взаимодействии компонентов флотационной сульфидной пульпы / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров // Горный журнал. 2007. - № 2.
40. Пеньков, И.Н. Геохимия / И.Н. Пеньков // 1971, № 6, -С.731 – 742.
41. Семин, Г.К. Применение ядерного квадрупольного резонанса в химии / Семин Г.К. // -М. «Химия», 1972, - 56 с.
42. Александров, С.Н. Редкие металлы / С.Н. Александров, А.А. Болдырев // 1936, № 2, -С.35 – 36.
43. Митрофанов, С.И. Селективная флотация / С.И. Митрофанов // -М. Недра, 1967.
44. Кешицкий, Я.Н. Труды ин-та «Механобр» / Я.Н. Кешицкий // М., 1969, вып. 126, № 27, -С.42 – 49.
45. Чумаров, В.Я. Цветные металлы / В.Я. Чумаров, Г.П. Гончарова // 1941, № 11-12, -С.32 – 34.
46. Кзоитко, В.М. Технологическая минералогия и оценка руд / В.М. Кзоитко // СПб. Наука, 1997. - 570 с.
47. Кузовлев, А.К. Физико-химические основы комплексной переработки руд Средней Азии / А.К. Кузовлев, Л.Н. Нурматова, Т.С. Тимофеева, Г.В. Шугорина // Душанбе, «Дониш», 1968, -С.200-205.
48. Хабаров, В.В. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья / В.В. Хабаров, В.И. Забельский, Д.Е. Воробьев // -М. Недра, 1994.
49. Митрофанов, С.И. Селективная флотация / С.И. Митрофанов // -М. Недра, 1967. - 285 с.

50. Романович, И.Ф. Полезные ископаемые / И.Ф. Романович, А.И. Кривцов, Д.П. Филиппов // -М. Недра, 1982. - 384 с.
51. Mitsui, Mining and Smelting Co. Elimination of heavy metals in waste water by electrolytic flotation / Mitsui //Tech. Inf. Bull. Japan, 1989.
52. Бердичевский, Б.И. Цветная металлургия / Б.И. Бердичевский, И.В. Тырышкин // 1966, -№ 3, -С.21-23.
53. Бердичевский, Б.И. Научные труды (Средазнипроцветмет), Ташкент, изд. Средазнипроцветмета / Б.И. Бердичевский // 1968, № 1, -С.113.
54. Лодейщиков, В.В. Гидрометаллургия золота / В.В. Лодейщиков // -М. Наука, 1980. -194 с.
55. Бочаров, В.А. Исследование гравитационно-флотационной схемы извлечения золота из руд продуктов обогащения / В.А. Бочаров, Г.И. Лапшина, Е.Л. Чантурия и др. // -М. МИСиС; Гинцветмет, 1998.
56. Stalidis, G.A. Selective separation of cooper, zinc and arsenic from solution by flotation techniques / G.A. Stalidis, K.A. Matis, N.K. Lasaridis // Sep. Sci. Technol. 1989. -V.24. № 1. -P.97.
57. Стаханов, Г.А. Цветная металлургия (Бюл, ин-та «Цветмет-информация») / Г.А. Стаханов // 1966, № 5, -С.19-21.
58. Шохин, В.Н. Гравитационные методы обогащения / В.Н. Шохин, А.Г. Лопатин // -М. Недра, 1980. - 400 с.
59. Лопатин, А.Г. Центробежное обогащение руд и песков / А.Г. Лопатин // - М. Недра, 1987. - 235 с.
60. Томов Т.Г. Обогащение руд в тяжелых жидкостях / Т.Г. Томов // -М. «Наука», 1968. - 167 с.
61. Справочник по обогащению руд. Т.1. -М., «Недра», 1972. - 446 с.
62. Sesely A. The use of column flotation in the process of removal Pb and Cu from contaminated water and soil / A. Sesely // Rud-met.zb. 1997. С. 3-4.
63. Соложенкин, П.М. Цветная металлургия (Бюл.ин-та «Цветметинформация») / П.М. Соложенкин, Е.С. Соколов // 1966, № 19, - С.21-22.

64. Узлов, В.М. Цветная металлургия (Бюл.ин-та «Цветметинформация») / В.М. Узлов и др. // 1973, № 5, -С.19-21.
65. Бердичевский, Б.И. Научные труды / Б.И. Бердичевский, Е.Л. Попов // вып. 3. Ташкент, Изд. Средазнипроцветмета, 1971, - С.18 – 27.
66. Пеньков, И.Н. Гидрометаллургия золота / И.Н. Пеньков, И.А. Сафин // Изв. АН СССР. Серия геолог. 1969, № 12, - С.69 – 75.
67. Романтеев Ю.П. Металлургия благородных металлов / Ю.П. Романтеев // - М. МИСиС, 2007. - 259 с.
68. Митрофанов, С.И. Комбинированные методы переработки окисленных и смешанных руд / С.И. Митрофанов, Р.Б. Новик, А.В. Курочкина и др. // - М. Недра. -1970. - 286 с.
69. Гудима, Н.В. Краткий справочник по металлургии цветных металлов / Н.В.Гудима, Я.П.Штейн // -М. Металлургия. 1975. - 234 с.
70. Макаранец, Л.О. Ионная флотация с дитиокарбаматами как метод очистки сточных вод предприятий горно-металлургической промышленности: Тез.докл. Первого конгресса обогатителей стран СНГ / Л.О. Макаранец // - М. Альтекс, 1997.
71. Кузовлев, А.К. Физико-химические основы комплексной переработки руд Средней Азии / А.К. Кузовлев, Л.Н. Нурматова, Т.С. Тимофеева, Г.В. Шугорина // Душанбе «Дониш», 1968, - С.200-205.
72. Lasaridis, N.K. Dissolved-Air flotation of Metal Ions / N.K. Lasaridis, K.A. Matis, G.A. Stalidis, P. Mavros // Sep.Sci. Technol. 1992. V.27, № 13, - P.1743.
73. Соложенкин, П.М. Исследования модифицированных дитиофос-фатов для флотации сульфидных минералов меди, железа, цинка и золота / П.М. Соложенкин // ДАН Тадж. ССР, Т.VIII, № 6, -С.20-25.
74. Хухунайшвили, И. А. Цветные металлы / И.А. Хухунайшвили // 1958, № 5, -С.18-19.
75. Глинкин, М.А. Использование метода гальванокоагуляции для очистки стоков от тяжелых металлов / М.А. Глинкин, Н.М. Зинатулина //

- Экология химических производств: Тез.докл. межд. науч.-техн. конф. Северодонецк, 1994. - С.85-86.
76. Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья: Учеб.пособие / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2003. - 406 с.
77. Чантурия, В.А. Перспективы устойчивого развития горно-перерабатывающей индустрии России / В.А. Чантурия // Горный журнал. 2007. № 2, –С.29.
78. Лодейщикова, В.В. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом / В.В. Лодейщикова // - М. Металлургия, 1973. - 287 с.
79. Меретуков, М.А. Металлургия благородных металлов / М.А. Меретуков, А.М. Орлов // -М. Металлургия, 1991. - 416 с.
80. Котляр, В.В. Металлургия золота и серебра / В.В. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко // - М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2005.
81. Лодейщиков, В.В. Аппаратурное оформление процесса чанового бактериального выщелачивания упорных золотосодержащих руд и концентратов / В.В. Лодейщиков, В.М. Муллов // Цветные металлы. 1995. № 1, -С.22-24.
82. Дементьев, В.Е. Возможные пути интенсификации процесса цианирования золото – серебряных руд при пониженных концентрациях растворителя. Охрана окружающей среды при переработке золотосодержащих руд: Сб. науч. тр. Иргиредмета / В.Е. Дементьев, В.В. Лодейщиков // - М. 1982. - С.10-16.
83. Лодейщиков, В.В. Полупромышленные испытания технологии металлургической переработки углистых золото – мышьяковых концентратов. Науч. тр. Иргиредмета / В.В. Лодейщиков, И.А. Жучков, И.К. Скобеев и др. // - М.: Недра, 1970. Вып. 20, - С.129-144.
84. Барышников, Т.Н. Торф-природный ионообменник - средство для очистки вод Урала / Т.Н. Барышников, И.А. Арканова, Б.И. Корюкин // Изв.вузов. Горный журнал. 1996. № 5-6. - С.139-153.

85. Groudeva, V.I. Biological treatment of acid drainage waters from a copper mine / V.I. Groudeva, S.N. Groudev, S. Petcova // Miner. Slov. 1996. V.28, - P. 318-320.
86. Игнаткина, В.А. Исследования модифицированных дитиофосфатов для флотации сульфидных минералов меди, железа, цинка и золота / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, В.В. Степнова и др. // Обогащение руд. 2005. - №6.
87. Бочаров, В.А. О взаимосвязи физико-химических и флотационных свойств сульфидных минералов, определяющих выбор технологии переработки руд / В.А. Бочаров, Г.С. Агафонова, Г.А. Лапшина // Цветные металлы. 1996. - № 4.
88. Меретуков, М.А. Metallurgy благородных металлов. Зарубежный опыт / М.А. Меретуков // -М. Машиностроение, 1991. - 289 с.
89. Плаксин, И.Н. Metallurgy благородных металлов / И.Н. Плаксин // -М. Metallurgizdat, 1958. - 366 с.
90. Войлошников Г.И. Сорбционное извлечение благородных металлов из цианидных растворов и пульп активными углями: Дис. канд. техн.наук / Г.И. Войлошников // Иркутск, 1989. - 166 с.
91. Parekh, A.E. Removal of fine particulates and metal ions from process discharge wastewater using AC electrocoagulation technique: Proceedings of emerging process technologies for a cleaner environment / A.E.Parekh, J.G. Groppo, J.G. Justice // Feb.24-27, 1992, Littleton: Society for mining, metallurgy and exploration, Inc., 1992. P. 99-108.
92. Лодейщиков, В.В. Результаты укрупненных испытаний тиокарбамидной технологии переработки сульфидных золото – серебряных концентратов. Комплексное использование золоторудного сырья: Науч. тр. Иргиредмета / В.В. Лодейщиков, А.Ф. Панченко, О.Д. Хмельницкая // - М. 1979. -С.22-27.
93. Фазлуллина, М.М. Кучное выщелачивание благородных металлов / М.М. Фазлуллина // - М.: Изд-во Акад. горн, наук, 2001. - 646 с.

94. Самихов, Ш.Р. Изучение условий и разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Чоре / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, О.М. Бобомуродов // Доклады АН Республики Таджикистан. 2013. – Т.56, № 4. – С. 318 – 323.
95. Самихов, Ш.Р. Разработка технологии тиокарбамидного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Тарор. / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, О.М. Бобомуродов // Вестник Таджикского национального университета. – 2015. – № 1/1 (156). – С. 128 – 132.
96. Самихов, Ш.Р. Разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из концентратов месторождения Чоре / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, О.М. Бобомуродов // Цветные металлы. – 2014. – № 2. – С. 62 – 66.
97. Zinchenko, Z.A. /Researches of processing technology of flotation tailing of Sb-Hg goldcontaining ore of Jijicrut deposit. / Z.A. Zinchenko, I.A. Tuymen, M.S. Ismailova, Sh.R. Samikhov // Proceedings of the XI National conference. – Bulgaria. – Varna, June 19-23. 2011. – P.72-79.
98. Панченко, А.Ф. Разработка и изучение процесса тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из руд и перспективы использования его в промышленности: Матер, науч.-техн. конф., посвященной 100-летию Иргиредмета / А.Ф. Панченко, В.В. Лодейщиков, Л.А. Шамис // Иркутск, Магадан, 1972. С. 224-226.
99. Бочаров, В.А. Технология золотосодержащих руд: моногр. / В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин // - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. - 420 с.
100. Адамов, Э.В. Бактериальное выщелачивание в комбинированных схемах переработки минерального сырья. Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых / Э.В. Адамов // - М.: Наука, 1989. - С.110-118.
101. Казаков, В.П. ЖНХ / В.П. Казаков, А.И. Лапшин, Б.И. Пещевицкий // 1964. Т.9. Вып. 5. – С.1299-1301.

102. Ratajezak, H.M. J.inorg.nucl.chem. / H.M. Ratajezak, J. Pajdowski // - 1974. N.2. – P. 459-461.
103. Хмельницкая О.Д. ЖНХ / О.Д. Хмельницкая, Т.Д. Горностаева, А.Ф. Панченко и др. // 1985. N2. – С. 564-566.
104. Макотченко Е.В. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом / Е.В. Макотченко, Б.И. Пещевицкий, Р.И. Новоселов // Изв. СО АН СССР. Сер.хим.наук. 1978, Вып. 6. – С. 44-50.
105. Овсепян, Е.Н. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт / Е.Н. Овсепян, В.М. Тлраян, Г.Н. Шапошникова // Арм.хим.журн. 1966. Т.19, – С.412-416.
106. Лодейщиков, В.В. Гидрометаллургия золота / В.В. Лодейщиков, А.Ф. Панченко, О.Д. Хмельницкая // - М.: Наука, 1980, – С.26-35.
107. Каковский, И.А. Физические и химические основы переработки минерального сырья / И.А. Каковский, О.Д. Хмельницкая, А.Ф. Панченко др. // – М.: Наука, 1982, – С.148-155.
108. Каковский, И.А. Кинетика процессов растворения / И.А. Каковский, Ю.М. Поташников // – М.: Metallurgy, 1975, – 224 с.
109. Панченко, А.Ф. Обогащение руд в тяжелых жидкостях / А.Ф. Панченко, И.А. Каковский, Л.А. Шамис и др. // Изв. АН СССР. Металлы. 1975. №6, - С.32-36.
110. Светлов, В.А. Перспективные способы извлечения благородных металлов из растворов / В.А. Светлов, И.А. Каковский // Изв.вузов. Цветная металлургия. 1967. №2. – С.68.
111. Сорокина, Н.И. Геология сурьмы / Н.И.Сорокина, И.А. Каковский // Докл. АН СССР. 1971. №4. -С.844.
112. Россотти, Ф. Определение констант устойчивости и других констант равновесия в растворах / Ф. Россотти, Х. Россотти // - М.: Мир, 1965. - 230 с.
113. Губайловский, В.В. Цветная металлургия / Губайловский В.В., И.А. Каковский, Б.Д. Халезов // 1972. №5. – С.32-33.

114. Самихов, Ш.Р. Изучение разработки технологии тиосульфатного выщелачивания золота, серебра и меди из руды и концентратов месторождения Тарор / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко // Вестник Таджикского национального университета. – 2016. – № 1/2 (196). – С.160-165.
115. Самихов, Ш.Р. Исследования процесса тиосульфатного выщелачивания золотых мышьяксодержащих руд месторождения Чоре / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко // Доклады АН Республики Таджикистан. – 2014. – Т. 57, № 2, – С.145-150.
116. Бочаров, В.А. Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // Т.1. Обогащение золотосодержащего сырья: Курс лекций. М.: МИСиС, 2003. 270 с.
117. Войлошников, Г.И. Сорбционное извлечение благородных металлов из цианистых растворов и пульп активированными углями: Дис. канд. техн.наук / Г.И. Войлошников // Иркутск, 1989. 166 с.
118. Самихов, Ш.Р. Изучение процесса хлоридовозгонки золото-, медь- и мышьяксодержащих флотационных концентратов / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, Б.А. Бобохонов // Горный журнал. – 2011. – № 11. – С. 59 – 61.
119. Лодейщиков, В.В. Поведение благородных металлов при обжиге пиритных концентратов: Дис.канд.техн.наук. / В.В. Лодейщиков // Иркутск, 1959, 207 с.
120. Плаксин И.Н. Metallургия благородных металлов / И.Н. Плаксин // М.: Metallургиздат, 1943, 420 с.
121. Самихов, Ш.Р. Исследование влияния хлоринаторов на процесс хлоридовозгонки золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, Ю.Б. Азизкулов // Вестник Таджикского национального университета. – 2012. – № 1/1 (77). – С. 152 – 156.

122. Бочаров, В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых: Учебник / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // Т.1, М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2007.
123. Лодейщиков, В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов / Лодейщиков В.В. // -М.: Недра, 1968. 204 с.
124. Лодейщиков В.В. Извлечение золота, алмазов, редких и цветных металлов из руд: Науч. тр. Иргиредмета / В.В. Лодейщиков, Н.В. Филимонов // М.: Недра, 1970. Вып. 20. С.85-98.
125. Ролстен, Ф.Р. Йодитные металлы и йодиды металлов. Пер. с англ. / Ф.Р. Ролстен // М.: Metallurgy, 1968, - 375 с.
126. Ксензенко, В.П. Химия и технология брома, йода и их соединений / В.П. Ксензенко, Д.С. Стасиневич // - М.: Химия, 1979, -304 с.
127. Samikhov, Sh.R. Methods of persistent gold containing ore processing of Chore deposit, Proceedings of the 1st international Academic conference / Sh.R.Samikhov, Z.A. Zinchenko // st. Louis, Missouri, USA. – October 27–28. 2012. – P. 284 – 289.
128. Мейрович, А.С. Перспективные способы извлечения благородных металлов из растворов / А.С. Мейрович, М.А. Меретуков, В.П.Породнов // -М.: Гиналмаззолото. 1992, -58 с.
129. Меретуков, М.А. Metallurgy благородных металлов. Зарубежный опыт / М.А. Меретуков // -М.: Машиностроение, 1991, - 289 с.
130. Бобохонов, Б.А. Опыт отвального выщелачивания золота из руд месторождения «Хирсхона» в ООО СП «Зеравшан» / Б.А.Бобохонов, Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко // Золотодобыча. – Иргиредмет. – № 117. 2008. – С.11-16.
131. Самихов, Ш.Р. Полупромышленные испытания отвального выщелачивания забалансовой руды месторождения Джилау / Ш.Р. Самихов, З.А. Зинченко, Б.А. Бобохонов // Золото и технологии: Москва. – 2013. – № 3 (21). – С. 54 – 58.

132. Бочаров, В.А. Технология золотосодержащих руд: моногр. / В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин // - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. -420 с.
133. Сидоренко З.В. Ртутно-сурьмяное месторождение Джижикрут в Таджикистане / З.В. Сидоренко // Советская геология, 1948, № 34. – С.60-66.
134. Федорчук, В. П. Геология сурьмы / В.П. Федорчук // Москва: Недра, 1985. –267 с.
135. Азим, И. Зеравшанский горнопромышленный регион Таджикистана: геология и минеральные ресурсы / Азим Иброхим, М.М. Мамадвафоев, М.Д. Джанобилов, Р.С. Фахрутдинов // – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2012. –344 с.
136. Мамадвафоев, М.М. Раннепермский магматизм и ртутно-сурьмяное оруденение Зеравшано-Гиссарского рудного пояса (Центральный Таджикистан) / М.М. Мамадвафоев, А.Х. Хасанов, Н.И. Кривощекова, А.С. Ниёзов // Душанбе, 2010. –136 с.
137. Шадчинев, А.С. Геологическое строение и полезные ископаемые фанерозоя Кухистана (Центральный Таджикистан) / А.С. Шадчинев, Р.Д. Бахтдавлатов // Душанбе, 2008. –406 с.
138. Вазиров, К.В. Ртутно-сурьмяно-золоторудная формация Центрального Таджикистана и её промышленное значение / К.В. Вазиров // Душанбе: Дониш, 1992. – 348 с.
139. Новикова, Т.И. Окисные минералы сурьмы Джижикрутского ртутно-сурьмяного месторождения / Т.И. Новикова // Известия АН Тадж.ССР, отд.ест.наук, 1958. № 2. –С.13-27.
140. Горшков, Е.Н. Закономерности развития и металлогения домезозойских покровно-складчатых зон Зеравшано-Гиссарской редкометальной области. Автореф.дисс.док.геол.-мин.наук / Е.Н. Горшков // Москва, 1994. –52 с.
141. Холов, Х.И. Извлечение золота тиомочевинной флотации руды нижних горизонтов Джижикрутского месторождения / Х.И. Холов,

Ш.Р. Самихов, М.С.Зарифова, О.М. Бобомуродов // – Доклады АН Республики Таджикистан, 2019, № 1-2, с. 88-92.

142. Kholov, Kh.I. Acetylthiourea leaching gold from tails of flotation deposit Dzhikikrut / Kh.I. Kholov, Sh.R. Samikhov. // – Norwegian Journal of Development of the International Science. – Global Science Center LP.- 2019.-Oslo. Vol.3, p.70-76.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1



«Утверждаю»
Зам. директора по учебной
части технического колледжа
имени академик М. Осими
ж.э.н. Холматов Р.Б.
« 26 » « 02 » 2019 г.

АКТ

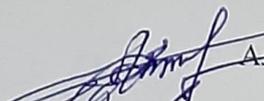
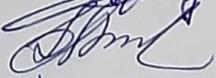
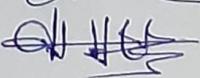
об использовании результатов лабораторных исследований по извлечению золота из хвостов флотации месторождения Джижикрут методом ацетилтиомочевинного выщелачивания в учебном процессе Технического колледжа Таджикского технического университета им. М. Осими

Мы, ниже подписавшиеся, представители Технического колледжа: декан факультета технологии Алиев Д.А., начальник учебной части Наимов А.Т., заведующий кафедрой химии и экологии, к.т.н., и.о. доцент Ниёзов Х.Х., составили настоящий акт о том, что результаты научных исследований по извлечению золота из хвостов флотации месторождения Джижикрут, методом ацетилтиомочевинного выщелачивания, внедрены в учебный процесс специальности 3-480154 обогащение полезных ископаемых, при чтении лекций, проведении лабораторных работ, а также при написании научных и дипломных работ, рефератов по предметам технологии обогащения руд цветных металлов, химических технологий и других профильных дисциплин.

Декан факультета технологии

Начальник учебной части

Заведующий кафедрой
химия и экология, к.т.н., и.о. доцент

 Алиев Д.А.
 Наимов А.Т.
 Ниёзов Х.Х.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

РЕСПУБЛИКА ТАДЖИКИСТАН ПАТЕНТНОЕ ВЕДОМСТВО

УДОСТОВЕРЕНИЕ

Гражданин **Холов Х.И.**

Является автором изобретения **Способ извлечения золота из сурьмяно-ртутной руды**

На изобретение выдан малый патент №ТJ **954**

Патентообладатель **Самихов Ш.Р., Холов Х.И., Сафаров С.Ш.**

Страна **Республика Таджикистан**

Соавторы **Самихов Ш.Р., Сафаров С.Ш.**

Приоритет изобретения **22.02.2018**

Дата подачи заявки **22.02.2018**

Заявка № **1801179**

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Республики Таджикистан **19 ноября 2018**

Малый действителен с **22 февраля 2018** г. по **22 февраля 2028** г.
Патент

Настоящее удостоверение предъявляется при реализации прав и льгот, установленных действующим законодательством